

АКАДЕМИЯ НАУК РЕСПУБЛИКИ ТАДЖИКИСТАН

Институт химии им. В. И. Никитина

На правах рукописи

САМИХОВ Шонавруз Рахимович

**ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ
ОСНОВЫ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНЫХ И БЕДНЫХ
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД ТАДЖИКИСТАНА**

02:00:04 - физическая химия

ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание ученой степени

доктора технических наук

Научный консультант:

доктор технических наук

Зинченко Зинаида Алексеевна

Душанбе - 2016

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	8
ГЛАВА 1. АНАЛИЗ СОВРЕМЕННЫХ ПРОБЛЕМ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА ИЗ ТРУДНООБОГАТИМЫХ И БЕДНЫХ РУД	16
1.1. Проблемы извлечения золота и серебра из упорного минерального сырья.....	16
1.2. Переработка упорных золотосодержащих концентратов.....	22
1.2.1. Окислительный обжиг.....	22
1.2.2. Автоклавное выщелачивание.....	25
1.2.3. Гидрохлорирование золотосодержащих руд и концентратов.....	29
1.2.4. Хлоридовозгонка золотосодержащих концентратов.....	33
1.2.5. Азотнокислотный способ переработки золотосодержащих концентратов.....	36
1.3. Технологические особенности переработки бедных золотосодержащих руд методом кучного выщелачивания.....	38
1.3.1. Текущее состояние технологии кучного выщелачивания при переработке бедных золотосодержащих руд.....	38
1.3.2. Физико-химические основы процесса кучного выщелачивания.....	40
1.3.3. Основные направления развития технологии извлечения золота в процессе промышленного кучного выщелачивания.....	48
Выводы по главе 1.....	59
ГЛАВА 2. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД И МЕТОДЫ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ	60
2.1. Геохимическая характеристика исследуемого сырья.....	60
2.1.1. Химический и минералогический состав руд Тарорского	

месторождения.....	60
2.1.2. Химический состав флотационного концентрата руд Тарорского месторождения.....	61
2.1.3. Химический и минералогический состав руды Чоринского месторождения.....	63
2.1.4. Химический и минералогический состав руды Джилауского месторождения.....	67
2.1.5. Химический и минералогический состав руды месторождения Хирсхона.....	69
2.1.6. Химический и минералогический состав руды Северно - Джилауского месторождения.....	70
2.1.7. Химический и минералогический состав руды Олимпийского месторождения.....	71
2.2. Методика экспериментов.....	71
2.2.1. Флотационный процесс.....	71
2.2.2. Цианирование руд.....	72
2.2.2.1. Бутылочное выщелачивание.....	72
2.2.2.2. Колонное выщелачивание.....	73
2.2.3. Кислотное разложение.....	75
2.2.4. Тиомочевинное и тиосульфатное выщелачивание.....	76
2.2.5. Исследования по хлоридовозгонке	77
2.2.6. Физико-химические методы исследования.....	78
ГЛАВА 3. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА ИЗ РУД РАЛИЧНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ МЕТОДОМ ЦИАНИРОВАНИЯ....	79
3.1. Цианидное выщелачивание золота и серебра из руды Джилауского месторождения.....	81
3.2. Цианидное выщелачивание золота и серебра из руд месторождения	

Северное Джилау.....	92
3.3. Цианидное выщелачивание золота и серебра из руд месторождения Хирсхона.....	94
3.4. Цианидное выщелачивание золота и серебра из руд месторождения Олимпийское.....	96
3.5. Цианидное выщелачивание золота и серебра из руд месторождения Мосариф.....	98
3.6. Цианидное выщелачивание золота, серебра и меди из руд месторождения Тарор.....	100
3.7. Результаты опытов по выщелачиванию золота, серебра и меди в аммиачно-цианистых растворах.....	102

ГЛАВА 4. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ТЕХНОЛОГИИ ХЛОРИДОВОЗГОНКИ МЕТАЛЛОВ ИЗ КОНЦЕНТРАТОВ.....

4.1. Исследование по хлоридовозгонке золото-, медно-, мышьяк содержащих концентратов.....	111
4.2. Термодинамический анализ хлоридовозгоночного обжига концентратов.....	116
4.3. Изучение влияния хлорирующих агентов на процесс хлоридовозгонки золото-, медно-, мышьяк содержащих концентратов месторождения Тарор.....	120
4.4. Изучение кинетики процесса хлоридовозгонки концентрата месторождения Тарор.....	126
4.5. Физико-химические исследования фазового состава продуктов хлоридовозгоночного обжига Тарорского концентрата.....	131
4.6. Рекомендуемая технологическая схема переработки руды Тарорского месторождения.....	132
4.7. Изучение влияния хлорирующих агентов на процесс хлоридовозгонки золото-, мышьяк содержащих концентратов месторождения Чоре.....	133

4.8. Кинетика процесса хлоридовозгонки концентрата месторождения Чоре.....	139
4.9. Физико-химическое исследование исходных и конечных продуктов хлоридовозгонки месторождения Чоре.....	143
4.10. Рекомендуемая технологическая схема переработки руды месторождения Чоре.....	144
4.11. Математическое моделирование процесса хлоридовозгоночного обжига концентрата месторождения Чоре.....	145

ГЛАВА 5. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ АЗОТНОКИСЛОТНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТО-, МЕДНО-, МЫШЬЯКСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ.....

5.1. Исследования по выщелачиванию сульфидов из флотационного концентрата растворами азотной кислоты.....	152
5.2. Изучение кинетики разложения золото-, медно-, мышьяксодержащих концентратов месторождения Тарор.....	161
5.3. Электролитический способ получения меди и утилизация мышьяксодержащих растворов.....	164
5.4. Физико-химическое исследование фазового состава продуктов азотнокислотного выщелачивания флотоконцентратов Тарорского месторождения.....	167
5.5. Технологическая схема переработки сульфидно-мышьяковой золотосодержащей руды месторождения Тарор.....	169

ГЛАВА 6. ИССЛЕДОВАНИЕ НЕЦИАНИДНЫХ РАСТВОРИТЕЛЕЙ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ.....

6.1. Основные теоретические аспекты технол тиомочевинного выщелачивания.....	171
6.2. Изучение и разработка технологии окислительного обжига флотацион-	

ного концентрата месторождения Тарор.....	175
6.3. Изучение условий и разработка технологии тиомочевинного выщелачивания золота и серебра из руды месторождения Чоре.....	181
6.4. Исследование процесса тиомочевинного выщелачивания золото-, медно-, мышьяксодержащих окисленных и сульфидных руд месторождения Тарор.....	187
6.5. Исследование процесса тиомочевинного выщелачивания золото-, медно-, мышьяксодержащих концентратов месторождения Тарор.....	189
6.6. Разработка технологии тиомочевинного выщелачивания золота и серебра из концентратов месторождения Чоре.....	191
6.7. Исследование процесса тиосульфатного выщелачивания золото-, мышьяксодержащей руды месторождения Чоре.....	200
6.8. Исследование процесса тиосульфатного выщелачивания золото-, медно-, мышьяксодержащих окисленных и сульфидных руд месторождения Тарор.....	209
6.9. Исследование процесса тиосульфатного выщелачивания золото-, медно-, мышьяксодержащих концентратов месторождения Тарор.....	211

ГЛАВА 7. ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ ПРОЦЕССА КУЧНОГО (ОТВАЛЬНОГО) ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЕДНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД.....	215
7.1. Исследования по колонному выщелачиванию золотосодержащих руд различных месторождений.....	215

7.2. Исследования по колонному выщелачиванию золотосодержащей руды месторождения Джилау.....	216
7.3. Исследования по колонному выщелачиванию золотосодержащей руды месторождения Хирсхона.....	221
7.4. Исследования по колонному выщелачиванию золотосодержащей руды месторождения Олимпийское.....	224
7.5. Исследования по колонному выщелачиванию золотосодержащей руды месторождения Северное Джилау.....	229
7.6. Исследования по колонному выщелачиванию золотосодержащей руды месторождения Тарор.....	233
7.7. Полупромышленные испытания и разработка математических моделей процесса кучного (отвального) выщелачивания бедных руд месторождения Джилау.....	236
7.8. Полупромышленные испытания и разработка математических моделей процесса кучного (отвального) выщелачивания бедных руд месторождения Олимпийское.....	248
7.9. Полупромышленные испытания и разработка математических моделей процесса кучного (отвального) выщелачивания бедных руд месторождения Северного Джилау.....	257
7.10.Опытно - промышленные испытания отвального выщелачивания бедных руд месторождения Джилау.....	264
ОСНОВНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ И ВЫВОДЫ.....	276
ЛИТЕРАТУРА.....	279
ПРИЛОЖЕНИЯ.....	303

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы. Одним из основных факторов успешного развития любой отрасли является наличие сырьевой базы. Горнодобывающая промышленность Таджикистана имеет хорошую минерально-сырьевую базу, размеры которой достаточны, чтобы обеспечить развитие отрасли на длительную перспективу.

На территории Центрального Таджикистана, охватывающей бассейн р. Зеравшан, сосредоточены значительные запасы золота, представленного рудными и россыпными месторождениями. Промышленную ценность представляют только рудные месторождения – Джилау, Тарор, Мосариф, Северное Джилау, Хирсхона, Олимпийское, Дуоба, Чоре, Канчоч, Верхний Кумарг и др. Значительная часть руд этих месторождений относится к мышьяксодержащим, переработка которых связана с определенными трудностями.

Из научно-технических проблем, стоящих перед современной золотодобывающей промышленностью, проблема извлечения золота из технологически упорного сырья, без преувеличения, может быть отнесена к числу наиболее важных. По оценке экспертов, именно за счет более широкого вовлечения в эксплуатацию упорных золотых и комплексных золотосодержащих руд в текущем столетии планируется обеспечить основной прирост добычи золота в мире. Большинство научных разработок и публикаций последних лет в области обогащения и металлургической переработки руд благородных металлов, так или иначе, связаны с проблемами извлечения упорного золота. В их решении принимают участие научно-исследовательские организации, предприятия и фирмы всех стран, являющихся основными (или просто крупными) производителями этого металла из рудного сырья.

Прежде всего, следует уточнить само понятие «упорные золотые руды». Под этим термином, как правило, подразумеваются

труднообогатимые руды золота, переработка которых с приемлемыми технологическими показателями не может быть осуществлена по обычным (стандартным) технологиям. Однако данный вопрос требует соответствующего уточнения. Дело в том, что одна и та же золотая руда, проходя через ряд последовательных технологических операций, совершенно по-разному проявляет свои свойства. Так, например, руда, содержащая золото в тесной ассоциации с сульфидами (пиритом, арсенопиритом и др.), в принципе довольно легко подвергается флотационному обогащению. Но та же руда или получаемые из нее концентраты в случае обработки их цианированием или плавкой могут оказаться чрезвычайно упорными в технологическом отношении. При разработке и выборе новых эффективных процессов извлечения золота из упорного сульфидного сырья специалисты отдают предпочтение гидрометаллургическим методам, так как в этом случае, наряду с достижением высоких технико-экономических показателей, исключается загрязнение окружающей среды вредными газовыми и пылевыми выбросами мышьяка, серы, сурьмы и др.

Вместе с тем вовлечение упорных золотосодержащих руд в промышленное производство значительно расширяет сырьевую базу цветной металлургии.

В связи с вышеизложенным разработка эффективной гидрометаллургической технологии переработки указанных руд является актуальной проблемой.

В последние годы в области золотодобычи ведутся работы по вовлечению в переработку руд с низким содержанием полезных компонентов. Разработка и внедрение в золотодобывающую промышленность эффективных и малозатратных технологий, к одной из которых относится технология кучного выщелачивания, позволяет расширить минерально-сырьевую базу золота за счет переработки бедных, забалансовых руд, отвалов и лежалых хвостов золотоизвлекательных фабрик,

осуществить их рентабельную переработку.

В СП «Зеравшан» скопилось большое количество бедных руд с содержанием золота менее 1,0 г/т. Ранее компанией «Bateman Engineers» был предложен проект кучного выщелачивания бедных руд с содержанием золота 1,39 г/т с объемом переработки 5 млн. т / год. Проект предусматривал дробление руды, агломерацию, штабелирование ее на площадке с последующим орошением цианидом. Капитальные затраты на проект были оценены в 55 млн. долл. США, что экономически невыгодно. Поэтому применение более дешевой технологии, способной вовлечь в переработку бедные и забалансовые руды представляет большой практический интерес.

Существует практика применения упрощенного метода кучного выщелачивания для переработки бедных руд, так называемого «отвального выщелачивания», которая широко распространена на многих горнодобывающих предприятиях. В этом случае такие дорогостоящие операции, как дробление агломерация и другие подготовительные работы, исключаются, и руда идет на штабелирование прямо с карьера без предварительной подготовки руды, но экономия по капитальным и производственным затратам компенсирует этот недостаток, что позволяет вести рентабельную переработку руды, которую невыгодно перерабатывать на фабрике методом чанового выщелачивания.

Работа проводилась в соответствии с планами НИР Института химии им. В.И. Никитина Академии наук Республики Таджикистан «Научные основы безотходной технологии переработки минерального сырья и промышленных отходов» (ГР №0106ТД415) 2006-2010гг.; «Физико-химические и технологические основы переработки минерального сырья и промышленных отходов» (ГР №0102ТД927) 2011-2015гг. и «Программой внедрения научно-технических достижений в промышленное производство Республики Таджикистан на период 2010-2015гг.»

Цель и задачи исследования. Изучение физико-химических и технологических основ переработки упорных и бедных золотосодержащих руд Таджикистана, способствующих охране окружающей среды, повышению полноты и комплексности использования минерального сырья.

В связи с поставленной целью основными задачами исследования являются:

- изучение кинетики растворения золота, серебра и меди в цианистой и аммиачно-цианистой системе и разработка технологической схемы с оценкой ее использования в золотодобывающей промышленности;
- установление физико-химических основ технологии хлоридовозгонки золотых мышьяксодержащих концентратов для выбора оптимальных режимов процесса с последующим цианированием огарков;
- исследование физико-химических закономерностей азотнокислотного выщелачивания концентратов с утилизацией мышьяка с последующим цианированием кеков выщелачивания;
- выявление кинетических закономерностей исследуемых процессов и влияния температурных режимов на кинетику выщелачивания и хлоридовозгонки основных компонентов золотосодержащих руд;
- определение физико-химических свойств исходных и конечных продуктов переработки золотого мышьяксодержащего сырья;
- разработка технологий тиомочевинного и тиосульфатного выщелачивания золота из упорных золотосульфидных руд и концентратов Чоринского и Тарорского месторождений;
- разработка технологии переработки бедных и забалансовых золотосодержащих руд;
- исследование возможности применения математических моделей для определения оптимальных параметров режима кучного (отвального) выщелачивания;
- проведение опытно-промышленных испытаний разрабатываемого

процесса кучного (отвального) выщелачивания золота из различных бедных и забалансовых руд.

Научная новизна работы заключается в следующем:

- установлены основные физико-химические и технологические параметры процессов извлечения золота, серебра и меди при хлоридовозгонке упорных концентратов с использованием в качестве хлоринаторов NaCl , CaCl_2 и их смесей и предложена принципиальная схема их переработки;

- изучены физико-химические основы процесса разложения золото-, медно-, мышьяковых концентратов азотной кислотой. На основе изучения кинетических данных установлен возможный механизм протекания процесса азотнокислотного вскрытия концентратов, и разработана принципиальная технологическая схема переработки исследуемых объектов с получением золота и меди;

- впервые показана возможность применения тиокарбамидного и тиосульфатного выщелачивания для извлечения золота и серебра из упорных руд и концентратов Таджикистана. Изучена возможность утилизации мышьяка из растворов;

- впервые исследованы условия отвального выщелачивания бедных руд месторождений Джилау, Олимпийское, Северное Джилау и Хирсхона;

- разработана математическая модель процесса кучного (отвального) выщелачивания, позволяющая прогнозировать и контролировать технологические параметры процесса в любой заданный момент времени;

- по результатам исследований получено пять малых патентов Республики Таджикистан на изобретение.

Практическая значимость результатов работы:

1. Разработана технология хлоридовозгонки золота и серебра из упорных концентратов и определены оптимальные параметры процесса.

Показано, что извлечение золота и серебра при хлоридовозгонке в течение 1-2 часов, составило 95-99 %;

2. Установлены физико-химические основы технологии переработки золото-, медно-, мышьяксодержащих концентратов азотной кислотой с последующим извлечением из кеков выщелачивания золота методом цианирования. Разработанный способ вскрытия концентратов отличается высокими технологическими показателями, меньшей токсичностью, чем окислительный обжиг концентрата, так как исключается вероятность выброса мышьяковистых газов в окружающую атмосферу;

3. Проведены исследования процесса извлечения золота и серебра из упорных мышьяксодержащих руд и концентратов методом тиокарбамидного и тиосульфатного выщелачивания. На основании проведенных исследований найдены оптимальные условия тиокарбамидного и тиосульфатного выщелачивания золота из руд и обожженных флотационных концентратов;

4. На ООО СП «Зеравшан» проведена полупромышленная и опытно-промышленная проверка технологии кучного (отвального) выщелачивания на рудах различных месторождений, в результате которых достигнута степень извлечения золота - 69 %. Себестоимость получения 1 грамма золота составила 10,4 доллара США. Прибыль за один цикл опытных испытаний была равной 45298 дол. США;

5. Рассчитаны математические модели процессов кучного (отвального) выщелачивания и даны рекомендации по их использованию на стадии проектных работ месторождения Джилау, Северное Джилау и Олимпийское.

Результаты работы отражены в актах полупромышленных и опытно-промышленных испытаний и использованы в учебном процессе:

- акты внедрения ООО СП «Зеравшан», полупромышленных и опытно-промышленных испытаний кучного (отвального) выщелачивания из

различных руд Таджикистана (приложение 1-3);

- акт об использовании результатов исследовательской работы в ООО СП «Зеравшан» (приложение 1-5);

- акт об использовании результатов диссертационной работы в учебном процессе Таджикского национального университета (приложение б).

Методология и методы исследования. Объектами исследований являлись: труднообогатимые золото-, медно-, мышьяксодержащие руды Тарорского и Чоринского месторождений и золотосодержащие бедные руды месторождений Джилау, Олимпийское, Хирсхона, Мосариф и Северное Джилау.

Для решения поставленных задач в работе использованы современные физико-химические методы исследований: рентгено-фазовый, атомно-абсорбционный, спектроскопический, фотокалориметрический, а также титриметрический, пробирный, гравиметрический и другие методы анализа, технологическое тестирование, укрупненные лабораторные, полупромышленные и опытно-промышленные испытания.

Теоретической и методологической основой исследования являлись работы современных отечественных и зарубежных учёных в области гидрометаллургии и технологии переработки золотосодержащего сырья.

Основные положения, выносимые на защиту:

- результаты исследований по выявлению основных кинетических закономерностей растворения золота, серебра и меди в цианистых и аммиачно-цианистых растворах;

- результаты физико-химических исследований процессов взаимодействия золотосодержащих концентратов с различными хлоридами при хлоридовозгонке;

- результаты исследований физико-химических основ азотнокислотного способа вскрытия золото-, медно-, мышьяксодержащих концентратов;

- результаты физико-химического изучения объектов исследований;
- результаты исследования эффективности использования нецианидных растворителей для извлечения золота и серебра из упорных золотосодержащих руд и концентратов;

- исследование вопросов интенсификации процесса колонного и кучного (отвального) выщелачивания бедных и забалансовых руд различных месторождений;

- моделирование процессов кучного (отвального) выщелачивания различных руд.

Степень достоверности и апробация работы. Степень достоверности результатов работы, выводы и рекомендации подтверждаются использованием современных физико-химических методов исследований, основываются на применении большого объема экспериментальных и промышленных данных, их статической обработке и математическом моделировании.

Результаты, основные положения и выводы диссертационной работы докладывались и обсуждались на конференции молодых ученых «Химия в начале XXI века», (г.Душанбе, 2000г.); Республиканской конференции «Молодые ученые и современная наука», (г.Душанбе, 2003г.); Республиканской конференции «Прогрессивные технологии разработки месторождений и переработки полезных ископаемых, экологические аспекты развития горнорудной промышленности» (г.Душанбе, 2005г.); Международной конференции «Современная химическая наука и ее прикладные аспекты», (г.Душанбе, 2006г.); Международной конференции «Перспективы развития науки и образования в XXI веке», (г.Душанбе 2008г.); Республиканской конференции «Горные, геологические, экологические аспекты и развитие горнорудной промышленности в XXI веке», (г.Душанбе, 2010г.); Международной конференции «XII^{ая} Национальная конференция с международным участием по открытой и подводной добыче полезных ископаемых», (Варна, Болгария 2011г.); Республиканской конференции

«Современные проблемы химии, химической технологии и металлургии», (г.Душанбе, 2011г.); Международной конференции «Applied and Fundamental Studies.1st international Academic conference. St. Louis, Missouri», (USA, October, 2012г.); Международной конференции «Передовые технологии на карьерах», (г.Бишкек, 2012г.); XV, XVI Балканских конгрессах по обогащению полезных ископаемых (Болгария, 2013г.; Белград, Сербия, 2015г.); Международной конференции «По открытой и подводной добыче полезных ископаемых. Варна», (Болгария, 2013г.); Республиканской конференции «Перспективы инновационной технологии в развитии химической промышленности Таджикистана», (г.Душанбе, 2013г.); Республиканской конференции «Комплексная переработка местного сырья и промышленных отходов», (г.Душанбе, 2013г.); Международной научно-практической конференции «Комплексный подход к использованию и переработке угля», (г.Душанбе, 2013г.); Республиканской научно-практической конференции «Внедрение наукоёмкой техники и технологий в производство», (г.Душанбе, 2013г.); Республиканской конференции «Перспективы инновационной технологии в развитии химической промышленности Таджикистана», (г.Душанбе, 2013г.); 5-й Международной научно-практической конференции «Всемирная торговая организация: Развитие науки, техники и образования», (г.Душанбе, 2014г.); Республиканской конференции «Актуальные проблемы современной науки», посв. 70- летию Победы в Великой Отечественной Войне, филиал Национального исследовательского технологического университета «МИСиС» в городе Душанбе (г.Душанбе, 2015г.); Международной научно-практической конференции, посв. 1150-летию Абу Бакра Мухаммада ибн Закария Рази, (г.Душанбе, 2015г.); Республиканской научно-практической конференции «Технология комплексной переработки полезных ископаемых Таджикистана», посв. 25-ти летию Государственной независимости Республики Таджикистан, (г.Чкаловск, 2016г.); Республиканской научно-практической конференции «Проблемы материаловедения в машиностроении

Республики Таджикистан», (г.Душанбе, 2016г.); Международной научно-практической конференции «Проблемы разработки месторождений полезных ископаемых», (г.Чкаловск, 2016г.); Международной научной конференции «Роль молодых учёных в развитии науки, инноваций и технологий», посв. 25-летию государственной независимости Республики Таджикистан», (г.Душанбе, 2016г.).

Личный вклад автора заключается в постановке цели и задач исследований, планировании и проведении лабораторных, полупромышленных и промышленных испытаний, анализе и обобщении результатов эксперимента, математической обработке полученных результатов.

Публикации. По теме диссертации опубликовано более 90 научных работ, в том числе в рекомендованных ВАК РФ изданиях 27, получено 5 малых патентов РТ на изобретение, а также монография и учебные пособия.

Структура и объем диссертации. Материалы диссертации изложены на 317 страницах машинописного текста, включают 109 таблиц и 72 рисунка.

Диссертация состоит из введения, семи глав, заключения, списка литературы из 240 наименований, заключения и приложений.

ГЛАВА 1. АНАЛИЗ СОВРЕМЕННЫХ ПРОБЛЕМ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА ИЗ ТРУДНООБОГАТИМЫХ И БЕДНЫХ РУД

1.1. Проблемы извлечения золота и серебра из упорного минерального сырья

Особое место, которое занимает золото среди полезных ископаемых, определяет постоянные научные и технические потребности в решении проблем улучшения его добычи как наиболее важной части техники и технологии обогащения золотосодержащих минеральных ресурсов. Повышение производства золота, способствующее увеличению объемов валютных резервов, имеет огромное народно-хозяйственное значение.

В последнее время в переработку вовлекаются упорные золотосодержащие руды крупных месторождений с низким содержанием металла 0,5 - 2,0 г/т, с присутствием дисперсного золота не только в сульфидах, но и в окисленных минералах. Формы нахождения дисперсного золота в минералах требуют использования многих принципиально различных процессов для его извлечения [1].

Значительную часть запасов упорного золоторудного сырья составляют руды, в которых тонковкрапленное золото находится в составе сульфидов и пороодообразующих минералов. Размер частиц находится в диапазоне от десятых или тысячных долей микрона. Золото связано, в основном, с пиритом и арсенопиритом. Для извлечения этого золота необходимо разрушить эти сульфидные сростки.

Термин «упорные золотые руды» существует уже много лет, но сегодня нет единой точки зрения о том, что подразумевается под этим термином. Это в значительной степени связано с тем, что одна и та же золотая руда, проходя через ряд последовательных операций, которые вместе образуют технологическую схему ее переработки, полностью отличается на каждом из переделов ее обогащения. Например, руда, которая содержит

золото в тесной связи с сульфидами (пирит, арсенопирит и др.), в принципе, сравнительно легко подвергается флотации. С другой стороны, та же руда или концентраты, полученные из нее, могут быть легко цианируемыми, но трудно флотируемыми, легко поддающимися флотации, но трудно измельчаемыми и т.д. Учитывая вышесказанное, упорность каждой руды возможно определять по поведению руды в одном из самом важном технологическом переделе, который определяет окончательное извлечение металла в конечную товарную продукцию обогачительно-металлургического цикла.

Таким образом, в качестве одной из основных предпосылок для формирования вида упорности руды, в частности, золото- и серебросодержащей, является вопрос, какой из технологических процессов обработки этих руд могут и должны быть приняты в качестве основы [2].

В последнее время внимание исследователей привлекает субмикроскопическое золото, так как в наноразмерном диапазоне имеет место резкое изменение свойств золота (как физических, так и химических). Установлена связь между свойствами нанозолота и его поведением при рудо- и минералообразовании, что позволяет предсказывать поведение золота при обогажительных и металлургических операциях и выбирать оптимальные технологические параметры [3].

Одно из главных мест в упорном золотосодержащем сырье занимают сульфидные руды, в том числе золотопиритные, золотомышьяковые (доля этих руд составляет 30 % мировых запасов золота в недрах). В России количество таких месторождений составляет 50 % (Наталкинское, Новоширокинское, Нежданинское, Сухой Лог, Советское, Олимпиадинское, Светлинское, Воронцовское, Майское, Куранахское, Дарасунское, Апрельковский рудный узел, Карийское золоторудное поле, Любавинское и т.д.), в других странах – 20 % (Таджикистан – Тарор, Чоре, Дуоба; Узбекистан – Мурунтау, Кокпатас, Даугызтау; Северо-Казахстанская рудная

провинция; США – Гоулдстрайк, Джуно, Мазер Лод, Карлин, ГоулдКворри, штат Невада, Маунтин – Эурека, Боттл, Гетчелл, Твин Крикс и т.д. – всего 114 месторождений; Австралия – Бендиго, Балларат; КНР, Малайзия, Филиппины, Доминиканская Республика, Испания, Греция, бывшая Югославия и др.).

Кроме того, вызывают наибольший интерес минерально-сырьевые объекты золоторудных месторождений, в которых органическая составляющая представлена углеродистым веществом, включая руды черносланцевой формации (так называемый карлинский тип), так как они имеют высокий уровень развития и однотипность: известково – глинистый состав пород; слоистый характер рудных тел; прожилково-вкрапленное оруденение; сульфидный (в основном пирит – арсенопирит) состав руд сульфидным золотом в сульфидах; наличие низкотемпературной сурьмяно-мышьяково-ртутной минерализации [4].

По итогам работы золотодобывающей промышленности в 2008 г. Россия, имея высокий ресурсный потенциал золота в недрах и значительный резерв разведанных месторождений, занимает лишь пятое место среди золотодобывающих стран с объемом производства 184,5 т [5,6]. По оценке большинства специалистов по запасам золота Россия занимает второе место в мире после ЮАР [5, 7, 8].

В исследованиях, проведенных ЦНИГРИ, указывается аналогия между сорбционными свойствами ископаемых углей и углистых веществ, присутствующих в золотосодержащих рудах. Показано, что и в том, и другом случае их сорбционная активность по отношению к золоту определяется степенью «преобразованности» углеродистого вещества (т. е. степенью упорядоченности структуры атомов углерода). Основную ответственность за сорбцию золота при этом несет кероген – нерастворимый в хлороформе и щелочах углеродистый остаток, состоящий из ароматических поликонденсированных группировок, (в частности, асфальтогенных кислот) и

свободных радикалов, которые и играют главную роль в протекающих хемосорбционных процессах. С увеличением степени «преобразованности» углеродистого вещества доля указанных группировок в нем уменьшается, и сорбционная активность материала ослабевает [9, 10].

В работах [2, 11, 12] из упорных арсенопиритных концентратов золото извлекали после предварительной подготовки. При этом возможные варианты следующие:

- гидрометаллургическое разрушение золотосодержащих минералов (FeAsS , FeS_2);

- тонкое измельчение концентратов с последующим биогидрометаллургическим окислением сульфидов;

- автоклавное химическое разрушение сульфидов и выделение золота из остатка нецианидными растворителями (тиомочевина, тиосульфат, тиоцианат, бромидные реагенты).

Основным процессом извлечения благородных металлов из руд и концентратов в настоящее время является цианирование, посредством которого извлекается до 90 % золота и значительное количество серебра [13]. Поэтому под упорными необходимо, прежде всего, подразумевать такие золотые руды (или концентраты), которые трудно поддаются обработке методом цианирования. Степень упорности золотосодержащего сырья обычно характеризуется [2]:

- тонкой вкрапленностью золота и серебра в минералах носителях (физическая депрессия золота);

- наличием в руде примесей, проявляющих восстановительные или «цианисидные» свойства (химическая депрессия, проявляющаяся в «вялом» растворении металлов вследствие поглощения цианида или присутствующего в пульпе кислорода, а также образования на поверхности золотин всякого рода химических пленок);

- повышенной сорбционной активностью вмещающих пород по отношению к растворенным в цианиде благородным металлам.

Среди вышеперечисленных показателей технологической упорности золотосодержащих руд особое место занимают руды, в которых золото находится в состоянии тонкой вкрапленности в сульфидных минералах, обладающих плотной структурой, что делает золото недоступным для цианистых растворов. К таким минералам-носителям относятся золотосодержащие сульфиды и, прежде всего, арсенопирит (FeAsS) и пирит (FeS_2). Эти минералы обладают повышенной золотоносностью. Основная часть золота в них представлена тончайшими частицами, неразличимыми под микроскопом.

Упорность золотомышьяковых концентратов обусловлена не только тонкой ассоциацией золота с сульфидами, но также присутствием в концентратах минералов, которые оказывают подавляющее действие на растворение золота и серебра в цианистых растворах.

Прежде всего, это относится к сурьме, которая обычно присутствует в сульфидных рудах в виде антимонита, тетраэдрита, валентинита и др. Отрицательное действие сурьмы объясняется [14] тем, что сульфосоли и оксисоли сурьмы, образующиеся в щелочной среде, взаимодействуют с цианидами, образуя роданиды и вторичный сульфид сурьмы, который выпадает в осадок. Последний взаимодействует со щелочью и цианидами и переходит в оксисоль сурьмянистой кислоты $\text{Ca}_3(\text{Sb}_2\text{O}_3)_2$, которая, поглощая кислород, окисляется до этого состава. Возможно также [15] образование по поверхности золотин вторичных сурьмянистых пленок, состоящих, в основном, из Sb_2S_3 , которые замедляют процесс растворения золота.

Авторы работ [16, 17] показали, что железо и сера, входящие в состав быстроокисляющегося пирротина и марказита, в щелочных цианистых растворах образуют ферроцианиды $\text{Me}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]$, элементную серу и оксиды серы $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$, SO_3^{2-} , SO_4^{2-} . Сульфидная, гипосульфитная и не успевшая

окислиться элементарная сера образуют соответствующие роданиды $MeCNS$. Кроме того в растворе может протекать реакция непосредственного взаимодействия FeS_2 и $NaCN$:



Таким образом, и железо и сера, входящие в состав природного пирротина или марказита, выступают в роли весьма активных поглотителей цианида и кислорода, поэтому наличие указанных минералов в исходном сырье может явиться серьезным препятствием для осуществления цианидного процесса.

Депрессирующее действие на процесс цианирования оказывают также минералы и соединения меди, образующиеся при их окислении, вследствие образования на поверхности золотин вторичных пленок, представленных в основном комплексными соединениями типа $AuCu(CN)_2$, $CuCN^-$ [18, 19].

Ярким проявлением химической депрессии при цианировании руд, содержащих активные минералы сурьмы, меди и железа, является растягивание процесса растворения золота во времени и повышенный расход цианида в гидрометаллургическом процессе.

Одной из проблем обогащения упорных золотосодержащих руд является высокая сорбционная активность. Особенно это относится к углеродсодержащим рудам и концентратам, цианирование которых сопровождается большими потерями золота и цианида.

Сорбционные свойства углистых веществ объясняются [20, 21] наличием керогено-углеродистого остатка, состоящего из ароматических поликонденсированных группировок, входящих в состав, например, асфальтогенных кислот и свободных радикалов. Установлено, что при уменьшении в 2 раза содержания асфальтогенных кислот в рудах, содержащих 1,5-2,5 % углерода, сорбционная емкость руды снижается более чем в 10 раз.

Практика золотоизвлекательных предприятий и проведенные углерод-

содержащих природных образований не всегда является показателем их упорности. В каждом случае влияние их на цианирование устанавливается экспериментально.

1.2. Переработка упорных золотосодержащих концентратов

1.2.1. Окислительный обжиг

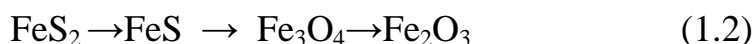
Наиболее исследованным и апробированным является комбинированный способ переработки упорных концентратов, который включает в себя окислительный обжиг и последующее цианирование огарка. В процессе окислительного обжига золотосодержащие сульфиды окисляются и превращаются в пористую, хорошо проницаемую для цианистых растворов массу оксидов. [2, 22].

Основная задача обжига заключается в термохимическом вскрытии дисперсного золота, ассоциированного с сульфидами, в основном с пиритом и арсенопиритом, что достигается благодаря переходу плотных зерен сульфидов при обжиге в пористые зерна оксидов железа, доступных для проникновения цианистых растворов [23].

Для достижения максимально возможной степени удаления мышьяка из пиритных концентратов, необходимо совершенствовать многостадийные аппараты с точно регулируемой степенью «окисленности» атмосферы в каждой из зон реактора, как это имеет место на фирме «Испанские пириты». Проведение четырехстадийного обжига при обеспечении кипения материала предыдущей стадии за счет отходящих газов последующей позволило практически полностью удалить мышьяк из обжигаемых пиритов с получением окисленного конечного огарка [24].

Окислительный обжиг проводится в атмосфере воздуха или кислорода при температурах, в которых еще не наблюдается плавления исходного материала, но происходит интенсивное изменение химического состава руды.

Термохимическое разложение пирита имеет вид:



Пиритные огарки, получаемые в процессе обжига в интервале температур 600-900 °С, представлены, в основном, гематитом, а также промежуточными соединениями: пирротинном и магнетитом. Арсенопирит также интенсивно разлагается при температуре 600-700 °С с образованием гематита по той же схеме, что и пирит (1.2). В процессе окислительного обжига необходимо, чтобы весь мышьяк перешел в газовую фазу в виде As_2O_3 . При его недоизвлечении в газовую фазу на поверхности частиц золота могут образоваться пленки, которые будут препятствовать последующему его растворению. Также в процессе обжига возможно концентрирование большей части сурьмы в огарке в виде Sb_2O_3 , которая оказывает отрицательное влияние на процесс цианирования [25, 26].

Можно удалить сурьму до обжига обработкой раствором Na_2S или смесью растворов $\text{Na}_2\text{S} + \text{NaOH}$, но это усложнит технологию переработки концентратов [23]. В присутствии антимонита при температуре 300-350 °С золото взаимодействует с антимонитом с образованием прочных агрегатов, не разрушающихся при цианировании.

Присутствующее в концентратах серебро в виде простых и сложных сульфатов в процессе обжига при температуре 600 °С образует термически и химически стойкий расплав, так как сульфиды серебра имеют низкую температуру (350-400 °С) плавления [27]. В присутствии в концентрате антимонита создается возможность образования легкоплавкой системы AgSbO_2 . Мышьяк, присутствующий в концентрате, также активно взаимодействует с соединениями серебра, что оказывает отрицательное влияние на процесс цианирования огарка.

Обжигу подвергают флотационные концентраты, иногда руды. Огарки после обжига при необходимости доизмельчаются перед цианированием. Цианирование огарков осуществляется в присутствии сорбента или без него.

Для окислительного обжига обычно применяются печи кипящего слоя, в которых обжиг проводится в две стадии. Температура обжига I стадии $197^{\circ}\text{C} - 700^{\circ}\text{C}$, во II стадии $476^{\circ}\text{C} - 800^{\circ}\text{C}$. Печи имеют диаметр до 14,5 м и объем до 1800 м^3 . При обжиге сера удаляется на 98-99 % в виде SO_2 , а углерод в виде CO . Содержание серы в огарке, направляемом на цианирование, составляет менее 0,1 %. Обжиг в таких условиях обеспечивает получение огарка с минимальной плотностью и развитой микроструктурой гранул, что обеспечивает максимальное извлечение (90-93 %) золота. Однако увеличение доли золота, связанного с арсенопиритом, приводит к образованию арсенатов железа с плотной структурой и к снижению извлечения золота. Этим объясняется то, что при переработке некоторых золото-мышьяковых руд не происходило повышение извлечения золота после обжига при уменьшении содержания сульфидов в огарке [28].

По технологии обжиг-цианирование в настоящее время работает более 20 промышленных заводов в США, ЮАР, Австралии, Канаде, Гане, Зимбабве и др. [29].

1.2.2. Автоклавное выщелачивание

Первый способ автоклавного окисления упорных золотосодержащих концентратов был предложен в СССР И.Н. Масленским еще в 1958 г. Основой метода является способность сульфидов разлагаться под действием кислорода при повышенной температуре и давлении, превосходящем упругость пара раствора [30].

Исследования по автоклавному вскрытию упорных золотосодержащих руд были начаты канадской фирмой «Шеррит – Гордон» в 1980 г [31], а в 1985 г. был пущен первый в мире золотоизвлекательный завод Мак-Лифлин в США, на котором использовался метод автоклавного вскрытия золото-содержащей руды [32].

С 2006 г. в Иргиредмете была разработана технология «автоклавное окисление – цианирование» для месторождений различных типов руд: пиритных, пирит-арсенопиритных, с содержанием сорбционно-активного органического углеродистого вещества и пирит-халькопиритных.

Переработка пиритных и пирит-арсенопиритных руд методом «автоклавное окисление-цианирование» позволяет получить извлечение золота из концентратов на уровне 97-99 % [33].

После вскрытия ассоциированного с сульфидами тонкодисперсного золота последующее извлечение золота из нерастворимого автоклавного остатка может быть осуществлено методами сорбционного или обычного цианирования [34].

В работе [35] была изучена кинетика и механизм автоклавного выщелачивания арсенопирита и пирита с целью выбора оптимальных условий, обеспечивающих максимально полное и быстрое окисление этих сульфидов. С целью изучения кинетики использовался титановый автоклав системы Н.Е. Вишневого емкостью 1л, снабженный турбинной мешалкой. Во избежание возможного диффузионного торможения процесса отношение Т:Ж во всех опытах составляло 1:50. Температура и давление в автоклаве были постоянными. По окончании опыта пульпа фильтровалась, кек промывался на фильтре водой. В фильтрате определяли мышьяк и железо. Нерастворимый остаток обрабатывался 4Н раствором соляной кислоты при температуре 30-40 °С в течение 2 ч. При повышении содержания серы сульфидной в питании возрастает вероятность образования элементной серы. Поэтому при переработке концентратов с большим содержанием сульфидов их необходимо разбавлять выщелоченным материалом, снижая тем самым содержание серы в питании [36].

При окислении сульфидных минералов образуются сульфат-ионы. Ведение процесса при температурах выше 112 °С приводит к ее расплавлению, в результате чего на зернах сульфидов образуются пленки,

препятствующие их дальнейшему окислению. Помимо этого наличие серы в твердом остатке вызывает ряд проблем при последующей гидрометаллургической обработке: повышенный расход цианида на образование элементарной серы может привести к образованию серных гранул и конгломератов, нарушающих работу автоклава [37].

Чтобы избежать образование элементарной серы автоклавное вскрытие упорных концентратов следует проводить при повышенных температурах (не менее 170-180 °С), гарантирующих окисление сульфидной серы до сульфат-иона [38, 39].

В процессе автоклавного азотнокислотного выщелачивания арсенопиритных концентратов мышьяк утилизируется на 90 % в виде арсената железа в режиме автоклавного окисления при температуре 190-210 °С, давлении 1,600–2,275 кПа, $\text{pH} < 1$, $\text{HNO}_3 = 63-226 \text{ г/л}$, $E_h = 650-70 \text{ мВ}$, плотности пульпы 10-20 %, и при этом золото извлекается цианированием на 96,8 – 97,7 % [40].

Окисление пирита протекает значительно медленнее, чем арсенопирита, поэтому при автоклавном выщелачивании в первую очередь следует учитывать возможность полного окисления пирита, как наиболее упорного сульфида.

В работе [41] показано, что главными факторами, определяющими скорость и степень окисления сульфидов, являются температура (100-200 °С), парциальное давление кислорода (5-20 ат) и продолжительность процесса.

В процессе автоклавного выщелачивания обычно в жидкую фазу переходит от 5 до 40 % мышьяка (в пятивалентной форме), железа от 5 (при выщелачивании руд) до 80 % (при выщелачивании концентратов). При автоклавном вскрытии сульфидных концентратов с низким содержанием карбонатов переход серы в раствор может достигнуть 95-97 %.

Золото концентрируется в остатках автоклавного выщелачивания.

Однако, как отмечается в [42] и некоторых других публикациях, часть присутствующего в пиритных концентратах золота (до 5-6 % от исходного) может переходить в растворы автоклавного выщелачивания, что вызывает необходимость организации контроля состава жидкой фазы на содержание благородных металлов.

Серебро в условиях кислотного автоклавного выщелачивания переходит из одной упорной формы в другую. Оно высвобождается из сульфидных минералов, но большая часть серебра аккумулируется ярозитовыми соединениями, осаждающимися из растворов в процессе окисления под давлением, и становится упорной для цианирования [43].

Органический углерод, присутствующий в концентратах, при автоклавном выщелачивании частично окисляется [44, 45], иногда это позволяет получить высокое извлечение золота при последующем цианировании, в других случаях извлечение остается неудовлетворительным [46,47]. В работе [48] показано, что присутствующее в концентратах углеродистое вещество при автоклавном процессе окисляется незначительно и, в основном, остается в нерастворимом остатке, сохраняя сорбционную способность.

Некоторые недостатки автоклавного окисления сульфидов могут быть устранены при осуществлении процесса в щелочных растворах (например, в растворах NaOH), чему уделено немало внимания. Показано, что в щелочной среде окисление сульфидов идет при значительно более низких параметрах, чем в кислой. Сера и мышьяк практически полностью переходят в раствор в форме сульфат и арсенат иона. Образование элементарной серы не происходит. Последующее цианирование автоклавных остатков дает высокое извлечение золота [49].

Таким образом, автоклавное выщелачивание золотосульфидного сырья может проводиться как в кислых, так и в щелочных растворах. При этом вскрытое золота полностью остается в нерастворимом остатке, из

которого его можно извлечь цианированием.

Автоклавный метод переработки имеет следующие преимущества перед обжигом [37]:

- более высокое извлечение золота;
- отсутствие газовых выбросов соединений мышьяка и серы;
- вывод мышьяка в виде малотоксичного арсената железа, который может быть направлен в хвостохранилище;
- малая чувствительность к присутствию в сырье таких примесей, как сурьма и свинец;
- возможность переработки как флотационных концентратов, так и руд.

1.2.3. Гидрохлорирование золотосодержащих руд и концентратов

К перспективным методам переработки упорного золотосодержащего сырья относятся различные виды гидрохлорирования (хлоринации). До цианирования гидрохлорирование применяли как основной метод переработки золотосодержащих руд в различных модификациях: с использованием газообразного хлора, белильной извести и серной кислоты, а также смеси на основе солей калия (перманганата и хлорида) и серной кислоты [50, 51].

В период 1986 – 1990 гг. Иргиредметом, Навойским филиалом Таж ПТИ на Маржанбулакском руднике ПО «Узбекзолото» в Узбекистане проведены первые в СССР опытно-промышленные испытания подземного выщелачивания золота из руд хлор-хлоридными растворами ($\text{Cl}_2 + \text{NaCl} + \text{HCl}$) с последующим сорбционно-цементационным извлечением золота из растворов.

Продуктивный слой руды был подвергнут предварительному «закислению» в течение 53 сут., для чего в слой было закачено 250 м^3

раствора, содержащего 0,7-0,8 г/л HCl, 70 г/л NaCl с pH = 2. После этого подавали в слой 89 м³ рабочего раствора, представляющего собой воду, насыщенную газообразным хлором (концентрация активного хлора 1,5-2,0 г/л). В процессе испытаний получено и переработано 13 м³ золотосодержащего раствора с концентрацией золота от 0,3 до 3,7 г/м³. Осаждение золота производилась цементацией на угольный ватин. Извлечение металла из растворов составило 95,7 % [52, 53].

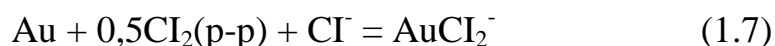
Использование гидрохлорирования для переработки материалов, содержащих благородные металлы, имеет следующие преимущества по сравнению с цианистой технологией [54, 55]:

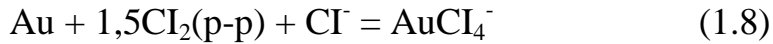
- большая концентрация молекулярного хлора в растворе обуславливает высокую скорость процесса;
- возможность получения солянокислых растворов, из которых удобно выделять золото электролизом;
- эффективная переработка упорных для цианирования золотосодержащих объектов;
- при переработке золотосеребряных руд легче осуществить разделение благородных металлов при их осаждении из солянокислых растворов.

В середине XVIII века в США, Южной Африке и Австралии хлоринацию применяли как основной метод гидрометаллургической переработки золотосодержащих руд с использованием газообразного хлора, белильной извести и серной кислоты [56].

В процессе гидрохлорирования имеет место высокое извлечение золота в раствор по простой схеме его выделения из хлоридного раствора. Процесс характеризуется большой скоростью, что обуславливает высокие технико-экономические показатели.

В хлорно-хлоридной среде, где Cl⁻ служит не только окислителем, но и комплексообразователем, растворение золота идет по реакциям [18, 57]:





В последние годы был исследован метод растворения золота в кислых хлоридных и хлоридно-сульфатных растворах. Окислителем служил пиролюзит MnO_2 , что способствовало образованию в объеме раствора активного хлора.

Из хлоридных растворов золото восстанавливается щавелевой и муравьиной кислотами, хлоридом олова, углеродом, цинком, оксидом углерода, диоксидом серы и др.

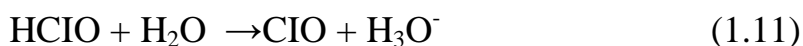
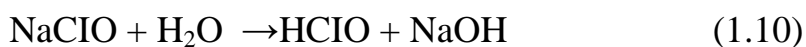
В недавнем прошлом гидрохлорирование золота было основным методом переработки. Золотосодержащая руда обрабатывалась хлорной известью $\text{Ca}(\text{OCl})_2$ в присутствии раствора серной кислоты. Газообразный хлор переводил золото в раствор, а серебро оставалось в осадке в виде хлорида серебра, из которого серебро выщелачивали раствором тиосульфата натрия.

Основная схема хлоридного выщелачивания: кислота – хлорид натрия – окислитель (гипохлорит кальция или натрия; перманганат калия или диоксид марганца). Во всех случаях растворяющим агентом золота является образующийся в этой системе хлор.

Кислотное гипохлоритное выщелачивание можно рассматривать как процесс, альтернативный цианированию. В кислом гипохлоритном растворе хлорида натрия можно обозначить три диапазона pH:

- 1) $\text{pH} > 7,5$ – образуется гипохлорит-ион ClO^- ;
- 2) $\text{pH} 3-7,5$ – хлорноватистая кислота;
- 3) $\text{pH} < 3$ – хлор Cl_2 .

Образование хлора идет в несколько стадий:

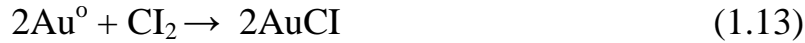


Хлорноватистая кислота HClO в растворе соляной кислоты

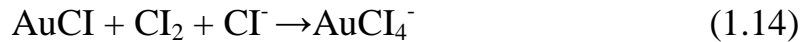
диссоциирует с образованием хлора:



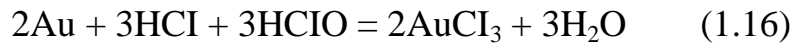
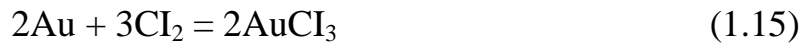
При растворении золота вначале образуется хлорид золота:



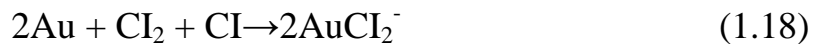
Скорость растворения зависит от скорости удаления хлорида золота с поверхности частицы по реакции:



Но могут быть и другие варианты объяснения растворения золота:



или такой вариант:



Во всех случаях конечным продуктом является комплексный ион AuCl_4^- .

Иргиредмет и Уральская горно-геологическая кампания в 1999 – 2000 гг. провели испытания по подземному выщелачиванию золота из руд коры выветривания Маминского месторождения с использованием хлорсодержащего растворителя с содержанием «активного» хлора 0,4 – 0,8 г/л, которые показали эффективность предлагаемой технологии [58]. Разработан технологический регламент на проектирование предприятия с прогнозируемым производством 280 кг золота, при себестоимости 4 долл./г.

В Колумбийском университете проведены испытания по применению в качестве окислителя золота раствора хлората натрия и показано [59], что NaClO_3 является таким же эффективным растворителем золота, как и газообразный хлор. Преимуществом его использования по сравнению с растворением в царской водке является то, что он не образует нерастворимых соединений с серебром, а также нет необходимости кипячения растворов для

удаления окислов азота, перед осаждением металлов гидразином.

Извлечение тонкодисперсного золота и серебра, заключенных в марганцевых минералах (главным образом в пиролюзите), представляет большую сложность. Наличие плотных оксидов марганца затрудняет контакт частиц благородных металлов с цианистыми растворами. Технологические операции, направленные на разрушение оксидов марганца или на их перевод в более пористые соединения типа MnO , часто значительно дороже самого цианирования [60 - 62].

В настоящее время гидрохлорирование используется в США на фабрике Карлин для предварительной обработки углеродсодержащих золотых руд перед цианированием, а также – в ЮАР на заводе фирмы «Consolidated Marchison» для извлечения золота из сурьмяного флотоконцентрата и на Фиджи при переработке руды, содержащей теллуриды золота [60, 63].

Недостатками процесса являются высокая токсичность хлора, требующая сложного аппаратного оформления для безопасности обслуживающего персонала.

Хлоридная гидрометаллургия, особенно при переработке комплексных сульфидных руд и концентратов была одной из основных областей исследований в последние годы. Полученные результаты свидетельствуют о том, что в будущем некоторые варианты переработки сульфидных золотосодержащих руд и концентратов, по всей вероятности, будут включать и хлоридную технологию [64].

1.2.4. Хлоридовозгонка золотосодержащих концентратов

Одним из наиболее перспективных направлений металлургии цветных и благородных металлов, разрабатываемых в последнее время, способных решить задачу эффективной переработки различных видов сырья, является

хлоридовозгоночной обжиг. Эффективность этого метода как средства извлечения ценных элементов из бедных, труднообогатимых, особо упорных руд показана целым рядом исследований [65, 66].

Сущность хлоридовозгоночного обжига заключается в образовании и отгонке в газовую фазу летучих хлоридов металлов, образующихся при взаимодействии содержащихся в сырье различных соединений с хлоринатором. При этом происходит превращение всех соединений извлекаемых металлов в один класс хлоридов, обладающих высоким давлением паров при температурах 600 – 1100 °С, что обеспечивает проведение процесса без расплавления всей массы перерабатываемого сырья. Извлечение металлов из хлоридов после их конденсации производится известными, освоенными промышленностью методами.

Довольно широко используются процессы хлорирования для переработки руд и концентратов, содержащих золото и серебро, в частности пиритных огарков, с целью извлечения из них благородных металлов [67, 68]. Хлорирующими агентами при хлоридовозгонке могут быть либо твердые хлориды натрия и кальция карналлит, сильвинит [69, 70], либо газообразный хлор, а также пары соляной кислоты. Однако использование хлоридов натрия и кальция приводит к спеканию шихты, особенно с концентратами, имеющими в своем составе щелочные металлы. Применение же газообразного хлора в процессе хлоридовозгонки исключает спекобразование.

В работе показано, что одним из основных условий для достижения высокой степени возгонки золота необходимо перевести железо в трудно хлорируемые формы (Fe_2O_3) [71]. Это позволит снизить расход хлорирующих агентов в 3 – 4 раза, что благоприятно скажется на уменьшении спекаемости гранулированной шихты.

В работе [72] приведены оптимальные параметры процесса хлоридовозгонки пиритных огарков с содержанием 2 – 5 % серы: температура 900 – 1000 °С, продолжительность обжига 1,5 – 2,5 ч., избыток NaCl – 10 – 15 %. Оптимальное содержание NaCl определяется, с одной стороны, полнотой протекания процесса хлорирования, с другой, отсутствием сплавления и укрупнения частиц.

В работе [23] описан процесс хлорирования пиритных огарков в трубчатой печи с продувом шихты газовой смесью, содержащей 5 % O₂, 16,5 % H₂O, 78,5 % N₂. В качестве хлоринатора использовался CaCl₂. Достигнута степень отгонки меди 76 %, цинка 75 %, золота 91 %, серебра 94 %. Оптимальная температура процесса 1020 – 1130 °С, при температуре выше 1150 °С происходило спекание окатышей.

При хлорировании огарков с повышением температуры непрерывно возрастает степень хлорирования золота, что не наблюдается в процессе хлорирования металлического золота. Такое несоответствие, видимо, связано с тем, что золото хлорируется не только хлором, но и его смесью с хлорным железом, которое образует двойную соль типа FeAuCl₆ [73, 74].

В работе [70] установлено, что процесс хлоридовозгонки золота следует вести без восстановителя. Добавление в шихту углерода ведет к образованию жидкой фазы за счет восстановления высших оксидов железа и формирования силикатов, легкоплавкость которых приводит к спеканию шихты. Авторы делают вывод, что оптимальными температурами являются 1000 – 1150 °С. Несмотря на успешное эксплуатационное применение процессов хлоридовозгонки и переработки пиритных огарков за рубежом и попыток их освоения в России [23, 75], механизм хлорирования и перехода золота и серебра в газовую фазу остается недостаточно изученным. Ученые полагают, что золото возгоняется в виде хлорида, который образуется в результате диссоциации хлоринатора под действием кислорода с выделением хлора. Но это утверждение термодинамически не обосновывается. В работе

[76, 77] показано, что газообразные хлориды золота неустойчивы. Равновесные давления $\text{Au}_2\text{Cl}_{2(\text{r})}$ и $\text{Au}_2\text{Cl}_{6(\text{r})}$ при 1050°C соответственно равны $8,7 \cdot 10^2$ Па и $5,6 \cdot 10^4$ Па. В действительности равновесное давление свободного хлора при расщеплении солевого хлоринатора кислородом очень мало. Например, в реакции $1/2\text{O}_2 + 2\text{NaCl} = \text{Na}_2\text{O} + \text{Cl}_2$ константа равновесия $K_p = P_{\text{Cl}_2} / P_{\text{O}_2}^{1/2} = 3 \cdot 10^{-15}$ при 1050°C . При переходе оксида натрия в силикат константа повышается до $1,8 \cdot 10^{-6}$, но и в этом случае парциальное давление хлора недостаточно для хлорирования не только золота, но и других компонентов перерабатываемого материала.

Как показано в работе [60], более высокие температуры «солевой» хлоридовозгонки определяются температурой разложения хлоридов натрия и кальция, генерирующих хлор-газ. Этот же фактор определяет и большую длительность процесса при использовании солей-хлорагентов. Вместе с тем при «солевом» варианте хлоридовозгонки более полно усваивается выделяющийся атомарный хлор, что снижает его расход в 1,5-1,7 раза.

Поведение различных хлоринаторов на процесс хлоридовозгонки был изучен в работе [78]. В результате исследований были определены следующие параметры ведения процесса: температура – 1200°C , время хлорирования 1 ч, скорость пропускания кислородно-аргоновой смеси – $50 \text{ дм}^3/\text{ч}$, соотношение CaCl_2 : огарок = 6:100, размер частиц огарка – $0,1 + 0,074$ мм. В этих условиях извлечение металлов составило, %: 98,0 Ag; 96,5 Pb; 99,4 Zn.

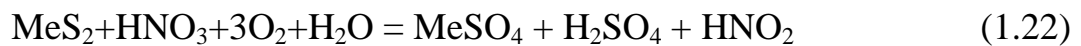
1.2.5. Азотнокислотный способ переработки золотосодержащих концентратов

Золото, заключенное в сульфидах, до сих пор вскрывалось, в основном, путем окислительного обжига, широко распространенного в промышленности. Но при обжиге происходят неизбежные потери золота с продуктами возгона, а сырье используется не комплексно. Поэтому находят

применение и другие процессы для переработки сульфидно-мышьяковых концентратов, в частности, гидрометаллургия [79].

Авторами работ [80, 81] для вскрытия золотосодержащих сульфидно-мышьяковых концентратов использовалась азотная кислота –эффективный окислитель минералов пирита, арсенопирита, а также сульфидов цветных металлов. В процессе разложения сульфидов азотной кислотой в раствор переходят медь, цинк, кадмий, железо, мышьяк; в нерастворимом остатке концентрируются свинец, золото, сурьма. Преимущество использования азотной кислоты - возможность ее практически полной регенерации.

Окисление сульфидов металлов азотной кислотой в присутствии кислорода можно выразить следующими уравнениями:



Практическое осуществление этого процесса (1.20) - (1.22) возможно в том случае, если он будет проводиться в замкнутом технологическом цикле с многократной рециркуляцией нитрозных газов. Образующийся оксид азота, благодаря своей низкой растворимости, переходит, в основном, в газовую фазу и в присутствии воздуха или кислорода подвергается окислению до диоксида NO_2 , который, растворяясь в воде, регенерирует азотную кислоту в процессе.

Гидросульфатизация азотной кислотой использовалась при переработке медно-цинковых продуктов, не поддающихся разделению методами обогащения. Достигнуты высокие технологические показатели при условии регенерации кислоты из нитрозных газов. В промышленности при разложении молибденитовых концентратов применяется азотнокислотный способ [80, 82].

При «нитрокс-процессе» выщелачивание осуществляется азотной кислотой в присутствии воздуха при температуре 80-90 °С и атмосферном

давлении в течение 2 часов. При этом происходит полное окисление железа, мышьяка, сульфидной серы и выщелачивание сульфидных минералов. Выделяющийся газообразный NO связывается кислородом в зоне реакции растворения и поэтому не выбрасывается в атмосферу [77, 83 - 85].

В САИГИМСе проводились исследования по азотнокислотному вскрытию упорных сульфидно – мышьяковых золотосодержащих флотационных концентратов, полученных из руд месторождений Средней Азии [86, 87].

Основные технико-экономические показатели азотно-кислотного способа вскрытия золотосодержащих сульфидных концентратов, принятые при ориентировочном расчете эффективности рекомендуемой технологии производительности условного предприятия 80 тыс. т. концентрата в год, показали, что она позволит на 7-10 % уменьшить себестоимость переработки концентрата по сравнению с технологией, предусматривающей окислительный обжиг концентрата с последующим цианированием огарка [88].

1.3. Технологические особенности переработки бедных золотосодержащих руд методом кучного выщелачивания

1.3.1. Текущее состояние технологии кучного выщелачивания при переработке бедных золотосодержащих руд

Кучное выщелачивание золота цианистым раствором было предложено Горным Бюро США в 1967 году. Первую промышленную отработку с выщелачиванием 2 млн.т бедной руды провела компания «Кортес Голд Майнз» в начале 1970 года. С начала XX века процесс кучного выщелачивания используется для извлечения многих металлов: золота, серебра, платины, меди, цинка, никеля, алюминия и др. [89-90].

Благодаря широкому внедрению этой технологии, прирост

производства золота за рубежом существенно увеличился. Так, в США в 1998 г. более 42 % годовой добычи золота приходилось на способ кучного выщелачивания [91]. За последние годы в строй введено более 100 объектов на базе небольших месторождений, некондиционных для классических способов переработки руд. Причиной бурного развития этой технологии являются достоинства, которыми обладает кучное выщелачивание как способ извлечения благородных металлов:

- расширение сырьевой базы за счет вовлечения в отработку забалансового сырья либо хвостов обогатительных фабрик;
- отсутствие необходимости строительства обогатительных фабрик для освоения месторождений;
- исключение дорогостоящего и трудоёмкого процесса измельчения;
- минимальные капитальные затраты;
- повышение производительности труда и сокращение числа работников;
- возможность эксплуатации небольших по размеру месторождений в отдаленных районах на ротационной основе.

В процессе разработки метода кучного выщелачивания золота имело место постоянное снижение его содержания в перерабатываемых рудах и стремление обеспечить максимальное извлечение золота из недр путём вовлечения в технологический процесс бедных и забалансовых руд [92-94].

Первый объект кучного выщелачивания в СССР в промышленности – это золото-кварцевое умеренно сульфидное Васильковское месторождение (Казахстан). Здесь в 1991 г. была запущена установка по отвальному выщелачиванию золота производительностью 300 тыс.т руды в год. Руда без предварительного дробления выщелачивалась цианистым натрием в штабелях. Исходное содержание золота в руде 2 г/т, достигнутое извлечение – 60 %.

В настоящее время в России стремительными темпами идет развитие

технологии кучного выщелачивания золота из руд, в том числе из небольших месторождений, бедных и забалансовых руд.

Эффективность кучного выщелачивания золота зависит от многих факторов: состава выщелачиваемого минерального сырья, формы нахождения золота, крепости пород, затрат на добычу руды и рудоподготовку, организации режима ввода реагентов и орошения штабеля и т.д. [95].

В работе [90] приводится описание закономерностей, методик исследования технологии кучного выщелачивания. Внедрение технологии кучного выщелачивания является выгодным вложением капитала в золотодобывающую промышленность. Уже в течение года со момента пуска технологии можно получить товарный металл в виде слитка. Капитальные затраты и себестоимость добычи золота по технологии кучного выщелачивания значительно ниже, чем по технологии чанового выщелачивания.

Технология кучного выщелачивания включает в себя следующие основные операции:

- рудоподготовку минерального сырья;
- формирование рудного штабеля;
- цианистое выщелачивание;
- извлечение золота из растворов сорбцией (активированный уголь, ионообменная смола) или цементацией (металлический цинк);
- получение катодных или цинковых осадков с последующей плавкой с получением сплава Доре;
- обезвреживание хвостов выщелачивания и рекультивация нарушенных земель [96].

В последние годы процесс кучного выщелачивания успешно развивается и применяется в золотодобывающей отрасли России. Иргиредмет с 1962 является головным научно-исследовательским

институтом золотодобывающей промышленности по разработке научно-технических программ перевооружения золотодобывающих предприятий России на основе создаваемых новых технологий и современного оборудования. По разработкам института построены все основные золотодобывающие предприятия страны. Институт проводит обширные исследования, промышленные испытания и разработку технологических регламентов на проектирование предприятий кучного выщелачивания на основе месторождений и рудопроявлений не только различных регионов России, но и стран СНГ: Амазаркан, Куранахское, Белая Гора, Суздальское, Васильковское, Олимпиада, Покровское, Тас-Юрях, Дыбыкса, Светлинское, Любавинское, Чёртово Корыто, Маржанбулак, и др., а также пуск в эксплуатацию установок кучного выщелачивания на ряде месторождений. Впервые в России технология кучного выщелачивания внедрена при переработке золотосодержащих руд Майского и Чазы-Гольского месторождений (Хакасия). Было добыто свыше 5 т золота в виде слитков, пригодных к рафинированию. Также внедрены установки кучного выщелачивания на Комсомольском, Делмачинском, Бамском золоторудных месторождениях. В ЗАО «Южуралзолото» была построена и запущена опытно-промышленная установка кучного выщелачивания для руды месторождения Березняковское [97-106].

Золотодобывающая кампания «Золотая Звезда» с 1994 г стабильно работает на месторождении Майское, а с 1997 г. – на месторождении Кузнецовское. Также успешно работают предприятия кучного выщелачивания на месторождениях Муртыкты, Кировское (Южный Урал). Золотодобывающая обогатительная фабрика «Чукотка» опробовала технологию сочетания гравитационного обогащения с кучным выщелачиванием на месторождении Сопка Рудная. В 2000 году введены в эксплуатацию предприятия кучного выщелачивания на месторождениях Воронцовское (Урал, ОАО «Полиметалл»).

Главное преимущество схем кучного выщелачивания золота заключается в сокращении уставного капитала в 2-3 раза по сравнению со схемой полнозаводского передела [107].

1.3.2. Физико-химические основы процесса кучного выщелачивания

Выщелачивание – гидрометаллургический метод извлечения ценных компонентов из руд в результате их селективного растворения в растворителях. Растворителями могут быть вода, водные растворы кислот, щелочей, солей, а также органические растворители. Выщелачиванию может предшествовать подготовительная операция, основной целью которой является перевод выщелачиваемого компонента в более растворимую форму. Например, обжиг сульфатизирующий позволяет перевести нерастворимые сульфиды в растворимые сульфаты. Различают несколько видов выщелачивания [108-117]:

- 1) бактериальное – выщелачивание определенными видами бактерий, повышающими полноту извлечения и скорость процесса;
- 2) кучное – выщелачивание ценных компонентов из руды, уложенной штабелями на специально подготовленных площадках;
- 3) подземное – выщелачивание ценных компонентов непосредственно из рудного тела;
- 4) автоклавное – выщелачивание под давлением (от 98 до 490 Па), приобретает большое значение в алюминиевой, урановой, никелевой, вольфрамовой, а также в последнее время в золотой отраслях промышленности;
- 5) сорбционное – метод совмещенного выщелачивания и сорбции ценных компонентов на различных сорбентах.

К реагентам, растворяющим золото, относятся:

- 1) смеси соляной и азотной кислот;

- 2) хлорная вода;
- 3) цианиды щелочных металлов;
- 4) тиосульфаты (при повышенных температурах);
- 5) тиомочевина и т.д.

Однако основным реагентом, применяемым в настоящее время в промышленности при кучном выщелачивании, является цианид натрия [118, 119].

Процесс цианирования, основанный на способности металлического золота, а также серебра растворяться в слабых растворах щелочных цианидов занимает особое место в золотодобывающей промышленности.

Относительная селективность цианида, сочетание методов растворения и осаждения благородных металлов из цианистых растворов (цементация цинковой пылью, сорбция на ионообменных смолах и активированных углях и др.), простота аппаратного оформления делают технологию цианирования эффективной и производительной, дающей возможность применения ее не только к концентратам обогащения, но и к рядовым золотым и бедным рудам и даже к хвостам обогащения, содержащим менее 1 г/т золота.

Впервые растворение золота и серебра в растворах щелочных и щелочноземельных цианидов изучено достаточно полно в 1843 г. русским химиком П.Р. Багратионом. Он также установил положительное влияние кислорода на переход золота и серебра в раствор. В 1846 г. Л. Эльснер, на примере пластинки золота, плавающей на поверхности цианистого раствора, заключенного в опрокинутый цилиндр, убедительно подтвердил необходимость присутствия кислорода для растворения золота. На основании этих исследований растворение золота в цианистом растворе выглядит следующим образом:



Рассмотрение механизма и кинетики гетерогенных реакций, в

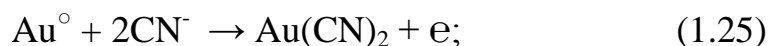
частности для цианирования золота, освещены в литературе достаточно полно [18, 55, 120-126].

При растворении металлического серебра, оно в этом уравнении заменяет золото. Данное уравнение выражает растворение золота и серебра только с формальной стороны. Понятно, что в случае растворения металла происходит предварительный переход его в ионное состояние, что требует присоединения к его атомам зарядов, т.е. должен происходить другой процесс – ассимиляция избыточных электронов. Поэтому в случае растворения золота перед образованием комплексного иона должен происходить переход металлического золота в ионное состояние:



Пути восстановления кислорода при растворении золота в цианистом растворе могут быть представлены следующим образом:

- на анодных участках поверхности золота может происходить образование комплексного иона и освобождение электрона:



- на катодных же участках в результате освобождения избыточных электронов на аноде может происходить восстановление кислорода, растворенного в воде, таким образом образуется кислородный электрод:



Кислород может восстанавливаться в следующие две стадии с образованием в качестве промежуточного продукта реакции аниона пероксида водорода:

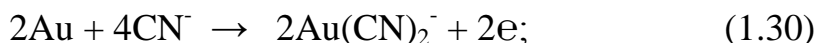


И только потом происходит восстановление этого промежуточного продукта с образованием гидроксил-ионов:

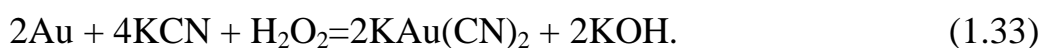
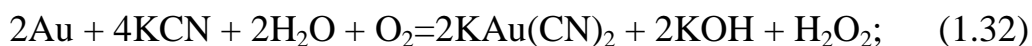


Многочисленные исследования, проведенные в дальнейшем, также

показали, что растворение золота и серебра в цианистом растворе практически не происходит без введения кислорода или без применения других окислителей, заменяющих его в этом процессе. Например, к последним процессам можно отнести растворение в присутствии цианистого брома:

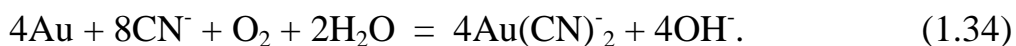


По предположению Г. Бодлендера при растворения золота происходят две последовательно протекающие реакции:



Образование пероксида водорода происходит в результате реакции восстановления кислорода, растворенного в воде.

Согласно современным представлениям, ионная реакция, традиционно принятая в качестве основной для растворения золота цианидом, выражается уравнением:



Расход реагента при выщелачивании является одним из основных технико-экономических показателей гидрометаллургического процесса. Он определяется химическими и механическими причинами. Химические причины, которые могут вызвать повышенный расход цианида, состоят в разложении цианистых солей с выделением летучего цианистого водорода, а также в образовании комплексных цианистых, роданистых и других соединений.

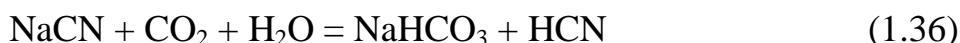
Механические же причины слагаются из неполноты отделения цианистого раствора при промывке, в операциях обезвоживания, различные утечки и т.д.

Введение в состав раствора защитной щелочи $\text{Ca}(\text{OH})_2$ или NaOH резко сокращает потери реагента вследствие химического взаимодействия. Это

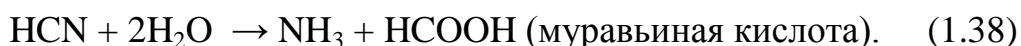
обусловливается необходимостью защиты цианистых солей от разложения в результате гидролиза, действия углекислоты и кислот, образующихся из компонентов руды, а также от расхода на образование комплексных солей железа (II). В результате гидролиза цианистого калия или другой используемой соли протекает следующая обратимая реакция:



Образующаяся в результате гидролиза цианистой соли синильная кислота HCN улетучивается из водного раствора. Направление реакции зависит от величины pH. При $\text{pH} = 9,36$ концентрации цианид-иона и синильной кислоты равны, а при значениях $\text{pH} < 9,36$ цианистый водород является основным соединением в этой системе. При любом уменьшении величины pH в системе (попадание воды или углекислого газа) может произойти нейтрализация извести по реакции:



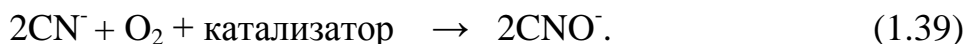
В результате происходит выделение цианистого водорода. Цианистый водород может гидролизаться с образованием муравьиной кислоты или формиата аммония:



Образование того или иного продукта реакции зависит от величины pH; при более низких значениях pH образуется муравьиная кислота.

Также причиной потерь синильной кислоты является ее разложение за счет окисления с образованием цианистого водорода HCN₂O (эта реакция, как и следующая, происходит в верхних слоях штабеля в системе кучного выщелачивания).

Прямое окисление цианида CN⁻ может происходить при наличии минералогических, бактериологических или фотохимических (солнечный свет) катализаторов и приводит к образованию цианат-ионов:



Цианат-ион и цианистый водород менее токсичны, чем синильная кислота. Они легко гидролизуются внутри штабеля кучного выщелачивания с образованием аммиака и диоксида углерода, улетучивающихся из системы в виде газов:



Потери цианида подобного типа происходят в системе и при биологическом разложении HCN в аэробных условиях в присутствии энзимов. Биологические процессы протекают на окисленных участках пород штабеля.

Можно определить степень гидролиза для различных концентраций растворов цианистого калия или натрия, зная константу равновесия реакции, равную $2,54 \cdot 10^{-5}$. Вводя одноименные ионы, можно достичь подавления гидролиза, добавляя в раствор некоторое количество щелочи, концентрация которой будет равна α согласно следующему уравнению:

$$[\text{HCN}] = 2,5 \cdot 10^{-5} [\text{KCN}] / [\text{KOH} + \alpha] \quad (1.41)$$

Такая концентрация щелочи предотвращает гидролиз только растворов. Но эти растворы еще подвергаются действию углекислоты, и в связи с этим содержание щелочи в них снижается. Помимо этого происходит окисление сульфидных минералов с образованием кислот при контакте растворов с рудой, что также понижает щелочность, поэтому на практике концентрацию щелочи повышают.

Повышать содержание щелочи выше какого-то минимума не рекомендуется по следующим причинам:

- в цианистых растворах с повышенной концентрацией щелочи понижается скорость растворения золота и серебра из-за образования на их поверхности пленок, что особенно отрицательно сказывается при просачивании растворов;

- взаимодействие цианидов с некоторыми, не содержащими золота минералами, увеличивается в присутствии щелочи;

- при осаждении золота из цианистого раствора по методу Меррил-Кроу повышенная концентрация щелочи вызывает непроизводительный расход цинка. При этом выделяется водород, что затрудняет осаждение золота.

В том случае, когда частицы выщелачиваемой руды имеют пористую, рыхлую структуру, цианированию можно подвергать мелкокусковую руду. Процесс в данном случае протекает во внутренней диффузионной области, т.е. самой медленной стадией его является доставка цианида и кислорода по трещинам и капиллярам к поверхности золотин. Скорость процессов, протекающих внутри диффузионной области, возрастает с повышением концентрации реагентов. Основное влияние на скорость цианирования в этом случае оказывает диаметр частиц выщелачиваемой руды и их пористость [90].

1.3.3. Основные направления развития технологии извлечения золота в процессе промышленного кучного выщелачивания

Для выщелачивания золота из руд используются растворы цианидов с концентрацией 0,1 – 0,5 г/л. При обработке руд, обогащенных серебром, применяют более концентрированные растворы цианида, сочетая процесс выщелачивания с регенерацией NaCN из растворов [127].

Стандартная технологическая схема кучного выщелачивания золота с использованием цианида натрия успешно внедрена на ряде горнодобывающих предприятий США, а также апробируется и внедряется на промышленных объектах Казахстана, Узбекистана и ряда регионов России. На основании практики установлено, что технико-экономические показатели кучного выщелачивания золота определяются: степенью извлечения золота из руд, расходом реагентов, сроком выщелачивания. Эти факторы, в свою очередь, связаны со следующими технологическими параметрами процесса:

крупностью рудного материала, из которого формируется штабель; высотой штабеля; способами интенсификации процесса кучного выщелачивания; технологическими режимами подачи реагентов, применяемыми окислителями, а также вещественным составом руд.

Для того чтобы сократить сроки выщелачивания применяются различные способы интенсификации процесса: более мелкое дробление руды, сортировка руды, окомкование; рыхление «кучи» механическими, взрывными и другими способами; дешламизация; аэрирование; введение окислителей; подогрев растворов, воздействие на них токами высокой частоты; наложение электромагнитных полей, различных колебаний, радиоактивного излучения и др. [90, 128-130].

Способы интенсификации процесса кучного выщелачивания осуществляются посредством подачи в штабель кислорода или воздуха по системе предварительно заложенных труб с перфорацией. В качестве дополнительных окислителей может быть применена и перекись водорода.

В связи с низкой скоростью фильтрации растворов при переработке методом кучного выщелачивания руд с повышенным содержанием глин и шламов, а также лежалых хвостов гравитационного и гравитационно-флотационного обогащения объекты выщелачивания подвергаются предварительному окомкованию. Для окомкования применяют различные связующие – известь, цемент, производственные отходы, а также поверхностно-активные добавки, позволяющие получать пористый материал, обладающий достаточной прочностью и устойчивостью, как при транспортировке окатанного материала и формировании кучи, так и при ее эксплуатации [131].

Большую трудность при кучном выщелачивании представляют руды, которые содержат большое количество глины или шламов, а также лежалые и текущие хвосты гравитационного и флотационного обогащения, цианирования. Это сырье с трудом подвергается кучному выщелачиванию

из-за крайне низкой скорости фильтрации цианистых растворов по высоте рудного штабеля, что зачастую приводит к длительному периоду выщелачивания, низкой степени извлечения и относительно низкой прибыльности производства золота [132-135].

В процессе закладки куч из руд, содержащих тонкие фракции, может происходить естественная сегрегация грубого и мелкого материала во время сооружения штабелей. Во время отсыпки куч происходит концентрация рудной мелочи в центре навала, а более крупных кусков – на нижних склонах и в основании куч. В период просачивания растворителя через рудный штабель, когда мелочь просеивается через более крупные частицы руды, происходит дополнительная сегрегация материала за счет миграции тонких частиц. Она приводит к образованию локализованных зон с заметной разницей в проницаемости, в результате чего выщелачивающие растворы следуют по пути, минуя или чуть смачивая зоны с большим количеством мелочи или шлама, т.е. образуются каналы [90, 136 -139].

Используются, в основном, 2 способа агломерации руд драгоценных металлов: агломерация мелочи в грубую дробленую руду и агломерация мелочи в стабильные окатыши. Руды крупностью минус 22 мм меньше подвергаются агломерации. Для этого руда смешивается с цементом или с другим связующими агентами, увлажняется либо водой, либо крепким раствором цианида и окатывается тем или иным способом. При окомковании золотосодержащих продуктов с большим количеством тонкой фракции скорость выщелачивания возрастает в 6000 раз. На одном из американских рудников время выщелачивания сократилось от 2 месяцев до 3 недель, а извлечение золота увеличилось с 35 до 90 % при эксплуатационных затратах 0,8- 1,3 долларов на 1т руды [140].

По мнению Горного бюро исследований (США) наилучшим связующим признан цемент (0,9 – 10,0 кг/т). Известь также эффективна, однако прочность окатышей ниже, чем при использовании цемента, к тому

же известь – более дефицитный продукт [141, 142].

В работах [143, 144] приводится оценка скоростной технологии кучного выщелачивания золота из окисленных кварцитовых руд месторождения Погромное Читинской обл. Результаты получены на основании опыта, накопленного при исследовании кучного выщелачивания золота из отвалов Дарасунской ЗИФ (содержание Au 2-4 г/т) и малосульфидных руд месторождения Дельмачик (содержание Au 1,7 – 2,7 г/т).

Один из наиболее известных методов получения окатышей на цементной связке – процесс Гренгколд, разработан Д. Свенсоном [145], запатентован в ряде стран и внедрен в промышленную практику. В этом методе устранен один из основных недостатков ранних технологий окомкования с применением цементов – слипание комков. Для этого окатыши перед хранением пересыпают концентратом до 40 % по весу, исключая их непосредственный контакт друг с другом. После достижения определенной прочности исчезновения способности к слипанию, на что требуется 30 – 40 ч, окатыши отделяют на грохоте от концентрата и возвращают концентрат на окомкование.

Возможность повышения скорости перколяции при кучном выщелачивании глинистых руд изучено в работе [140]. Исходный материал агломерат с известью, флокулянт и водой и выдерживают на воздухе в течение 2-3 сут. Укрупненные лабораторные испытания показали, что скорость перколяции увеличивается в 100 раз без уменьшения степени извлечения. Опыты в колонне диаметром 0,7 м и высотой 5 м подтвердили полученные результаты. Скорость перколяции без предварительной подготовки составляет – 3,7 л/м². ч, а после окомкования – 400 л/м².ч. максимальная степень извлечения золота – 75 % после обработки достигается в течение 96 ч, без обработки за 33 сут. При переходе к промышленным условиям ожидается увеличение степени извлечения золота и увеличение концентрации его в продуктивном растворе.

Горным бюро США [146] проведены полупромышленные и производственные испытания кучного выщелачивания окомкованных золото и серебросодержащих руд и хвостов обогащения цианистыми растворами в сочетании с сорбцией благородных металлов активированным углем. Для окомкования применяли цементно-известковую смесь (1:1) при расходе 10 кг/т и влажности 20 – 25 %. Скорость просачивания цианистых растворов через слой руды поддерживалась на уровне 15 м³/м².ч. При этом извлечение золота из лежалых хвостов цианирования в производственных условиях при цикле выщелачивание-промывка 24 суток составило 76 %.

В Иргиредмете проводилось изучение влияния оборотного водоснабжения в технологии кучного выщелачивания. Для этого были проведены испытания на установке, в состав которой входили фильтрационная колонна с загрузкой руды 100-150 кг, узел извлечения золота, состоящий из 5 сорбционных колонок, емкостей для приготовления исходного цианистого раствора и приема обеззолоченных растворов, а также емкости для оборотного обезвреживающего раствора [147].

В работе [148] описана технология извлечения золота методом кучного выщелачивания из высоко глинистых пород коры выветривания с использованием окомкования. Окатыши получали на лабораторном чашевом грануляторе производительностью 5 кг/ч из шихты, состоящей из руды, цемента и извести. В результате выщелачивания окатышей в течение 3 суток в раствор извлекается 80-82 % золота. При этом расход цианистого натрия составляет 1,32 кг/т. На окатышах, полученных из фракции минус 8 + 0мм, проводили укрупненные испытания в перколяторах диаметром 25 см и высотой 1м. Через 8 суток извлечение в раствор составило 80-85 % при среднем содержании золота в продуктивном растворе 1,48 мг/л.

В обзоре [149] показано применение современных методов переработки бедных руд, отвалов и вторичного сырья, содержащих благородные металлы, на некоторых золотодобывающих предприятиях

США, Канады, Австралии, ЮАР. Большой рост производства благородных металлов в этих странах объясняется широким внедрением дешевого и эффективного метода кучного выщелачивания.

В работе [150] описаны результаты полупромышленных испытаний технологии цианирования золота, - серебросодержащих руд месторождения Штурец в Словакии. Для этого на заводе в Кремнице была смонтирована полупромышленная установка производительностью 30 тн руды в день.

Осложняющим моментом в процессах выщелачивания в кучах является присутствие в руде частично окисленных сульфидов сурьмы, цинка, железа, меди, мышьяка, углеродистых материалов, кислотообразующих соединений, наличие золота и серебра с пассивированной поверхностью.

Наличие в рудах тонких классов обуславливает применение различных грануляторов – барабанных дисковых, ленточных вибрационных для механического гранулирования материала [151]. Для смачивания руды при механическом гранулировании используют цианистые растворы.

Агломерация руды с помощью специально добавляемых связующих веществ является другим методом. Например, в США, на ряде предприятий в качестве связующего используют портландцемент [152]. Удельные скорости перколяции после агломерации руды увеличиваются с 0,005 до 25 м³/ (м²-ч.), т.е. в 5 тыс. раз.

На одном из предприятий сталиформовать строительные изделия в виде кирпичей или труб из приготовленной при агломерации смеси. [153]. Эти изделия выдерживают в течение 28 суток на воздухе, прокаливают или нагревают. Затем из сформированных изделий устанавливают пакеты так, чтобы отверстия в кирпичах, сделанные при формовке, образовывали в пакете вертикальные каналы, а внутри пакета трубы устанавливают вертикально. Для выщелачивания благородных металлов пакеты орошают раствором цианида, а изделия после выщелачивания используют в строительстве. За 5 суток извлекалось 90 % золота, а серебра за 10 суток – 75

%.

В 1982 г компания «Пинсон Майнинг» начала использовать кучное выщелачивание на базе двух месторождений золота в северной части штата Невада (США) [154]. Содержание золота в руде колебалось от 0,35 до 1,35 г/тн. Его извлечение за 60 дней выщелачивания достигло 75 %.

В работе [155] показана возможность извлечения золота и серебра из вскрышных и вмещающих пород различного состава золоторудных месторождений. Методами гравитационного обогащения, кучного и чанового выщелачивания золото извлекается на 65 % и более, а также частично извлекается и серебро из плагиогранитов, диабазов порфириров и других пород, содержащих 0,1- 0,5 г/т Au и приблизительно 1 г/т Ag .

Для каждого конкретного случая пригодность и целесообразность переработки сырья процессом кучного выщелачивания должна быть выявлена в результате лабораторных и полупромышленных исследований схемы процесса, а также проведения технико – экономического обоснования. Золото и серебро наиболее эффективно извлекаются из окварцованных и известковых осадочных пород, песчаных доломитов и сланцев, кварцевых и вулканических пород [156]. Присутствие в руде частично окисленных сульфидов сурьмы, цинка, железа, меди, мышьяка, углеродистых материалов, кислотообразующих соединений, наличие золота и серебра с пассивированной поверхностью несколько усложняет процесс цианистого выщелачивания в кучах.

Обычно в США подвергают руду кучному выщелачиванию, содержащую до 2 г/т золота за исключением фирмы «Эмселкоминерэлз» на руднике Эпличейте–Ридж, где перерабатывают руду с содержанием золота 4,12 г/т. Производительность установок кучного выщелачивания колеблется от 200 тыс.т до 1815 тыс.т /год [157].

Стоимость кучного выщелачивания золота и серебра существенно ниже, чем стоимость фабричного непрерывного противоточного процесса.

Эксплуатационные затраты при кучном выщелачивании находятся в пределах от 3,5 до 5,5 долл. на тонну руды, а при чановом выщелачивании от 8,5 до 9,0 долл./т [158].

Австралийская горная компания «Норт Квинслен» собиралась запатентовать технологию выщелачивания отвалов при извлечении золота из низкокачественной окисленной руды. Технология включает предварительную обработку измельченной окисленной руды негашеной известью. Способ применяется на одном из предприятий в Западной Австралии, где извлекается 225 кг золота в год [159].

Канадские специалисты изучили технологию кучного выщелачивания золота и серебра на шести рудниках штата Невада (США) [160]. На установках фирм «Кенделэриа Патнэс», «Вестерн Стэйт Гоулд Майнс» и Вестерн Виндфол» выщелачивают золотоносные, тонковкрапленные окисленные метаосадочные породы, содержащие 0,6-1,5 г/т золота, на установке фирмы «Смоуки Вэли Моунтин» руду, представляющую собой твердый риолитовый и гнигмбрит. Извлекаемым продуктом на рудниках является золото. Производительность рудников составляет от 1000 до 10000 т/сут.

Половина добываемой руды на руднике фирмы «Карлин Майн» подвергается кучному выщелачиванию. На трех рудниках руду цианируют без дробления, на трех других руду дробят до крупности 9,5-25,4 мм, а на одном руднике дробленую руду подвергают окускованию. При этом используют распыскиватели различного типа. Водный раствор цианистого натрия на руднике Карлин подают на каждую кучу системой разбрызгивателей из расчета его расхода 0,375 кг/т руды при удельной скорости просачивания около 10 $\text{дм}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ [161]. После выщелачивания получают раствор с рН -9,0, содержащий до 0,145 кг/т руды цианистого натрия.

«Смоуки Вэли» является крупнейшим производителем золота в США

среди предприятий, где в 1984 года было добыто около 3,8 т Au. На этом месторождении открытого типа запасы руды составляют 38 млн.т со средним содержанием золота 1,5 г/т [162].

Золотоизвлекательная фабрика «Саметвиль», расположенная недалеко от Дуранго (штат Колорадо, США) на высоте от 3400 до 3700 метров над уровнем моря, начала эксплуатироваться в 1986 [163]. Вулканические породы на данном месторождении являются пористыми, что обуславливает их хорошую проницаемость для растворов при кучном выщелачивании.

Процесс кучного выщелачивания для переработки руд, более богатых по золоту, чем в Северной Америке, в ЮАР не применяют. Однако применение этого типа выщелачивания используется для извлечения золота из поверхностных отвалов района Витвотерсранда и из небольших подземных разработок [164]. Около 1300 тонн золота находится в старых поверхностных отвалах золотоизвлекательных фабрик ЮАР, при этом содержание золота составляет: в шламовых дамбах районов Клерксдорпа, Эвандера и Оранжевой провинции 0,4 г/т, в песковых отвалах Центрального Ренда, Западного Ренда и Витвотерсранда 0,7-1 г/т.

Организовано кучное выщелачивание на базе старого подземного серебряного рудника, принадлежащего компании «Стэйт оф Майнинг», около Томбстоуна, штат Аризона (США) [165]. Старые рудные отвалы являются загрузкой для куч. После того, как отвалы будут переработаны, подземные разработки планируется возобновить.

С помощью кучного выщелачивания также извлекают серебро на фабрике «Драй Хилез Майн», компании «Кен Эмерикэн Майн». Большая часть материала поступает из старых рудных отвалов. Руда измельчается до 0,5 мм, после чего закладывается в кучу. Вследствие вредного влияния марганца, содержащегося в руде, через 2 недели выщелачивания в раствор переходит всего лишь 50 % серебра [166].

На окисленных рудах одного из месторождений Восточной Сибири

проведены укрупненные исследования кучного выщелачивания золота с предварительной операцией окомкования на установке [167], в состав которой входили смеситель, гранулятор с диаметром чаши 0,7 м и производительностью 90 кг/ч и 5 фильтрационных колонн диаметром 0,24 и высотой 1,8 метров. Извлечение золота из растворов осуществлялось сорбционным методом в колоннах. Испытания проведены на 2-х технологических пробах руд и на 2-х пробах вскрышных пород, которые при одинаковом минеральном и фракционном составе существенно отличались содержанием золота.

Технологическая оценка процессов кучного тиосульфатного выщелачивания Cu, Au и Ag из окисленной медной руды и лежалых хвостов обогащения сульфидных медных руд выполнена специалистами АГМК и института «Средазнипроцветмет». Проведены полупромышленные испытания. Был подготовлен опытный полигон, включающий штабель хвостов массой 50 т и высотой 2 м, напорные и приемные сборники продуктов вместимостью 2 м³, чан для осаждения ценных компонентов из продуктивного раствора и фильтровальное оборудование. Подачу раствора в слой хвостов осуществляли в режиме капельного орошения (0,1-0,2 м³/м².ч.). [168].

Сульфидные осадки, содержащие 25-40 % Cu, 100-240 г/т Au, 300-900 г/т Ag, пригодные для переработки на медеплавильном заводе, получены из продуктивных растворов в результате испытаний.

В рамках государственной научно-технической программы в конце 80-х-начале 90-х годов были проведены испытания технологии отвального выщелачивания на опытно-промышленных блоках массой 20-30 тонн, отдельно складированных окисленных и сульфидных забалансовых рудах Калмакирского месторождения [169].

На первом этапе существования совместного предприятия (5 лет) переработке подлежала забалансовая руда (60 млн.т) с повышенным (1,6 г/т)

содержанием золота при коэффициенте извлечения 65 %, а на втором (10 лет) – забалансовая руда (160 млн.т) с содержанием 1,1 г/т при коэффициенте извлечения 50 %. Производительность завода по руде составляет 13,8 млн. т/год с ежегодным выпуском золота в количестве 12 и 12,5 т [170].

Были изучены параметры кучного выщелачивания в колоннах. В центр колонны подавали насыщенный раствор через трубку диаметром 10 мм, заглубленную на 10-12 см в руду [171]. Условия орошения, концентрация NaCN и NaOH в обеих колоннах были равными. Продолжительность орошения составила 58 суток для колонны. Было подано в каждую из колонн соответственно 1500 и 1310 литров выщелачивающего раствора. Поданный за весь срок орошения расход NaCN составил с препаратом – 0,32 кг/т, без препарата – 0,5 кг/т. Подача раствора была прекращена после снижения концентрации золота в продуктивном растворе до уровня 0,01 мг/литр.

Проба руды одного из месторождений Рудного Алтая служила объектом исследований [172]. В настоящее время старательская артель перерабатывает там богатые окисленные руды. Опыты по кучному выщелачиванию проводили на установках УР330 Тульского НИГП. Необходимо отметить, что высокое содержание глинистого материала (40-50 %) обуславливает большие потери золота (до 70 %) как с глинистой фракцией, так и со щебенистым лимонитизированным материалом, а также с полуокисленными сульфидами.

Проведены производственные испытания технологии кучного выщелачивания на специально смонтированной для этого установке [173]. Было переработано 100 т руды крупностью «-100+0» мм с содержанием золота 1,3 г/т. Выщелачивание руды осуществляли в течение 30 суток до получения фильтратов с остаточным содержанием золота 0,2 г/м³. Затем в течение 5 суток проводили орошение рудного штабеля водой с целью отмывки растворенного металла. Интенсивность орошения руды

растворителем находилась в пределах 0,02-0,03 м³/ (т-сут).

В процессе кучного выщелачивания исходного техногенного продукта Тасеевской ЗИФ были получены продуктивные растворы. По своему составу они пригодны для извлечения из них золота и серебра известными способами (угольная сорбция, сорбция на анионит, цементация на цинковую пыль). В продуктивном растворе выщелачивания средняя концентрация металлов, мг/л: 5,8 Au; 2,1 Ag; 39,5 Cu; 16,0 Zn; 93,4 Fe; 1,1 Ni; 5,0 Co. Из продукта исходной крупности извлечение золота составило 61,7 %, серебра – порядка 50 % [174].

Таким образом, процесс кучного выщелачивания при правильной его организации позволит при низких капитальных и эксплуатационных затратах вовлечь в переработку бедные и забалансовые руды.

Выводы по главе I

Таким образом, исходя из информации, приведенной в данной главе, можно сделать следующие выводы:

- проведен обзор современных методов переработки упорных и бедных золотосодержащих руд и концентратов. Дан анализ рассмотренных технологий. Показаны проблемы, возникающие при переработке упорных и бедных золотосодержащих руд и концентратов;
- вскрытие тонкодисперсного золота перед цианированием не может быть осуществлено без разрушения кристаллической решетки ассоциирующих его минералов. С этой целью используются методы окислительного обжига, сверхтонкого измельчения материала, а также автоклавного и кислотного выщелачивания;
- при сравнении методов вскрытия тонковкрапленного золота в сульфидах, показано, что наиболее перспективной технологией для золото-, медно-, мышьяксодержащих концентратов является азотнокислотное выщелачивание;
- гидрометаллургический способ вскрытия концентратов отличается более высокими технологическими показателями и меньшей токсичностью, чем окислительный обжиг концентратов. Кроме того, исключается вероятность выброса мышьяковистых газов в окружающую атмосферу;
- процесс хлоридовозгонки весьма универсален, его можно использовать для извлечения золота из концентратов практически любого состава. Важное достоинство этого процесса – возможность комплексной переработки концентратов с извлечением из них не только золота и серебра, но и сопутствующих металлов;
- кучное выщелачивание является одним из перспективных способов обогащения золотосодержащих руд как природного, так и техногенного происхождения в условиях постоянного снижения их ценности.

ГЛАВА 2. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД И МЕТОДЫ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ

2.1. Геохимическая характеристика исследуемого сырья.

2.1.1. Химический и минералогический состав руд Тарорского месторождения

Рудные минералы в богатой вкрапленной руде занимают от 50 до 80 % площади шлифа и распределяются в виде гнездообразных скоплений, отдельных вкрапленников, редко мелких прожилков размером до 3 мм.

К бедной руде относится карбонатные породы с редкой (до 5 %) вкрапленностью мелких зерен арсенопирита или халькопирита.

Арсенопирит – является самым распространенным минералом в данной руде. Отмечен в виде зернистых сростков или разобщенных идиоморфных вкрапленников размером от 0,02 до 0,3 мм. Иногда зернистые выделения образуют прожилки размером 0,5 – 3 мм. Арсенопирит находится в тесной ассоциации с халькопиритом и корродируется последним.

Халькопирит – почти в таком же количестве отмечается в руде, чаще всего в виде неправильной формы выделений среди зерен арсенопирита. В более бедной руде последний встречается в виде мелких прожилков или рассеянных мелких неправильной формы зерен, образующих иногда неравномерно – зернистые агрегаты. В краевых частях халькопирита отмечается халькозин.

Пирит – довольно редкий минерал данной руды. Отмечен в виде небольших выделений (0,2 мм), сростков с арсенопиритом и халькопиритом или в виде идиоморфных кристалликов размером до 0,2 мм.

В остальных случаях пирит находится в кварц-карбонатных прожилках, секущих арсенопирит-халькопиритовые выделения и поэтому возможно является более поздним.

Халькозин – встречен в знаковом количестве в виде выделений неправильной формы в зернах халькопирита. Размер их от 0,04 до 0,02 мм.

Как уже отмечалось выше, халькозин тесно ассоциирует с халькопиритом и отмечается в контактовых частях халькопирита снерудными; является, видимо, гипергенным минералом.

Пирротин – отмечен в нескольких аншлифах и брикетах в виде мелких (0,1 мм) включений в арсенопирите или в сростках с арсенопиритом и пиритом.

Сульфат меди – наблюдается в единичных мелких (0,15 мм) зернах зеленого цвета.

Гидроокислы железа – образуют тонкие прожилки в карбонатных породах и выполняют промежутки между рудными минералами.

Золото представляет основную промышленную ценность на месторождении. Представлено оно микроскопически мелкими выделениями и устанавливается только в шлифах и пробирными анализами. Преобладающие размеры золотин 1-5 микрон. Наиболее крупные из встреченных золотин имеют размер до 0,25 мм в поперечнике [175].

2.1.2. Химический состав флотационного концентрата руд Тарорского месторождения

Как показывают анализы, Тарорский флотационный концентрат является сульфидным золото-, медно-, мышьяковым продуктом с содержанием меди до 1,1 %.

Химический и пробирный анализы Тарорского флотационного концентрата приведены в таблице 2.1. В таблице 2.2 показано распределение золота и других компонентов по классам ситового анализа.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что золото мелкое и ассоциируется с сульфидами.

Таблица 2.1

Химический и пробирный анализы концентрата

Компоненты	Содержание, в %	Компоненты	Содержание, в %
Cu	3,55	TiO ₂	0,19
Fe	20,99	MnO	0,08
As	7,22	P ₂ O ₅	0,14
S	17,11	CO ₂	16,28
CaO	12,14	Щелочные металлы	0,74
MgO	5,57	Золото, г/т	20,2
SiO ₂	6,10	Серебро, г/т	78,6
Al ₂ O ₃	1,87		

Характер вкрапленности золота в минеральные компоненты концентрата показывает фазовый анализ, результаты которого приведены на рисунке 2.1.

Таблица 2.2

Распределение металлов по классам концентрата

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание в исходном				Распределение металлов, %			
		г/т		%		Au	Ag	Cu	As
		Au	Ag	Cu	As				
+0,20	4,16	41,06	98,48	13,06	0,21	2,90	3,06	3,15	2,82
-0,20 + 0,10	12,67	43,17	113,60	12,26	0,21	9,28	10,74	9,00	8,65
-0,10 + 0,071	15,34	32,71	119,34	16,44	0,27	8,51	13,66	14,61	13,46
-0,071+0,063	8,39	50,62	110,47	16,76	0,26	7,20	6,91	8,15	7,09
-0,063 + 0,04	12,08	65,20	127,53	17,18	0,32	13,36	11,50	12,02	12,55
-0,04	47,36	73,14	153,16	19,34	0,36	58,75	54,13	53,07	55,43
Итого	100	51,40	125,48	16,07	0,26	100	100	100	100

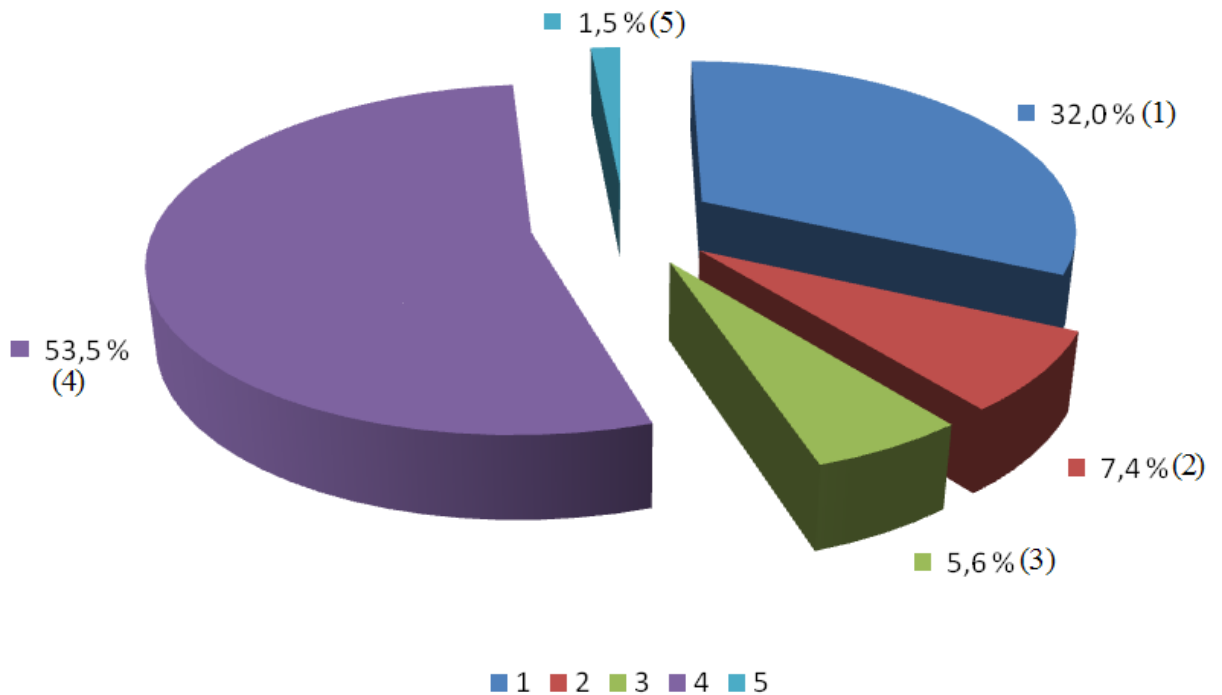


Рисунок 2.1 – Фазовый анализ флотационного концентрата: свободное (1); в сростках (2); ржавое (3); в сульфидах (4); в силикатной породе (5).

Фазовый анализ показывает, что золото в основном ассоциировано с сульфидами.

2.1.3. Химический и минералогический состав руды Чоринского месторождения

Месторождение Чоре представлено малосульфидными золото-мышьяковыми рудами, причем преимущественное развитие имеют первичные (неокисленные) руды (95 %). В приповерхностной части месторождения на глубине 0,1 – 15 м развиты окисленные руды, количество которых составляет около 1 %. Около 4 % от всех запасов составляют руды полуокисленные, располагающиеся на границе постепенного перехода от окисленных к первичным.

Основными минералами первичных руд являются пирит и арсенопирит. Нерудная часть представлена кварцем, полевыми шпатами и карбонатами. Содержание золота в руде - 2,8 – 8,2 г/т. Все золото тонкодисперсное и пылевидное (размер золотинок 3-12 мкм), на 50-65 % золото

связано с сульфидами (пиритом и арсенопиритом). В окисленной руде золото на 80 % концентрируется в сростках. Рациональный анализ руды на золото приведен ниже в таблице 2.3. [176].

Руды месторождения имеют сложный минеральный состав, обусловленный проявлением в пространстве разновременных минеральных парагенетических ассоциаций в процессе длительного многостадийного процесса рудообразования. Руда представляет собой метасоматически измененные песчаники и алевролиты с весьма тонкой вкрапленностью рудных минералов.

Таблица 2.3

Рациональный анализ руды на золото, %

Характер нахождения золотав руде	Первичные руды	Окисленные руды
1.Золото свободное, с чистой поверхностью (амальгамируемое)	1,6-6,9	5,8
2.Золото в сростках (цианируемое)	17,0-37,6	79,3
3.Золото, ассоциированное с окислами железа, марганца, покрытое пленками карбонатов	н/о-10,0	7,6
4.Золото, ассоциированное с сульфидами.	49,1-65,0	4,1
5.Золото, ассоциированное с органическими или углекислыми соединениями (вскрываемое после обжига)	н/о	3,0
6.Золото, тонковкрапленное в кварце	4,4-6,3	0,2
Итого:	100,0	100,0

Основными рудными минералами являются пирит и арсенопирит. Реже встречаются халькопирит, антимонит, сфалерит, галенит, блеклая руда, самородное золото и серебро.

Пирит представлен тонко- и мелкозернистой густой вкрапленностью отдельных идиоморфных кристаллов, агрегатами, гнездами в зонах

метасоматически преобразованных алевролитов, алевролитов - песчаников, кварц-полевошпатовых и полимиктовых песчаников, а также гранодиоритпорфирах. Кристаллы пирита - светло-желтого цвета, нередко издроблены, изъедены гидроокислами железа. Размеры кристаллов пирита - 0,003-0,3 мм. В пиритовых агрегатах отмечаются включения халькопирита, блеклой руды, самородного золота (0,003-0,012 мм) и нерудных минералов.

Самородное золото встречается редко, в основном в пирите и иногда в арсенопирите. Золото очень мелкое, наблюдать его можно только при сильном увеличении. Выделения золота имеют удлиненную форму размером 0,003-0,012 мм, реже образуют волосовидные прожилки, встречаются также в виде зерен (размер не превышает 6 мкм) округлой, комковатой, реже неправильной формы. Основная же масса золота это коллоидно-дисперсные включения, сингенетичные с пиритом и арсенопиритом.

Халькопирит образует неправильной формы выделения в нерудных минералах, встречается в сростках с блеклой рудой, сфалеритом и пиритом.

Сфалерит наблюдается в единичных выделениях в нерудных минералах или в сростках с блеклой рудой, пиритом и халькопиритом. Размеры зерен сфалерита колеблются от 0,01 до 0,3 мм.

Галенит встречается в виде ксеноморфных свободных агрегатов, иногда сосредоточенных в извилистых утонченных прожилках, а также в сростании с блеклой рудой.

Блеклая руда образует отдельные выделения в нерудной массе, форма их неправильная, ксеноморфная; наблюдаются также сростки блеклой руды с галенитом, сфалеритом, халькопиритом и пиритом. Иногда блеклая руда выполняет тонкие прожилки в пирите и арсенопирите. Размеры выделений блеклой руды 0,006-0,1 мм.

Нерудные минералы представлены кварцем, карбонатом, калиевым шпатом, альбитом, серицитом, антраксолитом, хлоритом, аксинитом и др.

Химический состав руд приведен в таблице 2.4.

Химический состав руд месторождения Чоре, %

Компоненты	Первичные руды	Окисленные руды
SiO ₂	56 – 64,6	62,44
Al ₂ O ₃	12,6 – 16,62	14,90
Na ₂ O	2,34 – 4,0	2,38
K ₂ O	2,36 – 5,78	6,65
Fe ₂ O ₃	1,83 – 6,8	5,48
FeO	2,46	0,46
TiO ₂	0,57 – 0,69	0,75
MnO	0,06 – 1,08	0,075
CO ₂	1,4 – 4,27	0,05
CaO	1,07 – 2,81	0,85
MgO	1,55 – 3,28	0,880
P ₂ O ₅	0,2	0,075
S общ.	1,06 – 1,08	0,33
BaSO ₄	0,13	Н/о
Bi	0,0003 – 0,003	0,0008
WO ₃	0,02	–
As	0,63	0,44
Se	0,0001 – 0,0009	0,0002
Te	0,0001	0,0002
Cu	0,008	0,03
Pb	0,07	0,0018
Zn	0,01	–
Sb	0,006 – 0,04	0,0045
Углерод органический	–	0,05
Au	2,88 г/т - 8,2 г/т	5,07г/т
Ag	1,4 г/т – 7,0 г/т	2,14г/т

Руды месторождения отличаются весьма тонкозернистой вкрапленностью сульфидов, их тесным взаимопроращением между собой и

нерудными минералами, что при технологической переработке требует довольно тонкого измельчения.

По своим механическим свойствам руда прочная и не склонная к переизмельчению. Коэффициент крепости руды по Протодяконову 14 – 17.

2.1.4. Химический и минералогический состав руды Джилауского месторождения

Руды месторождения Джилау –карбонатизированные с вкраплениями шеелита, пирита, арсенопирита, пирротина и др. Породообразующие минералы представлены, в основном, кварцем, карбонатами, полевыми шпатами, пироксен-амфиболами и др. [177].

Количественный минеральный состав руды представлен в таблице 2.5.

Таблица 2.5

Количественный минеральный состав

№ п/п	Минералы	Объёмное содержание, %
1	Шеелит	2,6
2	Пирит	0,1
3	Арсенопирит	0,15
4	Флюорит	0,1
5	Апатит	0,1
6	Лимонит,ок.пирит	2,6
7	Пироксены амфиболы	3,6
8	Хлорит	0,3
9	Железная стружка	1,4
10	Кварц	71,3
11	Карбонаты	8,9
12	Полевые шпаты	8,9
13	Итого	100,0

На основании химического анализов в руде месторождения Джилау, были определены нижеследующие компоненты (таблица 2.6).

Результаты химического анализа исходной руды

Компоненты	Содержание, %
SiO ₂	70,55
Al ₂ O ₃	10,59
Fe ₂ O ₃	3,22
FeO	1,50
MnO	0,06
TiO ₂	0,35
MgO	1,33
CaO	3,93
K ₂ O	3,97
Na ₂ O	1,40
P ₂ O ₅	0,16
S общ.	0,08
CO ₂	2,46
WO ₃	0,075
Sb	0,02
Hg	0,007
Cu	0,01
Se	0,0005
Te	0,0005
Au	0,00022
Ag	0,00035
п.п.п.	5,26
Итого	100

На основании изучения вещественного состава руды видно, что одним из ценных компонентов, заслуживающих промышленную значимость, является золото, находящееся частично в свободном состоянии, а также в виде мелких включений в арсенопирите и в сростках кварца с арсенопиритом.

2.1.5. Химический и минералогический состав руды месторождения Хирсхона

По минеральному составу и ведущим полезным компонентам руды участка относятся к золото-кварцевому формационному типу, с убогой сульфидной и шеелитовой минерализацией. Этим типом представлены основные запасы промышленных руд месторождения [178].

Наиболее часто золото ассоциируется с самородным висмутом сульфидами висмута, теллуридами и сульфотеллуридами. Обычно это золото самое мелкое и встречается на нижних горизонтах. Тонкие ассоциации накладываются на ранее образованные агрегаты пирита, арсенопирита, марказита, пирротина, халькопирита, молибденита и молибдо-шеелита. Наиболее поздним по времени отложением является золото, связанное с антимонитом и киноварью. Золото это покрыто микронными медистыми и серебристыми пленками.

Золото-кварцевые руды размещаются, в основном, в гранодиоритах Чинорсайского интрузива, обладающих в свежем состоянии выдержанным минеральным и химическим составом. Наблюдаемые в измененных гранодиоритах вариации состава обусловлены наложенными процессами окварцевания, хлоритизации, серицитизации и др. В измененных оруденелых гранитоидах содержания SiO_2 варьируют в пределах 55,46-83,9 %, Al_2O_3 – 5,8-15,54 %, TiO_2 – 0,06-0,52 %, Fe_2O_3 – 0,05-1,99 %, FeO – 1,0-3,99 %, MnO – 0,00-0,10 %, MgO – 0,77-2,55 %, CaO 1,68-15,56 %, K_2O 2,28-5,0 %, Na_2O 0,08-2,95 %, P_2O_5 – 0,08-0,60 %. Содержание глинистых частиц в рудах,

обусловленное наличием зоны выветривания и тектонических глинок, не превышает долей процента.

Окисленные и первичные руды, в целом, отличаются по характеру связи золота с различными минералами. Если в окисленных рудах большая часть золота свободная или находится в сростках с кварцем, гидроокислами железа и кислоторастворимыми минералами, то в первичных оно больше ассоциирует с сульфидами.

Содержание золота сравнительно выдержанное и не может служить основанием для выделения различных по качеству сортов руд.

2.1.6. Химический и минералогический состав руды Северно-Джилауского месторождения

Золото-кварцевые руды месторождения состоят из кварца, полевых шпатов, биотита, роговой обманки, пироксена, хлорита, серицита, кальцита, шеелита, пирита, арсенопирита, блеклых руд, самородного золота и др. На долю двуокиси кремния приходится около 60 %. Суммарное среднее содержание сульфидов не превышает 1 % и увеличивается с глубиной. Почти на всю изученную глубину (165 м от поверхности) сульфиды в рудах окислены, образуют пленки или рыхлые массы лимонита. Распределение золота и серебра в рудах неравномерное, но среднее содержание их по падению устойчивое. Золото в рудах самородное, крупное, среднее, тонкое, в окисленных рудах связано с кварцем, в первичных более 70 % ассоциирует с арсенопиритом. Содержание трехокси вольфрама с глубиной несколько падает, мышьяка увеличивается в среднем до 0,29 %.

Основной компонент – золото, попутные – серебро, вольфрам.

Скарны, вмещающие скарново- шеелитовые руды, в основном, состоят из пироксена. Остальные минералы в них гранат, волластонит, везувиан, форстерит, кальцит, кварц и др. Из рудных отмечаются пирит, пирротин, халькопирит, шеелит, арсенопирит, сфалерит, гематит и др. [177].

2.1.7. Химический и минералогический состав руды Олимпийского месторождения

По минералогическому составу руды охарактеризованы как комплексные, золото - кварцевые. Общее количество сульфидов не превышает 1 %, достигая в локальных участках 2-3 %, что позволяет отнести руды участка к убогосульфидным.

Самородное золото встречается в составе различных минеральных ассоциаций. Оно наиболее часто встречается в сростании с кварцем (в относительных процентах ко всему количеству золота) (50 %), пиритом (3 %), карбонатом (1 %), шеелитом (меньше 1 %), молибденитом (меньше 1 %). На поверхности и частых зонах разрывных нарушений и трещиноватости золото находится в сростках с окисленными сульфидами. Характернейшей особенностью размещения золота в различных минеральных агрегатах является приуроченность большей части его выделений к трещинам и мелким пустотам в участках микробрекчий и зон выщелачивания. Доля свободного золота, определенная по данным минералогического анализа, составляет 70-75 %.

Наибольшая частота встречаемости золота с кварцем определяется его преимущественной локализацией в кварцевых прожилках и окварцованных гранитоидах.

По своему внутреннему строению золотины из разных ассоциаций, в целом, относятся к монокристалльным выделениям или сросткам двух-трех монокристаллов. Плотность золота варьирует от 5,25 до 8,95, в зависимости от наличия примесей серебра, которые составляют 10-40 %.

2.2. Методика экспериментов

2.2.1. Флотационный процесс

Флотации подвергалась руда Чоринского месторождения, измельченная до 90 % класса «-0,074 мм». Руду флотировали в лабораторной

флотомашине механического типа с объёмом камеры 1 – 0,5 л конструкции Института Механобр. Разработанная схема включала в себя основную, контрольную флотации и две перечистки концентрата основной флотации. Концентрат высушивали и использовали для дальнейших исследований. Реагенты подавали в процесс в виде водных растворов; использовались медный купорос, который подавался в голову флотации, бутиловый ксантогенат и вспениватель Т-80.

2.2.2. Цианирование руд

2.2.2.1. Бутылочное выщелачивание

Бутылочное цианирование проводили в четырехлитровой бутылки, которая помещалась на рольганг, вращающийся со скоростью 70 об / мин. (рисунок 2.2а). Данный процесс проводили в течение 24 – 30 часов при комнатной температуре. Необходимый для растворения кислород поступал через отверстие в крышке бутылки (2). Также были проведены исследования по влиянию температуры на процесс цианирования в интервалах температур 10–40 °С. С этой целью была смонтирована установка, показанная на рисунок 2.2б). Навеска руды - 1000 г, отношение ,Т:Ж – 1:1,5. Для обеспечения защитной щелочности в ходе цианирования добавлялась известь для достижения рН – 10.

О количестве перешедших в раствор благородных металлов судили по анализу проб раствора, отобранных из бутылки через определенные промежутки времени. После завершения процесса цианирования пробу фильтровали. Из фильтрата было взято 50 мл пробы для анализа, а шлам сушили при температуре 100 °С в течение 2 часов.

При исследовании растворения золота цианированием для анализа исходных веществ и продуктов реакции были применены следующие методы:

– Атомно – абсорбционной спектроскопии;

– Пробирный.

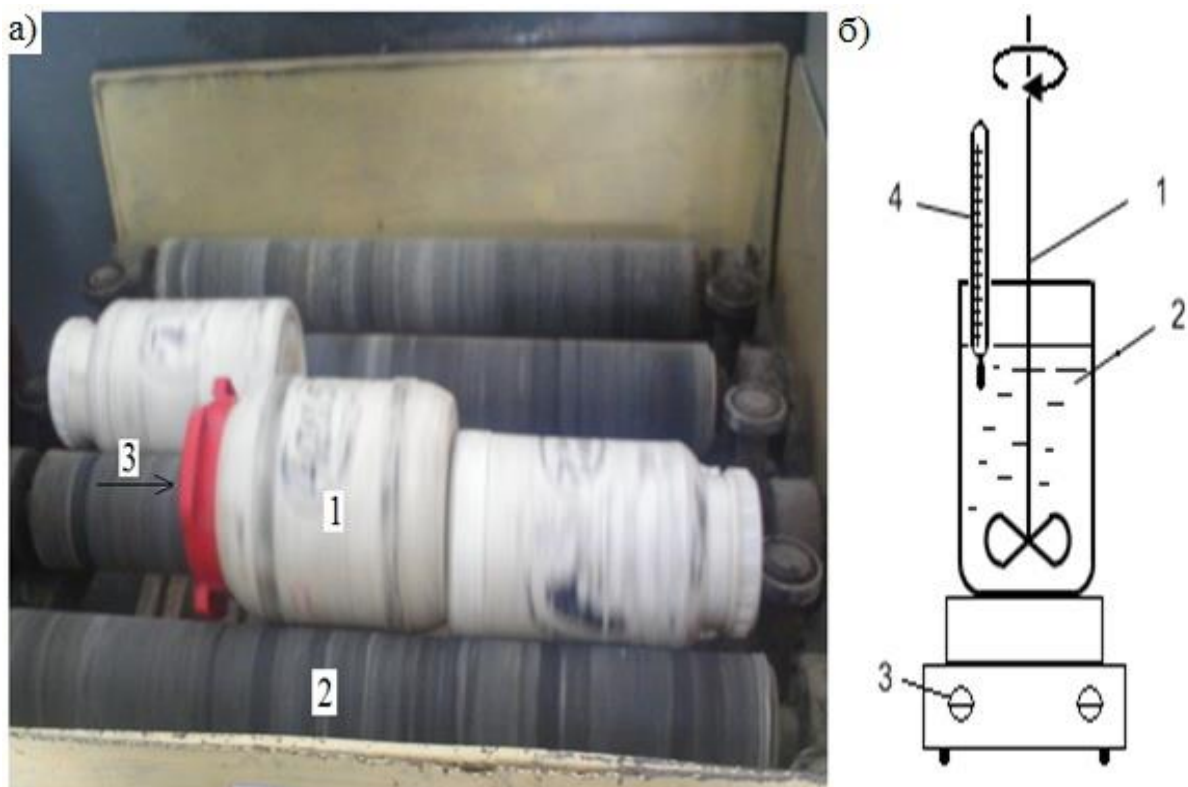


Рисунок 2.2 – Схема установки для изучения кинетики процесса цианирования (а); влияния температур (б). а) 1 – бутылка; 2 – рольганг; 3 – крышка с отверстием б) 1– механическая мешалка; 2 – пульпа; 3 – регулировка нагрева; 4 – термометр.

2.2.2.2. Колонное выщелачивание

С целью исследования оптимальных условий кучного выщелачивания руд цианидом использовались колонны диаметром 200 и 600 мм. На (рисунок 2.3) приведена схема установки для изучения выщелачивания в колоннах. В колонну диаметром 200 мм загружалась руда крупностью «-50 мм», а в колонну диаметром 600 мм загружалась руда крупностью «-200 мм».

В колонну высотой 2,2 метра укладывалась руда на высоту около 2-х

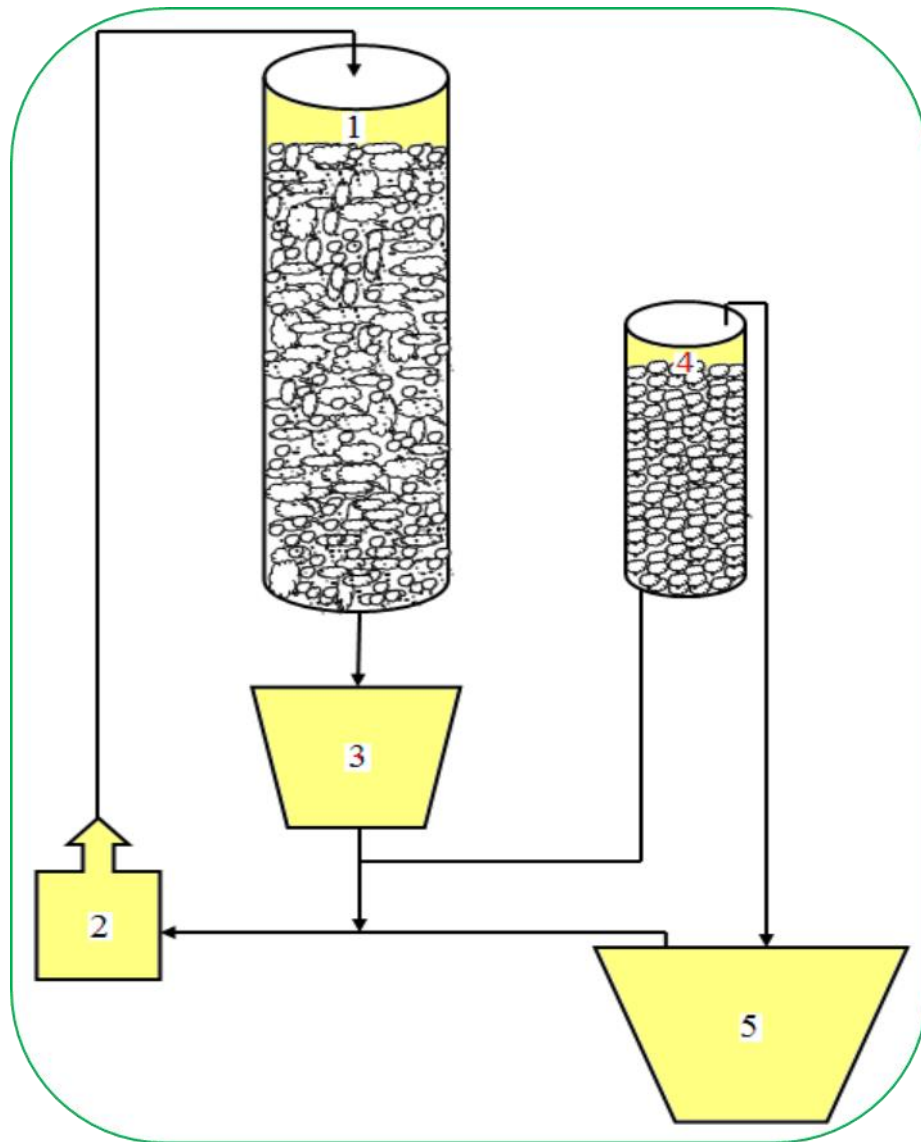


Рисунок 2.3 – Лабораторная установка для выщелачивания в колоннах:

1-колонна руды; 2-насос; 3-цианистый раствор; 4-угольные колонны;

5-сбросный цианистый раствор.

метров. Сверху на нее подавался раствор цианида натрия, который качался насосом (2) из емкости (3) со скоростью потока 25 мл/мин, в колонны диаметром 200 мм -250 мл/мин.

Просачиваясь через руду, раствор насыщался благородными металлами, после чего насыщенный раствор прокачивался через колонну с активированным углем. Каждые сутки велся контроль концентрации золота на выходе из колонны. При необходимости для поддержания рН среды на

уровне не ниже 10,5 добавляли каустическую соду и цианид натрия для достижения концентрации последнего 500 мг/л. Два раза в день измерялся объем прокачиваемого раствора. Выщелачивание продолжалось до тех пор, пока на выходе из колонны в течение трех дней содержание золота не изменялось. После этого в течение двух дней проводили промывку руды, т.е. прокачивали воду с той же скоростью, что и раствор цианида.

2.2.3. Кислотное разложение

Исследования проводились на приборе (cyanide distillation apparatus), принцип работы, которого описан ниже. На рисунке 2.4 показана установка для изучения кинетики выщелачивания флотоконцентрата.

В суспензию флотоконцентрата, находящуюся в колбе (1), подавалась порционно в течение 20-50 минут разбавленная азотная кислота; пульпа перемешивалась мешалкой - 80 об/минут (5); температура в зоне реакции измерялась термометром (2) и регулировалась с помощью регулятора (4). Благородные металлы концентрировались в кеке.

Нерастворимый остаток отделяли от кислого раствора фильтрованием, сушили при температуре 110 °С в течение 2 часов.

Кислый маточник, насыщенный ионами, подвергался очистке от мышьяка путем обработки известковым молоком и сернистым натрием, а затем фильтрации. С этой целью в фильтрат загружалось порциями и перемешивалось известковое молоко, затем раствор сернистого натрия. Пульпа перемешивалась в шейкере течение 15 мин и затем фильтровалась. Осадок представлял собой сложную смесь, состоящую из сульфата кальция, сульфата железа, арсената железа, сульфида мышьяка и др. Остаток и полученные растворы подвергались химическому анализу.

Степень извлечения компонентов из флотоконцентратов во всех опытах устанавливали на основании химического анализа исходного материала и кека выщелачивания.



Рисунок 2.4 – Лабораторная установка для изучения процесса разложения флотоконцентрата растворами азотной кислоты.

1. Стекло́нная колба.
2. Термо́метр.
3. Регули́ровка нагрева.
4. Регули́ровка мешалки.
5. Мешалка.

2.2.4. Тиомочевинное и тиосульфатное выщелачивание

Руда предварительно была измельчена до 80 % класса «- 0,074 мм». Опыты по выщелачиванию проводились в стеклянных стаканах емкостью 1000 мл, мешалки применялись стеклянные с двумя лопастями (рисунок 2.5.). Навески руды для исследований – 100 г. Отношение Т:Ж – 1:2. Навеска руды загружалась в склянку, куда приливался раствор тиомочевины и серная кислота, добавлялся окислитель и производилось перемешивание в течение определённого промежутка времени. Через 2,4,8 часов после начала опыта мешалку останавливали, и производился отбор аликвоты для определения рН и концентрации золота.

В растворах золото, серебро и мышьяк определялись методом атомно-абсорбционной спектроскопии.

На этой установке также исследовано тиосульфатное выщелачивание мышьяксодержащих золотых руд и концентратов. Опыты по выщелачиванию проводились в стеклянных стаканах емкостью 1000 мл. Навески руды для исследований – 100 г. Отношение Т:Ж – 1:5. Температура регулировалась с помощью регулятора (1) а скорость перемешивания пульпы – регулятором (2).



Рисунок 2.5 – Лабораторная установка по изучению процесса тиомочевинного и тиосульфатного выщелачивания золота из руд и концентратов.

1. Регулировка нагрева. 2. Регулировка мешалки.

2.2.5. Исследования по хлоридовозгонке

Хлоридовозгонку концентрата проводили в противнях в интервале

температур от 600 до 1000 °С при продолжительности процесса от 1 до 3 часов в специальной электрической печи Carbolite Китайского производства.

Навеска концентрата 25 - 50 г. тщательно перемешивалась с расчетным количеством хлорирующего агента и высыпалась в противень. Температура процесса регулировалась автоматически, продолжительность опыта составляла 1 - 2 ч. Для поддержания окислительной атмосферы в реакционную зону подавался воздух, количество которого контролировалось реометром и газовым счетчиком. Воздух в систему подавался от компрессора. После окончания опыта противень вынимали из печи и охлаждали. Огарки хлоридовозгонки взвешивали и подвергали химическому анализу, а далее цианированию.

2.2.6. Физико-химические методы исследования

Для изучения фазового состава и свойств исходного сырья и конечных продуктов осуществлялся их рентгенофазовый анализ (РФА) на установке «Дрон -2,0».

Дифрактограммы снимали с использованием Cu K_α - излучения. Запись дифрактограмм проводилось со скоростью вращения 1-2°/мин при $U = 40\text{кВ}$ $I = 20\text{мА}$.

Каждая фаза имеет свою специфическую кристаллическую решетку с определенными параметрами, и ей соответствует на дифрактограмме своя система пиков. Поэтому при исследовании вещества, представляющего собой смесь нескольких фаз, получается дифрактограмма, на которой присутствуют пики всех фаз, входящих в состав образца. По рентгенограммам проводили расчёты параметров кристаллической решётки исходных и полученных продуктов и определяли соответствующие им соединения (Горелик, Михеев, 1957).

При анализе золота, серебра и меди использовались пробирный и атомно-абсорбционный анализа.

Пробирный анализ с использованием в качестве коллектора свинца позволяет определять содержание благородных металлов. Достоинства данного анализа возможность определять содержание золота и серебра из больших навесок. А также определение ионов золота, серебра, меди в растворе проводили атомно-абсорбционный метод, который проводится из навески массой 1-5 г. Максимальная чувствительность данного метода анализа по золоту составляет 0,1 г/т. Мышьяк определяли спектроскопическим (Спектрометр AS610D), фотокалориметрическим и титроодометрическим методами. На мышьяк анализировались как раствор, так и как выщелачивания.

ГЛАВА 3. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА ИЗ РУД РАЗЛИЧНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ МЕТОДОМ ЦИАНИРОВАНИЯ

Основным методом переработки золотосодержащих руд в мировой практике является цианистый. Селективность цианида по отношению к золоту и серебру, а также сочетание процессов растворения и осаждения благородных металлов делает технологию цианирования золотосодержащих руд весьма эффективной [18, 179].

В случае растворения металлического серебра, последнее в этом уравнении заменяет золото. При использовании цианистого натрия или цианистого кальция они в приведенном уравнении в эквивалентных отношениях заменяют цианистый калий. Но данное уравнение выражает растворение золота и серебра только с формальной стороны. Известно, что в случае растворения металла неизбежен предварительный переход его в ионное состояние, что требует присоединения к его атомам зарядов, т.е. должен происходить другой процесс – ассимиляция избыточных электронов [179, 180].

Однако существует группа упорных золото-, медно-, мышьяксодержащих руд, из которых невозможно удовлетворительно извлечь золото этим методом. Основными причинами упорности руд является тонкая вкрапленность золота в нерастворимых в NaCN минералах, присутствие в рудах минералов меди, сурьмы, мышьяка, двухвалентного железа, расстраивающих процесс цианирования и требующих повышенного расхода растворителя.

Переработка золото-, медно-, мышьяксодержащих руд представляет собой сложную технологическую задачу. Переработка таких руд в принципе может быть эффективно осуществлена на основе метода цианирования, после предварительного механического (измельчение), химического (выщел-

лачивание) или термохимического (обжиг) вскрытия золота и серебра, ассоциированных с соответствующими минеральными компонентами.

Сочетание сульфидов меди, мышьяка и пирита с тонкодисперсным золотом обуславливает их особую упорность при извлечении золота цианистым процессом. При флотационном обогащении этих руд возникают определенные затруднения, вытекающие из дисперсного состояния золота, связанного с сульфидами и частично с кварцем, и низкого содержания меди для выделения кондиционного медного концентрата.

Продолжительность растворения золота зависит от концентрации цианида и кислорода в растворе, размера и формы частиц золота, состояния их поверхности, температуры пульпы, вещественного состава руды и многих других факторов.

В лабораторных условиях проведены исследования по выщелачиванию золота и серебра из руд различных месторождений Таджикистана методом цианирования. Измельчение проводилось в лабораторной шаровой мельнице с поворотной осью при соотношении Т:Ж:Ш = 1:1:8. Измельчали руду до тонины помола руды, равной 80 % класса «-0,106 мм».

3.1. Цианидное выщелачивание золота и серебра из рудместорождения Джилау

Опыт мировой золотодобывающей промышленности и результаты многочисленных экспериментальных исследований убедительно свидетельствуют о том, что главной стадией процесса цианирования является стадия выщелачивания.

Полнота извлечения золота и серебра при цианировании зависит от целого ряда факторов [23], главным из которых является характер связи драгоценных металлов с рудными и породообразующими минералами.

Как известно, золото в рудах присутствует преимущественно в металлическом состоянии. По характеру ассоциации золотинок с рудными

компонентами они могут быть разделены на 3 основные категории:

1. Золотины с полностью обнаженной поверхностью («свободное» золото);
2. Золотины с частично обнаженной поверхностью: в сростках, покрытых несплошными пленками и др.;
3. Золотины, поверхность которых полностью изолирована от контакта с растворителем (главным образом, тонковкрапленное золото).

Наличие в рудах тонковкрапленного золота является одной из главных причин технологической упорности золоторудного сырья. При этом, естественно, имеется в виду, что минералы, являющиеся носителями тонковкрапленного золота, должны обладать плотной механической структурой, абсолютно непроницаемой для цианистых растворов. Именно совокупность двух факторов: плотность структуры минеральных зерен плюс дисперсность заключенного в них золота и обуславливают технологическую упорность золотых руд и концентратов в гидрометаллургическом процессе.

В максимальной степени этим условиям соответствуют кварц и золотосодержащие сульфиды, ведущее место среди которых и по распространенности, и по практической значимости, принадлежит пириту и арсенопириту.

Указанные сульфиды, как правило, характеризуются повышенной золотоносностью (десятки и сотни граммов золота на 1 т сульфида). При этом значительная часть золота в них представлена дисперсными частицами, крупность которых лежит за пределами разрешающей способности оптических микроскопов [23].

Одной из распространенных форм является адсорбция растворенного в цианиде натрия золота и серебра углеродсодержащими минеральными компонентами руды.

Поскольку процесс растворения металлического золота в щелочных

цианистых растворах носит диффузионный характер, существенное влияние на скорость и полноту выщелачивания золота при цианировании могут оказать гранулометрическая характеристика и морфология золотых частиц.

Этот вопрос подробно рассмотрен в работах [120 и др.], из которых следует, что присутствие в цианируемых рудах зерен золота крупнее 0,1 – 0,2 мм может рассматриваться как один из признаков технологической упорности указанных руд.

Медленное растворение в цианиде натрия крупных частиц золота (характеризующихся относительно небольшой удельной поверхностью) является одной из основных причин того, что в мировой золотодобывающей промышленности практически отсутствуют примеры использования цианистого процесса для извлечения золота из гравитационных концентратов, выделяемых в цикле измельчения золотых и комплексных золотосодержащих руд.

Из анализа литературных данных следует, что процесс цианирования золота и серебра достаточно эффективен, что подтверждается результатами технологических экспериментов.

В ходе лабораторных исследований были проведены тестовые эксперименты, которые позволили сделать вывод о высокой эффективности переработки руды месторождения Джилау методом цианирования с использованием извести. При расходе последней от 0,5 до 3 кг/т степень извлечения золота составило от 51 до 89 %.

Для определения оптимальных технологических параметров были проведены исследования по выщелачиванию руды с различной загрузкой извести при ее расходе 0,5 кг/т, 1,5 кг/т, 3 кг/т. Расход NaCN во всех опытах составил 0,45 кг/т.

Результаты экспериментов представлены в таблице 3.1. и на рисунке 3.1.

Таблица 3.1

Влияние расхода извести на выщелачивание золота

№ опыта	Сод. Au в исходной руде, г/т	Руда, кг	Вода, литр	Расход CaO, кг/т	Расход NaCN, кг/т	pH	Концентрация Au, мг/л	Степень извлечения Au, %
1	1,76	1	1,5	0,5	0,45	8,8	0,884	82,34
2	1,76	1	1,5	1,5	0,45	10,5	1,04	88,63
3	1,76	1	1,5	3	0,45	11,6	0,599	51,05

Из таблицы 3.1 и рисунка 3.1 видно, что при расходе извести 0,5 кг/т, (pH-8,8) скорость выщелачивания значительно меньше по сравнению с расходом 1,5 кг/т извести (pH-10,5). С увеличением расхода извести до 3 кг/т скорость выщелачивания снижается, что вероятно объясняется образованием пленок на поверхности золотин и согласуется с литературными данными. За время выщелачивания (30 часов) при расходе извести 1,5 кг/т в продуктивный раствор извлекается 88,6 % золота.

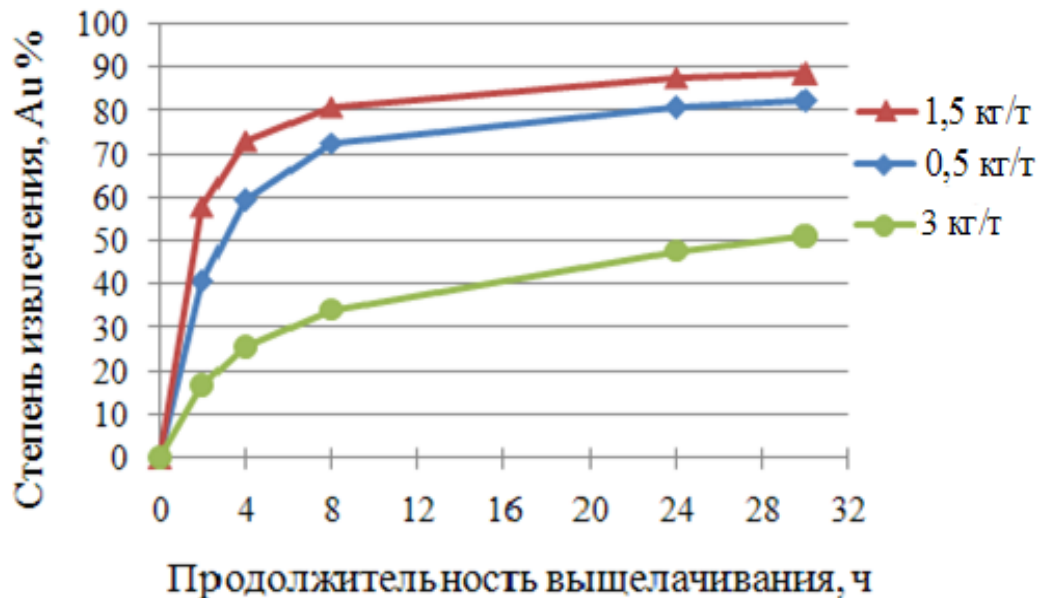


Рисунок 3.1 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания золота из руды в зависимости от расхода извести.

Также исследовалось влияние расхода цианида натрия на интенсивность выщелачивания золота из той же пробы руды. Для этого проба руды измельчалась до крупности 80 % класса «-106 мм». Продолжительность выщелачивания составляла 30 часов. Расход цианида натрия составил 0,25 кг/т, 0,35 кг/т, 0,45 кг/т, 0,55 кг/т. Результаты опытов представлены в таблице 3.2, а кинетика выщелачивания на рисунке 3.2.

Установлено, что оптимальным расходом цианида для руды месторождения Джилау является 0,45 г/т. Особенно интенсивно золото выщелачивается в первые 8 часов – извлечение золота за этот период составило 80,9 %. Затем кривая выщелачивания резко выполаживается, и за 30 часов выщелачивания руды степень извлечения золота составила 88,6 %. Дальнейшее повышение расхода цианида натрия до 0,55 кг/т не влияет на степень извлечения золота.

Таблица 3.2

Влияние расхода цианида натрия на выщелачивание золота

№ опыта	Сод. Au в исходной руде, г/т	Руда, кг	Вода, литр	Расход CaO, кг/т	Расход NaCN, кг/т	pH	Концентрация Au, мг/л	Степень извлечения Au, %
1	1,76	1	1,5	1,5	0,25	9,7	0,884	51,94
2	1,76	1	1,5	1,5	0,35	10,2	1,04	78,73
3	1,76	1	1,5	1,5	0,45	10,7	0,599	88,63
4	1,76	1	1,5	1,5	0,55	10,2	1,041	88,72

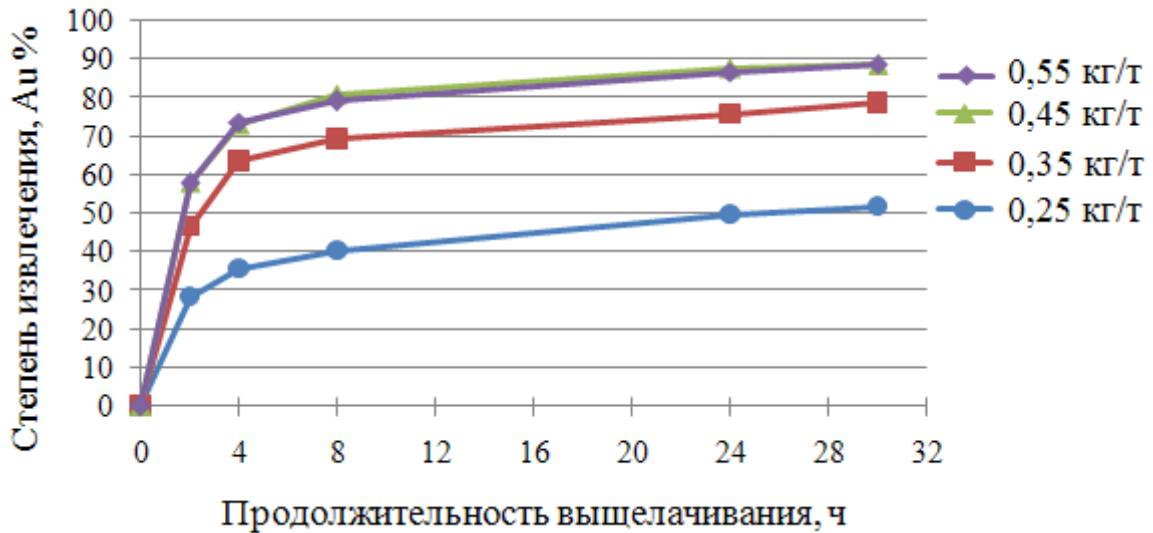


Рисунок 3.2 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания золота из руды в зависимости от расхода цианида натрия.

В таблице 3.3. и рисунке 3.3. представлены результаты влияния соотношения твердого к жидкому на цианидное выщелачивание руды месторождения Джилау.

Таблица 3.3

Влияние соотношения Т:Ж на процесс цианидного выщелачивания руды

№ опыта	Сод. Au в исходной руде, г/т	Руда, кг	Вода, литр	Расход CaO, кг/т	Расход NaCN, кг/т	pH	Концентрация Au, мг/л	Степень извлечения Au, %
1	1,76	1	1	1,5	0,45	9,4	0,779	66,39
2	1,76	1	1,5	1,5	0,45	10,1	1,04	88,63
3	1,76	1	2	1,5	0,45	10,3	1,026	87,44

Как видно из рисунка 3.2., при поддержании соотношения Т:Ж = 1:1 после 30 часов выщелачивания степень извлечения золота составила всего 66,4 %. При повышении соотношения твердого к жидкому до Т:Ж = 1:1,5 наблюдалось более интенсивное выщелачивание золота в начальный период, затем через 30 часов степень извлечения золота в продуктивные растворы

достигло 88,6 %. При дальнейшем увеличении разжижения пульпы до соотношения Т:Ж = 1:2 извлечения золота практически не меняется.

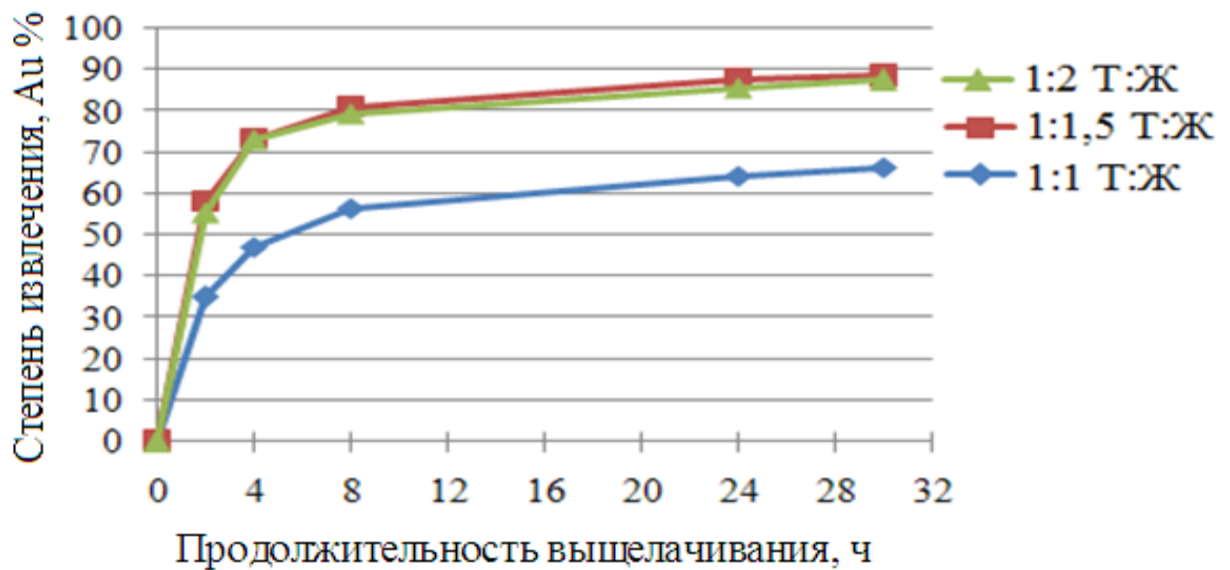


Рисунок 3.3 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания золота из руды в зависимости от соотношения Т:Ж.

На основании установленных оптимальных режимов выщелачивания золота были проведены опыты по цианидному выщелачиванию руд месторождения Джилау с различным содержанием в них золота.

В таблице 3.4. и рисунках 3.4, 3.5. представлены результаты и кинетические кривые выщелачивания золота и серебра из руд.

Таблица 3.4

Результаты лабораторных опытов по цианированию руды месторождения Джилау

№ опыта	Сод. Au в исходной руде, г/т	Сод. Ag в исходной руде, г/т	Концентрация Au, мг/л	Концентрация Ag, мг/л	Степень извлечения Au, %	Извлечение Ag, %	Расход NaCN, кг/т	Расход CaO, кг/т
1	2,37	0,48	0,34	0,12	85,44	71,56	0,320	1,5
2	1,76	0,76	1,04	0,257	88,63	50,72	0,285	1,6
3	1,27	0,42	0,79	0,149	93,31	53,21	0,347	1,8
4	1,56	0,62	0,878	0,265	84,42	64,11	0,320	1,5
5	1,38	0,66	0,835	0,274	90,76	62,27	0,325	1,6

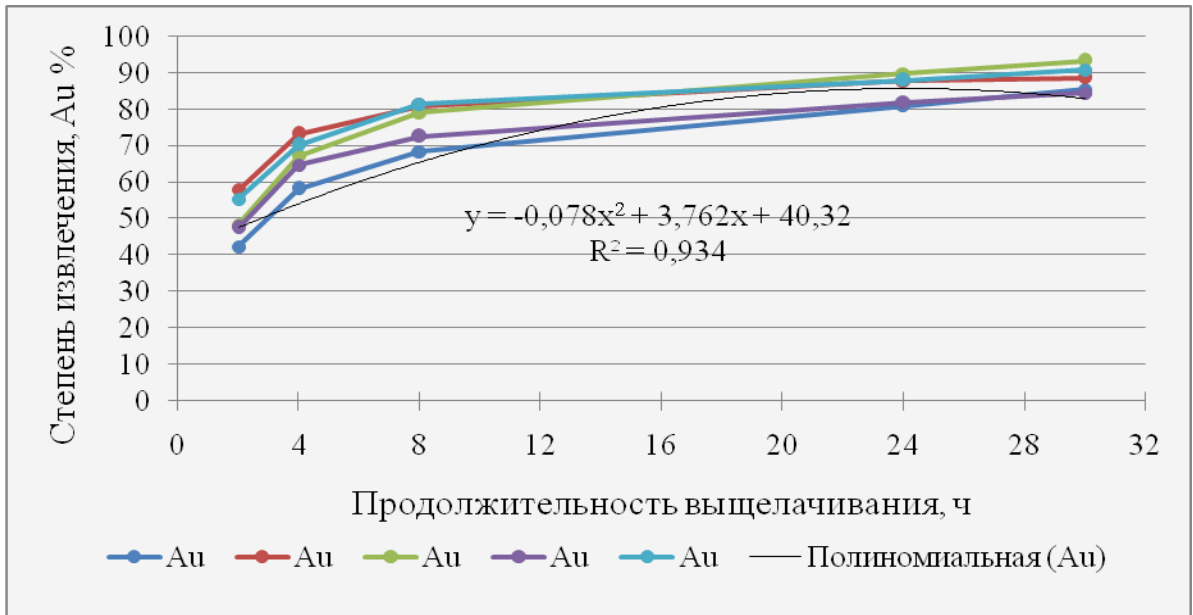


Рисунок 3.4 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания золота из руды месторождения Джилау.

Как видно из рисунка 3.4 из различных руд месторождения Джилау за 8 часов в растворы выщелачивается от 68 до 81 % золота. После 30 часов цианирования извлекается в раствор от 84 до 93 % золота.

При переработке этих руд (рисунок 3.5.) серебра за 8 ч выщелачивается от 37 до 52 %. В последующий период времени золото продолжает переходить в раствор, и за 30 ч извлечение серебра достигает от 51 до 72 %.

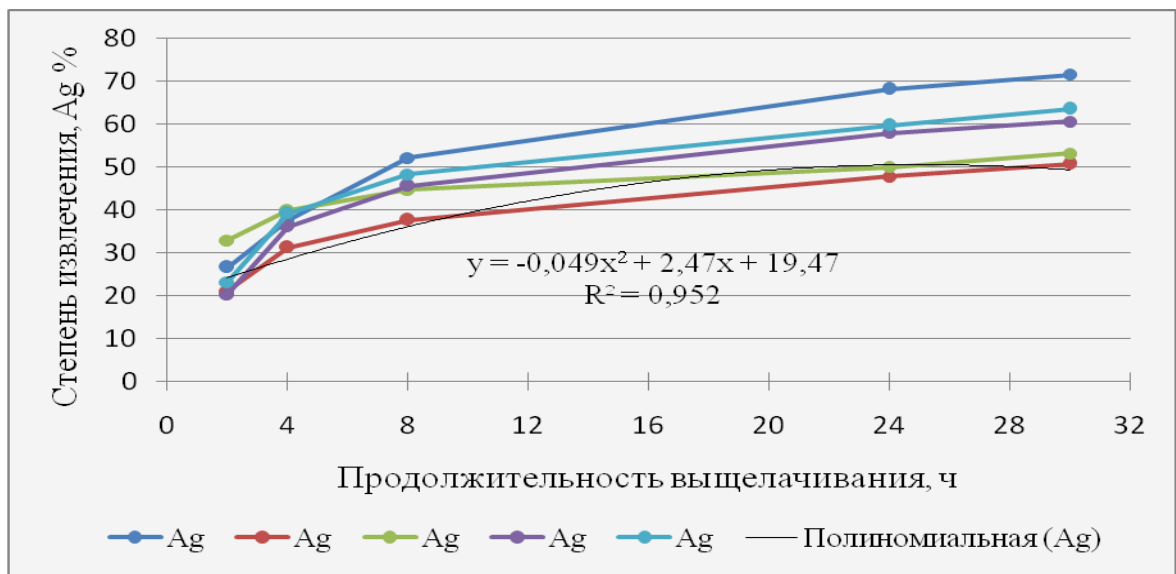


Рисунок 3.5 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания серебра из руды месторождения Джилау.

Эти результаты показывают, что методом цианирования можно эффективно извлечь золото из руд месторождения Джилау. Принципиальная технологическая схема переработки руды месторождения Джилау представлена на рисунке 3.6.

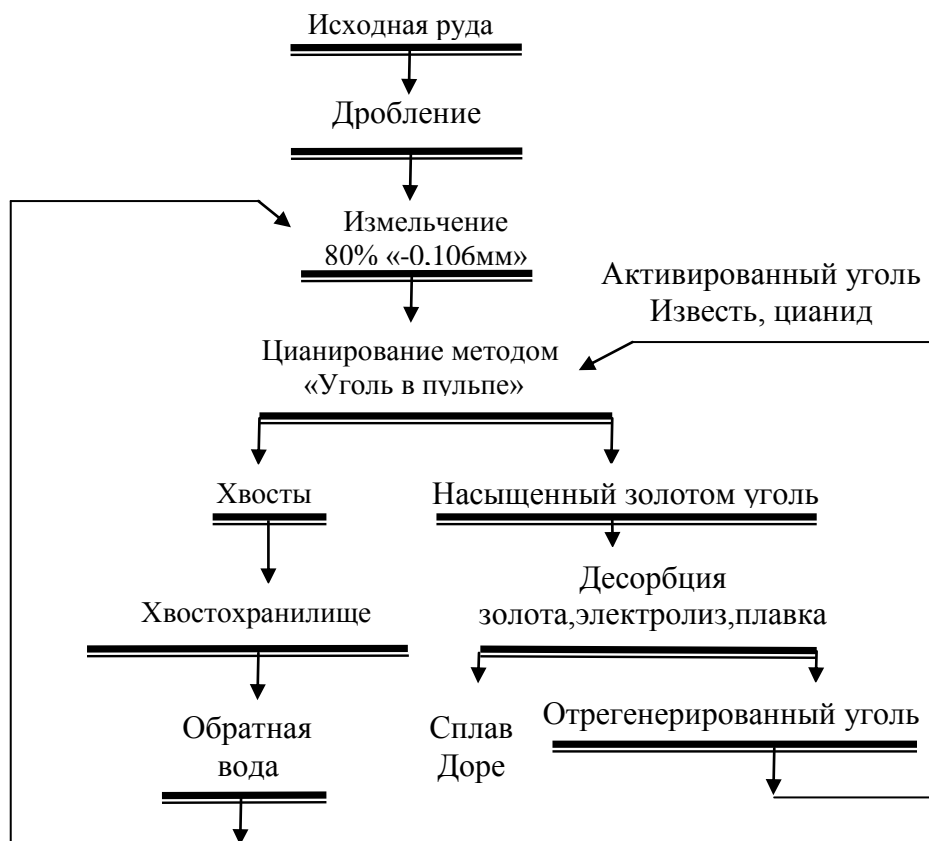


Рисунок 3.6 – Принципиальная технологическая схема цианирования золотосодержащих руд месторождения Джилау.

Влияние температуры процесса цианирования на извлечение золота из руд месторождения Джилау

Взаимодействие благородных металлов с цианистыми растворами протекает на границе раздела фаз твердой и жидкой с участием газообразного кислорода.

Поэтому процесс цианирования является типичным гетерогенным процессом, и скорость его должна подчиняться закономерностям, общим для

всех гетерогенных процессов.

На практике абсорбция кислорода цианистым раствором не лимитирует скорость выщелачивания, что достигается применением специальных аэрирующих устройств, интенсивно насыщающих раствор кислородом.

Одним из факторов, интенсифицирующих процесс цианирования золотосодержащих руд любого типа, может быть температура выщелачивающего раствора. Скорость химической реакции растет с повышением температуры гораздо быстрее скорости диффузии. Количественное влияние температуры на скорость химической реакции выражается уравнением Аррениуса:

$$K = K_0 \cdot e^{-E/RT}$$

Для большинства реакций, протекающих на границе твердое тело-раствор, энергия активации превышает 35-40 кДж/моль [18].

Скорость диффузионных процессов с увеличением температуры также возрастает. Это обусловлено тем, что с повышением температуры уменьшается толщина диффузионного слоя δ (т.к. уменьшается кинетическая вязкость раствора) и возрастает коэффициент диффузии D .

Но кинетическая вязкость и коэффициент диффузии относительно мало изменяются с температурой. Поэтому величина кажущейся энергии активации диффузионных процессов имеет небольшое значение, порядка 8-20 кДж/моль.

Исследования процесса растворения золота и серебра показали, что повышать температуру необходимо в разумных пределах. С одной стороны, увеличение температуры приводит к возрастанию коэффициента диффузии и уменьшению толщины диффузионного слоя, но с другой – снижает растворимость и, следовательно, концентрацию кислорода в растворе.

На практике, при цианировании руд на предприятиях Таджикистана, как правило, используется вода, температура которой равна 13 °С, а в зимний период и ниже. Поэтому нами были проведены исследования по влиянию

температуры на процесс цианирования в интервалах температур 10-40 °С. С этой целью была смонтирована установка (рисунок 2.2б). Навеска 1000 гр. помещалась в 5 литровый стакан, перемешивание с выщелачивающим агентом производилось механической мешалкой. В качестве объекта выщелачивания была взята руда месторождения Джилау, измельченная до крупности 90 % класса «-0,08 мм». Через определенные промежутки времени отбиралась проба раствора, в которой определялась концентрация золота, pH раствора, концентрация цианида. Результаты исследований представлены на рисунок 3.7.

Как видно из приведенных данных, повышение температуры раствора до 20-40 °С положительно влияет на растворение золота. Особенно это наглядно видно при повышении температуры процесса с 10 до 40 °С. При температуре 10 °С за 8 часов золото извлекается только на 52,4 %, в то время как при повышении температуры скорость реакции увеличивается, и при температуре 40 °С за 8 часов извлечение золота повышается на 37,2 % и составляет 89,6 %.

Необходимо отметить, что при повышении температуры процесса несколько повышается расход цианида. Так, при 10 °С за 8 часов цианирования руды месторождения Джилау расход цианида составил 0,41 г/т, в то время как при 40 °С эта цифра выросла до 1,762 г/т.

На основании проведенных исследований можно заключить, что для интенсификации процесса цианирование руды следует вести при температуре 25 – 30 °С. При этом расход цианида составляет 400 – 800 г/т.

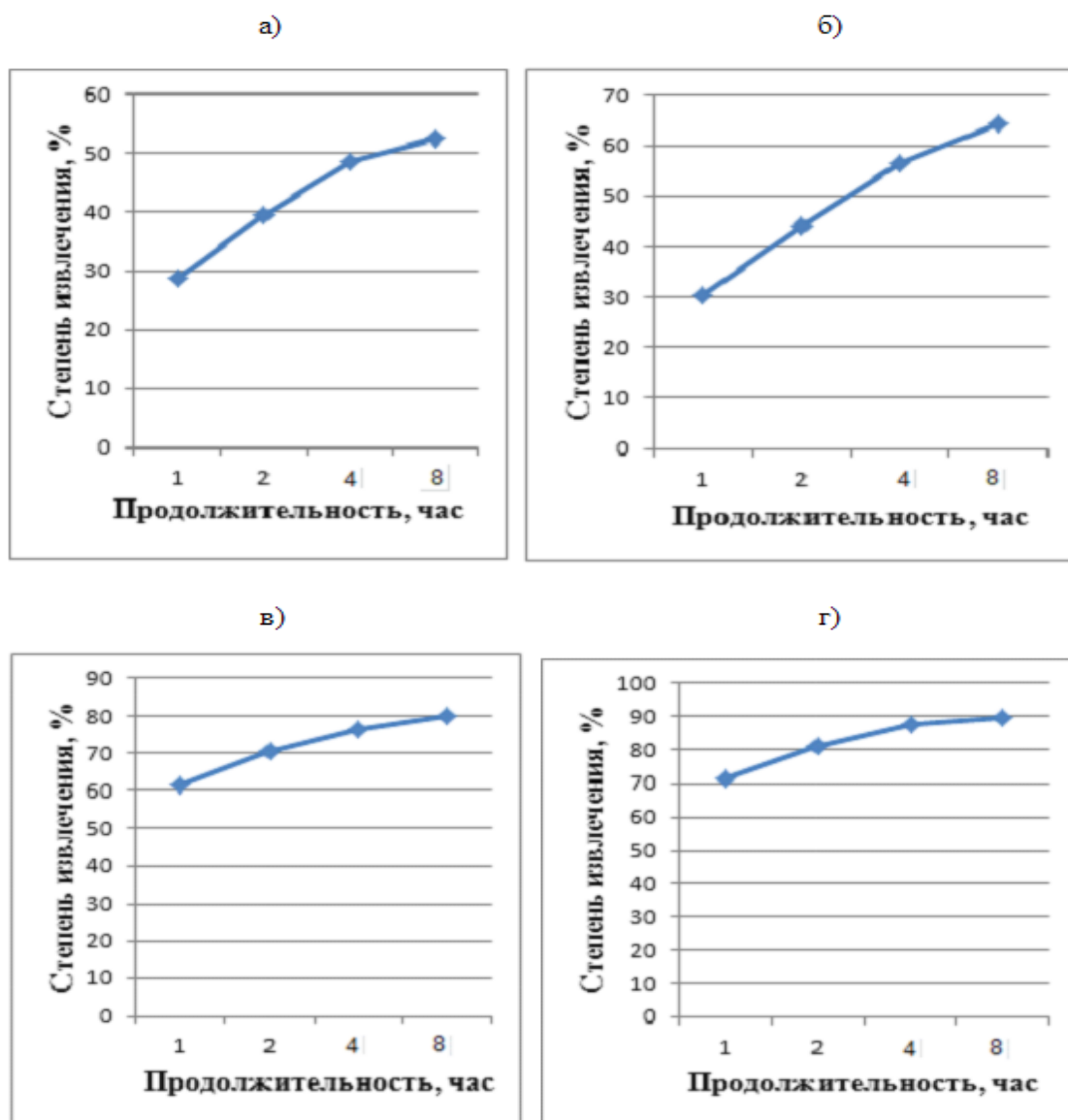


Рисунок 3.7 – Влияние температуры на извлечение золота в раствор при различных температурах: а) 10 °С; б) 20 °С; в) 30 °С; г) 40 °С.

3.2. Цианидное выщелачивание золота и серебра из руд месторождения Северное Джилау

На основании разработанных режимов для руд месторождения Джилау проведены исследования по цианированию различных сортов руд месторождения Северное Джилау, результаты которых приведены в таблице 3.5. и рисунках 3.8, 3.9.

Как видно из рисунка 3.8, из различных руд этого месторождения за 8

часов в раствор выщелачивается от 74 до 80 % золота. После 30 часов цианирования извлекается в раствор от 84 до 95 % золота.

Серебро из этих руд (рисунок 3.9.) за 8 ч выщелачивается от 36 до 43 %. В последующий период времени серебро продолжает переходить в раствор и за 30 ч извлечение серебра достигает от 49 до 62 %.

Таблица 3.5

Результаты лабораторных опытов по цианированию руд
месторождения Северное Джилау

№ опыта	Сод. Au в исходной руде, г/т	Сод. Ag в исходной руде, г/т	Концентрация Au, мг/л	Концентрация Ag, мг/л	Степень извлечения Au, %	Степень извлечения Ag, %	Расход NaCN, кг/т	Расход CaO, кг/т
1	1,17	1,38	0,657	0,479	84,23	52,06	0,307	1,5
2	0,97	0,86	0,600	0,279	92,78	48,66	0,295	1,5
3	0,78	1,2	0,493	0,498	94,81	62,25	0,328	1,8
4	1,09	0,90	0,619	0,340	85,18	56,67	0,290	1,6
5	1,65	1,16	0,954	0,428	86,73	55,34	0,334	1,5

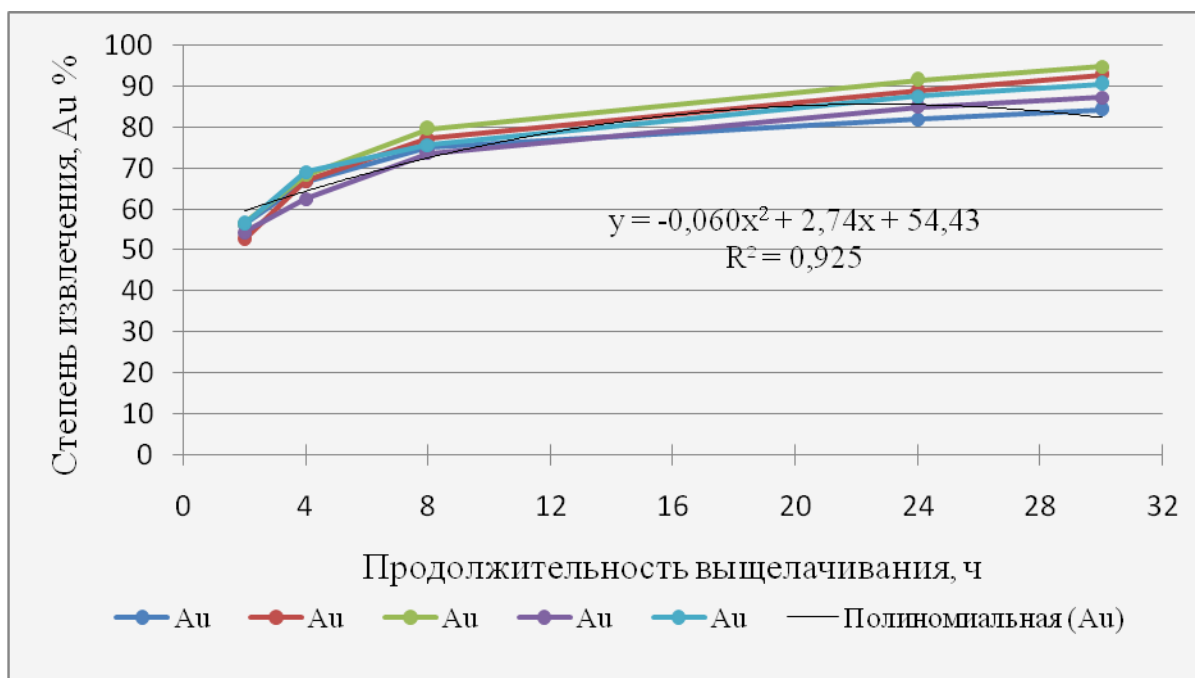


Рисунок 3.8 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания золота из руды месторождения Северное Джилау.

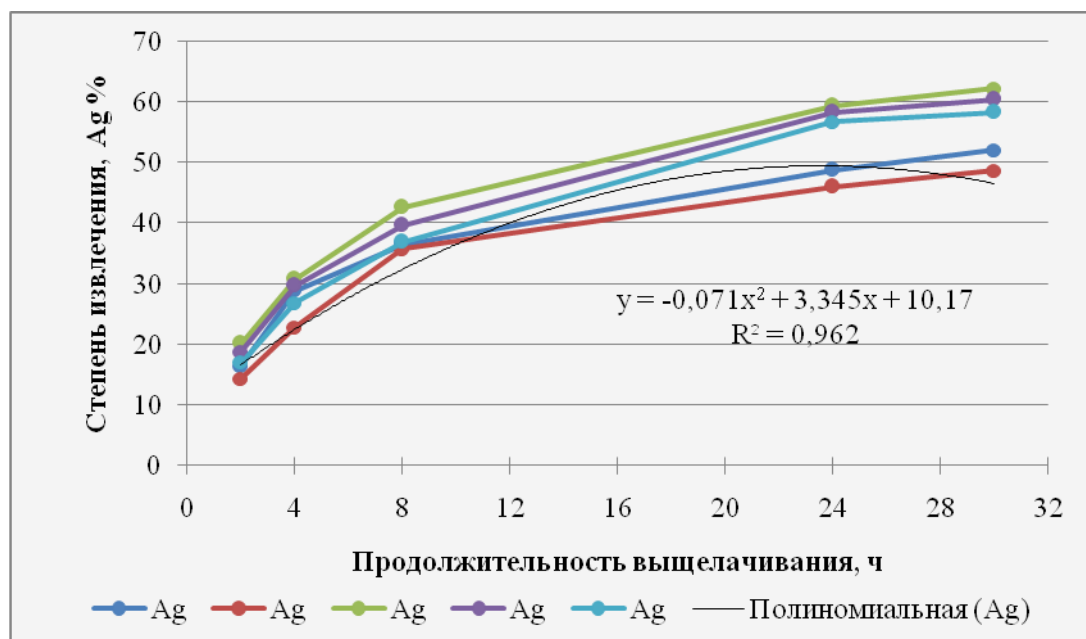


Рисунок 3.9 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания серебра из руды месторождения Северное Джилау.

Эти результаты показывают, что методом цианирования можно эффективно извлечь золото из руды месторождения Северное Джилау. Переработка данной руды может проходить согласно принципиальной технологической схеме переработки руды месторождения Джилау, которая представлена на рисунке 3.6.

3.3. Цианидное выщелачивание золота и серебра из руд месторождения Хирсхона

Результаты гидрометаллургических исследований по цианированию различных сортов руды месторождения Хирсхона, выполненных нами, приведены в таблице 3.6. и рисунке 3.10.

Как видно из рисунка 3.10., из руд с различным содержанием металлов этого месторождения за 8 часов в раствор выщелачивается от 61 до 73 % золота. После 30 часов цианирования извлекается в раствор всего от 77 до 87 % золота. Серебро за 8 ч выщелачивается от 42 до 63 %. В последующий

период времени золото продолжает переходить в раствор и за 30 ч извлечение серебра достигает от 56 до 78 (рисунок 3.11.)

Таблица 3.6

Результаты лабораторных опытов по цианированию руды
месторождения Хирсхона

№ опыта	Сод. Au в исходной руде, г/т	Сод. Ag в исходной руде, г/т	Концентрация Au, мг/л	Концентрация Ag, мг/л	Степень извлечения Au, %	Степень извлечения Ag, %	Расход NaCN, кг/т	Расход CaO, кг/т
1	1,78	0,91	0,963	0,376	81,15	61,98	0,290	1,5
2	1,32	0,84	0,678	0,314	77,04	56,07	0,314	1,5
3	1,43	0,95	0,829	0,497	86,96	78,47	0,305	1,6
4	0,96	1,06	0,542	0,466	84,69	65,94	0,285	1,5
5	1,20	1,12	0,669	0,553	83,62	74,06	0,320	1,8

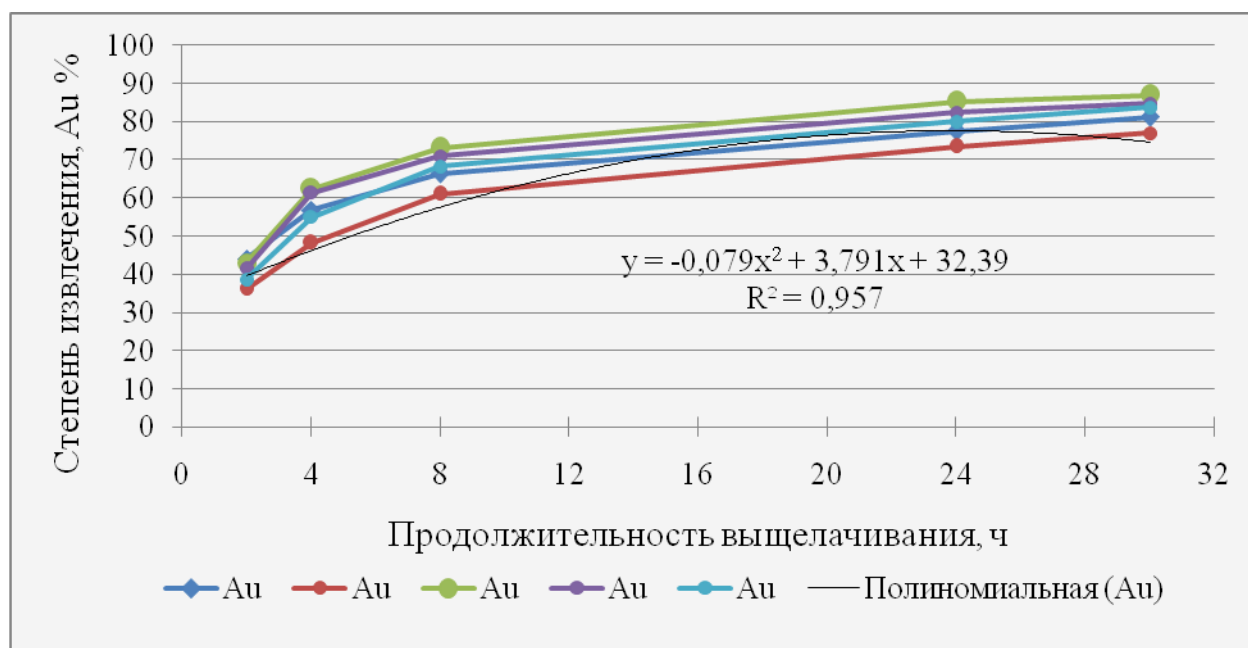


Рисунок 3.10 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания золота из руды месторождение Хирсхона.

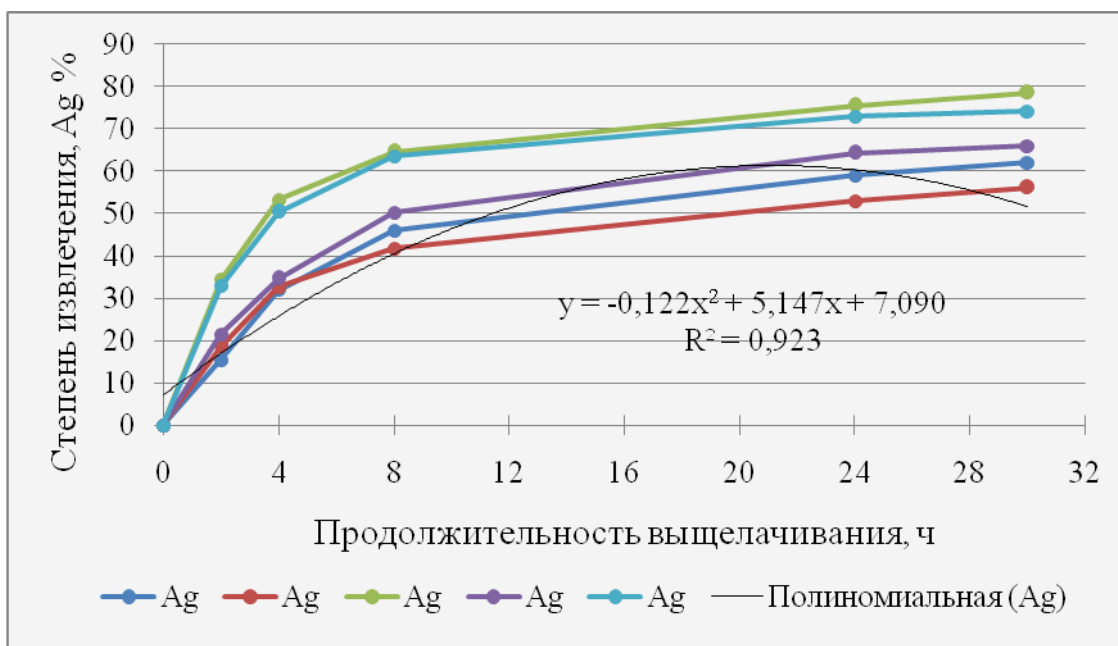


Рисунок 3.11 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания серебра из руды месторождение Хирсхона.

Эти результаты показывают, что методом цианирования можно эффективно извлечь золото из руды месторождения Хирсхона. Переработка руды этого месторождения может проходить по той же схеме, как и для руд, рассмотренных выше (рисунок 3.6).

3.4. Цианидное выщелачивание золота и серебра из руд месторождения Олимпийское

Результаты выполненных нами лабораторных исследований по цианированию различных сортов руды месторождения Олимпийское представлены в таблице 3.7. и рисунках 3.12, 3.13.

Как видно из рисунка 3.12., из различных руд этого месторождения за 8 часов в раствор выщелачивается от 66 до 76 % золота. После 30 часов цианирования извлекается в раствор всего от 85 до 92 % золота.

Серебра за 8 ч выщелачивается всего от 39 до 48 %. В последующий период времени золото продолжает переходить в раствор и за 30 ч извлечение серебра достигает 53 - 65 % (рисунок 3.13.).

Таблица 3.7

Результаты лабораторных опытов по цианированию руды
месторождения Олимпийское

№ опыта	Сод. Au в исходной руде, г/т	Сод. Ag в исходной руде, г/т	Концентрация Au, мг/л	Концентрация Ag, мг/л	Степень извлечения Au, %	Степень извлечения Ag, %	Расход NaCN, кг/т	Расход CaO, кг/т
1	1,93	1,26	1,117	0,51	86,8	60,7	0,310	1,5
2	1,15	0,94	0,667	0,396	87,0	63,2	0,325	1,5
3	1,34	0,86	0,806	0,302	90,2	52,7	0,310	1,6
4	1,70	1,28	0,967	0,490	85,3	57,4	0,290	1,7
5	0,92	1,06	0,562	0,461	91,6	65,2	0,320	1,8

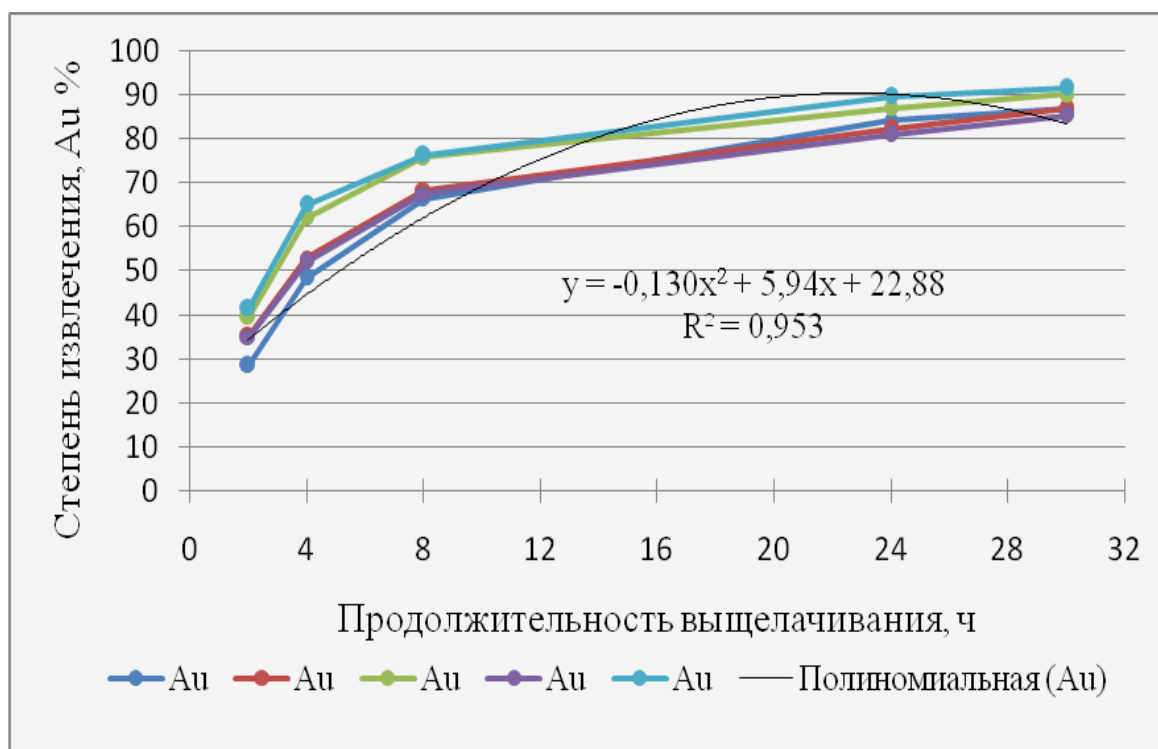


Рисунок 3.12 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания золота из руды месторождения Олимпийское.

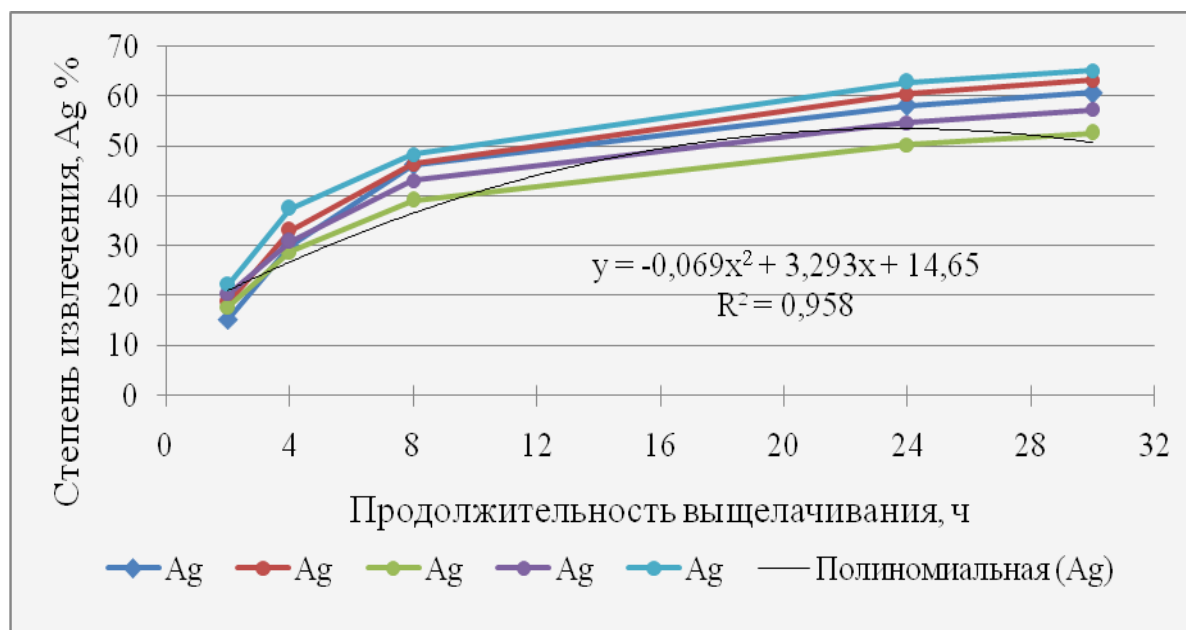


Рисунок 3.13 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания серебра из руды месторождения Олимпийское.

Эти результаты показывают, что методом цианирования можно эффективно извлечь золото из руды месторождения Олимпийское, как и из предыдущих руд по схеме, представленной на рисунке 3.6.

3.5. Цианидное выщелачивание золота и серебра из руд месторождения Мосариф

В таблице 3.8. и рисунках 3.14, 3.15. приведены результаты выполненных исследований по цианированию различных сортов руд месторождения Мосариф.

Как видно из рисунка 3.14., из различных руд этого месторождения за 8 часов в раствор выщелачивается от 56 до 64 % золота. В течение 30 часов цианирования извлекается в раствор от 69 до 78 % золота, что несколько ниже, чем в ранее рассмотренных рудах. Серебро за 8 ч выщелачивается от 26 до 38 %. За 30 ч извлечение серебра достигает только 38 - 49 % (рисунок 3.15.). Для более эффективного извлечения благородных металлов из данной руды необходимо проведение дополнительных исследований.

Результаты лабораторных опытов по цианированию руды
месторождения Мосариф

№ опыта	Сод. Au в исходной руде, г/т	Сод. Ag в исходной руде, г/т	Концентрация Au, мг/л	Концентрация Ag, мг/л	Степень извлечения Au, %	Степень извлечения Ag, %	Расход NaCN, кг/т	Расход CaO, кг/т
1	9,6	3,2	4,836	0,838	75,6	39,3	0,800	1,5
2	10,1	4,87	4,836	1,517	71,8	46,7	0,730	2,0
3	8,2	2,62	4,282	0,667	78,3	38,2	0,810	2,0
4	7,8	3,7	3,578	1,216	68,81	49,3	0,610	1,6

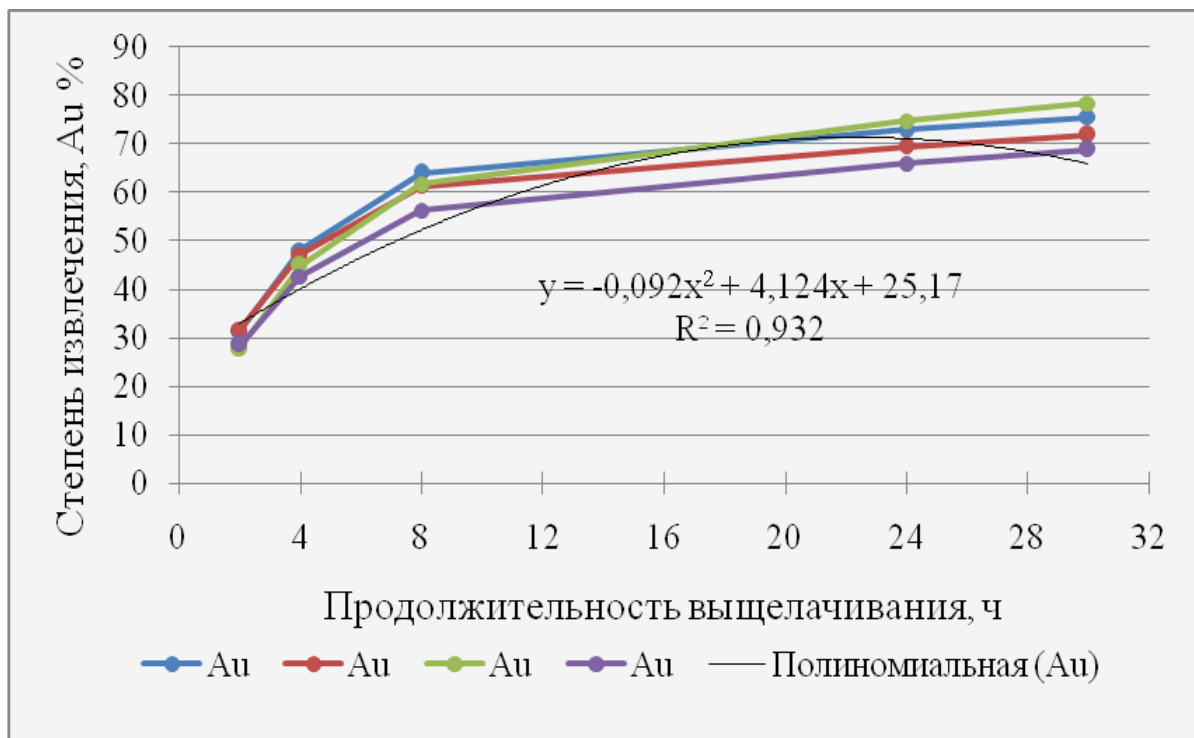


Рисунок 3.14 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания золота из руды месторождения Мосариф.

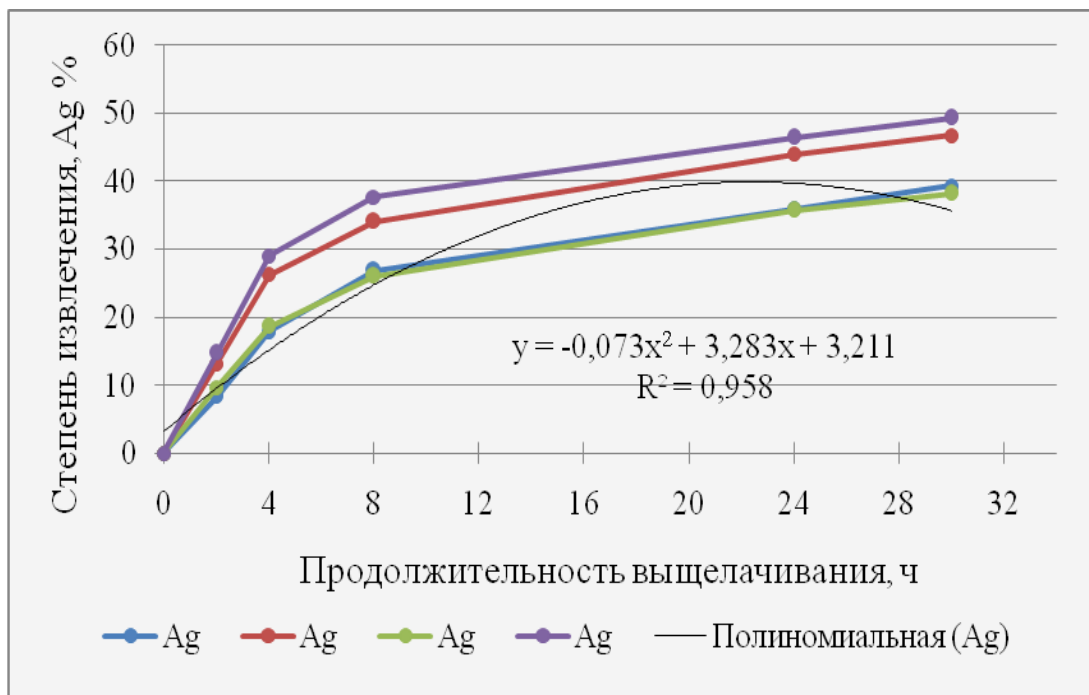


Рисунок 3.15 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания серебра из руды месторождения Мосариф.

3.6. Цианидное выщелачивание золота, серебра и меди из руд месторождения Тарор

Результаты выполненных нами лабораторных исследований по цианированию из различных видов руды месторождения Тарор приведены в таблице 3.9. и рисунках 3.16, 3.17.

Как видно из рисунка 3.16., из руд данного месторождения даже за 30 часов цианирования извлекается в раствор всего от 41 до 51 % золота.

Серебро же практически не выщелачивается (рисунок 3.17.) за 30 ч извлечение серебра достигает 4,5 - 4,7 %. Медь также практически не извлекается (6,0- 8,5 %) (рисунок 3.18).

Это связано с тем, что золото в руде - тонкодисперсное и тесно связано с сульфидными минералами. Подобные руды трудно поддаются цианированию.

Таблица 3.9

Результаты лабораторных опытов по цианированию руды
месторождения Тарор

№ опы-та	Содержание металлов в исходной руде			Концентрация металлов в растворе			Степень извлечения металлов, %			Расход NaCN, кг/т	Расход CaO, кг/т
	Au, г/т	Ag, г/т	Cu, %	Au, мг/л	Ag, мг/л	Cu, мг/л	Au	Ag	Cu		
1	9,9	42,8	1,5	2,698	1,298	628,4	40,8	4,5	6,1	2,550	2,2
2	51,5	4,5	8,5	3,314	1,286	887,7	51,5	4,5	8,5	2,865	2,2
3	9,93	43,24	1,5	2,812	1,416	625,3	42,5	4,9	6,0	2,600	2,0

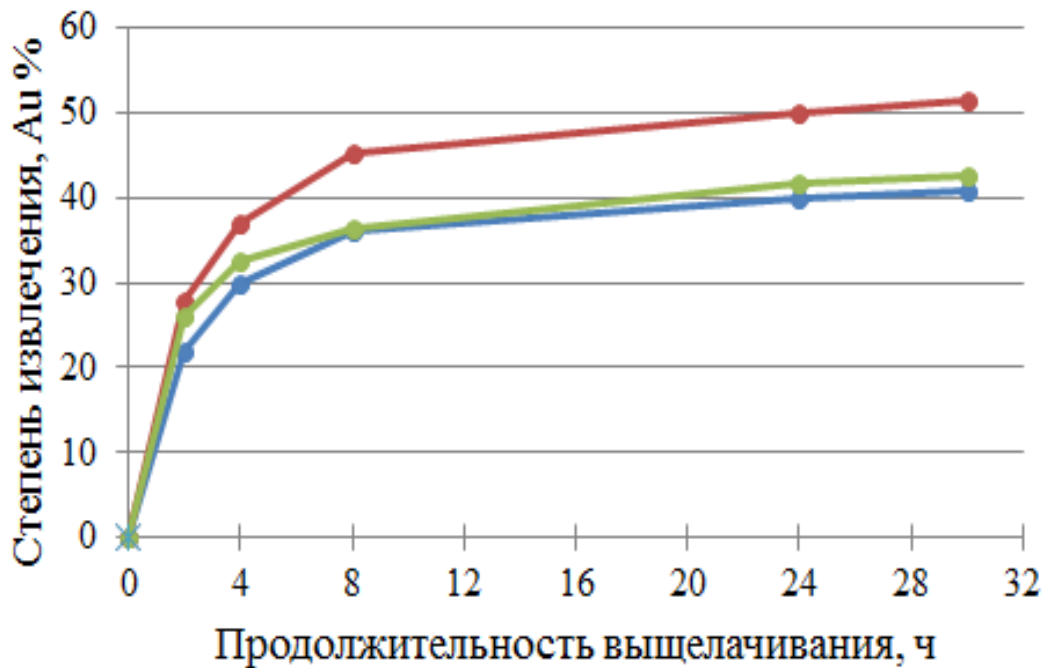


Рисунок 3.16 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания золота из руды месторождения Тарор.

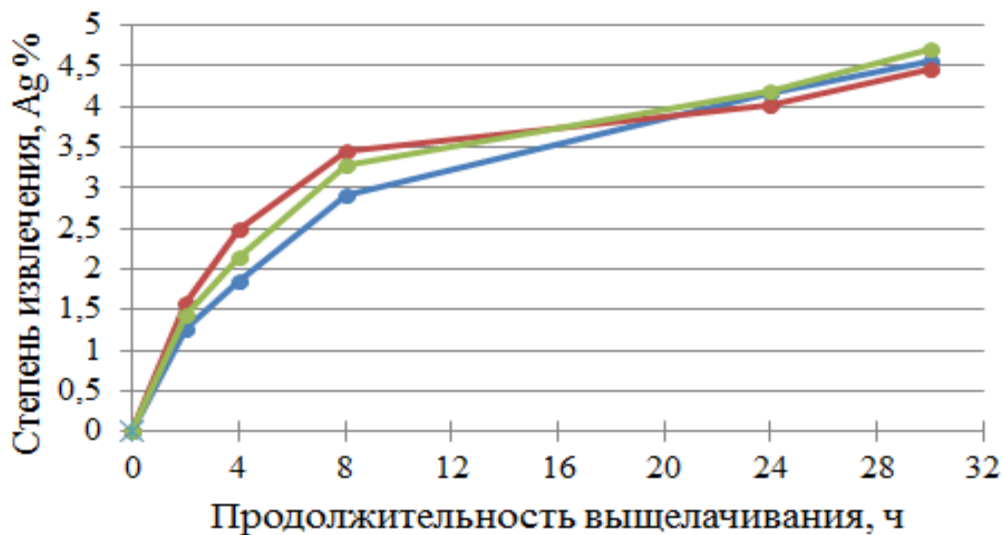


Рисунок 3.17 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания серебра из руды месторождения Тарор.

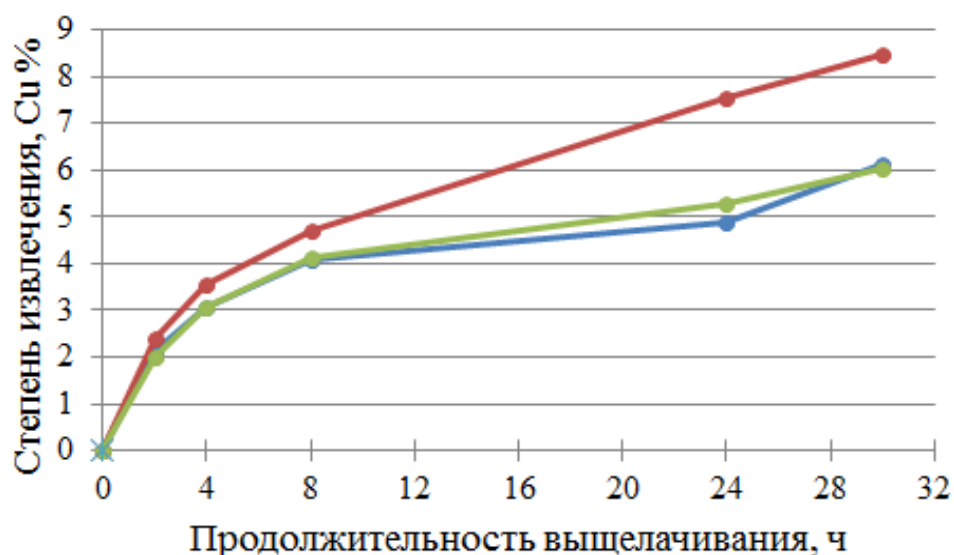


Рисунок 3.18 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания меди из руды месторождения Тарор.

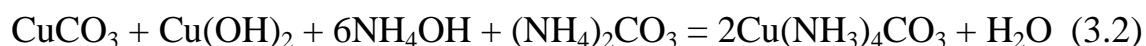
3.7. Результаты опытов по выщелачиванию золота, серебра и меди в аммиачно-цианистых растворах

Основой технологии извлечения благородных металлов из руды коренных месторождений является цианистый процесс, посредством которого добывается до 90 % золота и значительное количество серебра.

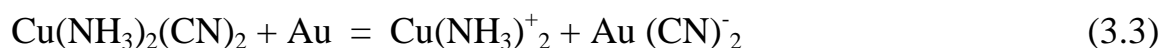
Существует, однако, категория так называемых упорных руд, прямое цианирование которых либо вообще невозможно, либо характеризуется низкими показателями извлечения. К числу упорных относятся и медистые золотые руды, месторождения которых достаточно распространены в мире. Особенностью данных руд является то, что медь в них рассматривается не только как попутный ценный компонент, но в ещё большей степени как вредная минеральная примесь, осложняющая процесс цианистого выщелачивания золота из-за высокого расхода цианида (2-4 кг NaCN на 1 кг меди в руде), трудностей выделения золота из растворов и создаваемых медью дополнительных экологических проблем [181].

На международном симпозиуме по переработке золотых руд, состоявшемся в Канаде в августе 2005 г., признано, что руды данного типа составляют одну из главных проблем золотодобывающей промышленности начала XXI века [182].

Одним из способов переработки таких руд является аммиачное выщелачивание меди. Оно основано на протекании следующих основных реакций:



Одной из возможных причин селективности выщелачивания золота и меди в аммиачно-цианистых растворах является то, что образующийся в этих условиях растворимый комплекс меди $\text{Cu}(\text{NH}_3)_2(\text{CN})_2$ вступает во взаимодействие с металлическим золотом по реакции [183, 184]:



В присутствии O_2 одновалентная медь в аммиачных комплексах легко окисляется до двухвалентной (Cu^{2+}), которая может действовать, как достаточно сильный окислитель золота при выщелачивании. Установлено, что важным фактором, отражающим роль аммиака в стимуляции аммиачно-цианистого процесса выщелачивания золота из медьсодержащих руд,

является осаждение растворяющейся меди из растворов в виде твердых комплексных соединений: $\text{Cu}_3(\text{NH}_3)_3(\text{CN})_4$ и $\text{Cu}(\text{NH}_3)_2(\text{CN})_2$.

Для устранения влияния ионов на процесс аммиачного выщелачивания золота рекомендуется вводить в пульпу соответствующие стабилизаторы, стимулирующие выпадение в осадок ферро- и феррицианидов меди $\text{Cu}_2\text{Fe}(\text{CN})_6$, $\text{Cu}_3[\text{Fe}(\text{CN})_6]_2$.

Кинетику растворения золота, серебра и меди аммиачно-цианистыми растворами изучали бутылочным выщелачиванием.

Аммиачно-цианистое выщелачивание проводили в четырехлитровой бутылке, которая помещалась на валки, вращающиеся со скоростью 70 об/мин (рисунок 2.2.а). Необходимый для растворения кислород поступал через отверстие в крышке бутылки. О количестве перешедших в раствор благородных металлов судили по анализу проб раствора, отобранных из бутылки через определенные промежутки времени. После завершения 30 часов процесса цианирования пробу фильтровали. Из фильтрата было взято 50 мл пробы для анализа, а шлам сушили при температуре $110\text{ }^\circ\text{C}$ в течение 2 часов.

Зависимость скорости растворения золота, серебра и меди от концентрации цианида натрия в аммиачно-цианистых растворах

Изучение зависимости скорости растворения золота, серебра и меди от концентрации цианида натрия осуществляли при pH – 9,7, концентрации $0,006 - 0,02$ моль/л, концентрации CaO – $0,09$ моль/л, температуре – $25\text{ }^\circ\text{C}$. Окислителем золота, серебра и меди является кислород воздуха.

Проведены сравнительные исследования по выщелачиванию золота, серебра и меди из окисленных руд верхнего горизонта Тарорского месторождения методом цианирования и цианирования в присутствии сульфата аммония. Цианирование в присутствии сульфата аммония проводили при соблюдении следующих (оптимальных) параметров

обработки: продолжительность – 24 ч; концентрация NaCN – 0,014 моль/л, концентрация $((\text{NH}_4)_2\text{SO}_4)$ – 0,076-0,174 моль/л, Ж:Т = 1,5:1 (таблица 3.10).

Результаты проведенных исследований свидетельствуют о возможности использования аммиачно-цианистых растворов в обороте, обеспечивая при этом извлечение золота до 74-82 % при различных концентрациях цианида по сравнению с растворением в цианистых растворах, при котором извлечение составляет 55 %.

В таблице 3.11 и рисунке 3.19 представлены результаты и кинетические кривые выщелачивания золота, серебра и меди из окисленных руд месторождения Тарор при исходном содержании Au 2,67 г/т, Ag 25,36 г/т и Cu 5,0 %.

Таблица 3.10

Результаты сравнительных исследований растворения золота в
цианистых и аммиачно-цианистых растворах

Масса пробы, кг	Содержан. Au в руде, г/т	Расход NaCN, кг/т	Расход CaO, кг/т	рН	Степень извлечения золота, %	
					в цианистых растворах	в аммиачно-цианистых растворах
1	2,67	1,5	5	9,8	52	82
	2,67	1,8		10,4	49	78
	3,25	2,1		10,2	53	75
	3,25	2,4		9,8	55	74

Как видно из рисунка 3.19, из руды месторождения Тарор за 8 часов в раствор выщелачивается около 73,4 % Au, 18,4 % Ag и 6,79 % Cu. За 30 часов выщелачивания в раствор извлекается 83,5 % Au, 19,2 % Ag и 7,67 % Cu.

Результаты лабораторных исследований по выщелачиванию окисленной руды месторождения Тарор

Вре- мя	Условия опыта				Раст- вор Au, мг/л	Раст- вор Ag, мг/л	Раст- вор Cu, мг/л	Степень ивле- чения Au, %	Степень извле- чения Ag, %	Извле- чение Cu, %
	(NH ₄) ₂ SO ₄ , моль/л	NaCN, моль/л	CaO, моль/л	pH						
	0,129	0,02	0,09	8,09				0	0	0
2				10,3	0,968	2,123	131,74	54,38	12,56	3,90
4				10,13	1,159	2,624	166,04	65,11	17,06	4,91
8				9,56	1,317	3,107	229,61	73,99	18,38	6,79
24				9,87	1,460	3,226	241,59	82,02	19,08	7,15
30				9,79	1,486	3,241	259,48	83,48	19,17	7,67

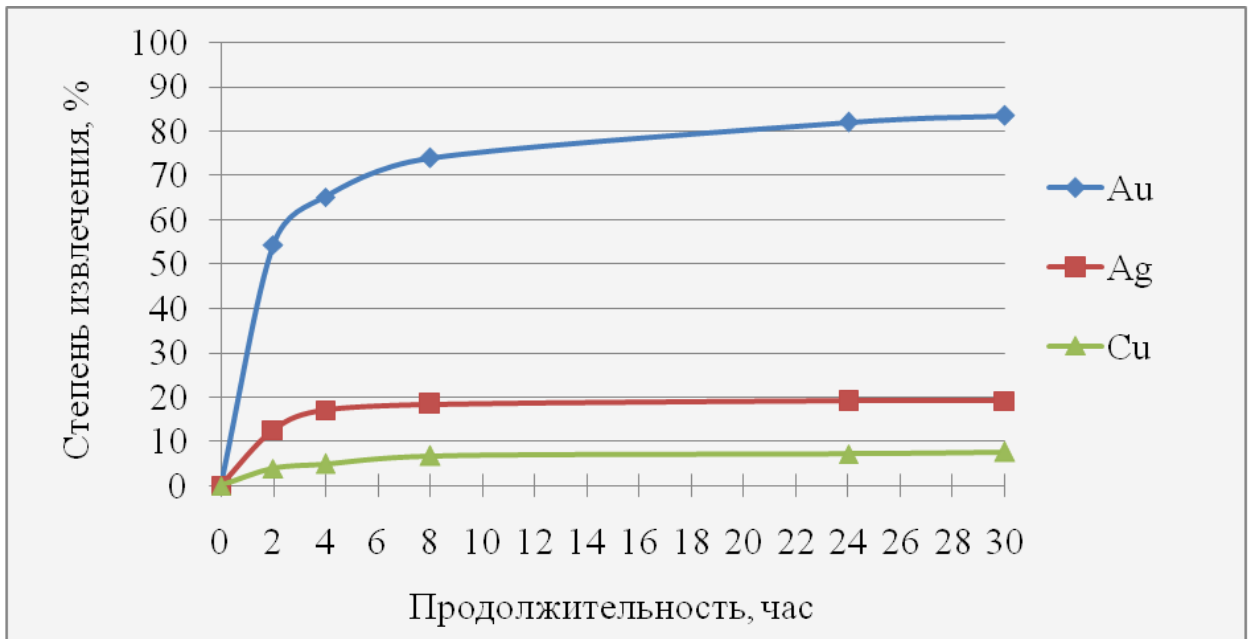


Рисунок 3.19 – Кинетические кривые выщелачивания золота, серебра и меди из окисленных руд месторождения Тарор.

В таблице 3.12 приведены экспериментальные данные влияния расхода цианида натрия на скорость извлечения золота, серебра и меди в процессе выщелачивания. При увеличении расхода цианида натрия от 0,014 моль/л

степень извлечения золота, серебра практически не изменяется, что объясняется избыточной концентрацией цианистого натрия по отношению к кислороду воздуха в объеме раствора. Установлено, что увеличение расхода цианида натрия интенсифицирует процесс выщелачивания, в основном, в первые 2 – 8 часов.

Аналогичные исследования были выполнены по изучению кинетики растворения золота и меди в аммиачно-цианистых растворах.

Таблица 3.12

Зависимость степени извлечения компонентов при различных расходах NaCN

№ опыта	Условия опыта				Раст-вор	Раст-вор	Раст-вор	Степень извлечения	Степень извлечения	Извлечение
	(NH ₄) ₂ SO ₄ , моль/л	NaCN, моль/л	CaO, моль/л	pH	Au, мг/л	Ag, мг/л	Cu, мг/л	Au, %	Ag, %	Cu, %
1	0,129	0,006	0,059	9,3	1,149	1,628	146,72	64,55	9,63	4,40
2		0,01		9,84	1,352	2,592	196,33	75,95	15,33	5,89
3		0,014		10,21	1,461	3,082	260,34	82,08	18,23	7,81
4		0,018		9,74	1,478	3,155	261,48	83,02	18,66	7,84
5		0,02		10,11	1,479	3,194	263,13	83,09	18,89	7,89

Изучение зависимости скорости растворения металлов в аммиачно-цианистых растворах от концентрации сульфата аммония проводили при концентрации NaCN - 0,014 моль/л, CaO - 0,059 моль/л, (NH₄)₂SO₄- 0,076-0,174 моль/л, T=25 °C. Продолжительность опытов составляла 24 часов. Как показывают результаты опытов, приведенные в таблице 3.13, скорость растворения металлов изменяется в зависимости от концентрации сульфата аммония до его концентрации 0,129 моль/л. С увеличением концентрации сульфата аммония от 0,129 моль/л количество переходящего в раствор золота и серебра не повышается. Следовательно, оптимальной концентрацией сульфата аммония является 0,129 моль/л, при которой достигаются

следующие извлечения металлов, %: Au – 81,91 и Ag – 20,10. При этом меди более 90 % остается в хвостах. Сульфат аммония выступает в качестве дополнительного растворителя металлической меди с образованием комплексов смешанного состава $\text{Cu}(\text{NH}_3)_2(\text{CN})_2$. Таким образом, в аммиачно-цианистых растворах имеет место селективное разделение золота от меди.

Таблица 3.13

Влияние сульфата аммония на процесс выщелачивания

№ опыта	Условия опыта				Раствор Au, мг/л	Раствор Ag, мг/л	Раствор Cu, мг/л	Степень извлечения Au, %	Степень извлечения Ag, %	Извлечение Cu, %
	$(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$, моль/л	NaCN, моль/л	CaO, моль/л	pH						
1	0,076	0,014	0,059	9,3	1,206	2,887	246,79	67,75	17,08	7,40
2	0,106			9,84	1,328	3,271	245,43	74,61	19,35	7,36
3	0,129			10,21	1,458	3,399	256,93	81,91	20,10	7,71
4	0,151			9,74	1,43	3,486	286,68	80,34	20,62	8,60
5	0,174			10,11	1,438	3,28	271,00	80,82	19,40	8,13

Изучение условий осаждения металлов из аммиачно-цианистых растворов

Для осаждения меди из раствора использовали гипохлорит кальция. Влияние расхода гипохлорита кальция на процесс осаждения (таблица 3.14) исследовали в пределах 50 – 600 г/т продуктивных растворов при продолжительности процесса 1 час. Оптимальным расходом гипохлорита кальция при осаждении меди составлял 300 г/т при исходном содержании в растворе Au 1,327 мг/л, Ag 3,144 мг/л и Cu 185,9 мг/л.

Также изучалось влияние расхода негашеной извести на процесс осаждения меди в том же самом растворе. Негашеная известь вводилась в продуктивный раствор в количестве 5 – 7,5 кг/т.

Таблица 3.14

Влияние расхода гипохлорита кальция на осаждение компонентов

№ опыта	Время	Условия опыта				Раствор Au, мг/л	Раствор Ag, мг/л	Раствор Cu, мг/л	Степень извлечения Au, %	Степень извлечения Ag, %	Извлечение Cu, %
		Насыщен. раствор, мл	CaClO ₂ , гр	CaO, гр	pH						
1	1	200	0,01	1,3	11,6	1,140	2,809	125,916	14,09	10,65	32,27
2					12,1	1,167	2,919	81,764	12,06	7,16	56,02
3					12,2	1,283	2,972	38,951	3,31	5,47	79,05
4					11,4	1,286	2,250	36,927	3,09	6,17	80,14
5					11,7	1,291	2,933	35,165	2,71	6,71	81,08

Как следует из результатов опытов (таблица 3.15), с увеличением расхода извести, осаждение меди увеличивается, и оптимальный ее расход составляет 6,5 кг/т при pH 12. При этом осаждается из раствора 81,38 % меди.

Таблица 3.15

Влияние расхода извести на осаждение меди

№ опыта	Время, час	Условия опыта				Раствор Au, мг/л	Раствор Ag, мг/л	Раствор Cu, мг/л	Степень извлечения Au, %	Степень извлечения Ag, %	Степень извлечения Cu, %
		Насыщен. раствор, мл	CaClO ₂ , гр	CaO, гр	pH						
1	1	200	0,06	1	9,34	1,192	2,745	118,75	10,17	12,69	36,12
2				1,2	10,08	1,210	2,842	88,65	8,82	9,6	52,31
3				1,3	12,0	1,278	2,938	36,807	3,69	6,55	80,20
4				1,4	12,5	1,275	2,78	34,614	3,92	5,28	81,38
5				1,5	12,9	1,278	2,96	37,849	3,69	5,85	79,64

Были проведены опыты по адсорбцию основные компонентов на активированных уголь раствор после осаждения меди, где в нем содержание Au 1,256 мг/л, и Cu 45,230 мг/л. Результаты данной серии опытов, представлено на таблице 3.16., показывают, что при концентрации активированных уголь 15 кг/т насыщенный раствор золота 98,0 % и медь 22,2 % адсорбируется на активированных уголь.

Таблица 3.16

Адсорбция компонентов на активированный уголь

№ опыта	Время	Условия опыта		Раствор после адсорбции Au, мг/л	Раствор после адсорбции Cu, мг/л	Адсорбция на активированный уголь, %	
		Насыщен. раствор (мл)	Активированный уголь (гр)			Au	Cu
1	1	100	1	0,159	37,984	87,34	16,02
2			1,5	0,045	35,573	96,42	21,35
3			1,5	0,024	35,193	98,06	22,19
4			2	0,016	34,980	98,72	22,66
5			2,5	0,017	34,768	98,59	23,13

Приведенные выше результаты исследований показывают, что методом аммиачно-цианистого выщелачивания можно эффективно извлечь золото из окисленной руды месторождения Тарор.

По результатам проведенных исследований определена принципиальная технологическая схема аммиачно-цианистого процесса извлечения золота из окисленной руды месторождения Тарор, которая представлена на рисунке 3.20.

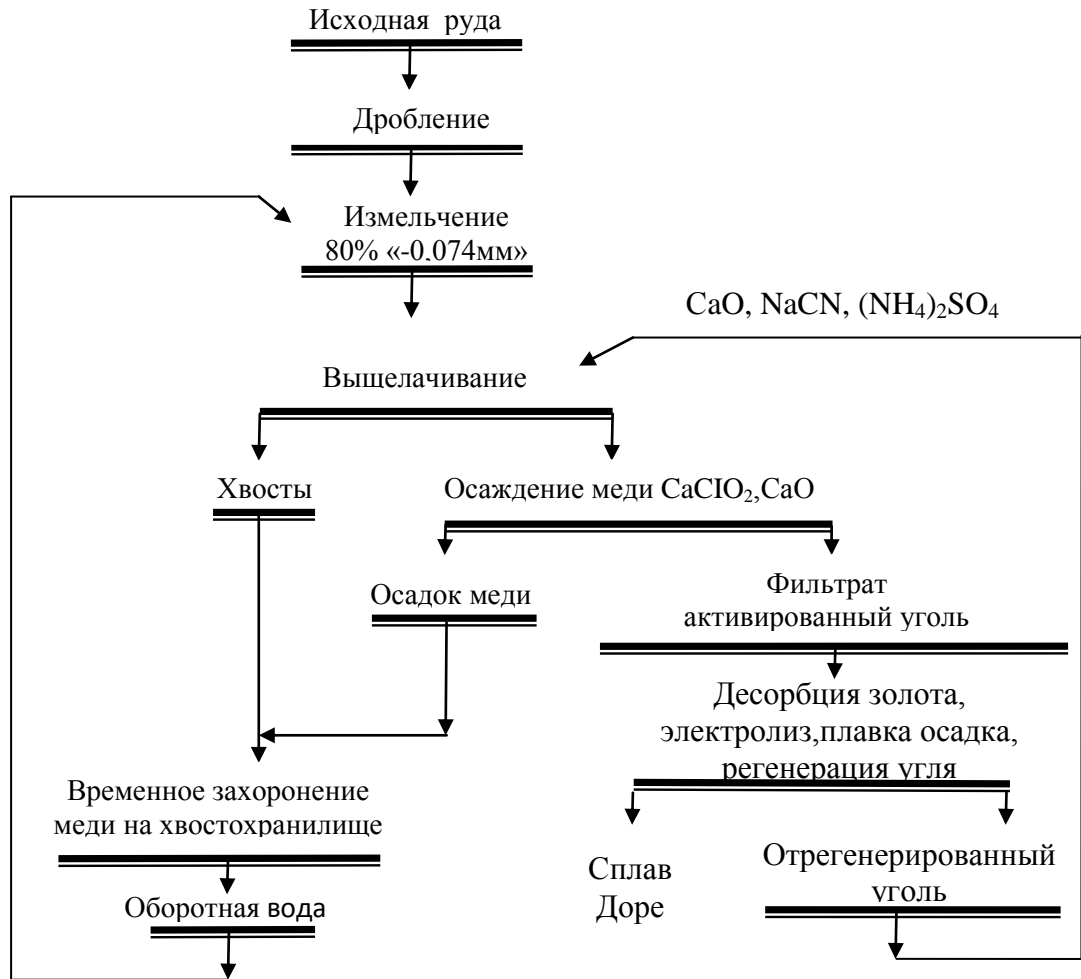


Рисунок 3.20 – Принципиальная технологическая схема выщелачивания окисленных золото-, медно-, мышьяксо­держащих руд месторождения Тарор.

ГЛАВА 4. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ТЕХНОЛОГИИ ХЛОРИДОВОЗГОНКИ МЕТАЛЛОВ ИЗ КОНЦЕНТРАТОВ

4.1. Исследование по хлоридовозгонке золото-, медно-, мышьяксодержащих концентратов

Одним из методов переработки упорных золотосодержащих концентратов является метод возгонки золота в виде его хлоридов, получивший название метода хлоридовозгонки. В качестве хлорирующих агентов при хлоридовозгонке могут применяться либо твердые хлориды натрия и кальция, либо газообразный хлор.

Однако применение хлоридов натрия и кальция приводит к спеканию шихты, особенно с концентратами, имеющими в своем составе щелочные металлы. Использование же газообразного хлора в процессе хлоридовозгонки исключает спекообразование.

При хлорировании огарков с повышением температуры непрерывно возрастает степень хлорирования золота, что не наблюдается в процессе хлорирования металлического золота. Такое несоответствие, видимо, связано с тем, что золото хлорируется не только хлором, но и его смесью с хлорным железом, которое образует двойную соль типа FeAuCl_6 .

Процесс гидрохлорирования, разрабатываемый за рубежом и в России, имеет определенные перспективы применения. Одна из особенностей его заключается в том, что при обработке золотосодержащего сырья газообразным хлором в водной среде в раствор переходит только свободное золото. Поэтому процесс гидрохлорирования должен применяться к сырью, в котором золото представлено, в основном, в свободном виде. К такому сырью относятся гравитационные концентраты [69, 71].

Хлорирование рассматривается сейчас как один из методов, способных конкурировать с другими уже применяемыми процессами для вскрытия минерального сырья. Характерной особенностью процесса хлорирования

является огромная скорость химических реакций и высокая степень хлорирования всех компонентов. Сочетание данного метода с экстракцией основного металла из получаемых хлоридных растворов позволяет получить товарный металл высокой чистоты на месте, а с другой – выделить из растворов ценные спутники, или в виде чистых металлов, или в виде высокопроцентных концентратов.

Процессы хлоридной металлургии могут широко применяться и в комбинированных схемах. В частности, могут быть улучшены показатели процесса обогащения при переработке бедных и упорных золотых руд. В этом случае возможно из схемы обогащения руды и цианирования концентратов вывести наиболее упорные промпродукты и др., содержащие вредные для цианирования примеси: сурьму, висмут, мышьяк и направлять эти продукты на хлоридовозгонку. При тех же объемах переработки руды извлечение золота может быть повышено. Возможно также исключение из технологической схемы операции по окислительному обжигу концентратов, а также переработка методом хлоридовозгонки бедных золотых продуктов, то есть снижение кондиции на содержание золота в руде.

Метод хлоридной металлургии наиболее пригоден для создания небольших установок, работающих непосредственно на обогатительных фабриках.

Сущность солевого процесса хлоридовозгонки золота состоит в нагреве смеси концентрата (огарка) и хлористой соли (хлористого кальция, хлористого натрия) до $800 - 900^{\circ}\text{C}$ и 1000°C . В условиях окислительной атмосферы образуется хлорное золото, имеющее температуру возгонки 265°C .

При $800 - 900^{\circ}\text{C}$ хлорное золото (в момент образования) имеет значительную упругость паров (свыше 1 атм).

При хлоридовозгонке золота в кипящем слое, образующееся хлорное золото удаляется из печи вместе с газовой фазой (воздух), вводимой в

реакционное пространство. В дальнейшем паро-газовая фаза поступает на конденсацию в мокрые скруббера конденсаторы.

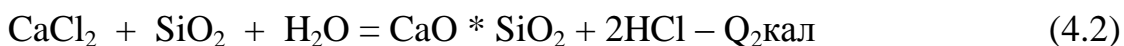
При улавливании хлорида золота оно восстанавливается до металла хлористым железом, содержащимся в газовой фазе, и выпадает в осадок в виде шлама. Это дает возможность отделить извлеченное золото от других хлоридов, которые находятся в растворе. Растворы хлоридов хорошо отстаиваются и фильтруются, что имеет важное значение при операциях гидрометаллургической переработки хлоридных возгонов. Гидрометаллургическая схема переработки хлоридных возгонов позволяет регенерировать до 75 % хлора в виде раствора хлористого кальция, снова подающегося в голову процесса – в узел приготовления шихты. Это в значительной мере обеспечивает экономичность данного метода [76, 78].

При хлоридовозгонке золота протекает ряд реакций:

- 1) Реакция термического разложения хлористого кальция



- 2) Реакция гидролиза хлористого кальция в присутствии кремнезема



- 3) Реакция хлорирования золота хлором и хлористым водородом



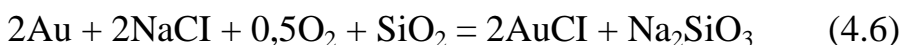
Одновременно протекают реакции хлорирования некоторых окислов и (сульфидов) металлов, содержащихся в концентрате.

Хлоридовозгонка, предложенная Б.Н. Лебедевым [185, 186], так же как и окислительно-хлорирующий обжиг, заключается в том, что золотосодержащий продукт смешивают с хлористым натрием (или кальцием) и обжигают в окислительной атмосфере. В отличие от окислительно-хлорирующего обжига, хлоридовозгонка предусматривает полный перевод металлического золота в летучий хлорид AuCl и последующее улавливание его из газов в виде продукта, концентрированного по металлу.

Хлоридовозгонка, предложенная Б.Н. Лебедевым [185, 186], так же как и окислительно-хлорирующий обжиг, заключается в том, что золотосодержащий продукт смешивают с хлористым натрием (или кальцием) и обжигают в окислительной атмосфере. В отличие от окислительно-хлорирующего обжига, хлоридовозгонка предусматривает полный перевод металлического золота в летучий хлорид AuCl и последующее улавливание его из газов в виде продукта, концентрированного по металлу. Такой эффект достигается при высокой температуре, 900 – 1100 °С. Образующийся хлор вступает во взаимодействие с золотом, давая летучий AuCl:



По исследованиям М.И. Зырянова [187, 188], в присутствии породообразующих минералов образование AuCl возможно и без участия сернистых соединений:

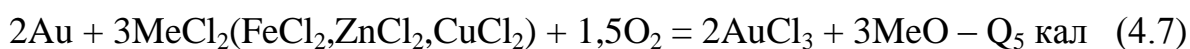


Вместе с золотом хлорируются и переходят в газовую фазу серебро и цветные металлы. Хлоридовозгонку можно проводить в трубчатых вращающихся печах, шахтных печах (после окомкования материала), печах кипящего слоя.

Для того чтобы избежать спекания сульфидных концентратов при высоких температурах и для уменьшения расхода NaCl, хлоридовозгонке следует подвергать предварительно обожженные материалы, содержащие 2-5 % S. Оптимальный расход NaCl составляет 10-15 % массы исходного материала. При недостатке соли золото и сопутствующие ему элементы хлорируются не полностью и частично теряются с огарком; избыток NaCl приводит к оплавлению и укрупнению частиц огарка, что также понижает извлечение металла. При этом в возгоны обычно переходит, %: 99 Au, 98 Ag, 96 Cu, 90 Zn. Содержание золота в огарках не превышает 2 г/т.

Для процесса хлоридовозгонки характерна универсальность с точки зрения полноты извлечения золота из разнообразных соединений (спиритом, арсенопиритом, халькопиритом, галенитом и кварцем). В процессе хлоридовозгонки упорных золотосодержащих материалов достигается высокое общее извлечение золота из различных сырьевых источников, содержащих пирит, арсенопирит, халькопирит, галенит и др. (98-99 %) в случае применения, как газообразного хлора, так и хлористых солей натрия и кальция.

В частности, образовавшиеся хлориды железа, цинка и меди, в свою очередь, являются передатчиками хлора в процессе и могут хлорировать золото:



При относительно низких температурах процесса хлоридовозгонки золота (800-1000 °С) компоненты пустой породы концентратов не находятся в расплаве и поэтому влияние их на процессе возгонки золота незначительно (нет потерь золота со шлаками). Этим объясняется стабильность показателей по извлечению золота при хлоридовозгонке золотых концентратов различного минералогического состава.

Хлоридным методом возможно перерабатывать некондиционные золотые продукты с низким содержанием золота (от 10-15 г/т), с

повышенным содержанием серы, мышьяка, сурьмы, висмута, кремнезема и других компонентов.

Хлоридовозгонка золотых концентратов, проводимая в печах с кипящим слоем, позволяет полностью герметизировать аппаратуру, сократить до минимума потери хлоридов и обеспечить безопасные условия работы.

Химический процесс хлорирования происходит на границе раздела фаз (твердой и газообразной), скорость его зависит от скорости диффузии, которая является функцией температуры и газодинамики процесса.

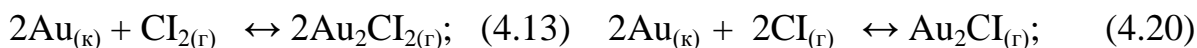
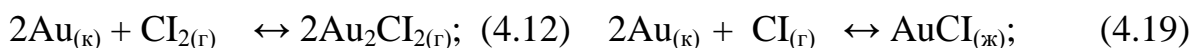
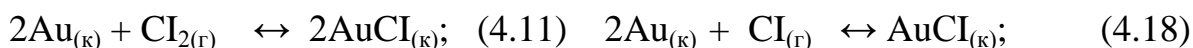
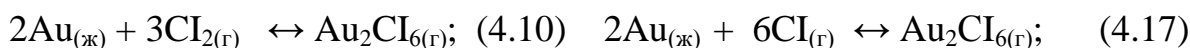
Задача управления процессом фактически сводится к регулированию физических параметров: газодинамики процесса, размера поверхности контактирующих фаз (крупность обрабатываемого материала), количества подводимого и отводимого тепла. При этом химические факторы стабилизируются за счет постоянства температурного режима и химического исходного сырья.

4.2. Термодинамический анализ хлоридовозгоночного обжига концентратов

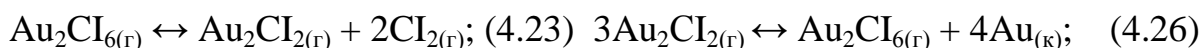
Термодинамика, как хорошо известный позволять устанавливать степени на устойчивость системной и возможности принципа реализации в ее, что или другой процесс, а также термодинамическая вероятность вероятности протекания в системной другой реакции. Такой термодинамический метод имеет чрезвычайно важное значение рассматривая много процессов, в конкретных процессах в системном твердое-газе. Значения равновесных условий реакции хлорирования золота, необходимые для понимания природы и разработки научно обоснованных рекомендаций по способу и условиям протекания технологических процессов.

В процессе взаимодействия золота с хлором возможно протекание других реакций. В зависимости от температуры хлорирования, участия в

реакциях веществ обнаружены разные агрегатные состояния: золото - в кристаллическом и жидком состоянии, хлор - в газообразном, хлориды золота - в кристаллическом и жидком, хлориды золота в - кристаллических, жидких, газообразных состояниях. Хлор может участвовать в реакции в молекулярном и атомарной виде. В соответствии с этим, при хлорировании золота возможны следующие реакции [189]:



Кроме этих реакций, имеют место реакции диспропорционирования хлоридов золота:



Реакция с участием атомарного хлора может протекать в условиях диссоциации молекулярного хлора. Из величин констант равновесий системы $\text{Cl}_2 \leftrightarrow 2\text{Cl}$, следует, что диссоциации молекулы хлора в атомах возможны при сравнительно высокой температуре. Для определения температуры, начала диссоциации молекулярного хлора были вычислены парциальные давления молекулярного и атомарного хлора на основании величин общего давления хлора в замкнутой системе и степени уравнений диссоциации молекул хлора [189]:

$$P_{\text{Cl}_2} = P(1-\alpha/1+\alpha) \quad \text{и} \quad P_{\text{Cl}} = P(2\alpha/1 + \alpha).$$

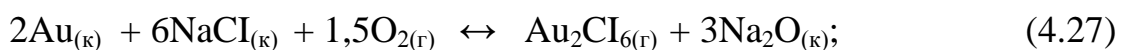
Таблица 4.1

K_p , α , P_{Cl_2} , P_{Cl} реакции диссоциации молекулярного хлора

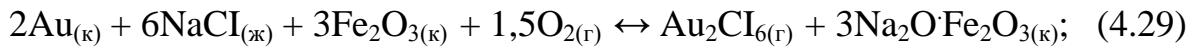
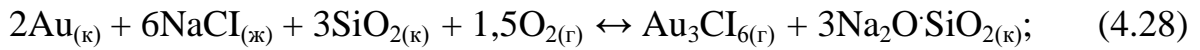
$\tau, ^\circ C$	K_p	α	$P_{общ}, Pa \cdot 10^3$	$P_{Cl_2}, Pa \cdot 10^3$	$P_{Cl}, Pa \cdot 10^3$
25	$1,43 \cdot 10^{-37}$	$1,89 \cdot 10^{-19}$			
227	$2,22 \cdot 10^{-20}$	$7,46 \cdot 10^{-11}$	15,865		
527	$9,09 \cdot 10^{-11}$	$4,77 \cdot 10^{-6}$	101,325	101,324	0,001
627	$5,65 \cdot 10^{-9}$	$3,76 \cdot 10^{-5}$	101,325	101,317	0,008
727	$1,55 \cdot 10^{-7}$	$1,97 \cdot 10^{-4}$	101,325	101,285	0,040
827	$2,35 \cdot 10^{-5}$	$7,66 \cdot 10^{-4}$	101,325	101,169	0,156
927	$2,28 \cdot 10^{-5}$	$2,39 \cdot 10^{-3}$	101,325	100,841	0,484
1227	$3,44 \cdot 10^{-3}$	$2,93 \cdot 10^{-2}$	101,325	95,556	5,769

Из табличных данных 4.1. следует, что равновесие в реакции диссоциации молекулярного хлора на атомы перед температурой $227 ^\circ C$ несколько сдвинуто налево ($K_{227} = 2,22 \cdot 10^{-20}$), что она практически не может быть осуществлена. При температуре $527 ^\circ C$ величина парциального давления атомарного хлора небольшая; она возрастает приблизительно на порядок при температуре $627 ^\circ C$ и еще – на порядококоло $727 ^\circ C$. В соответствии со значениями парциального давления атомарного хлора возможно ожидание егоучастия в реакции хлорирования золота с температуры $627 - 727 ^\circ C$. Солевое хлорирование золота проводится в условиях, когда формирующиеся хлориды золота имеют газообразный вид [190, 191].

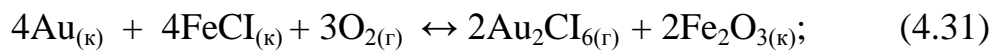
Поэтому возможными реакциями хлорирования золота являются:



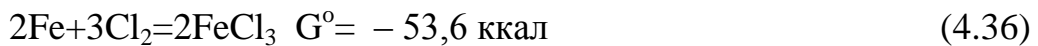
В концентрате кроме золота, обнаружены другие минералы, которые представляют определённое влияние по процессу хлорирования. Так как пример приведен реакции с участием SiO_2 , Fe_2O_3 и с образованием димера трихлорида золота:



Вид кривой зависимости хлорирования металлического золота от температуры резко отличается от вида кривого хлорирования естественного сырья. Возможно, что такое различие обусловлено хлорированием золота хлорным железом, формирующимся в процессе хлорирования естественного материала. Поэтому имеют место следующие реакции хлорирования золота хлорным железом:



Анализ значений энергии Гиббса и ее зависимости из температуры, а также констант равновесия свидетельствует о глубоком протекании реакций хлорирования Cu, Zn, Ni, и их соединений при обеспечении необходимых условий (газовая фаза, температура, тип хлоринатора). В соответствии со значениями энергии Гиббса в отношении уменьшений на Cl_2 может быть расположено в следующий ряд: $\text{Cu} > \text{Zn} > \text{Pb} > \text{Sn} > \text{Ni} > \text{Co} > \text{Fe}$. Более вероятно во взаимодействии одинаковых условий с металлом Cl_2 , затем MeS и MeO .



Организовавшее литературный обзор приспособленный, чтобы выбирать направления исследований в золотосодержащих руде хлоридовозгонке Таджикистана.

4.3. Изучение влияния хлорирующих агентов на процесс хлоридовозгонки золото-, медно-, мышьяксодержащих концентратов месторождения Тарор

Одной из задач настоящей работы явилось проведение исследования применимости процесса хлоридовозгонки к золото-, медно-, мышьяковому концентрату месторождения Тарор.

При хлорировании золотосодержащих концентратов возможно использование различных хлоридов: хлористого магния, хлористого железа, хлористого кальция, хлористого натрия.

Нами был исследован процесс хлоридовозгонки золото-, медно-, мышьяксодержащего концентрата месторождения Тарор с применением хлорида кальция, являющегося дешевым реагентом, отходом содового производства и хлорида натрия, запасы которого этого дешевого природного сырья в Республике Таджикистан огромны.

Исследованию процесса хлоридовозгонки подвергался медный концентрат, полученный на обогатительной фабрике СП «Зеравшан» при переработке руды Тарорского месторождения текущей добычи.

Хлоридовозгонка концентрата проводилась в интервалах температур от 600 до 1000 °С при продолжительности процесса от 1 до 3 часов.

Опыты по хлоридовозгонке проведены с шихтой, содержащей: золота 43,8 г/т, серебра 107,9 г/т, меди 13,4 % и мышьяка 0,22 % с навесками материала 58 г (огарок 50 г, хлористый кальций 8 г) при температуре 600, 700, 800, 900 и 1000 °С в течение 1, 2 и 3 часов.

Результаты опытов показывают, что при температуре 600 °С извлекается 62,3 % золота, 31,4 % серебра, 28,9 % меди и 22 % мышьяка. С повышением температуры процесса до 900 - 1000 °С степень извлечения золота возрастает до 96,8 %.

Извлечение серебра с увеличением температуры процесса возрастает, достигая при 1000 °С в течение 1 ч 95,5 %. При этих же условиях в возгон извлекается 91,3 % меди и 53,5 % мышьяка (таблица 4.2.).

В таблицах 4.3 и 4.4 представлены результаты опытов с использованием в качестве хлоринаторов NaCl и его смеси с CaCl₂. Оптимальной температурой хлоринации для всех хлорирующих агентов является 1000 °С.

В таблице 4.5 представлены результаты опытов, полученных при оптимальных режимных параметрах.

Как видно из таблицы, извлечение золота, серебра и меди зависит от типа применяющегося хлорирующего агента. Наибольшее извлечение металлов достигается при применении в качестве хлоринатора CaCl₂.

Сопоставление данных по влиянию типа хлоринатора на извлечение благородных металлов при хлоридовозгонном обжиге показывает, что в аналогичных условиях NaCl является несколько менее активным хлоринатором – извлечение золота в возгоны на 1,9 %, серебра 2,5 %, меди 1,7 % ниже, чем с хлоридом кальция. Но использование его более перспективно из-за его дешевизны и доступности.

Анализ проведенных исследований показал, что скорость протекания, степень, а также селективность хлоридовозгонного процесса определяются в основном температурой, продолжительностью процесса, типом хлоринатора, составом газовой фазы, формой нахождения извлекаемых металлов в сырье и рядом других параметров.

Таблица 4.2

Извлечение компонентов при хлоридовозгонке Тарорского концентрата с применением хлористого кальция

н/р	Хлори- рующий агент	Загрузка шихты	Содержание, компонентов				Полу- чено огарков	Степень извлечения компонентов, %				°С	Длитель- ность, минут
			Au	Ag	Cu	As		Au	Ag	Cu	As		
	CaCl ₂	гр.	г/т	г/т	%	%	гр.	Au	Ag	Cu	As		
1	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	52,03	62,30	31,39	28,92	22,04	600	60
2	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	49,18	74,91	59,51	56,29	29,13	700	60
3	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	48,04	85,66	79,11	70,62	40,16	800	60
4	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	46,18	92,51	90,49	88,29	45,67	900	60
5	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	43,21	96,80	95,47	91,29	53,54	1000	60
6	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	50,16	56,40	62,47	60,47	34,64	1000	30
7	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	43,29	95,19	89,32	85,06	44,88	1000	60
8	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	43,29	96,02	93,81	88,20	51,18	1000	90
9	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	42,56	97,20	96,02	91,35	55,12	1000	120
10	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	42,21	96,69	96,77	90,41	52,75	1000	150
11	2	58	48,29	120,13	15,42	0,24	46,11	79,29	46,20	40,32	43,16	1000	60
12	4	52	47,60	115,84	14,36	0,24	44,13	80,27	78,29	71,81	46,51	1000	60
13	6	54	45,54	112,02	14,20	0,23	43,26	90,66	90,23	87,41	47,65	1000	60
14	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	43,63	95,51	96,90	89,02	55,12	1000	60
15	10	60	42,51	105,08	13,10	0,21	41,29	96,47	96,62	90,30	53,17	1000	60

Таблица 4.3

Извлечение компонентов при хлоридовозгонке Тарорского концентрата с применением $\text{CaCl}_2+\text{NaCl}$

н/р	Хлорирующий агент	Загрузка шихты гр.	Содержание, компонентов				Получение хвостов гр.	Степень извлечения компонентов, %				°С	Длительность, минут
			Au	Ag	Cu	As		Au	Ag	Cu	As		
	г/т		г/т	%	%	г/т		г/т	%	%			
1	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	51,83	60,73	27,82	26,81	20,47	600	60
2	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	50,79	73,22	54,71	55,03	26,77	700	60
3	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	49,23	85,03	75,75	65,20	37,79	800	60
4	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	46,67	90,51	87,29	86,64	44,88	900	60
5	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	44,03	95,64	94,68	90,70	52,75	1000	60
6	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	50,61	53,21	60,32	58,35	33,07	1000	30
7	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	44,29	94,21	92,24	83,41	49,73	1000	60
8	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	44,11	94,88	92,25	86,81	49,61	1000	90
9	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	43,32	94,13	95,81	88,24	51,97	1000	120
10	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	42,90	95,63	95,41	88,83	52,75	1000	150
11	2	58	48,29	120,13	15,42	0,24	46,29	76,66	44,29	38,24	40,29	1000	60
12	4	52	47,60	115,84	14,36	0,24	43,82	78,25	75,91	69,02	38,85	1000	60
13	6	54	45,54	112,02	14,20	0,23	43,60	88,31	88,82	82,42	45,31	1000	60
14	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	43,74	94,85	94,21	88,12	51,97	1000	60
15	10	60	42,51	105,08	13,10	0,21	41,78	95,06	94,51	90,01	51,59	1000	60

Таблица 4.4

Извлечение компонентов при хлоридовозгонке Тарорского концентрата с применением хлорида натрия

н/р	Хлорирующий агент	Загрузка шихты	Содержание, компонентов				Получение хвостов	Степень извлечения компонентов, %				°С	Длительность, минут
			Au	Ag	Cu	As		Au	Ag	Cu	As		
	NaCl	гр.	г/т	г/т	%	%	гр.	Au	Ag	Cu	As		
1	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	51,13	58,72	25,24	25,15	18,11	600	60
2	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	50,20	70,14	52,61	52,44	24,41	700	60
3	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	48,61	83,69	72,91	63,52	35,43	800	60
4	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	46,55	89,25	86,78	83,86	44,09	900	60
5	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	48,62	94,99	93,03	89,64	50,39	1000	60
6	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	49,21	51,20	58,43	55,69	31,50	1000	30
7	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	43,77	93,11	89,96	81,32	48,82	1000	60
8	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	43,92	93,70	90,49	85,70	48,82	1000	90
9	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	43,04	93,62	94,31	85,07	49,61	1000	120
10	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	42,40	94,21	94,09	86,28	50,39	1000	150
11	2	58	48,29	120,13	15,42	0,24	45,72	74,12	41,63	36,14	38,85	1000	60
12	4	52	47,60	115,84	14,36	0,24	42,61	76,69	73,24	65,28	36,43	1000	60
13	6	54	45,54	112,02	14,20	0,23	42,29	87,14	80,31	80,19	42,19	1000	60
14	8	58	43,78	107,88	13,40	0,22	42,21	94,13	92,70	86,60	49,61	1000	60
15	10	60	42,51	105,08	13,10	0,21	41,09	94,16	93,12	89,29	50,00	1000	60

Таблица 4.5

Хлоридовозгонка золотосодержащих концентратов месторождения Гарор

Хлорирующий агент	Содержание металлов в исходном сырье, г/т				Основные технологические параметры				Результаты хлоридовозгонки							
					Расход хлорагента, %	°С	τ, ч	Расход воздуха м ³ /ч	Содержание в остатке, г/т				Степень извлечения, %			
	Au	Ag	Cu %	As %					Au	Ag	Cu %	As %	Au	Ag	Cu	As
CaCl ₂									1,87	6,55	1,56	0,13	96,8	95,5	91,3	53,54
CaCl ₂ + NaCl	43,8	107,9	13,4	0,22	16	1000	1	6	2,52	7,56	1,64	0,14	95,6	94,7	80,7	52,7
NaCl									2,61	8,97	1,65	0,13	94,9	93,0	89,6	50,4

Полученные после хлоридовозгонки огарки были подвергнуты цианированию. Для этого из огарков готовились пробы с различным содержанием в них золота. Вес пробы составлял 100 г. Отношение Ж : Т – 1,5:1. Цианирование проводилось в стаканах при механическом перемешивании пульпы. В качестве защитной щелочи использовалась известь. Время цианирования составляло 30 часов. Результаты цианирования представлены в таблице 4.6.

Таблица 4.6

Результаты опытов по цианированию огарков хлоридовозгонки
Тарорского концентрата

Номера опытов	Содер. Au в огарках хлорвозгон. г/т	Содер. Au после цианирования, г/т	pH	Подано NaCN, гр.	Степень извлечения Au, %
1	1,90	0,50	10,7	0,60	68,42
2	1,75	0,50	10,3	0,48	72,57
3	2,64	0,60	9,6	0,92	65,15
4	2,19	0,60	11,1	0,54	75,34
5	3,48	0,60	10,4	1,43	58,90

4.4. Изучение кинетики процесса хлоридовозгонки концентрата месторождения Тарор

Первоначальной стадией высокотемпературного хлорирования золота считается адсорбция элементарного хлора на поверхности золота, хотя температура процесса превышает температурный интервал (773 – 923 К), при котором не происходит адсорбция, и вообще прекращается взаимодействие золота с хлором.

Адсорбция хлора на золоте при повышенных температурах происходит за счет активизации поверхности металла, обусловленной изменением поверхностной структуры при его нагревании. Нагрев золота до температуры (973 – 1173 К) не приводит к значительному изменению поверхности

металла. При более высокой температуре (1173 – 1373 К) поверхность золота приобретает сильно развитую зернистую и почковатую структуру. Такая поверхностная модификация структуры золота значительно повышает его каталитическую активность. Напротив, катализирующее действие золота проявляется в меньшей степени при температурах 973 – 1173 К. Таким образом, область температур хлорирования золота (973-1173 К) относится к менее катализируемой, а область более высоких температур (1173 – 1373 К) – к сильно катализируемой [70, 192].

Нами был исследован процесс кинетики хлоридовозгонки золото-, медно-, мышьяксодержащих концентратов месторождения Тарор с применением хлоридов натрия. Хлоридовозгонка концентрата проводилась в интервалах температур от 600 до 1000 °С при продолжительности процесса от 0,5 до 3 часов. Хлорирование проводили в окислительной атмосфере. Количество воздуха измеряли реометром и поддерживали на одном уровне – 6 м³/ч. Принятая скорость подачи воздуха, оптимальная для разложения хлоридов натрия, была установлена специальными предварительными опытами. Шихта содержала: золота 42,51 – 43,78 г/т, навеска материала 52 - 60 г (концентрат 50 г, хлористый натрий 2 - 10 г) (таблица 4.7).

Результаты проведенных опытов показывают, что при температуре 600 °С извлекается 58,7 % золота. С повышением температуры процесса до 700 – 1000 °С степень извлечения золота резко увеличивается и составляет 89,2 – 95 %. При температуре 1000 °С увеличение продолжительности процесса до 2 и более часов не влияет на извлечение золота и составляет 94,2 %, в огарках остается золота в пересчете 3,1 г/т.

На рисунке 4.1. представлены экспериментальные данные зависимости степени извлечения золота от времени при различных температурах хлоридовозгонки.

Как видно из рисунка, кинетические кривые до 700 °С имеют практически прямолинейный характер, а при 700 – 1000 °С вначале прямолинейный, затем – параболический характер.

Эти кинетические кривые хорошо описываются уравнением первого порядка Ерофеева Колмогорова:

Таблица 4.7

Извлечение золота при хлоридовозгонке Тарорского концентрата

№ Опы- та	Шихты		Загру- зка	Содержа- ние золота в исходном	Получено хвосты содержание		Степень извлече- ния, Au %	t, °С	Дли- тель- ност мин.
	к-т	NaCl			Выход	Au			
	гр.	гр.							
1	50	8	58	43,78	51,13	27,81	58,72	600	60
2	50	8	58	43,78	50,20	19,77	70,14	700	60
3	50	8	58	43,78	48,61	12,51	83,69	800	60
4	50	8	58	43,78	46,55	6,60	89,25	900	60
5	50	8	58	43,78	48,62	5,74	94,99	1000	60
6	50	8	58	43,78	49,21	25,18	51,20	1000	30
7	50	8	58	43,78	43,77	3,10	93,11	1000	60
8	50	6	58	43,78	43,92	3,64	93,70	1000	90
9	50	8	58	43,78	43,04	3,76	93,62	1000	120
10	50	8	58	43,78	42,40	3,47	94,21	1000	150
11	50	2	52	48,29	45,72	14,22	74,12	1000	60
12	50	4	54	47,60	42,61	14,06	76,69	1000	60
13	50	6	56	45,54	42,29	7,75	87,14	1000	60
14	50	8	58	43,78	42,21	3,53	94,13	1000	60
15	50	10	60	42,51	41,09	3,63	94,16	1000	60

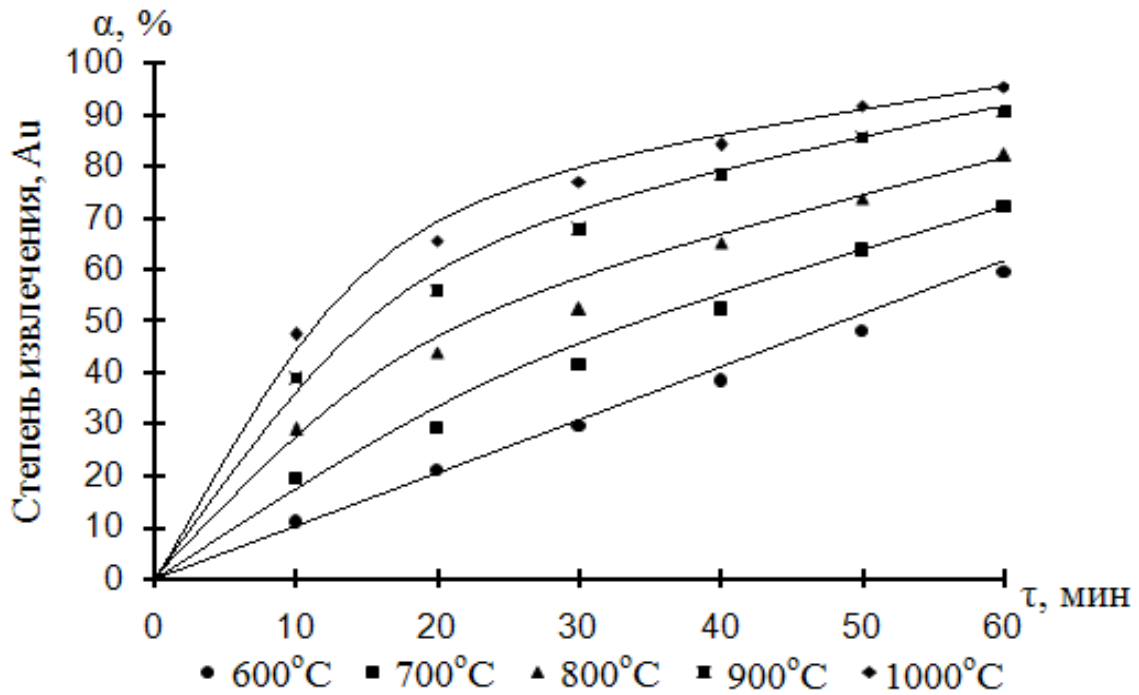


Рисунок 4.1 – Зависимость степени извлечения золота от времени при различных температурах хлоридовозгонки.

$$\frac{d\alpha}{d\tau} = k(1 - \alpha), \quad (4.40)$$

где: α – степень извлечения золота;

τ – время, мин;

k – константа скорости реакции, мин^{-1} .

После математических преобразований уравнение (4.40) может быть представлено в виде:

$$\lg \frac{1}{1 - \alpha} = \frac{k\tau}{2,303} \quad (4.41)$$

На графике зависимости $\lg \frac{1}{1 - \alpha}$ от времени (рисунок 4.2.а) полученные прямые имеют отрицательный наклон, равный $k/2,303$. Исходя из обработки этих кривых, были рассчитаны значения констант скоростей в исследуемом интервале температур.

Зависимость константы скорости реакции от температуры описывается уравнением Аррениуса:

$$k = k_0 \cdot e^{-\frac{E}{RT}}$$

или:

$$\lg k = \lg k_0 - \frac{E}{2,303RT}, \quad (4.42)$$

где: k – константа скорости реакции;

k_0 – предэкспотенциальный множитель;

E – кажущаяся энергия активации, кДж/моль;

R – универсальная газовая постоянная, Дж/моль·град;

T – абсолютная температура, К.

На графике зависимости $\lg k$ от $1/T$ (рисунок 4.2.б) почти все экспериментальные точки хорошо укладываются на прямую линию, по тангенсу угла наклона которой была определена эмпирическая энергия активации. Определены значения констант скорости реакции и энергия активации, которая равна 73,568 кДж/моль, что свидетельствует о протекании процесса в кинетической области.

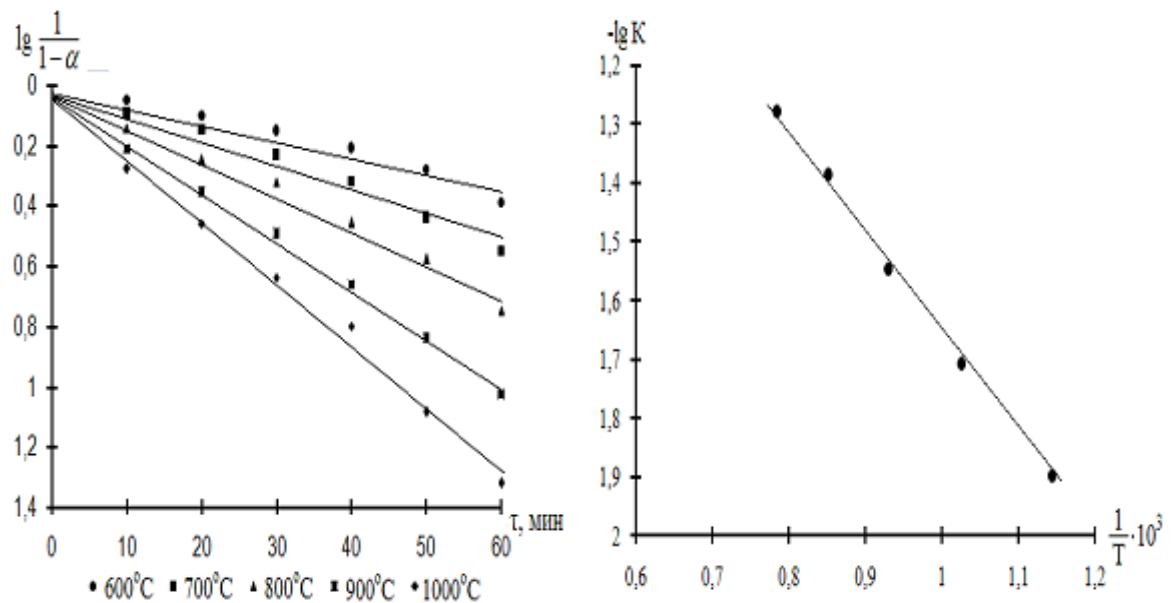


Рисунок 4.2 – Зависимости: а) $\lg \frac{1}{1-\alpha}$ от времени; б) $\lg k$ от обратной абсолютной температуры.

4.5. Физико-химические исследования фазового состава продуктов хлоридовозгоночного обжига Тарорского концентрата

С целью изучения фазового состава исходного концентрата и продуктов хлоридовозгонки был проведён их рентгенофазовый анализ.

На рисунке 4.3 представлены рентгенограммы исходного концентрата (4.3а) и огарков, полученных при оптимальных условиях хлоридовозгонки (4.3б).

Как видно из штрихрентгенограммы исходного концентрата (рисунок 4.3а), основными минералами его являются: пирит, сфалерит, арсенопирит, халькозин, халькопирит, пирротин и кварц.

На штрихрентгенограмме полученного огарка после хлоридовозгонки при 1000 °С (рисунок 4.3б) присутствуют линии кварца и магнетита последний образуется в результате окисления пирита и арсенопирита.

Эти результаты доказывают, что при хлоридовозгонке флотоконцентратов основные минералы окисляются.

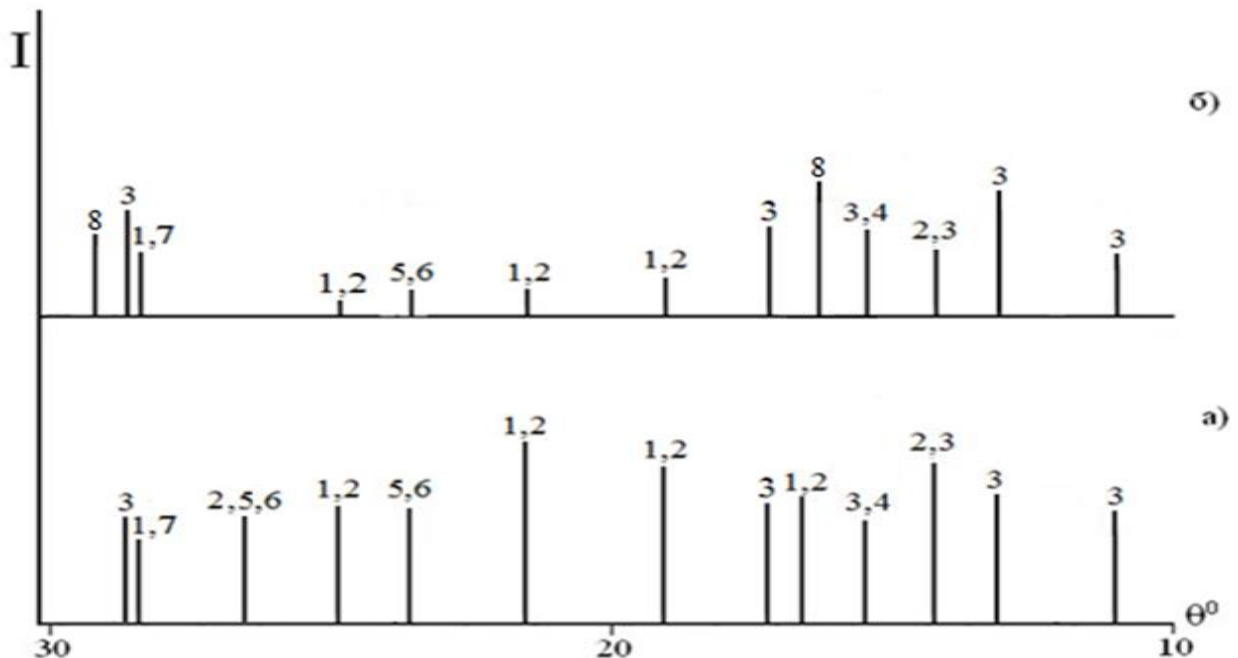


Рисунок 4.3 – Штрихрентгенограммы концентрата: а) исходный концентрат, б) продукт после хлоридовозгонки при 1000 °С; 1 – Арсенопирит; 2 – Пирит; 3 – Кварц; 4 – Сфалерит; 5 – Халькопирит; 6 – Халькозин; 7 – Пирротин; 8 – Магнетит.

4.6. Рекомендуемая технологическая схема переработки руды Тарорского месторождения

На основании результатов исследований рекомендуется принципиальная технологическая схема процесса переработки флотационного золотосодержащего концентрата Тарорского месторождения методом хлоридовозгонки с последующим цианированием огарков хлоридовозгонки (рисунок 4.4).

Предлагаемая технологическая схема позволит осуществить переработку золото-, медь-, мышьяксодержащих концентратов с организацией производственных цехов по хлоридовозгонке золота непосредственно на обогатительной фабрике.

Для улавливания хлоридов благородных и цветных металлов могут быть рекомендованы электрические или мокрые фильтры, а для последующего извлечения металлов из растворов – цементация, дробная кристаллизация или ионный обмен.

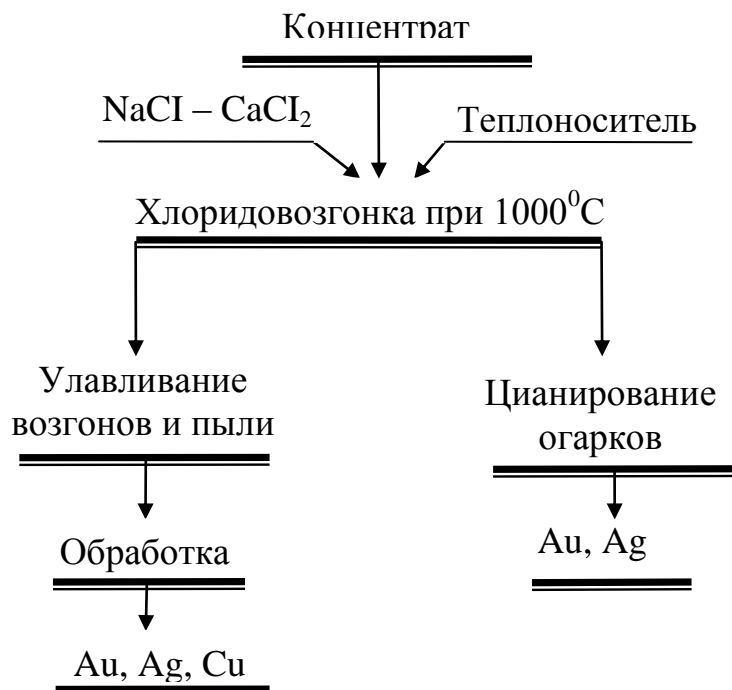


Рисунок 4.4 – Принципиальная технологическая схема процесса переработки флотационного медного золотосодержащего концентрата месторождения Тарор.

4.7. Изучение влияния хлорирующих агентов на процесс хлоридовозгонки золото-, мышьяксодержащих концентратов месторождения Чоре

Хлоридовозгонка концентрата проводилась в интервалах температур от 600 до 1000 °С при продолжительности процесса от 1 до 3 часов. В качестве хлорирующих агентов исследовались CaCl_2 , NaCl и их смеси.

Опыты по хлоридовозгонке концентрата, полученного из руды месторождения Чоре, проведены с шихтой, содержащей: золота 58,2 г/т, серебра 73,3 г/т, и мышьяка 8,86 % с навесками материала 29 – 27 г (концентрат 25 г, хлористый кальций 1 – 5 г) при температуре 600, 700, 800, 900 и 1000 °С в течение 0,5, 1, 2 и 3 часов.

Результаты опытов с применением CaCl_2 показывают, что при температуре 600 °С извлекается 61,8 % золота, 50,6 % серебра, и 92,4 % мышьяка. С повышением температуры процесса до 900 – 1000 °С степень извлечения золота возрастает до 96,5 %.

При температуре 1000 °С увеличение продолжительности процесса до 2 и более часов практически не влияет на извлечение золота и составляет 95,6 %, в огарке остается золота 3,65 г/т.

Извлечение серебра с увеличением температуры процесса возрастает, достигая при 1000 °С в течение 1 часа 95,1 %. При этих же условиях в возгон извлекается 99,1 % мышьяка.

Аналогичная картина наблюдается и при использовании в качестве хлорирующих агентов NaCl и ее смеси с CaCl_2 , только извлечение золота и серебра несколько ниже и составляет 92,9 и 93,2 % и 94,98 и 94,16% соответственно. Степень возгонки золота, серебра и мышьяка приведены в таблицах 4.8 – 4.10.

В таблице 4.11 представлены результаты опытов, полученных при оптимальных режимных параметрах.

Таблица 4.8

Извлечение компонентов при хлоридовозгонке Чоринского концентрата с применением хлористого кальция

н/р	Хлорирующий агент	Загрузка шихты	Содержание, компонентов			Получено огарков	Степень извлечения компонентов, %			°С	Длительность, минут	
			Au	Ag	As		Au	Ag	As			
			г/т	г/т	%		гр.	гр.	гр.			
1	CaCl ₂	4	29	58,20	73,29	8,86	23,2	61,77	50,65	92,43	600	60
2	4	29	58,20	73,29	8,86	22,0	74,20	64,69	99,22	700	60	
3	4	29	58,20	73,29	8,86	21,5	84,07	79,90	99,30	800	60	
4	4	29	58,20	73,29	8,86	21,8	91,48	92,14	99,12	900	60	
5	4	29	58,20	73,29	8,86	20,2	96,48	95,06	99,12	1000	60	
6	4	29	58,20	73,29	8,86	26,0	71,62	72,93	72,06	1000	30	
7	4	29	58,20	73,29	8,86	23,0	89,39	94,21	99,55	1000	60	
8	4	29	58,20	73,29	8,86	21,1	93,13	93,88	99,20	1000	90	
9	4	29	58,20	73,29	8,86	22,3	95,62	93,36	99,82	1000	120	
10	4	29	58,20	73,29	8,86	21,4	95,38	94,91	99,27	1000	150	
11	1	26	64,98	82,20	9,92	23,4	50,44	67,34	97,21	1000	60	
12	2	27	62,47	79,79	9,28	22,8	68,29	86,86	98,04	1000	60	
13	3	28	60,31	76,40	9,51	21,3	77,80	92,19	99,34	1000	60	
14	4	29	58,20	73,29	8,86	21,6	94,61	95,24	99,72	1000	60	
15	5	30	55,83	71,20	8,57	21,3	96,42	95,27	99,34	1000	60	

Таблица 4.9

Извлечение компонентов при хлоридовозгонке Чоринского концентрата с применением $\text{CaCl}_2 + \text{NaCl}$

н/р	Хлорирующий агент	Загрузка шихты гр.	Содержание, компонентов			Получено огарков гр.	Степень извлечения компонентов, %			°С	Длительность, минут
			Au	Ag	As		Au	Ag	As		
	$\text{CaCl}_2 + \text{NaCl}$		г/т	г/т	%	Au	Ag	As			
1	4	29	58,20	73,29	8,86	21,8	52,84	50,19	90,15	600	60
2	4	29	58,20	73,29	8,86	20,4	57,58	61,30	97,16	700	60
3	4	29	58,20	73,29	8,86	20,9	67,24	72,13	98,48	800	60
4	4	29	58,20	73,29	8,86	20,8	79,13	90,21	99,88	900	60
5	4	29	58,20	73,29	8,86	19,7	94,98	94,16	99,18	1000	60
6	4	29	58,20	73,29	8,86	24,6	69,84	70,39	70,65	1000	30
7	4	29	58,20	73,29	8,86	22,0	87,20	88,65	96,69	1000	60
8	4	29	58,20	73,29	8,86	20,7	89,69	90,54	98,09	1000	90
9	4	29	58,20	73,29	8,86	20,8	94,13	92,47	99,18	1000	120
10	4	29	58,20	73,29	8,86	19,6	94,02	93,64	98,99	1000	150
11	1	26	64,98	82,20	9,92	21,5	48,31	63,03	96,12	1000	60
12	2	27	62,47	79,79	9,28	21,1	70,54	82,50	97,80	1000	60
13	3	28	60,31	76,40	9,51	20,7	77,03	91,12	99,29	1000	60
14	4	29	58,20	73,29	8,86	20,8	93,25	88,84	99,18	1000	60
15	5	30	55,83	71,20	8,57	20,2	94,98	94,99	98,72	1000	60

Таблица 4.10

Извлечение компонентов при хлоридовозгонке Чоринского концентрата с применением хлорида натрия

н/р	Хлорирующий агент	Загрузка шихты	Содержание, компонентов			Получено огарков	Степень извлечения компонентов, %			°С	Длительность, минут
			Au	Ag	As		Au	Ag	As		
	NaCl	гр.	г/т	г/т	%	гр.	Au	Ag	As		
1	4	29	58,20	73,29	8,86	20,9	50,12	47,69	87,74	600	60
2	4	29	58,20	73,29	8,86	19,6	57,11	59,65	95,44	700	60
3	4	29	58,20	73,29	8,86	20,0	65,94	70,06	96,50	800	60
4	4	29	58,20	73,29	8,86	20,1	78,26	88,93	98,05	900	60
5	4	29	58,20	73,29	8,86	19,2	92,89	93,22	96,65	1000	60
6	4	29	58,20	73,29	8,86	22,8	67,36	67,61	68,20	1000	30
7	4	29	58,20	73,29	8,86	21,4	85,60	80,41	94,28	1000	60
8	4	29	58,20	73,29	8,86	19,3	87,32	89,22	96,81	1000	90
9	4	29	58,20	73,29	8,86	19,7	92,06	91,15	97,62	1000	120
10	4	29	58,20	73,29	8,86	20,1	93,13	91,43	96,46	1000	150
11	1	26	64,98	82,20	9,92	20,7	45,94	60,04	94,69	1000	60
12	2	27	62,47	79,79	9,28	20,4	68,52	79,39	95,65	1000	60
13	3	28	60,31	76,40	9,51	19,6	75,61	89,43	98,01	1000	60
14	4	29	58,20	73,29	8,86	19,8	92,36	89,41	97,21	1000	60
15	5	30	55,83	71,20	8,57	20,0	93,19	92,79	97,12	1000	60

Таблица 4.11

Хлоридовозгонка золотосодержащих концентратов месторождения Чоре

Хлорирующий агент	Содержание металлов в исходном сырье, г/т			Основные технологические параметры				Результаты хлоридовозгонки					
				Расход хлорагента, %	°С	τ, ч	Расход воздух 6 м ³ /ч	Содержание в остатке, г/т			Степень извлечения, %		
	Au	Ag	As %					Au	Ag	As %	Au	Ag	As
CaCl ₂	58,20	73,23	8,86	16	1000	1	6	5,74	5,20	0,0011	96,5	95,1	99,1
CaCl ₂ + NaCl								4,31	6,29	0,0011	95,0	94,2	99,2
NaCl								6,25	7,50	0,0045	92,9	93,2	96,6

Как видно из таблицы, извлечение золота, серебра и мышьяка зависит от типа применяющегося хлорирующего агента. Наибольшее извлечение металлов достигается при применении в качестве хлоринатора CaCl_2 .

Сопоставление данных по влиянию типа хлоринатора на извлечение благородных металлов при хлоридовозгонном обжиге показывает, что, как и в случае с концентратом месторождения Тарор, в аналогичных условиях извлечение золота с применением NaCl в возгоны несколько ниже, чем с хлоридом кальция.

Поскольку в огарках хлоридовозгонки содержание золота значительное были проведены исследования по цианидному выщелачиванию из них золота. Для этого из огарков готовились пробы с различным содержанием в них золота. Вес пробы составлял 100 г. Цианирование проводили в течение 30 часов в стаканах при механическом перемешивании пульпы (соотношении Ж:Т = 1,5:1). Щелочность среды ($\text{pH} = 9,6 - 11,1$) создавали загрузками извести. Результаты цианирования представлены на таблице 4.12.

Таблица 4.12

Результаты опытов по цианированию огарков хлоридовозгонки
Чоринского концентрата

Номера опытов	Содер. Au в огарках хлорвозгон. г/т	Содер. Au после цианирования, г/т	pH	Подано NaCN , гр.	Степень извлечения Au, %
1	2,51	0,35	10,19	0,045	86,05
2	3,16	0,37	9,47	0,055	88,29
3	3,31	0,41	1,95	0,065	87,61
4	3,48	0,33	10,50	0,065	90,52
5	4,17	0,43	10,76	0,065	89,69

Как видно из представленных данных, из огарков хлоридовозгонки золото удовлетворительно выщелачивается. При этом достигнутое извлечение составляет 86,05 - 90,52 %.

4.8. Кинетика процесса хлоридовозгонки концентрата месторождения Чоре

Взаимодействие золота и хлорида натрия начинается по достижении точки плавления последнего и усиливается при температурах, обеспечивающих значительную упругость паров NaCN. Поэтому первоначальной стадией реакции хлорирования золота хлоридом натрия является переход кристаллической соли в жидкое и газообразное состояние. Скорость этой стадии зависит от скорости подъема температуры. За стадией фазового перехода хлорида натрия следует его разложение с образованием элементарного хлора.

Процесс солевого хлорирования золота протекает в условиях повышенных температур (выше 800 °С). Поэтому образующиеся хлориды золота десорбируются с его поверхности с высокой скоростью, за счет чего поверхность хлорируемого объекта свободна от продуктов реакции. По этой причине стадия десорбции хлоридов золота не лимитирует процесс хлорирования золота хлоридами натрия, т.е. солевое хлорирование не протекает в диффузионной области. В отличие от хлорида натрия хлорид кальция не обладает достаточной упругостью паров для перехода в газовую фазу. Поэтому стадия фазового перехода в случае хлорида кальция заключается только в переходе из кристаллического в жидкое состояние. Все последующие элементарные акты реакции хлорирования хлоридом натрия, процесс хлорирования хлоридом кальция протекает не только после расплавления соли, но и до ее перехода в жидкое состояние. В этом случае первичным элементарным актом процесса считается образование нестабильного промежуточного хлорида кальция CaCl_2 , очень быстро разлагающегося по реакции $\text{CaCl}_2 + \frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{CaO} + 2\text{Cl}$. Поэтому этот элементарный акт не является лимитирующим. На первой и второй стадиях выделяется элементарный хлор. С момента появления хлора дальнейшие акты аналогичны актам процесса с образованием жидкого хлористого кальция. На твердофазной стадии хлорирования золота хлоридом кальция

лимитирующей стадией является стадия образования субхлорида кальция [70].

Изучение кинетики процесса хлоридовозгонки золото-мышьяксодержащих концентратов месторождения Чоре проводилось с применением хлорида кальция.

Хлоридовозгонка концентрата проводилась в интервалах температур от 600 до 1000 °С при продолжительности процесса от 0,5 до 3 часов.

Опыты по хлоридовозгонке проведены с шихтой, содержащей: золота 58,20 – 64,97 г/т, с навесками материала 26 – 30 г (концентрат 25 г, хлористый кальций 2 – 5 г) при температурах 600, 700, 800, 900, 1000 °С в течение 0,5, 1, 2 и 3 часов (таблица 4.13).

Таблица 4.13

Извлечение золота при хлоридовозгонке Чоринского концентрата

№ Опыта	Шихты		Загрузка	Содержание золота в исходном	Получено хвосты содержание		Степень извлечения Au, %	t, °С	Длительность, минут
	к-т	CaCl ₂			Выход	Au			
	гр.	гр.							
1	25	4	29	58,20	23,2	27,81	61,77	600	60
2	25	4	29	58,20	22,0	19,77	74,20	700	60
3	25	4	29	58,20	21,5	12,51	84,07	800	60
4	25	4	29	58,20	21,8	6,605	91,48	900	60
5	25	4	29	58,20	20,2	5,74	96,48	1000	60
6	25	4	29	58,20	26,0	18,42	71,62	1000	30
7	25	4	29	58,20	23,0	7,78	89,39	1000	60
8	25	4	29	58,20	21,1	5,50	93,13	1000	90
9	25	4	29	58,20	22,3	3,32	95,62	1000	120
10	25	4	29	58,20	21,4	3,64	95,38	1000	150
11	25	1	26	64,98	23,4	35,77	50,44	1000	60
12	25	2	27	62,47	22,2	23,65	68,88	1000	60
13	25	3	28	60,31	21,8	12,15	84,31	1000	60
14	25	4	29	58,20	22,2	3,29	95,67	1000	60
15	25	5	30	55,83	21,5	3,02	96,12	1000	60

Результаты проведенных опытов показывают, что при температуре 600 °С извлекается 61,8 % золота. С повышением температуры процесса до 900 – 1000 °С степень извлечения золота резко увеличивается и составляет 91,5 – 96,5 %. При температуре 1000 °С увеличение продолжительности процесса до 2-х и более часов не влияет на извлечение золота и составляет 95,6 %, в хвостах остается золота в пересчете 3,3 г/т.

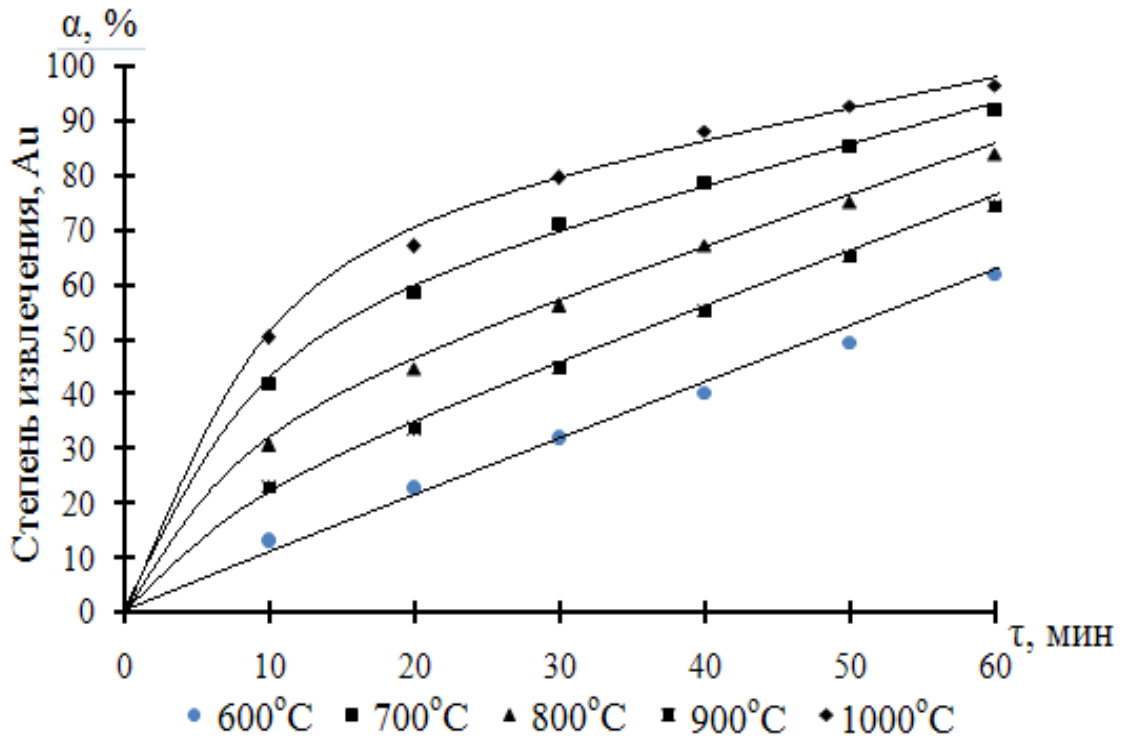


Рисунок 4.5 – Зависимость степени извлечения золота от времени при различных температурах процесса хлоридовозгонки.

На рисунке 4.5 представлены экспериментальные данные зависимости степени извлечения золота от времени при различных температурах хлоридовозгонки.

Как видно из рисунка 4.5, кинетические кривые до 700 °С имеют практически прямолинейный характер, а при 700 – 1000 °С вначале прямолинейный, затем – параболический характер.

Эти кинетические кривые хорошо описываются уравнением первого порядка:

$$\frac{d\alpha}{d\tau} = k(1 - \alpha), \quad (4.43)$$

где: α – степень извлечения золота;

τ – время, мин;

k – константа скорости реакции, мин⁻¹.

После математических преобразований уравнение (4.43) может быть представлено в виде:

$$\lg \frac{1}{(1 - \alpha)} = \frac{k\tau}{2,303} \quad (4.44)$$

На графике зависимости $\lg \frac{1}{(1 - \alpha)}$ от времени (рисунок 4.6а)

полученные прямые имеют отрицательный наклон, равный $k/2,303$. Исходя из этого, при обработке этих кривых были рассчитаны значения констант скоростей в исследуемом интервале температур.

Зависимость константы скорости реакции от температуры описывается уравнением Аррениуса:

$$k = k_0 \cdot e^{-\frac{E}{RT}}$$

или:

$$\lg k = \lg k_0 - \frac{E}{2,303RT}, \quad (4.45)$$

где: k – константа скорости реакции;

k_0 – предэкспоненциальный множитель;

E – кажущаяся энергия активации, кДж/моль;

R – универсальная газовая постоянная, Дж/моль·град;

T – абсолютная температура, К.

На графике зависимости $\lg k$ от $1/T$ (рисунок 4.6б) почти все экспериментальные точки хорошо укладываются на прямую линию, по тангенсу угла наклона которой была определена эмпирическая энергия активации. Величина рассчитанной энергии активации (78,107 кДж/моль) свидетельствует о протекании процесса в кинетической области. Таким

образом, можно сказать что, процесс хлорирования золота хлоридом кальция протекает при более высокой температуре.

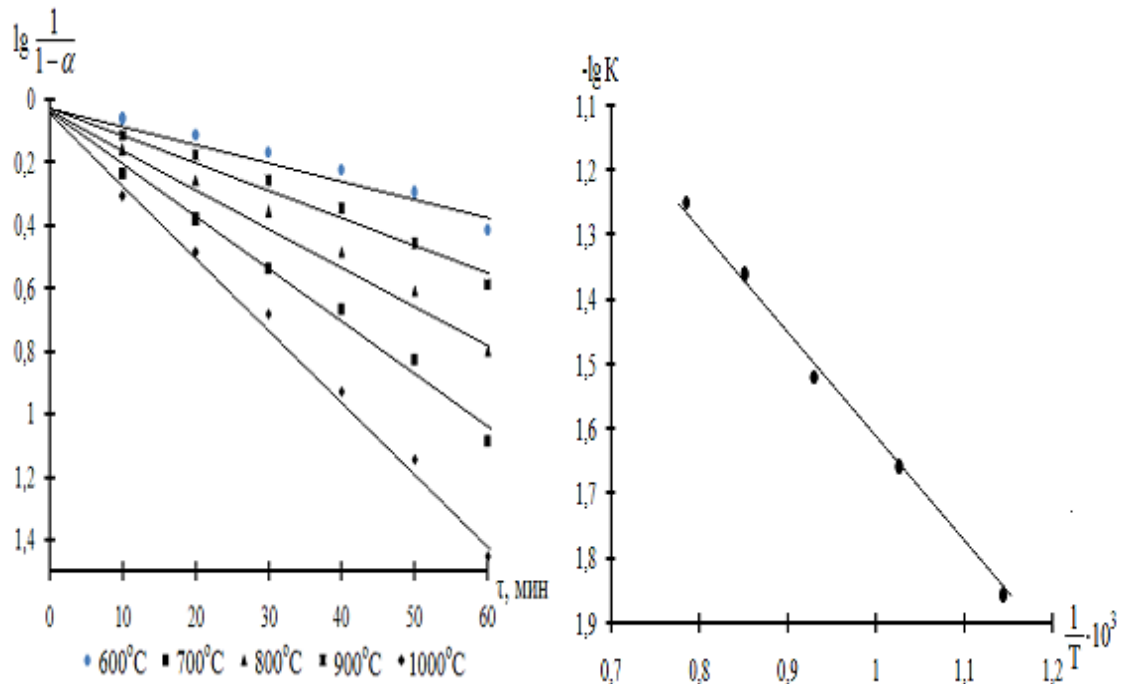


Рисунок 4.6 – Зависимости: а) $\lg \frac{1}{1-\alpha}$ от времени, б) $\lg k$ от обратной абсолютной температуры.

4.9. Физико-химическое исследование исходных и конечных продуктов хлоридовозгонки месторождения Чоре

Для получения информации о составе фаз исходного концентрата и продуктов после хлоридовозгонки использовали рентгенофазовый анализ (РФА).

Расшифровка данных рентгенофазового анализа показала, что основным минералом исходного концентрата (рисунок 4.7а.) являются: пирит, сфалерит, арсенопирит и кварц. На штрихрентгенограмме полученного огарка после хлоридовозгонки при 1000 °С наблюдается аморфизация структуры минерала пирита, арсенопирита и сфалерита входящих в состав концентратов с сохранением характерных рефлексов кварца (рисунок 4.7б.)

Таким образом, можно сделать вывод, что данные результатов химического анализа подтверждаются рентгенографическим исследованием исходного концентрата и огарков после хлоридовозгонки.

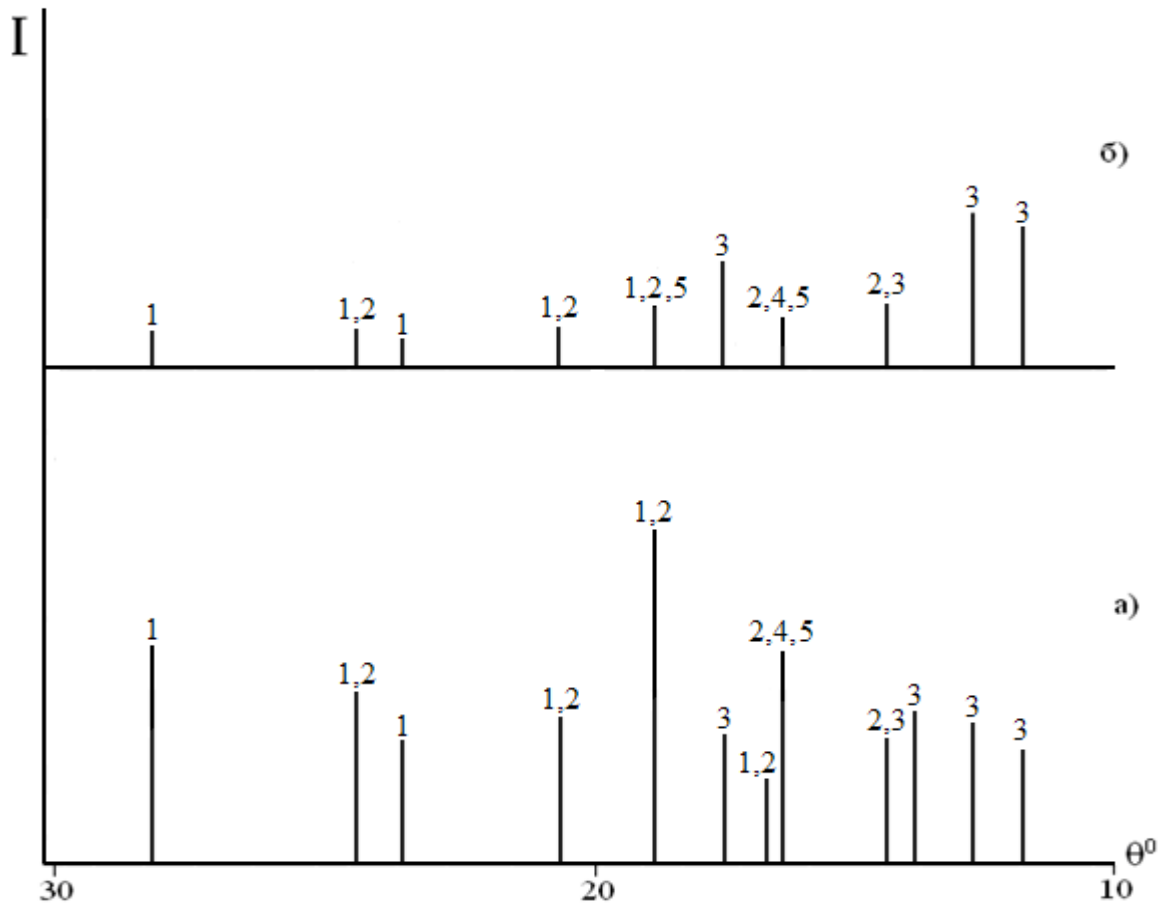


Рисунок 4.7 – Штрихрентгенограммы концентрата: а) исходный концентрат, б) продукт после хлоридовозгонки при 1000 °С; 1 – Арсенопирит; 2 – Пирит; 3 – Кварц; 4 – Сфалерит; 5 – Галенит;

4.10. Рекомендуемая технологическая схема переработки руды месторождения Чоре

На основании результатов исследований рекомендуется принципиальная технологическая схема процесса переработки упорных золотосодержащих руд Чоринского месторождения, методом хлоридовозгонки с последующим цианированием огарков хлоридовозгонки (рисунок 4.8).

Предлагаемая технологическая схема позволит экономически выгодно осуществить переработку руд с организацией производственных цехов по хлоридовозгонке концентратов, работающих непосредственно на обогатительной фабрике.

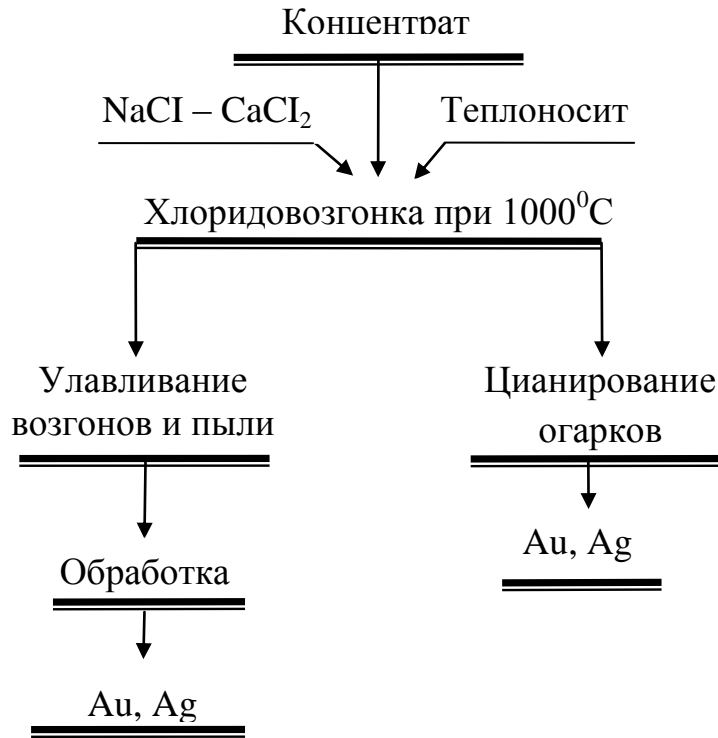


Рисунок 4.8 – Предлагаемая технологическая схема переработки флотационного золото-мышьяксодержащего концентрата месторождения Чоре.

4.11. Математическое моделирование процесса хлоридовозгоночного обжига концентрата месторождения Чоре

На основе разработанной технологии и опытных данных была сделана попытка представить математическую модель процесса хлоридовозгонки золотосодержащего флотационного концентрата месторождения Чоре.

Устанавливаем зависимость извлечения золота (Au), серебра (Ag) и мышьяка (As) от температуры ($^{\circ}\text{C}$), длительности процесса (T) и расхода хлорирующего агента CaCl_2 (m). При этом температура изменяется от 600°C до 1000°C , продолжительность процесса от 30 до 150 минут и расход

хлорирующего агента от 1 до 5 г.

Выберем линейный вид зависимости

$$y = a + bx \quad (4.46)$$

Через y_1 , y_2 и y_3 обозначим, соответственно, извлечение Au, Ag и As. В роли x выступают $^{\circ}\text{C}$, T и $m(\text{CaCl}_2)$.

Для подбора параметров a и b воспользуемся методами избранных точек, средних и наименьших квадратов, что позволит сравнить их средние процентные отклонения и сделать соответствующие выводы.

На основании данных таблицы 4.8 производим:

а). Подбор параметров по методу избранных точек.

Выбираем две точки по концам построенной линии и их координаты и подставляем в уравнение (4.46).

$$\begin{cases} a + 600b = 61,77 \\ a + 1000b = 96,48 \end{cases}$$

Далее, решая систему, находим $a = 9,69$ и $b \approx 0,0868$.

Таким образом, имеем следующую эмпирическую формулу зависимости извлечения золота от температуры

$$y_1 = 9,69 + 0,0868 \text{ } ^{\circ}\text{C}. \quad (4.47)$$

В таблице 4.14 приведены вычисленные значения y_1 , а также процентные отклонения по отдельным точкам $^{\circ}\text{C}$.

Таблица 4.14

$y_1(\epsilon_{\text{Au}})$	$x(^{\circ}\text{C})$	(y_1) выч.	Процентное отклонение
61,77	600	61,77	0,0
74,20	700	70,45	- 5,05
84,07	800	79,13	- 5,88
91,48	900	87,81	- 4,01
96,48	1000	96,59	+ 0,11

Находим среднее процентное отклонение (СПО):

$$\text{СПО} = \frac{1}{5} [|-5,05| + |-5,88| + |-4,01| + 0,11] = \frac{1}{5} \cdot 15,05 \approx 3.$$

Используя эти же опытные данные для подбора параметров a и b , используем метод средних.

б) При методе средних выполняем следующие условия: данные должны быть расположены в уменьшающемся порядке, по крайней мере для одной из переменных. При подстановке координат точек в уравнение (4.46), делим полученные уравнения на две группы, суммируем их и, совместно решая два уравнения, находим a и b .

Группа I

$$a + 600b = 61,77$$

$$+ \underline{a + 700b = 74,20}$$

$$2a + 1300b = 135,97$$

Группа II

$$a + 800b = 84,07$$

$$+ a + 900b = 91,48$$

$$\underline{a + 1000b = 96,48}$$

$$3a + 2700b = 270,03$$

Итак,

$$\begin{cases} 2a + 1300b = 135,97 \quad | \cdot 3 \\ 3a + 2700b = 272,03 \quad | \cdot 2 \end{cases} \rightarrow \begin{cases} 6a + 3900b = 407,91 \\ -6a + 5400b = 544,06 \end{cases}$$

$$-1500b = -136,15$$

$$b \approx 0,0908$$

Значение b подставляем в первое уравнение системы, решив которое, находим

$$a = 8,965$$

Таким образом, имеем следующую эмпирическую формулу:

$$y_1 = 8,965 + 0,0908 \text{ } ^\circ\text{C}. \quad (4.48)$$

В таблице 4.15 приведены вычисленные значения y_1 по формуле (4.48) и процентные отклонения по каждой отдельной точке C .

Таблица 4.15

$y_1(\varepsilon_{Au})$	$x(^{\circ}C)$	(y_1) выч.	Процентное отклонение
61,77	600	63,44	+ 2,70
74,20	700	72,52	- 2,26
84,07	800	81,60	- 2,94
91,48	900	90,68	- 0,87
96,48	1000	99,76	+ 3,40

Находим среднее процентное отклонение

$$\text{СПО} = \frac{1}{5} [2,7 + |- 2,26 | + |- 2,94 | + |- 0,87 | + 3,4] = \frac{1}{5} \cdot 12,17 \approx 2,4.$$

в). По тем же данным находим неизвестные параметры a и b в уравнении (4.46) по методу наименьших квадратов. Для этого составим вспомогательную таблицы 4.16.

Таблица 4.16

$y_1(\varepsilon_{Au})$	$x(^{\circ}C)$	x^2	$x \cdot y_1$	(y_1) выч.	Процентное отклонение
61,77	600	360000	37062	64,26	+ 4,03
74,20	700	490000	51940	72,93	- 1,71
84,07	800	640000	67256	81,60	- 2,94
91,48	900	810000	82332	90,27	- 1,32
96,48	1000	1000000	96480	98,94	+ 2,55
$\Sigma :$	408	4000	3300000	335070	

Известно, что [193] коэффициенты a и b по методу наименьших квадратов находятся по следующим равенствам:

$$a = \frac{\sum_{i=1}^n x_i^2 \sum_{i=1}^n y_i - \sum_{i=1}^n x_i \sum_{i=1}^n x_i y_i}{n \sum_{i=1}^n x_i^2 - \left(\sum_{i=1}^n x_i\right)^2}, \quad (4.49)$$

$$b = \frac{n \sum_{i=1}^n x_i y_i - \sum_{i=1}^n x_i \sum_{i=1}^n y_i}{n \sum_{i=1}^n x_i^2 - \left(\sum_{i=1}^n x_i\right)^2}. \quad (4.50)$$

Используя материал таблица 4.16 находим:

$$a = \frac{3300000,408 - 4000,335070}{5,3300000 - 4000^2} = 12,24,$$

$$b = \frac{5,335070 - 4000,408}{5,3300000 - 4000^2} = 0,0867.$$

Имеем следующую эмпирическую формулу зависимости A_u от $^{\circ}C$:

$$y_1 = 12,24 + 0,0867 C. \quad (4.51)$$

По процентным отклонениям, приведенным в таблице 4.16, находим среднее процентное отклонение.

$$\text{СПО} = \frac{1}{5} [4,03 + |-1,71| + |-2,94| + |-1,32| + 2,55] = \frac{1}{5} \cdot 12,55 \approx 2,5.$$

Кстати, процентные отклонения найдены из следующего равенства:

$$\left(y_{\text{выч.}} - y_{\text{опытн.}} \right) \cdot \frac{100\%}{y_{\text{опытн.}}}$$

Сравнивая средние процентные отклонения по трем методам, приходим к выводу о том, что универсальными методами для подбора параметров в эмпирических формулах являются методы наименьших квадратов и средних.

Но следует отметить, что при необходимости быстрого вывода эмпирической формулы хорошим методом является метод избранных точек.

$x(^{\circ}\text{C})$	$y_1(\varepsilon_{\text{Au}})$	$x(\text{T})$	$y_1(\varepsilon_{\text{Au}})$	$x(\text{mCaCl}_2)$	$y_1(\varepsilon_{\text{Au}})$
600	61,77	30	71,62	1	50,44
700	74,20	60	81,39	2	68,29
800	84,07	90	93,13	3	77,80
900	91,48	120	95,62	4	94,61
1000	96,48	150	95,38	5	96,42

$x(^{\circ}\text{C})$	$y_1(\varepsilon_{\text{Ag}})$	$x(\text{T})$	$y_1(\varepsilon_{\text{Ag}})$	$x(\text{mCaCl}_2)$	$y_1(\varepsilon_{\text{Ag}})$
600	50,65	30	72,93	1	67,34
700	64,69	60	94,21	2	86,86
800	79,90	90	93,88	3	92,19
900	92,14	120	93,36	4	95,24
1000	95,06	150	94,91	5	95,27

$x(^{\circ}\text{C})$	$y_1(\varepsilon_{\text{As}})$	$x(\text{T})$	$y_1(\varepsilon_{\text{As}})$	$x(\text{mCaCl}_2)$	$y_1(\varepsilon_{\text{As}})$
600	92,43	30	72,06	1	97,21
700	99,22	60	99,55	2	98,04
800	99,30	90	99,20	3	99,34
900	99,12	120	99,82	4	99,72
1000	99,12	150	99,27	5	99,34

Нами по полученным опытным данным для каждой из ниже приведенных групп выведены 27 эмпирических формул по трем методам (таблица 4.17).

Таблица 4.17

Метод избранных точек		СПО	Метод средних		СПО	Метод наименьших квадратов		СПО
№ п/п	Эмпирические формулы		Эмпирические формулы		Эмпирические формулы		Эмпирические формулы	
1	$y_1 = 96,9 + 0,0868^{\circ}\text{C}$	3,0	$y_1 = 8,965 + 0,0908^{\circ}\text{C}$	2,4	$y_1 = 12,24 + 0,0867^{\circ}\text{C}$	2,5		
2	$y_1 = 65,68 + 0,198 \text{ T}$	6,0	$y_1 = 71,982 + 0,1894 \text{ T}$	5,2	$y_1 = 72,903 + 0,1792 \text{ T}$	5,2		
3	$y_1 = 38,945 + 11,495 \text{ CaCl}_2$	5,0	$y_1 = 41,218 + 12,098 \text{ CaCl}_2$	4,2	$y_1 = 42,028 + 11,828 \text{ CaCl}_2$	4,3		
4	$y_2 = - 15,95 + 0,111^{\circ}\text{C}$	4,4	$y_2 = - 23,84 + 0,1254^{\circ}\text{C}$	3,4	$y_2 = - 16,528 + 0,1163^{\circ}\text{C}$	3,8		
5	$y_2 = 67,434 + 0,1832 \text{ T}$	6,3	$y_2 = 77,2835 + 0,1397 \text{ T}$	8,6	$y_2 = 76,925 + 0,1437 \text{ T}$	5,9		
6	$y_2 = 60,3575 + 6,9825 \text{ CaCl}_2$	6,7	$y_2 = 66,82 + 6,8533 \text{ CaCl}_2$	5,8	$y_2 = 68,108 + 6,424 \text{ CaCl}_2$	5,9		
7	$y_3 = 82,41 + 0,0167^{\circ}\text{C}$	2,1	$y_3 = 87,115 + 0,0134^{\circ}\text{C}$	1,7	$y_3 = 87,214 + 0,0133^{\circ}\text{C}$	1,7		
8	$y_3 = 65,256 + 0,2268 \text{ T}$	8,4	$y_3 = 77,6285 + 0,1817 \text{ T}$	7,5	$y_3 = 77,573 + 0,1823 \text{ T}$	7,5		
9	$y_2 = 60,3575 + 6,9825 \text{ CaCl}_2$	0,5	$y_3 = 96,52 + 0,7367 \text{ CaCl}_2$	0,4	$y_3 = 96,948 + 0,594 \text{ CaCl}_2$	0,4		

ГЛАВА 5. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ АЗОТНОКИСЛОТНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТО-, МЕДНО-, МЫШЬЯКСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ

5.1. Исследования по выщелачиванию сульфидов из флотационного концентрата растворами азотной кислоты

Вскрытие золотосодержащих сульфидных концентратов, содержащих мышьяк, за рубежом осуществляется, в основном, окислительным обжигом [79]. Однако это связано с выделением в окружающую среду значительных количеств сернистого газа и мышьяксодержащих пылей, что недопустимо с экологической точки зрения.

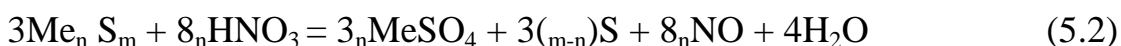
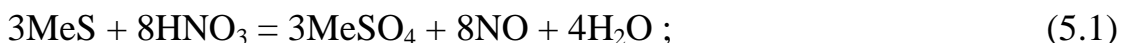
В связи с вышеизложенным разработка гидрометаллургической технологии переработки таких концентратов представляет определенный интерес.

Одним из перспективных методов вскрытия упорных золото - сульфидных концентратов является гидросульфатизация в растворе азотной кислоты.

В промышленных масштабах азотнокислотный способ разложения сульфидов применяется на одном из заводов для разложения молибденитовых концентратов [194].

Азотнокислотный способ позволяет переводить мышьяк, серу и железо в раствор в виде мышьяковистой и серной кислот, а железо в виде нитрата и сульфата железа.

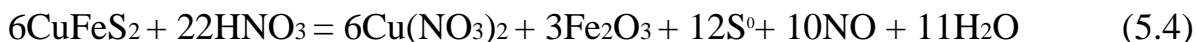
Согласно современным представлениям сульфиды окисляются азотной кислотой до сульфатов по реакциям:



При избытке азотной кислоты, образующейся по реакции (5.1.), сера окисляется до серной кислоты по реакции:

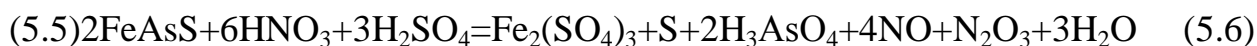
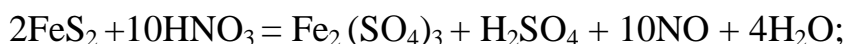


Согласно уравнению реакции взаимодействия халькопирита с азотной кислотой:



возможно торможение выщелачивания оболочкой нерастворимых продуктов S^0 и Fe_2O_3 , покрывающих поверхность исходных сульфидов и образующихся при дефиците кислоты.

Окисление пирита и арсенопирита азотной кислотой можно представить уравнениями:



Оксиды азота, выделяющиеся в процессе взаимодействия азотной кислоты с концентратом, взаимодействуют с кислородом до высших валентностей:

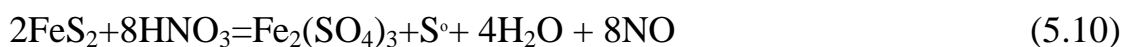


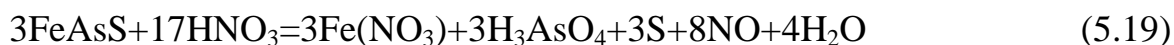
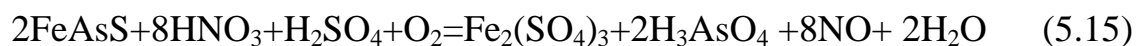
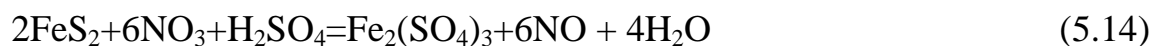
При последующем поглощении их водой образуются азотная и азотистая кислота по уравнению:



Термодинамическими расчетами показана возможность протекания реакций между этими минералами и азотной кислотой при атмосферном давлении в интервале температур 333-368 °К [85]. Установлено, что повышение температуры способствует протеканию реакции.

Взаимодействие основных минералов (пирита, арсенопирита и халькопирита) с азотной кислотой может сопровождаться образованием растворимых, твердых и газообразных продуктов, что представляется следующими уравнениями.





Наиболее вероятно протекание реакций: (5.10), (5.11), (5.13), (5.15) и (5.16).

Элементарная сера, образующаяся при взаимодействии азотной кислоты с сульфидами, окисляется до серного ангидрида. Далее, при взаимодействии последнего с водой образуется серная кислота. Возможность образования элементарной серы уменьшается, а степень ее окисления до серного ангидрида увеличивается с повышением концентрации и расхода азотной кислоты (реакции 5.13, 5.15, 5.16).

В настоящей работе изучено влияние различных факторов в широких интервалах изменения параметров на вскрываемость концентрата. Химический состав флотационного золото-медномышьякового концентрата месторождения Тарор, % (мас.): 40,2 г/т Au; 86,7 г/т Ag; 12,4 Cu; 1,2 As.

Влияние температуры на степень извлечения элементов, входящих в состав концентрата, исследовали в пределах 25-95 °С при длительности процесса 2 часа, соотношении Т:Ж= 1:5 и концентрации азотной кислоты 400 г/дм³ таблица (5.1) рисунок (5.1). В опытах использовалась 60%-ная азотная кислота.

Максимальное выщелачивание меди наблюдается при температуре 80 °С, в раствор переходит 96,6 % меди, а мышьяка 88,7 %. При повышении

температуры до 90 °С степень извлечения меди и мышьяка практически не меняется.

Зависимость степени извлечения меди от продолжительности процесса исследовали при 80 °С, соотношении Т:Ж=1:5 и концентрации азотной кислоты 400 г/дм³. Через 30 минут после начала опыта степень извлечения меди из концентрата составила 59,1 % (рисунок 5.2., таблица 5.2.). С увеличением продолжительности процесса до 120 минут степень извлечения меди и мышьяка в раствор достигла 95,0 и 89,4 % соответственно при концентрации азотной кислоты 400 г/дм³.

При дальнейшем увеличении продолжительности процесса степень извлечения меди и мышьяка практически не изменяется.

Таблица 5.1

Результаты изучения влияния температуры на выщелачивание
меди и мышьяка из концентратов месторождения Тарор

№ п/п	Продолжительность, мин.	Соотношение Т:Ж	Температура, °С	Концентрация HNO ₃ , г/дм ³	Концентрация в растворе, мг/дм ³		Степень извлечения в растворе, %	
					Cu	As	Cu	As
1	120	1:5	25	400	10118,4	914,4	40,8	38,1
2	-	-	25	-	9820,8	868,8	39,6	36,2
3	-	-	30	-	13069,6	1228,8	52,7	51,2
4	-	-	40	-	15648,8	1449,6	63,1	60,4
5	-	-	50	-	19666,4	1771,2	79,3	73,8
6	-	-	60	-	21551,2	1908	86,9	79,5
7	-	-	70	-	22270,4	1953,6	89,8	81,4
8	-	-	80	-	23956,8	2128,8	96,6	88,7
9	-	-	80	-	23510,4	2164,8	94,8	90,2
10	-	-	90	-	23113,6	2124	93,2	88,5

Таблица 5.2

Результаты изучения влияния продолжительности процесса на степень выщелачивания меди и мышьяка из концентратов месторождения Тарор

№ п/п	Продолжительность, мин.	Соотношение Т:Ж	Температура, °С	Концентрация HNO_3 , г/дм ³	Концентрация в растворе, мг/дм ³		Степень извлечения в раствор, %	
					Cu	As	Cu	As
1	30	1:5	80	400	14656,8	1240,8	59,1	51,7
2	40	-	-	-	15648,8	1353,6	63,1	56,4
3	50	-	-	-	15946,4	1240,8	64,3	51,7
4	60	-	-	-	17384,8	1672,8	70,1	69,7
5	80	-	-	-	19319,2	1836	77,9	76,5
6	100	-	-	-	22468,8	2040	90,6	85,0
7	120	-	-	-	23560	2145,6	95,0	89,4
8	140	-	-	-	23857,6	2162,4	96,2	90,1
9	160	-	-	-	23733,6	2174,4	95,7	90,6

Степень выщелачивания меди и мышьяка от концентрации азотной кислоты (60 %-ной) исследовали при продолжительности процесса 120 минут, температуре 80 °С, и соотношении Т:Ж 1:5 (рисунок 5.3, таблица 5.3). При концентрации HNO_3 100 г/дм³ степень извлечения меди и мышьяка составляет 35,6 и 33,7 %, а при повышении концентрации кислоты в два раза степень извлечения меди и мышьяка достигает до 63,3 и 58,8 % соответственно. Лучшей средой для азотнокислотного выщелачивания меди и мышьяка является раствор с концентрацией кислоты 400 г/дм³, при этом степень извлечения, %: 95,4 Cu; 89,8 As.

Дальнейшее увеличение концентрации азотной кислоты не повышает степень выщелачивания меди и мышьяка из концентрата. При 450 г/дм³ в

раствор переходит 96,2 Cu; 88.7 As.

Влияние соотношения твердого к жидкому на процесс выщелачивания (рисунок 5.4, таблица 5.4.) исследовали при температуре 80 °С, концентрации азотной кислоты 400 г/дм³, продолжительности процесса 120 минут. При поддержании соотношения Т:Ж 1:3 степень выщелачивания меди составила всего 48,3 % Cu, 44,1 % As. Оптимальным Т:Ж является 1:5, при нем достигнуто извлечение, %: 95,2 Cu; 95,2 As. При дальнейшем увеличении разжижения пульпы соотношения Т:Ж=1:6,1:7 степень извлечения меди и мышьяка практически не меняется.

Таблица 5.3

Результаты изучения влияния концентрации азотной кислоты на извлечение меди и мышьяка в раствор при выщелачивании концентратов месторождения Тарор

№ п/п	Продолжительность, мин.	Соотношение Т:Ж	Температура, °С	Концентрация HNO ₃ , г/дм ³	Концентрация в растворе, мг/дм ³		Степень извлечения в раствор, %	
					Cu	As	Cu	As
1	120	1:5	80	100	8828,8	808,8	35,6	33,7
2	-	-	-	150	11829,6	1036,8	47,7	43,2
3	-	-	-	200	15698,4	1411,2	63,3	58,8
4	-	-	-	250	18748,8	1687,2	75,6	70,3
5	-	-	-	300	20261,6	1850,4	81,7	77,1
6	-	-	-	300	20608,8	1934,4	83,1	80,6
7	-	-	-	350	23039,2	2090,4	92,9	87,1
8	-	-	-	400	23659,2	2155,2	95,4	89,8
9	-	-	-	450	23857,6	2128,8	96,2	88,7

Результаты изучения влияния соотношения Т:Ж на процесс
выщелачивания меди и мышьяка из концентратов месторождения Тарор

№ п/п	Продолжительность, мин.	Соотношение Т:Ж	Температура, °С	Концентрация HNO ₃ , г/дм ³	Концентрация в растворе, мг/дм ³		Степень извлечения в раствор, %	
					Cu	As	Cu	As
1	120	1:3	80	400	11978,4	1058,4	48,3	44,1
2	-	1:4	-	-	18773,6	1620	75,7	67,5
3	-	1:4	-	-	19071,2	1718,4	76,9	71,6
4	-	1:5	-	-	23460,8	2100	94,6	87,5
5	-	1:5	-	-	23609,6	2138,4	95,2	89,1
6	-	1:6	-	-	23758,4	2215,2	95,8	92,3
7	-	1:6	-	-	23336,8	2092,8	94,1	87,2
8	-	1:7	-	-	22940	2085,6	92,5	86,9

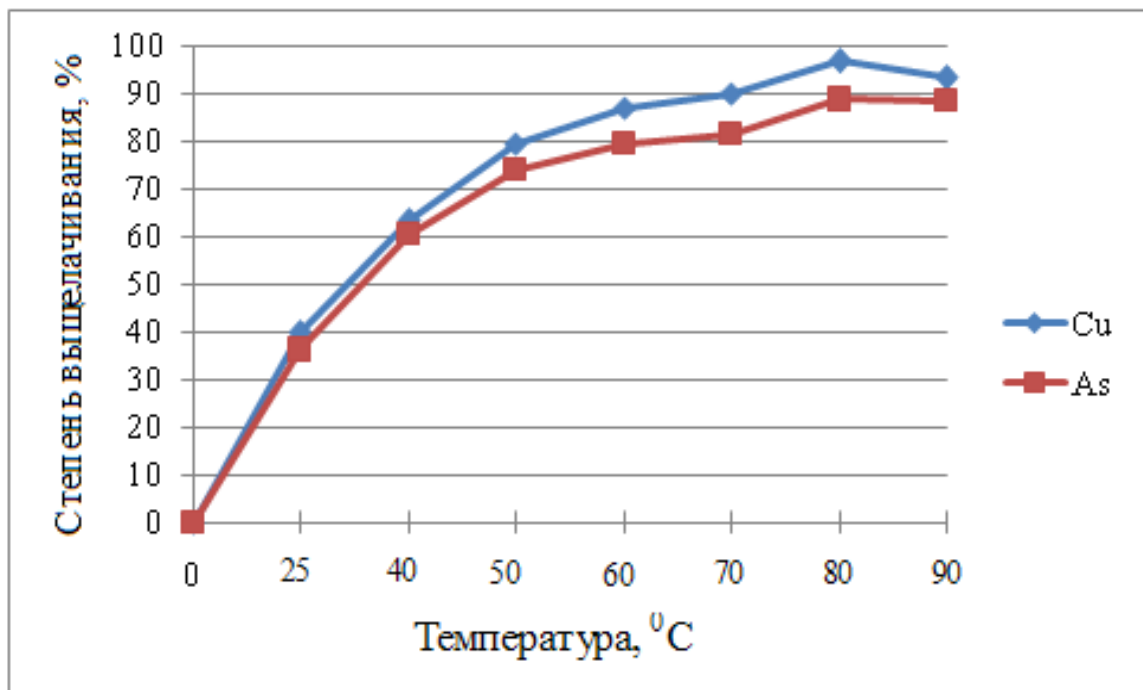


Рисунок 5.1 – Зависимость степени выщелачивания меди и мышьяка от температуры раствора.

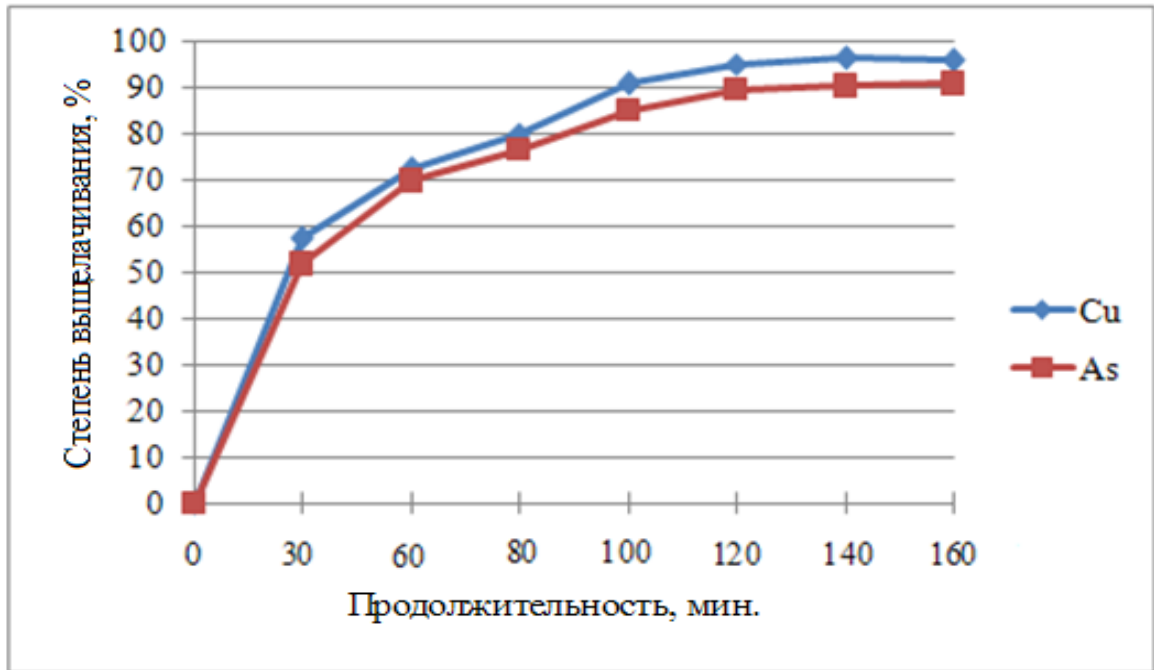


Рисунок 5.2 – Зависимость степени выщелачивания меди и мышьяка в раствор от продолжительности процесса.

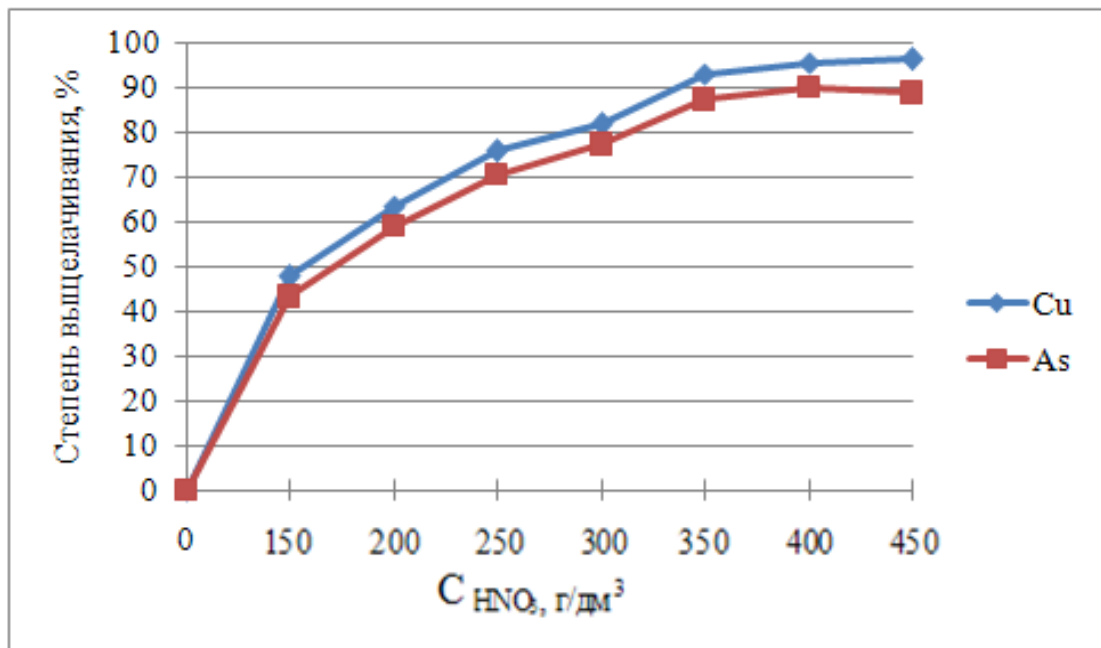


Рисунок 5.3 – Зависимость степени выщелачивания меди и мышьяка от концентрации азотной кислоты.

В таблице 5.5 представлены результаты опытов при различных расходах азотной кислоты, из которой видно, что при концентрации азотной кислоты 400 г/дм³ наблюдается удовлетворительное вскрытие флотоконцентрата.

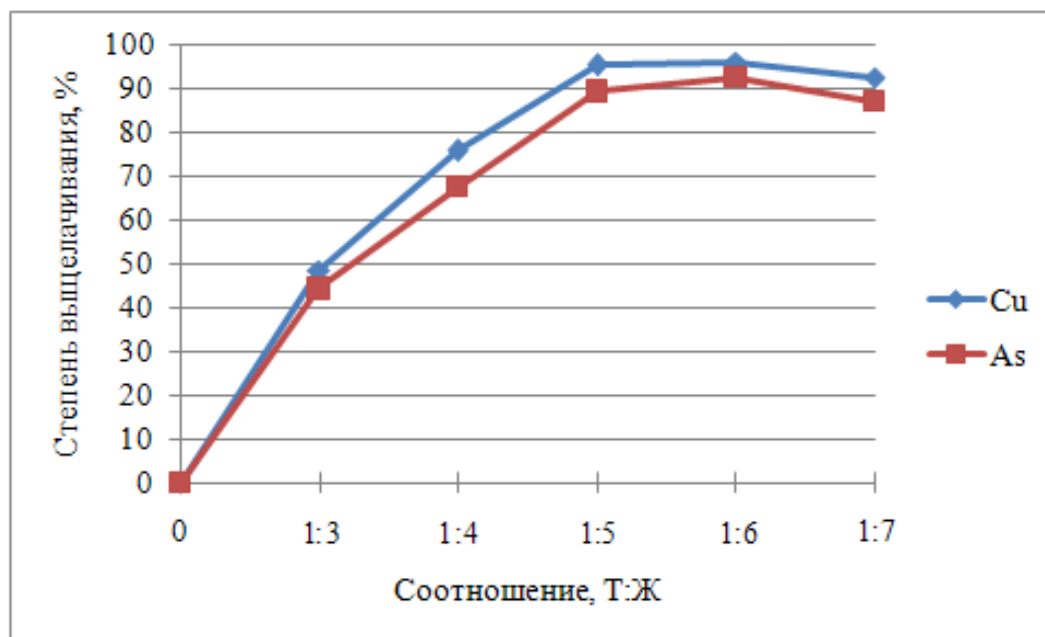


Рисунок 5.4 – Зависимость степени выщелачивания меди и мышьяка от соотношения Т:Ж.

Таблица 5.5

Результаты азотнокислотного выщелачивания концентратов

№ опыта	Загрузка HNO_3 г/м ³	Выход кека, %	Содержание в кеке			Степень извлечения в кеке, %			Цианируемое золота, %	
			Au, г/т	Cu, %	As, %	Au, г/т	Cu, %	As, %	До вскрытия	После вскрытия
1	500	45	91	0,26	0,20	99,6	2,1	2,4	42	97,5
2	450	47	82	0,29	0,22	99,2	2,4	2,8	48	97,0
3	400	50	79	0,31	0,27	99,3	2,6	2,9	51	97,2
4	350	55	73	0,32	0,29	98,6	2,9	3,3		95,7
5	300	59	68	0,37	0,32	98,9	3,0	3,8		90,2
6	200	62	64	0,40	0,36	98,8	3,2	3,9		80,5

Полученный после выщелачивания кек подвергался цианированию. Из таблицы видно что, извлечение золота после азотнокислотного выщелачивания составило 90,2-97,5 %.

Таким образом, на основании проведенных исследований определены

следующие оптимальные условия азотнокислотного вскрытия концентрата: температура 80 °С, продолжительность процесса 120 мин, соотношение Т:Ж = 1:5 и концентрация азотной (60 %-ной) кислоты 350-400 г/дм³.

5.2. Изучение кинетики разложения золото-, медно-, мышьяксодержащих концентратов

Нами была изучена кинетика разложения золото-, медно-, мышьяксодержащих концентратов в растворе азотной кислоты. Сводные результаты влияния температуры, длительности процесса, концентрации кислоты, отношения Т:Ж на процесс выщелачивания меди из концентрата приведены в таблице 5.6.

Таблица 5.6

Результаты влияния физико-химических параметров на разложение концентратов месторождения Тарор

№	t, С ⁰	C _{HNO₃} , г/дм ³	τ, мин.	Т:Ж	Степень выщелачивания Cu, %
1	25	300	120	1:5	41,8
2	40	300	120	1:5	64,8
3	60	300	120	1:5	85,8
4	80	300	120	1:5	94,6
5	95	300	120	1:5	97,5
6	80	300	20	1:5	41,5
7	80	300	40	1:5	60,7
8	80	300	60	1:5	86,4
9	80	300	100	1:5	92,3
10	80	300	120	1:5	94,6
11	80	200	120	1:5	63,3
12	80	300	120	1:5	83,1
13	80	400	120	1:5	95,4
14	80	300	120	1:4	76,9
15	80	300	120	1:5	95,2
16	80	300	120	1:6	94,1

Экспериментальные данные зависимости разложения концентрата от температуры, продолжительности процесса представлены на рисунке 5.5.

Как видно из рисунка, с увеличением температуры значительно ускоряется процесс разложения. В изученном интервале температур степень извлечения Cu увеличивается от 41,8 до 97,5 %. Кинетические кривые процесса разложения при температурах от 25 до 40 °C имеют прямолинейный характер, а при температуре выше 60 °C вначале имеют аналогичный характер, а затем параболический. Эти кинетические кривые удовлетворительно описываются уравнением первого порядка Ерофеева - Колмогорова:

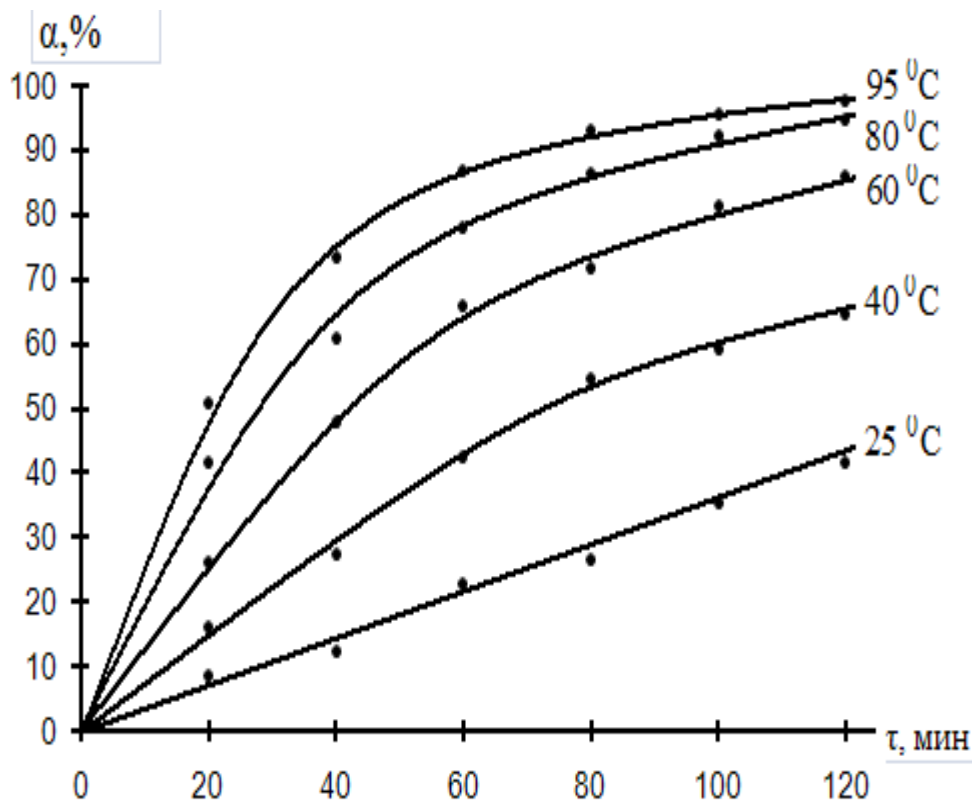


Рисунок 5.5 – Кинетические кривые разложения концентрата при различных температурах.

$$\frac{d\alpha}{d\tau} = K(1 - \alpha) \quad (5.22)$$

где α - степень извлечения.

τ - время, мин.

K - константа скорости.

После математических преобразований можно представить это уравнение в виде:

$$\lg(1-\alpha) = \frac{K\tau}{2.303} \quad (5.23)$$

Из графика зависимости $\lg\left(\frac{1}{1-\alpha}\right)$ от времени (τ) (рисунок 5.6) были найдены значения констант скоростей. Зависимость константы скорости реакции от температуры может быть описана уравнением Аррениуса, в виде:

$$K = K_0 \cdot e^{-\frac{E}{RT}} \quad (5.24)$$

или:

$$\lg k = \lg k_0 - \frac{E}{2,303RT}, \quad (5.25)$$

где: R – универсальная газовая постоянная, кДж/моль;

T – абсолютная температура, К.

Как видно из графика зависимости константы скорости от температуры в координатах $\lg K - \frac{1}{T}$ (рисунок 5.6), почти все экспериментальные точки хорошо укладываются на прямую линию.

Величины энергии активации определены по тангенсу угла наклона прямой и по формуле:

$$E = \frac{2,3RT_2T_1}{T_2 - T_1} \lg \frac{K_2}{K_1} \quad (5.26)$$

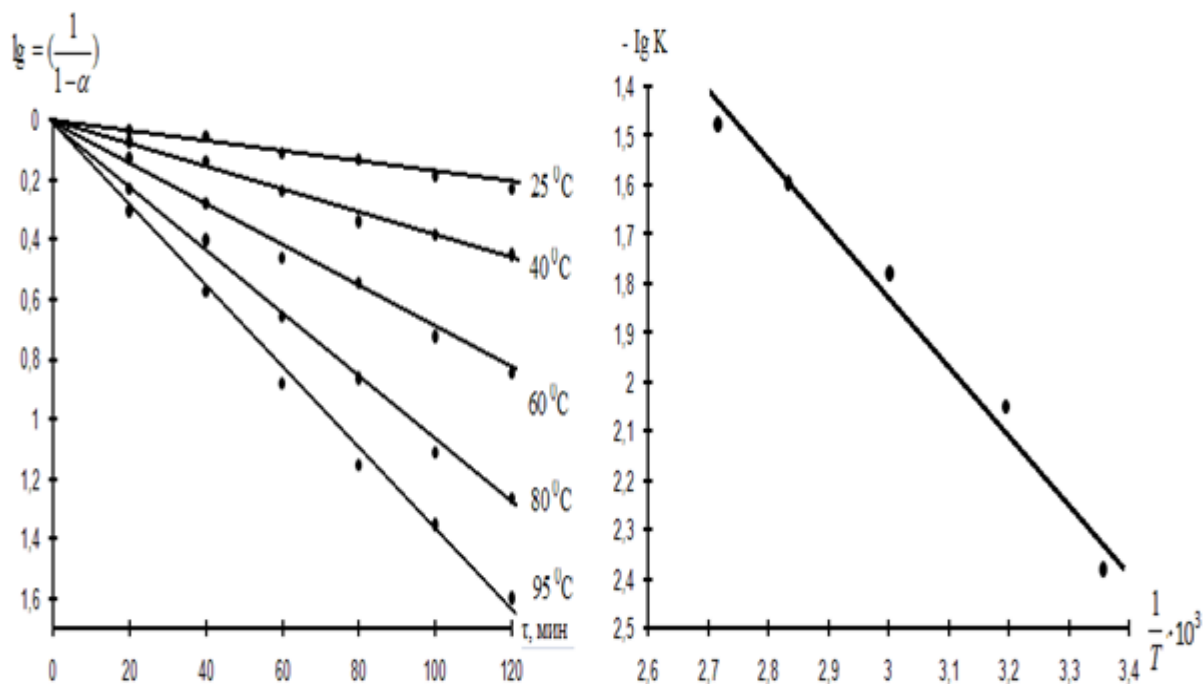


Рисунок 5.6 – Зависимость а) $Lg \frac{1}{1-\alpha}$ от времени ; б) $Lg K$ от обратной абсолютной температуры.

По наклону прямой была вычислена кажущаяся энергия активации (E), которая составила 37,21 кДж/моль. Численное значение энергии активации и зависимость скорости разложения от температуры свидетельствуют о ее протекании в диффузионно-кинетической области.

Проведенные исследования раскрывают механизм процесса разложения минералов и являются основой для разработки технологии получения золота, серебра и меди из упорного концентрата руды месторождения Тарор.

5.3. Электролитический способ получения меди и утилизация мышьяксодержащих растворов

При пирометаллургической переработке руд электролиз применяется в качестве заключительной стадии для рафинирования полученной огневом способом черновой меди. Электролитическое рафинирование обеспечивает практически полную очистку черновой меди от вредных примесей и

позволяет извлечь из нее ряд ценных компонентов (Au, Ag, Se, Te).

При гидрометаллургической переработке медь переводится в раствор из исходной руды обработкой последней тем или иным растворителем. Из полученного раствора медь извлекают электролитическим способом. При этом образуется катодный металл высокой чистоты [195].

Нами были проведены исследования по получению меди электролизом из насыщенных растворов азотнокислотного выщелачивания. Основным компонентом электролита для рафинирования меди был раствор после азотнокислотного выщелачивания концентрата. Электролит заливался в специальную ванну при pH-2, температуре 25 °С. С помощью трансформатора марки KDF 300A/12 V был подан ток 0,5 А. В первом случае в качестве катода принимали титановую сталь. В течение времени от 2 до 6 часов медь не восстанавливалась (таблица 5.7). После замены титанового катода на нержавеющую сталь на катоде восстановилось 80,5 % меди. Получено 7,5 гр шлама, в котором содержалось 95,6 % меди.

Таблица 5.7

Результаты получения меди электролизным методом

Объем электролита, мл	Виды катода	Время, ч	Содержание Cu, мг/л		Степень извлечения Cu, %
			до электролиза	после электролиза	
500	титановый	2	17682	17452	1,3
	титановый	4		17469	1,2
	титановый	6		17399	1,6
	стал нержав.	2		10202	42,3
	стал нержав.	4		5411	69,4
	стал нержав.	6		3589	79,7
	стал нержав.	8		3448	80,5

В работе [196] отмечено, что в случае использования известкового молока для нейтрализации кислоты происходит образование большого количества гипса ($\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$). Выпадение гипса в осадок наблюдается уже

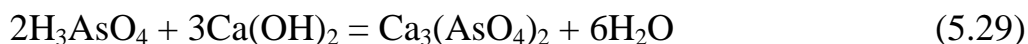
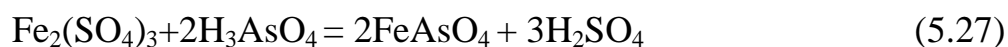
при $pH = 0,5$. При нейтрализации раствора до $pH = 1,1$ более половины мышьяка было связано с гипсом. В этот момент вводилась затравка. Адсорбированный на гипсе мышьяк достаточно легко переходит в раствор, и для его перевода обратно в твердую фазу в виде арсената железа требовалось не менее трех часов.

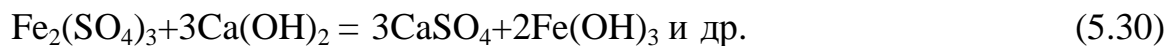
В работах [197, 198] мышьяк при автоклавной переработке упорного золотосодержащего сырья осаждается в виде различных соединений с железом. Тип образующихся фаз арсенатов железа и их устойчивость зависят от температуры, молярного соотношения и содержания железа, мышьяка, кислоты.

Извлечение мышьяка и железа в жидкую фазу колеблется в широких пределах. Обычно в раствор переходит от 5 до 40 % мышьяка, остальной мышьяк концентрируется в твердой фазе. Переход в раствор железа зависит от полноты протекания гидролитических процессов, а, следовательно, в первую очередь от температуры и кислотности раствора [199].

В нашей работе кислый раствор, насыщенный ионами, подвергался очистке от мышьяка и железа путем обработки определенным количеством известкового молока и раствора сернистого натрия. Сначала в фильтрат загружалось порциями и перемешивалось известковое молоко, затем раствор сернистого натрия. Пульпа перемешивалась в течение 30 минут и фильтровалась. Осадок представлял собой сложную смесь, состоящую из сульфата кальция, сульфата железа, арсената кальция, арсената железа, сульфида мышьяка, сульфида железа, гидрата окиси железа и других соединений.

Согласно проведенным исследованиям, при очистке маточника, возможно, происходят следующие реакции:





Результаты очистки кислого маточника приведены в таблице 5.8, из которой видно, что содержание мышьяка в растворе можно снизить до 219 мг/л, железа до 464 мг/л.

Таблица 5.8

Результаты опытов по очистке раствора (фильтрата) от железа и мышьяка

Объем фильт- рата, мл	Расход раствора, мл		рН	Содержание, мг/л				Степень очист- ки, %	
				До очистки		После очистки			
	Ca(OH) ₂ 17,5%	Na ₂ S 30%		Fe	As	Fe	As	Fe	As
50	2	1,5	2,5	2321	1458	487	292	76	80
50			2,2			545	262	74	82
50			2,9			580	219	75	85
50			3,0			464	233	80	84
50			2,4			603	248	74	83

Как показали расчеты, общий расход азотной кислоты в пересчете на 60-процентную при переработке 1 тонны концентрата составляет 1300-1600 литров. Расход сернистого натрия (в пересчете на 30-процентный технический) составляет 80 кг/т, а извести 85 кг/т исходного концентрата.

5.4. Физико-химические исследование фазового состава продуктов азотнокислотного выщелачивания флотоконцентратов Тарорского месторождения

Для получения информации о составе фаз исследуемых объектов использовали рентгенофазовый анализ (РФА).

Каждая фаза имеет свою специфическую кристаллическую решетку с определенными параметрами и ей соответствует на дифрактограмме своя система пиков. Поэтому при исследовании вещества, представляющего собой

смесь нескольких фаз, получается дифрактограмма, на которой присутствуют пики всех фаз, входящих в состав образца.

Определение линий дифрактограммы и расчет позволяют получать точные данные о качественном фазовом составе исследуемого образца. На дифрактограммах интенсивность линий различных фаз зависит от многих факторов, в том числе и от количества той или иной фазы. С увеличением содержания фазы в смеси интенсивность принадлежавших ей линий возрастает.

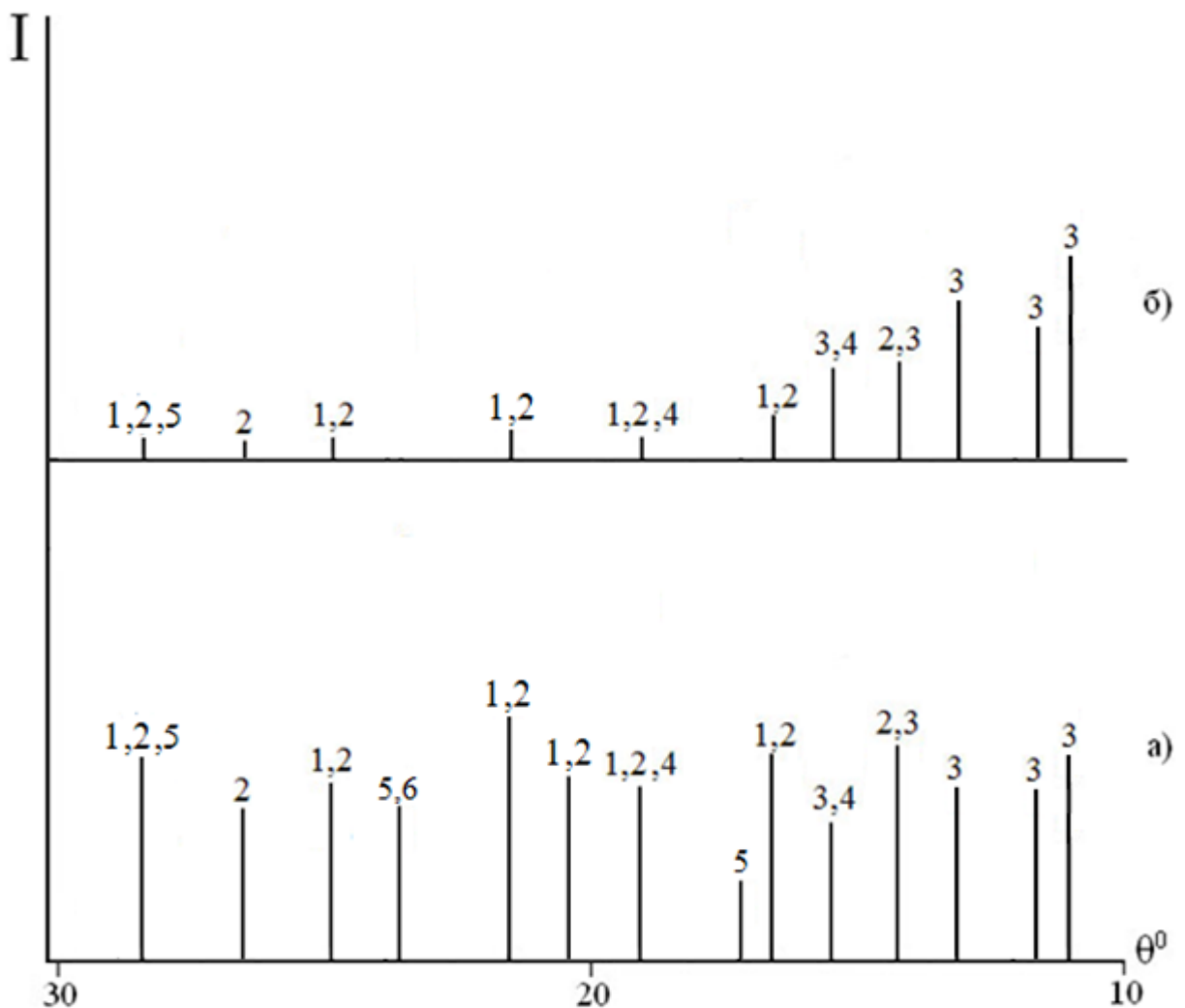


Рисунок 5.7 – Штрихрентгенограмма концентрата: а) исходного; б) после его выщелачивания при оптимальном режиме 1 – Арсенопирит; 2 – Пирит; 3 – Кварц; 4 – Сфалерит; 5 – Халькопирит; 6 – Халькозин.

Проведение рентгенофазовые исследования концентратов

месторождения Тарор до (20°C) и после выщелачивания азотной кислотой (95°C). Данные результатов химического и минералогического анализов подтверждаются рентгенографическим исследованием исходного флотоконцентрата и концентрата после выщелачивания. Для наглядности на рисунках (5.7) представлены рентгенограммы исходного флотоконцентрата и концентрата после выщелачивания азотной кислотой. На рентгенограмме концентрата после выщелачивания линии арсенопирита и пирита резко снижается, что свидетельствует об их растворимости.

5.5. Технологическая схема переработки сульфидно-мышьяковой золотосодержащей руды месторождения Тарор

В условиях нашей республики применение азотнокислотной технологии переработки золотомышьяковых концентратов может дать значительный экономический эффект и быть полезной для разработки других мышьяксодержащих руд страны.

На основании проведенных исследований предлагается технологическая схема переработки мышьяксодержащей руды месторождения Тарор (рисунок 5.8). Разработанная схема включает в себя дробление, измельчение руды до 90 % класса «-0,074 мм», флотацию с получением коллективного концентрата. Концентрат направляется на безавтоклавное азотнокислотное выщелачивание. После выщелачивания концентрат фильтруется и промывается.

Кек выщелачивания, обогащенный благородными металлами, направляется на цианирование, а фильтрат на электролиз для получения из него меди. Раствор после электролиза освобождается от мышьяка с добавлением в него $\text{Ca}(\text{OH})_2$ и Na_2S . Образующийся осадок отправляется в спецотвал, а раствор может служить объектом для получения известкового молока.



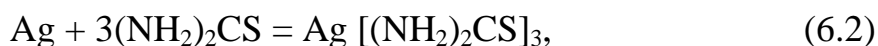
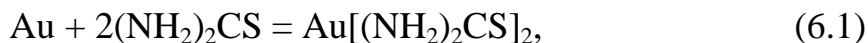
Рисунок 5.8 – Принципиальная технологическая схема переработки золото-, медно-, мышьяксодержащей руды месторождения Тарпор.

ГЛАВА 6. ИССЛЕДОВАНИЕ НЕЦИАНИДНЫХ РАСТВОРИТЕЛЕЙ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

6.1. Основные теоретические аспекты технологии тиомочевинного выщелачивания

В 40-х годах прошлого века И.Н. Плаксиным было предложено тиокарбамидное выщелачивание [200]. Оно должно осуществляться в кислой среде при pH 2-4, так как в этих условиях тиокарбамид (тиомочевина) не окисляется. В качестве окислителя чаще всего используется сернокислый раствор соли трехвалентного железа $Fe_2(SO_4)_3$. На скорость выщелачивания оказывает влияние pH раствора, концентрации тиомочевин и окислителя.

Тиомочевина – $(NH_2)_2CS$ относится к органическим соединениям, хорошо растворяется в воде, образуя раствор, устойчивый в кислой среде. При 25⁰C насыщенный раствор содержит примерно 242 г/л тиомочевин [54]. Замечательное свойство тиомочевин в том, что в водном растворе она вступает в реакцию с золотом и серебром, образуя устойчивые катионовые комплексы:



Стандартный потенциал реакции (2,24) $E_0 = -0,38В$.

Сотрудниками Иргиредмета проведено большое количество исследований по тиокарбамидному выщелачиванию различных золото- и серебросодержащих продуктов в трудах которых подробно представлены теоретические основы и конкретные технологические процессы с использованием тиокарбамида [201-206]. Кроме того, в литературе имеются обзоры по технологической химии и практическому использованию тиомочевин [207-209].

Из растворов тиокарбамида золото осаждают цементацией свинцом, цинком, алюминием, сорбцией на активированных углях и катионообменных смолах, щелочами, электролизом с нерастворимыми анодами [210].

Преимущества тиокарбамидного выщелачивания:

- по сравнению с цианидной технологией при переработке углистых руд можно достичь большее извлечение золота безпредварительного окисления углерода;

- может быть перспективным для переработки низкосортных отвалов;

- достигается низкая токсичность отходов;

- скорость растворения высокая и влияние примесей меньше;

- простая схема регенерации растворителя.

Вопросы химического и гидродинамического режимов растворения золота в тиокарбамиде изучены в работе [211]. Изучены основные факторы, регулирующие тиокарбамидное выщелачивание, такие как температура, концентрация реагента, значение рН, наличие окислителя на примере шлихового золота крупностью – 0,5 + 0,4 мм. Влияние различных скоростей фильтрации на кинетику и полноту извлечения металла исследовано на примере сернокислых растворов тиокарбамида и песков с содержанием 1 г/м³ золота. Повышение скорости фильтрации раствора до 3 м³/сутведет к увеличению концентрации золота в растворителе. Приведены рекомендации по практическому использованию тиокарбамида в условиях кучного и подземного выщелачивания золота из руд.

В работе [212] приводятся данные по полупромышленным испытаниям тиокарбамидного выщелачивания. Представлены преимущества этого процесса по сравнению с цианидным, такие как возможность применения тиокарбамида для выщелачивания кислых продуктов без предварительной нейтрализации; малая токсичность, высокая скорость выщелачивания. В то же время показаны ограничения для использования тиокарбамида: в выщелачиваемых агентах должны отсутствовать карбонатсодержащие адсорбенты; тиокарбамид обладает вторичной канцерогенностью; этот процесс недостаточно изучен; растворы оказывают агрессивное влияние на аппаратуру. Кроме того, при кучном выщелачивании выяснилось, что

невозможно поддерживать необходимые условия в слое руды, по причине чего тиокарбамид не может быть эффективно использован и не составляет конкуренции цианиду.

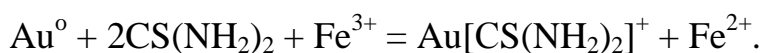
Испытания на опытном заводе [213, 214] проводили по двухстадиальной схеме, по 6 смесителей в каждом каскаде. Продолжительность выщелачивания на каждой стадии 9 часов, при температуре 40 °С и содержании твердого 40 %. Золото из раствора извлекали цементацией на алюминиевом порошке после перевода дисульфид формамида в тиокарбамид после обработки сернистым газом. Содержание золота в твердом после первой стадии составило 5,8 г/т, а после второй 3,0 г/т, при извлечении 90,2 и 94,9 % соответственно. Концентрация золота в растворе по стадиям составила – 45,2-2,1 мг/л. Расход реагентов: тиокарбамида (50 % рецикл) – 4,1 кг/т; серной кислоты – 11 кг/т; перекиси водорода – 1,7 кг/т; сернистого газа 3,2 кг/т; алюминиевого порошка – 0,75 кг/т. В работе представлен расчёт капитальных затрат и эксплуатационных расходов для завода производительностью 200 кг/сут, использующего тиокарбамидное выщелачивание. Общие капитальные затраты превысят 2,4 млн. долларов США, а текущие расходы 1,5 млн. долларов при производстве 3685,5 кг золота в год.

Некоторые достоинства тиокарбамидного выщелачивания заключаются в том, что выщелачивание происходит в кислой среде (рН 1,5-2,0), в связи с чем спомощью тиокарбамида можно извлекать золото и серебро из материалов, которые являются нестабильными в щелочных растворах или мышьяк- и сурьмусодержащие минералы, такие как стибнит и тетраэдрит; выщелачивание возможно для кислых продуктов, таких как кислые шламы, которые необходимо нейтрализовать перед цианированием; тиокарбамид мало токсичен, выщелачивание происходит быстро, достаточно высокие показатели по извлечению золота могут быть достигнуты менее чем за 4 часа, золото из раствора может быть извлечено различными способами.

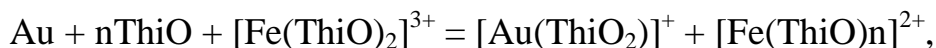
В настоящее время тиомочевинное растворение золота из различных рудных объектов используется в Китае, Австралии и Франции [215-217].

Тиокарбамидное выщелачивание рассматривается как перспективный гидрометаллургический процесс извлечения золота. Для ведения процесса необходимо применять эффективный окислитель, способный переводить металлическое золото в ионное состояние и поддерживать низкие значения pH с целью предохранения от разложения золотосодержащего комплекса. Это достигается путем введения в процесс серной кислоты и сульфата трехвалентного железа.

Растворение золота в тиомочевине идет по реакции:



Процесс проходит в растворе кислоты, что вызвано необходимостью сохранения тиокарбамидного комплекса золота, который устойчив при $\text{pH} < 4$. Окисляющая роль Fe^{3+} связана с образованием комплекса $\text{Fe}(\text{ThiO}_2)^{3+}$ или $[\text{Fe}(\text{SO}_4) \cdot \text{CS}(\text{NH}_2)_2]^{2+}$ по реакции



Где ThiO – тиокарбамид $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$.

Если присутствует кислород, то тиокарбамид окисляется до дисульфатоформамина, являющегося окислителем при растворении золота. Повышение температуры вызывает разложение тиокарбамида с образованием роданида и сероводорода.

При выщелачивании золотых руд, содержащих сульфиды меди, предпочтительнее применять вместе цианидного растворения тиокарбамидное, так как при этом растворение сульфидов меди в 6-8 раз ниже. Но в этом случае расход тиокарбамида возрастает за счет образования тиокарбамидного комплекса меди:



Для снижения расхода тиокарбамида предварительно окисляют сульфиды железа, сурьмы, меди в кислой среде гидроксидом железа. Из

тиокарбамидных растворов золото осаждают цементацией свинцом, цинком, алюминием, сорбцией на активных углях и т.д. [218].

Тиомочевинное растворение возможно при переработке глинистых углеродсодержащих руд при подземном и кучном выщелачивании. Выполненные исследования на многих типах минеральных продуктов и руд в РФ и за рубежом показали, что тиокарбамидное выщелачивание конкурентноспособно с процессами хлоринации, цианирования по следующим параметрам: меньше токсичность, большая скорость растворения золота, меньше чувствительность к примесным компонентам, применимость процесса к низкокачественному природному и техногенному сырью.

6.2. Изучение и разработка технологии окислительного обжига флотационного концентрата месторождения Тарор

С целью вскрытия золота, находящегося в сульфидных минералах, таких как пирит, арсенопирит, а также закономерностей поведения мышьяка, серы проведено изучение окислительного обжига на примере флотационного концентрата, полученного из руды месторождения Тарор.

Как известно, при переработке пиритных, пирротиновых, мышьяковистых и сурьмянистых концентратов наиболее оптимальная температура обжига 500 – 600 °С. При этой температуре обеспечивается освобождение золота и серебра, ассоциированных с пиритом и другими сульфидами, и достигается наибольшее извлечение этих металлов в процессе последующего выщелачивания цианидом натрия, тиомочевинной, тиосульфатом и т.д.

С повышением температуры окисление сульфидов протекает быстрее и достаточно полно. Однако при температурах, превышающих 800 – 900 °С, возможно частичное оплавление огарка вследствие образования относительно легкоплавких эвтектических смесей, состоящих из пирротина и магнетита, силикато- и ферритообразования.

В процессе обжига пирит претерпевает сложные химические превращения, характер которых зависит от температуры и среды, в которой производится обжиг. Процесс диссоциации пирита начинается при температуре, близкой к 500 °С. В интервале температур 500–600 °С (переходная зона) продукт обработки представляет собой отчетливо выраженную двухфазную систему, состоящую из плотных кристаллов исходного пирита и вновь образованных зерен пирротина с петельчатой пористой структурой. При температуре 700 °С остатки пирита в обожженном продукте исчезают [28, 219].

Процесс разложения арсенопирита начинается при температуре 600 °С. При диссоциации пирита образуются пирротины с переменным атомным отношением серы к железу, а при диссоциации арсенопирита образуется моносulfид железа практически одинакового состава, отличающийся от пирротинов также и отсутствием ферромагнитных свойств. Конечным продуктом окисления арсенопирита является гематит [220].

До температуры 800 °С процесс термической диссоциации халькопирита протекает достаточно вяло и лишь при температурах, превышающих 800–900 °С, его роль становится значительной. В присутствии окислителей процесс термического разложения халькопирита резко интенсифицируется. При этом характер и направление указанных процессов существенно зависит от концентрации кислорода в газовой фазе [221].

Основными реакциями процесса обжига флотационного концентрата является реакции окисления серы, мышьяка и железа.

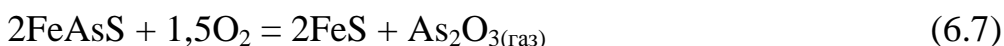
Окисление пирита начинается при 450 – 500 °С. Процесс протекает с образованием в качестве промежуточного продукта пирротина, который окисляется до магнетита и далее до гематита:





При температурах свыше 600 °С окислению пирита предшествует его диссоциация с образованием пирротина: $2\text{FeS}_2 = 2\text{FeS} + \text{S}_2$, который, затем окисляется до гематита.

Поведение арсенопирита при окислительном обжиге во многом аналогично поведению пирита. Интенсивное окисление арсенопирита начинается примерно при 450 °С и протекает с образованием в качестве промежуточных продуктов пирротина и магнетита:



При температурах выше 600 °С окислению арсенопирита предшествует его диссоциация:



Газообразный мышьяк окисляется до триоксида:



а пирротин до гематита.

Окислительный обжиг Тарорского концентрата проводился в интервале температур 600 – 700 °С. Обжиг концентрата проводился в течение одного часа с интервалами на перемешивание материала через 5 минут. После окончания опыта противень с огарком вынимался из муфеля и охлаждался. Огарок взвешивался и поступал на пробирный и химический анализы. В результате обжига вес каждой навески увеличился ~ на 6 - 10 %.

В таблице 6.1 приведены результаты химического и пробирного анализов огарка, полученного при температуре 600 °С.

В результате окислительного обжига концентрата при 600 °С десульфуризация составила 57,4 %, степень отгонки мышьяка 50,0 %.

Таблица 6.1

Химический и пробирный анализ огарка

Продукт	Выход огарка, %	г/т		%			
		Au	Ag	Cu	As	Fe	S _{общ}
Огарок	109	49,6	118,4	14,2	0,15	16,2	12,8

Условия обжига концентрата должны быть подобраны таким образом, чтобы обеспечить наиболее полное разрушение сульфидов с отгонкой серы и мышьяка в газовую фазу и окислением Fe до высшего оксида Fe₂O₃. Повышение температуры до 900 °С дает возможность перевести 87,4 % серы в газовую фазу (таблица 6.2 и рисунок 6.1). Но при этом мышьяк возгоняется только на 42,3 %.

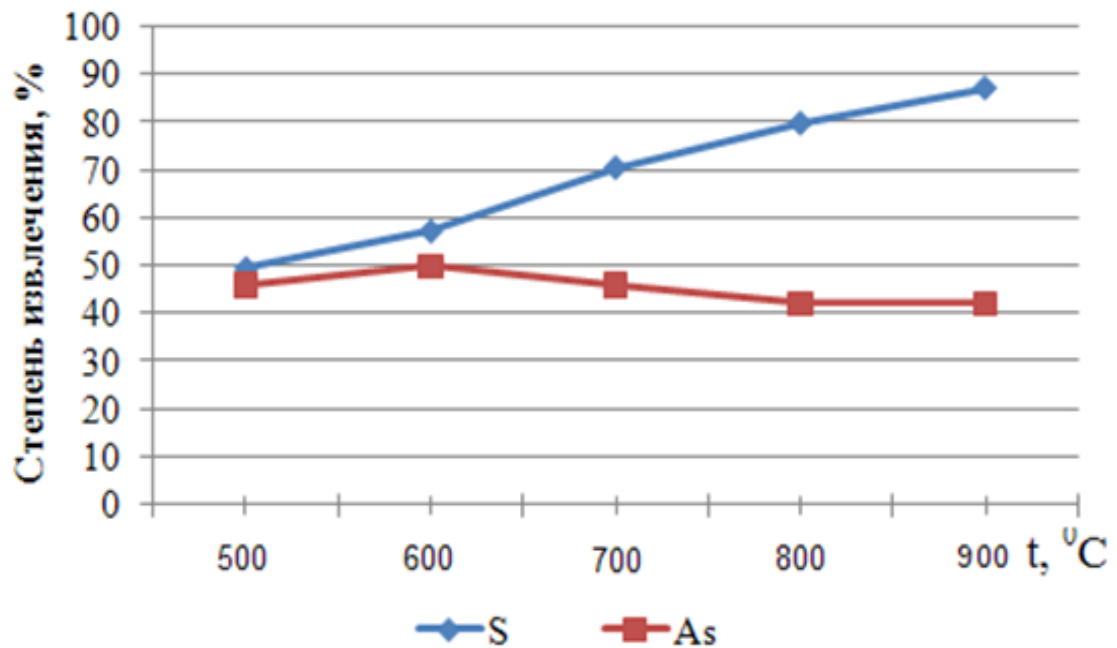


Рисунок 6.1 – Зависимость извлечения серы и мышьяка при окислительном обжиге Тарорского концентрата в зависимости от температуры.

Таблица 6.2

Окислительный обжиг флотоконцентрата месторождения Тарор

Обоженный концентрат			Полученный огарок			Степень извлечения		Условия опыта	
гр.	Содержание		гр.	Содержание		гр.	%	t, °C	Продолжи- тельность, час
	%	гр.		%	гр.				
Степень извлечения серы									
100	16,27	16,27	110	7,46	8,21	8,06	49,5	500	1
			108	6,42	6,93	9,34	57,4	600	
			104	4,59	4,77	11,50	70,7	700	
			98	3,32	3,25	19,02	80,0	800	
			96	2,13	2,05	14,22	87,4	900	
Степень извлечения мышьяка									
100	0,26	0,26	110	0,13	0,14	0,12	46,1	500	1
			108	0,12	0,13	0,13	50,0	600	
			104	0,13	0,14	0,12	46,1	700	
			98	0,15	0,15	0,11	42,3	800	
			96	0,15	0,15	0,11	42,3	900	

*Ситовой анализ огарка, распределение золота и других
компонентов по классам*

Результаты ситового анализа Тарорского огарка приведены в таблице 6.3.

Таблица 6.3

Ситовой анализ Тарорского огарка

Класс, мм	Выход, %	Суммарный, %
+ 0,28	13,84	13,84
- 0,28 + 0,2	8,66	22,5
- 0,2 + 0,10	8,27	30,77
- 0,10 + 0,071	10,95	41,72
- 0,071 + 0,063	6,32	48,04
- 0,063 + 0,04	12,87	60,91
- 0,04	39,09	100,00
Итого	100	

В результате окислительного обжига концентрата изменяется гранулометрический состав продукта: выход класса +0,071 мм увеличился до 48,0 % за счет укрупнения наиболее тонкого класса – 0,04 мм.

В таблице 6.4 приведены данные распределения золота и других компонентов по классам ситового анализа огарка. Как видно из таблицы 6.4, большая часть ценных компонентов после окислительного обжига, как и в концентрате, содержится в наиболее тонком классе.

Таблица 6.4

Распределение металлов по классам концентрата

Класс крупности, мм	Вы- ход, %	Содержание в исходном					Распределение металлов				
		г/т		%			Au	Ag	Cu	As	S
		Au	Ag	Cu	As	S					
+ 0,28	13,84	48,31	10,7,24	12,07	0,06	13,84	13,39	13,00	10,76	10,27	12,96
- 0,28 + 0,20	8,66	47,63	108,19	11,81	0,07	14,51	8,26	8,21	6,59	7,49	8,50
-0,20 + 0,10	8,27	48,0	106,76	14,32	0,08	12,90	7,95	7,73	7,63	8,17	7,22
-0,10 + 0,071	10,95	46,41	112,34	15,01	0,08	15,12	10,18	10,78	10,59	10,82	11,20
-0,071+0,063	6,32	49,72	116,30	15,86	0,07	13,47	6,29	6,44	6,45	5,47	5,76
-0,063 + 0,04	12,87	51,21	115,80	16,41	0,09	14,89	13,20	13,06	13,60	14,31	12,96
-0,04	39,09	52,04	119,10	17,63	0,09	15,66	40,73	40,78	44,38	43,47	41,41
Итого	100	49,20	114,71	15,03	0,08	14,22	100	100	100	100	100

6.3. Изучение условий и разработка технологии тиомочевинного выщелачивания золота и серебра из руды месторождения Чоре

Проведены исследования по тиомочевинному выщелачиванию металлов из руды месторождения Чоре. Опыты проводили в 0,5 %-ном растворе тиомочевины в присутствии 1,8 % серной кислоты и 0,33 % перекиси водорода. Продолжительность опытов составляла 6 ч.

Первые опыты, проведенные без предварительной кислотной обработки руды дали неудовлетворительные результаты; золото, серебро и мышьяк в раствор в данных условиях переходили в незначительных количествах (таблица 6.5). В качестве окислителя при выщелачивании руды тиомочевинной изучалась перекись водорода.

С целью улучшения процесса тиомочевинного выщелачивания пробы руды подвергались обжигу при температуре 200 – 600 °С в течение 2 ч.

Обжиг руды проводили в муфельной печи, после разогрева печи до установленной температуры в неё загружали фарфоровый тигель с навеской

руды, выдерживали тигель с навеской руды в печи в течение заданного времени, периодически перемешивая руду. В процессе обжига происходит окисление упорных золото - сульфидных руд, при этом минералы пирит и арсенопирит окисляются, что приводит к вскрытию содержащегося в них золота.

Как видно из таблицы, при температуре обжига 600 °С с последующим выщелачиванием тиомочевинной в раствор переходит Au – 89 %; Ag – 98,09 % и As – 80,18 %. Последующая кислотная обработка в течение 2 ч дает возможность повысить эти показатели. При этом извлечение металлов составляет: Au – 91,21 %; Ag – 96,94 % и As – 81,09 %.

Образующаяся трехокись мышьяка обладает высокой летучестью. При температуре 465 °С упругость пара As_2O_3 равна 1 ат. Поэтому мышьяк, окисленный до As_2O_3 , переходит в газовую фазу. Однако при избытке кислорода трехокись мышьяка может окислиться до пятиокиси: $As_2O_3 + O_2 = As_2O_5$.

Таблица 6.5

Извлечение металлов при тиомочевинном выщелачивании
из руды месторождения Чоре

№ опыта	Концентрация $H_2O_2(30\%)$, %	рН	Предварительная обработка	Степень извлечения, %		
				Au	Ag	As
1	0,7	4,3	без обработки	30,60	41,17	4,76
2	0,7	3,2	H_2SO_4 1,2 %	42,27	51,41	4,85
3	0,7	4,2	обжиг 200 °С	31,52	42,08	4,79
4	0,7	2,9	обжиг 400 °С	35,93	45,50	3,5
5	0,7	2,5	обжиг 600 °С	89,0	98,09	80,18
6	0,7	1,5	обжиг 600 °С + кис.обработка	91,21	96,94	81,09

Был поведен цикл исследований для установления оптимальных условий выщелачивания руды, а именно, концентрации тиомочевины, серной кислоты, длительности процесса, разжижения пульпы. Причем, в опытах использовалась обожженная при 600 °С руда.

Изучение зависимости степени извлечения компонентов при тиомочевинном выщелачивании от продолжительности процесса исследовали при концентрации тиомочевины 0,5 %, серной кислоты 1,8 % и перекиси водорода 0,33 %. Как показали результаты, в течение 2 ч в раствор переходит: Au – 68,77 %; Ag – 76,17% и As – 61,77 % (рисунок 6.2). При увеличении времени тиокарбамидного выщелачивания от 2 до 6 ч степень извлечения всех компонентов увеличивается и достигает максимального значения (в %): Au – 89,19; Ag – 96,63 и As – 78,83. Дальнейшее увеличение длительности процесса не повышает степень выщелачивания золота, серебра и мышьяка.

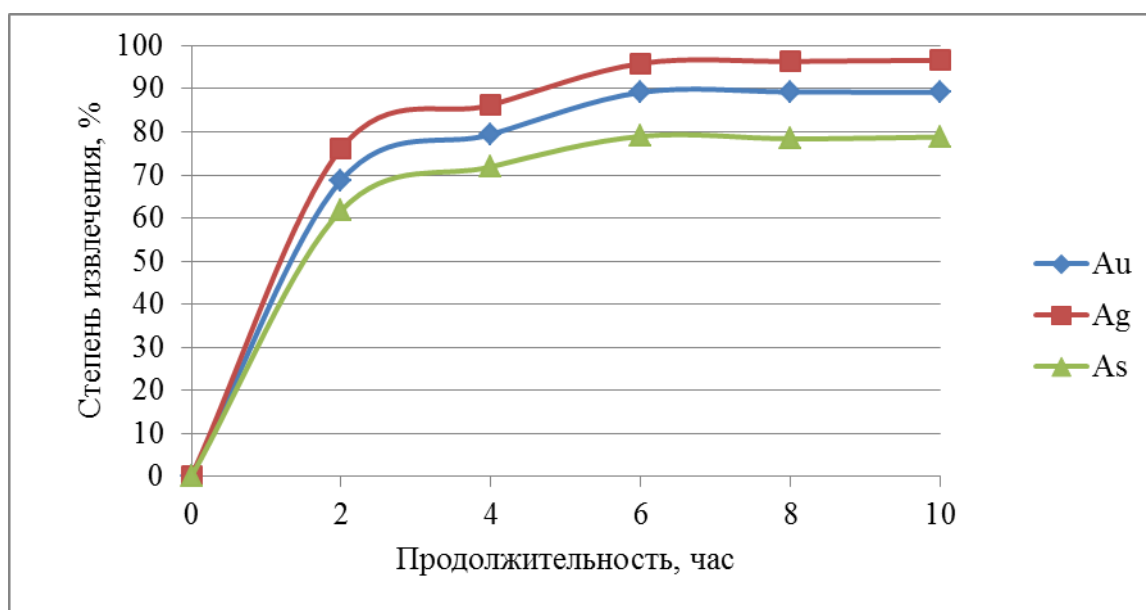


Рисунок 6.2 – Зависимость степени тиокарбамидного выщелачивания золота, серебра и мышьяка в раствор от продолжительности процесса.

Концентрация тиомочевины в растворе изменялась в пределах 0,25 – 2 % при постоянной концентрации серной кислоты 1,8 % и перекиси водорода 0,33 %. Продолжительность опытов составляла 6 ч. Как показывают

результаты опытов, представленные на рисунок 6.3, скорость растворения золота, серебра и мышьяка находится в прямой зависимости от концентрации тиомочевины. Количество переходящего в раствор золота, серебра и мышьяка повышается от Au – 77,16 %; Ag – 79,31 % и As – 71,64 % при концентрации 0,25 %, а при повышении концентрации тиомочевины до 2 % степень извлечения основных компонентов увеличивается и достигает максимального значения (в %): Au – 88,81; Ag – 94,15 и As – 76,36. Дальнейшее увеличение концентрации тиомочевины не влияет на степень извлечения металлов.

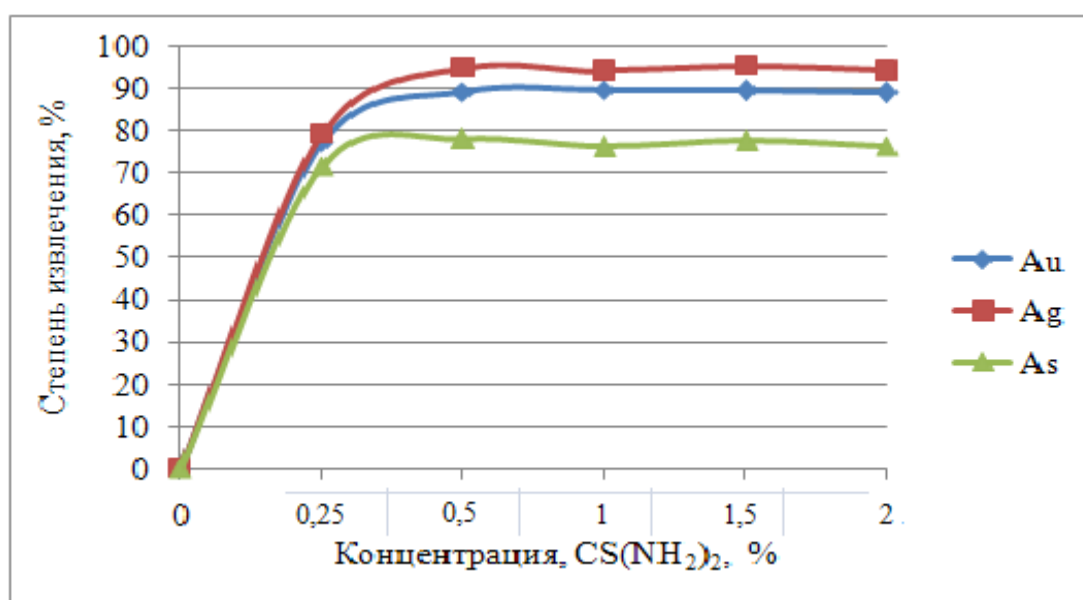


Рисунок 6.3 – Зависимость степени тиокарбамидного выщелачивания золота, серебра и мышьяка в растворе концентрации $CS(NH_2)_2$.

Изучалось влияние кислой среды на скорость растворения золота и серебра в тиомочевине. Серная кислота вводилась в раствор в количестве 0,9 – 2,8 %. Опыты проводились в 0,5 %-ном растворе тиомочевины в присутствии 0,33 % перекиси водорода при перемешивании в течение 6 ч.

Как следует из кривых растворения (рисунок 6.4), по мере повышения концентрации серной кислоты до 1,8 % скорость растворения золота, серебра и мышьяка возрастает и при указанной концентрации кислоты составляет: Au

– 88,62 %; Ag – 95,60 % и As – 77,41 %, при этом pH = 2,0. Дальнейшее повышение концентрации кислоты не улучшает показатели выщелачивания. Таким образом, выщелачивание следует вести при 1,8 %-ной концентрации серной кислоты в растворе.

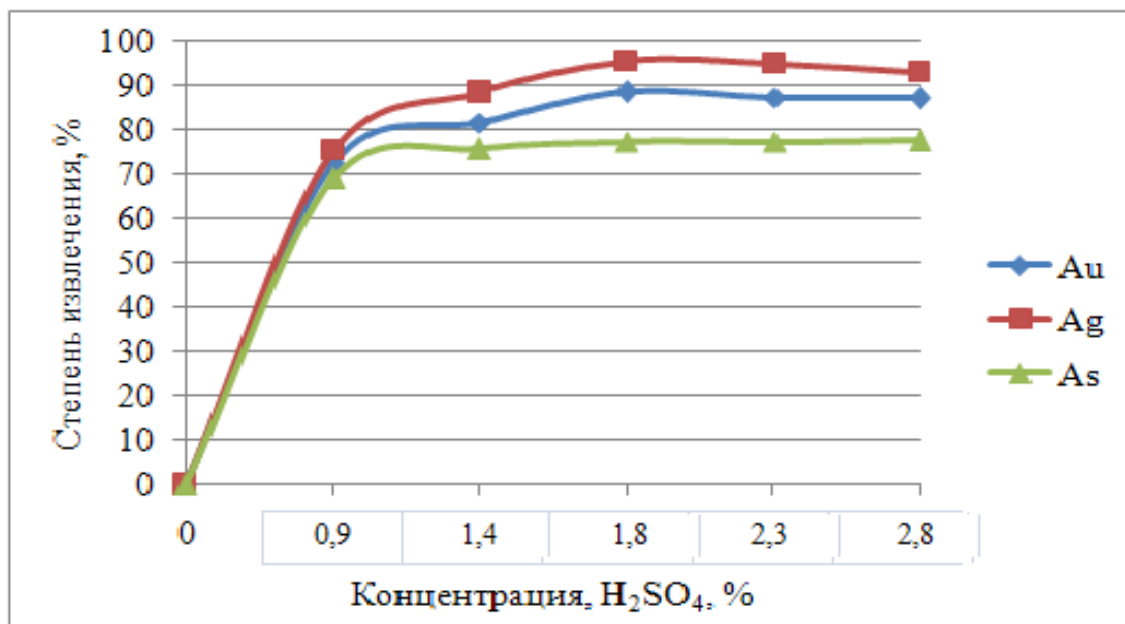


Рисунок 6.4 – Зависимость степени тиокарбамидного выщелачивания золота, серебра и мышьяка в растворе от концентрации H₂SO₄, %.

Влияние соотношения твердого к жидкому на процесс тиокарбамидного выщелачивания (рисунок 6.5) исследовали при концентрации тиомочевины 0,5 %, серной кислоты 1,8 % и перекиси водорода 0,33 % и продолжительности процесса 6 ч. При поддержании соотношения Т:Ж= 1:1,5 степень выщелачивания составила: золота 78,20 %, серебра 83,32 % и мышьяка 68,42 %, а при соотношении Т:Ж = 1:2 степень извлечения достигла Au – 87,49 %; Ag – 92,08 % и As – 77,82 %. При дальнейшем увеличении разжижения пульпы до соотношения Т:Ж=1:3 степень извлечения золота, серебра и мышьяка практически не меняется.

Исследование концентрации перекиси водорода проводилось при концентрации тиомочевины в опытах 0,5 %, серной кислоты 1,8 %, соотношении Т:Ж -1:2, pH среды, равным 2,0 и продолжительности опытов

6 ч.

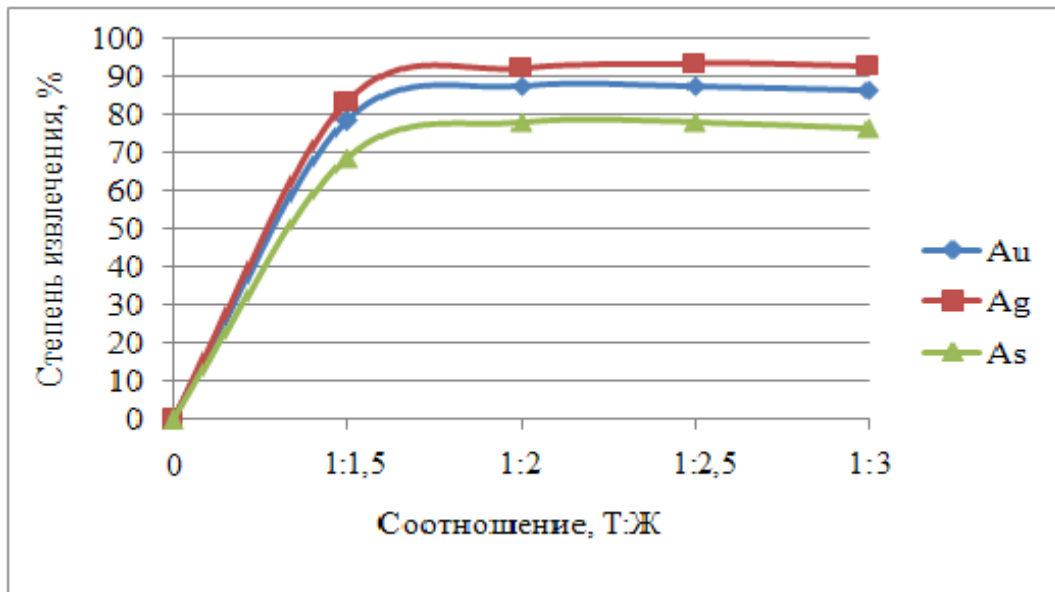


Рисунок 6.5 – Зависимость степени тиокарбамидного выщелачивания золота, серебра и мышьяка в растворот соотношения Т:Ж.

Результаты данной серии опытов, графически представленные на рисунке 6.6, показывают, что в присутствии перекиси водорода при её концентрации 0,16 % степень извлечения составила: Au – 69,38 %; Ag – 75,40 % и As – 64,28 %. При повышении концентрации окислителя до 0,33 % степень извлечения золота, серебра и мышьяка в раствор достигла: Au – 89,57 %; Ag – 91,74 % и As – 74,27 %.

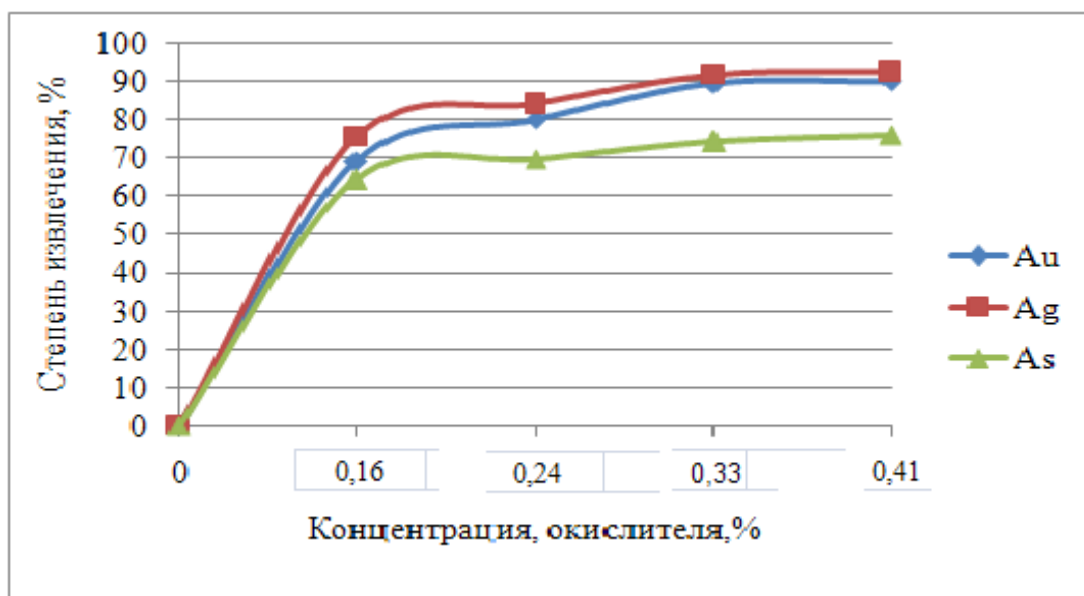


Рисунок 6.6 – Зависимость степени тиокарбамидного выщелачивания золота,

серебра и мышьяка в растворотконцентрации, окислителя H_2O_2 , %.

Таким образом, на основании проведенных исследований найдены следующие оптимальные условия тиокарбамидного выщелачивания руды месторождения Чоре: концентрация тиомочевины – 0,5 %, серной кислоты – 1,8 %, перекиси водорода – 0,33 %, соотношение Т:Ж = 1:2, продолжительность выщелачивания 6 ч.

6.4. Исследование процесса тиомочевинного выщелачивания золото-, медно-, мышьяксодержащих окисленных и сульфидных руд месторождения Тарор

Анализируя результаты теоретических и практических исследований выщелачивания, напрашивается вывод о возможности эффективного использования тиокарбамидного выщелачивания благородных металлов из руды месторождения Тарор.

Исходным материалом для проведения экспериментов служили окисленные и сульфидные руды месторождения Тарор. В качестве окислителя в нижеприведенных опытах использовалось серноокисное железо.

Результаты первой серии опытов тиомочевинного выщелачивания благородных металлов представлены в таблице 6.6.

Как видно из таблицы, необходимая продолжительность процесса растворения благородных металлов составляет 24 ч, причём проведение процесса после обжига при $600\text{ }^\circ\text{C}$ обеспечивает большую степень извлечения основных компонентов. Как выше было отмечено, после обжига золото и серебро высвобождаются из вмещающих сульфидных минералов – пирита и арсенопирита.

Увеличение продолжительности процесса выщелачивания до 24 ч. дает незначительный положительный эффект, повышая извлечение золота всего на 1,1 - 1,4 %. Максимальная степень извлечения достигается при начальном значении рН раствора, равном 1, при этом за 24 ч. извлечение золота

составило 83,7 %.

Таблица 6.6

Извлечение металлов при тиомочевинном выщелачивании
руды месторождения Тарор

№ п/ п	τ, ч	рН	Загрузка реагентов, г/дм ³			Концентрация в растворе, мг/дм ³			Степень извлечения, %		
			CS(NH ₂) ₂	Fe ₂ (SO ₄) ₃	H ₂ SO ₄	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
Сульфидные руды											
1	8	5,0	7,5	10	92	0,780	1,832	342,5	21,5	17,2	5,4
2	8	1,2	7,5	10	184	1,547	3,840	480,1	42,7	36,1	7,7
3	24	1,2	7,5	10	184	1,608	3,734	530,0	44,4	35,1	8,5
Окисленные руды											
1	8	4,7	7,5	10	91	0,624	3,475	242,2	19,6	15,4	5,2
2	8	1,2	7,5	10	184	1,285	6,433	292,0	40,3	28,5	6,3
3	24	1,2	7,5	10	184	1,401	6,855	347,8	44,0	30,3	7,5
Сульфидные руды после обжига при 600 °С											
1	8	4,7	7,5	10	184	3,718	11,52	1032,8	80,3	70,4	12,0
2	24	1,1	7,5	10	184	3,770	12,10	1269,4	81,4	73,9	14,8
Окисленные руды после обжига при 600 °С											
1	8	1,0	7,5	10	136,5	3,522	18,26	848,6	82,3	68,3	12,5
2	24	1,0	7,5	10	136,5	3,584	18,90	976,5	83,7	70,7	14,4

Примечание: Общие условия: - навеска руды 100 г, соотношение Ж:Т = 2:1, температура проведения процесса 20 °С.

Результаты анализа исходной руды: (сульфидные) Au = 7,25 г/т, Ag = 17,96 г/т, Cu = 1,17 %, (после обжига 600 °С), Au = 9,26 г/т, Ag = 32,73 г/т, Cu = 1,72 %; (окисленные) Au = 6,37 г/т, Ag = 45,19 г/т, Cu = 0,93 %, (после обжига 600 °С), Au = 8,56 г/т, Ag = 53,49 г/т, Cu = 1,36 %,

**6.5. Исследование процесса тиомочевинного выщелачивания
золото-, медно-, мышьяксодержащих концентратов
месторождения Тарор**

Также были проведены лабораторные исследования процесса тиомочевинного выщелачивания золота из концентратов. Полученный флотоконцентрат первоначально подвергали тиомочевинному выщелачиванию при условиях: навеска концентрата 50 г, соотношение Ж:Т = 3:1, температура проведения процесса 20⁰С. В приведенной ниже таблице 6.7 представлены результаты процесса. Как видно из результатов опытов,

Таблица 6.7

**Извлечение металлов при тиомочевинном выщелачивании
концентрата месторождения Тарор**

№ п/п	τ, ч	рН кон.	Загрузка реагентов, г/дм ³			Концентрация в растворе, мг/дм ³			Степень извлечения, %		
			CS(NH ₂) ₂	Fe ₂ (SO ₄) ₃	H ₂ SO ₄	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
1	8	1,3	20	13	30	8,093	51,68	29286,7	73,7	62,1	39,5
2	24	0,9	20	13	30	8,129	51,59	30622,3	74,6	62,0	41,3
3	24	1,1	20	6,5	36	8,079	50,48	38369,5	74,1	60,7	43,5
Концентрат после обжига при 600⁰С											
1	24	1,1	20	13	24	16,926	71,096	42977,0	85,6	71,1	48,7
2	16	1,0	20	13	24	17,046	70,846	39896,5	86,2	70,8	45,2
3	24	1,0	20	6,5	24	14,925	62,324	28360,0	75,5	62,3	32,1

Примечание: Результаты анализа исходного концентрата: Au = 32,7 г/т, Ag = 249,6 г/т, Cu = 22,2 %, (после обжига при 600⁰С), Au = 59,3 г/т, Ag = 300,1 г/т, Cu = 26,5 %.

после вскрытия сульфидов в процессе обжига при температуре 600⁰С и высвобождения благородных металлов извлечение их значительно повышается и составляет 86,2 % золота и 70,8 % серебра.

Проведенные исследования влияния продолжительности процесса на выщелачивание показали, что за 24 часа в раствор переходит 86,8 % золота (таблица 6.8).

Таблица 6.8

Изменение извлечения благородных металлов из концентрата в зависимости от продолжительности выщелачивания

№ п/п	τ, ч	рН	Загрузка реагентов, г/дм ³			Концентрация в растворе, мг/дм ³			Степень извлечения, %		
			CS(NH ₂) ₂	Fe ₂ (SO ₄) ₃	H ₂ SO ₄	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
1	2	0,8	20	13	30	11,789	41,839	22013,7	59,6	41,8	24,9
2	4	1,0				15,108	55,252	29798,8	76,4	55,2	33,8
3	8	1,1				16,400	66,805	38,431,3	82,9	66,8	43,5
4	24	1,1				16,764	69,436	41820,7	84,8	69,4	47,4
Концентрат после обжига при 600 °С											
1	2	1,1	20	13	24	13,091	45,140	23231,8	66,2	45,1	26,3
2	4	1,0				15,529	58,984	29366,3	78,6	58,9	33,3
3	8	1,1				16,736	68,436	37610,4	84,7	68,4	42,6
4	24	1,0				17,161	70,266	38272,4	86,8	70,2	43,4

Примечание: Общие условия: навеска концентрата 50 г, соотношение Ж:Т = 3:1, температура проведения процесса 20 °С.

Для сравнения с этой же пробой концентрата были проведены исследования по цианированию. Результаты опытов приведены в таблице 6.9.

Как видно из таблицы 6.9, методом цианирования за 24 ч. всего в раствор извлекается 80,3 % золота. Также значительно меньше степень выщелачивания в раствор серебра.

Таблица 6.9

**Результаты цианирования флотационного концентрата
месторождения Тарор**

№ п/ п	τ, ч	рН кон.	Загрузка реагентов, кг/т		Концентрация в растворе, мг/дм ³			Степень извлечения, %		
			NaCN	CaO	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
1	24	10,0	16	3	6,797	43,847	26274,2	62,4	52,7	35,4
2	24	10,2	15	3	6,625	42,0	24441,4	60,8	50,5	32,9
Концентрат после обжига при 600 ⁰ С										
1	24	10,2	16	2	15,578	61,504	21810,6	78,8	61,5	24,7
2	24	9,9	16,5	2	15,874	65,425	20301,3	80,3	65,4	23,0

**6.6. Разработка технологии тиомочевинного выщелачивания золота и
серебра из концентратов месторождения Чоре**

Проведены исследования по тиомочевинному выщелачиванию золота и серебра также из концентратов месторождения Чоре. Химический состав флотационного золотомышьякового концентрата приведен в таблице 6.10. Опыты проводили с концентратом, предварительно обработанным серной кислотой в течение 2 ч при периодическом перемешивании, до достижения рН = 2,0-4,0. Расход кислоты на кислотную обработку составлял в среднем 73г на 1кг концентрата.

Опыты проводили при нормальной температуре (20 – 25 °С) в кислой среде (рН = 2 - 4) при концентрации серной кислоты 1,84%, концентрации тиомочевины 3 г/дм³ в присутствии окислителя сульфата трёхвалентного

Таблица 6.10

Содержание основных компонентов в золотомышьяковом концентрате
месторождения Чоре, %

Au, г/т	55,15	CaO	0,6
Ag, г/т	70,20	MgO	0,4
Fe _{общ.}	22,96	TiO ₂	0,3
S	18,9	K ₂ O	2,5
As	9,16	Na ₂ O	1,8
SiO ₂	27,1	C _{орг.}	1,4
Al ₂ O ₃	6,9	Прочие	10,71

железа 3 г/дм³. Продолжительность опытов – 8 ч, рН среды – 2,0. Золото и серебро в раствор в данных условиях переходило в незначительных количествах (таблица 6.11). Как видно из таблицы 6.11, за 8 ч в раствор выщелачивается Au – 27,74 %; Ag – 38,49 % и As – 7,27 %.

С целью улучшения процесса тиокарбамидного выщелачивания пробы концентратов подвергали обжигу при температуре 600 °С в течение 2 ч. В процессе обжига происходит окисление упорных золотосульфидных концентратов, что приводит к вскрытию содержащегося в них золота.

Таблица 6.11

Извлечение металлов при тиокарбамидном выщелачивании флотационного концентрата Чоринского месторождения

Вре- мя, ч	Условия опыта				Раст- вор Au, мг/дм ³	Раст- вор Ag, мг/дм ³	Раст- вор As, мг/дм ³	Сте- пень извле- чения Au, %	Сте- пень извле- чения Ag, %	Сте- пень извле- чения As, %
	CS(NH ₂) ₂ , г	H ₂ SO ₄ , мл	Fe ₂ (SO ₄) ₃ , г	рН						
2	1,1	1,5	0,45	2,2	3,706	7,759	16243,7	20,16	33,16	5,32
4				2,5	4,588	8,288	19968,8	24,96	35,42	6,54
6				1,9	5,188	8,953	22014,5	28,22	38,26	7,21
8				2,0	5,099	9,007	22197,7	27,74	38,49	7,27

В таблице 6.12 представлена кинетика тиомочевинного выщелачивания обожженного при температуре 600 °С концентрата с содержанием металлов в нем, г/т: Au – 51,84, Ag – 63,40, As – 8,0 %. Изучение зависимости степени извлечения компонентов при тиомочевинном выщелачивании от продолжительности процесса, результаты которого приведены в таблице 6.12, показало, что уже в течение 2 ч с момента взаимодействия с тиокарбамидом извлечение достигает: Au – 68,37 %; Ag – 70,35 % и As – 64,75 %. При увеличении времени тиокарбамидного выщелачивания от 2 до 10 ч степень извлечения всех компонентов увеличивается и достигает максимального значения (в %): Au – 90,63; Ag – 89,46 и As – 76,83.

Ниже приведены результаты исследований по установлению оптимальных условий технологического процесса тиомочевинного выщелачивания концентрата.

Таблица 6.12

Извлечение металлов при тиомочевинном выщелачивании
обоженного флотоконцентрата

Вре- мя, ч	Условия опыта				Раст- вор Au, мг/дм ³	Раст- вор Ag, мг/дм ³	Раст- вор As, мг/дм ³	Сте- пень извле- чения Au, %	Сте- пень извле- чения Ag, %	Сте- пень извле- чения As, %
	CS(NH ₂) ₂ , г	H ₂ SO ₄ , мл	Fe ₂ (SO ₄) ₃ , г	pH						
2	1,1	1,5	0,45	2,0	11,814	14,867	17396,1	68,37	70,35	64,75
4				2,6	13,860	17,010	19483,7	80,21	80,49	72,52
6				2,0	15,514	18,770	20372,9	89,78	89,24	75,83
8				2,7	15,597	18,697	20372,9	90,26	88,47	75,83
10				3,0	15,661	18,906	20641,7	90,63	89,46	76,83

Расход тиомочевины в растворе изменялся в пределах 0,9 – 1,3 г при постоянной концентрации серной кислоты – 1,84 %, pH – 2,1 и сульфата

железа – 0,45 г. Продолжительность опытов составляла 6 ч. Как показывают результаты опытов, представленные на рисунке 6.7, скорость растворения металлов находится в прямой зависимости от концентрации тиомочевины. Доля переходящего в раствор золота, серебра и мышьяка повышается от, %: Au – 74,22; Ag – 75,97 и As – 71,09 при расходе тиомочевины 0,9 г до Au – 88,48; Ag – 90,04 и As – 78,18 при расходе тиомочевины 1,3 г. Оптимальным расходом тиомочевины на исследуемую пробу является 1,1 г., при нем достигаются следующие извлечения металлов: %: Au – 88,39, Ag – 90,18 и As – 76,49.

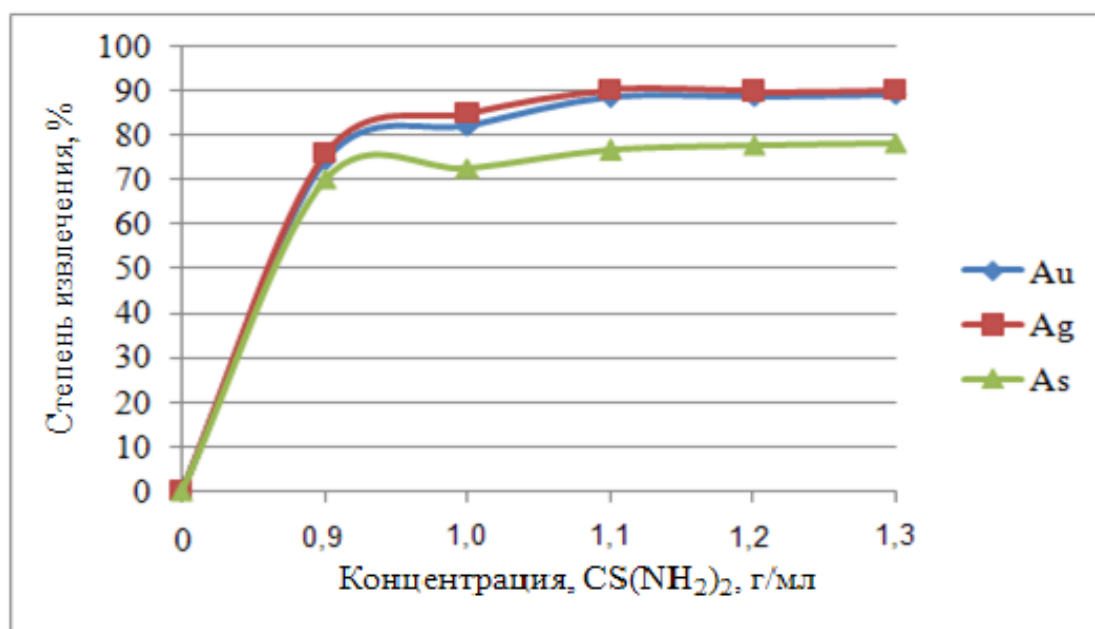


Рисунок 6.7 – Зависимость скорости растворения золота, серебра и мышьяка от расхода тиокарбамида в растворе $CS(NH_2)_2$.

Изучалось влияние кислой среды на скорость растворения золота и серебра в тиомочевине. Серная кислота вводилась в раствор в количестве 0,98 – 3,07 %. Опыты проводились в 0,73 %-ном растворе тиомочевины в присутствии 0,45 г трёхвалентного сульфата железа при перемешивании в течение 6 ч.

Присутствующая в растворах серная кислота не оказывает влияния на скорость растворения золота в тиомочевине и не принимает участия в самой

реакции растворения. Использование её в рассматриваемом технологическом процессе, как отмечено выше, связано с необходимостью сохранения тиомочевинного комплекса золота, устойчивого только при $\text{pH} < 4$.

Как следует из кривых растворения (рисунок 6.8), по мере повышения концентрации серной кислоты до 0,98 % в ходе опытов pH оставался равным 4,2, при этом извлечение металлов составляет Au – 79,54 %; Ag – 81,54 % и As – 70,16 %. Лучшей средой для тиомочевинного процесса растворения золота и серебра является раствор с концентрацией кислоты (1,84 %) при этом pH составляет 2,3 а степень извлечения: Au – 89,45 %; Ag – 89,43 % и As – 76,04 %.

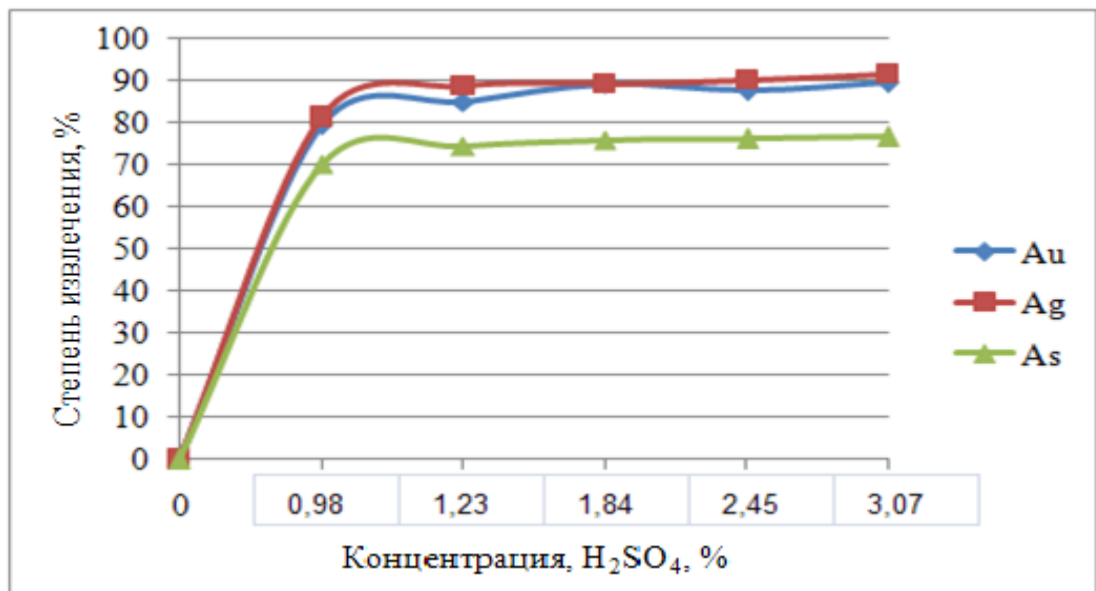


Рисунок 6.8 – Зависимость скорости растворения золота, серебра и мышьяка в растворе тиокарбамида от концентрации H_2SO_4 , %.

Влияние соотношения Т:Ж на процесс тиокарбамидного выщелачивания (рисунок 6.9) исследовали при расходе тиомочевины 1,1 г., серной кислоты 1,84 %, pH – 2,5, трёхвалентного сульфата железа 0,45 г и продолжительности процесса 6 ч. Оптимальным соотношением Т:Ж является 1:3, при котором достигнутые извлечения: Au – 89,14 %; Ag – 88,29 % и As – 75,87 %. При дальнейшем увеличении разжижения пульпы до соотношения Т:Ж = 1:5 степень извлечения золота, серебра и мышьяка практически не

меняется.

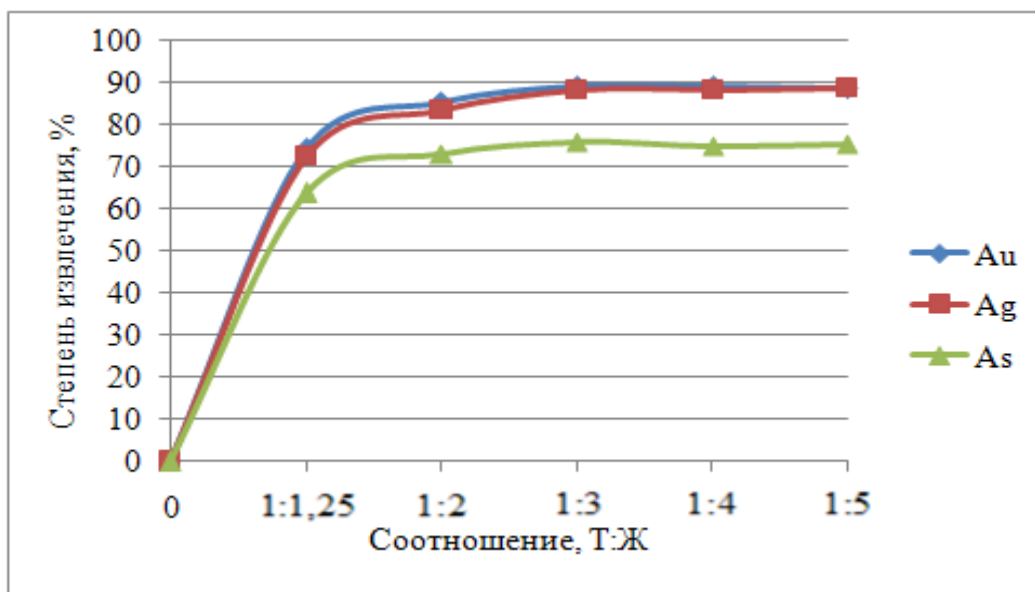


Рисунок 6.9 – Зависимость скорости растворения золота, серебра и мышьяка в тиокарбамиде от соотношения Т:Ж.

С целью выяснения влияния окислителя на скорость растворения металлов в тиомочевине в качестве окислителя был выбран сульфат трёхвалентного железа. Расход тиомочевины в опытах составлял 1,1 г., сульфат железа 0,45 г, серной кислоты 1,84 %, при этом рН среды был равен 2,2 – 2,6, соотношение Т:Ж = 1:3, продолжительность опытов 6 ч.

Результаты данной серии опытов, графически представленные на рисунке 6.10, показывают, что в присутствии трёхвалентного сульфата железа при его расходе 0,15 г степень извлечения составила: Au – 69,78 %; Ag – 72,68 % и As – 64,34 %. При повышении концентрации окислителя до 0,45 г степень извлечения металлов в раствор повысилась и составила %: Au – 90,51; Ag – 88,63 и As – 76,50. Дальнейшее увеличение концентрации практически не влияет на процесс выщелачивания.

Как видно из проведённых опытов, в раствор переходит значительное количество мышьяка, который необходимо выводить из технологического процесса. Для этого нужно вводить нейтрализационную операцию.

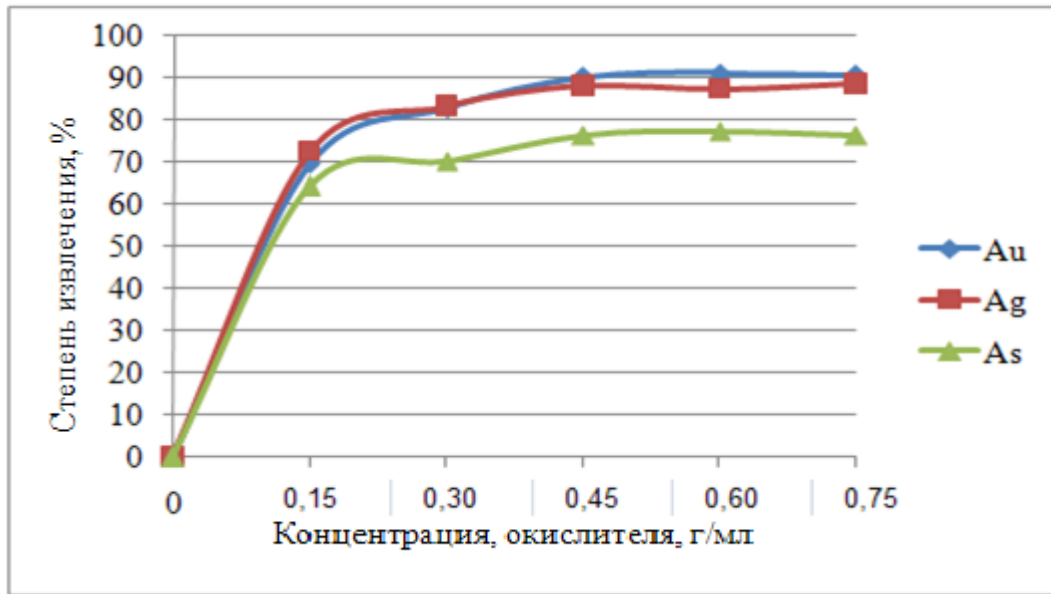


Рисунок 6.10 – Зависимость степени растворения металлов в растворе тиокарбамида от расхода окислителя, $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$, %.

Нейтрализацию растворов проводили при механическом перемешивании и медленной подаче нейтрализатора (растворов извести и сернистого натрия).

Как видно из таблицы 6.13, при $\text{pH} = 2,8 - 3,2$ из фильтрата можно почти полностью осадить железо и мышьяк.

Таблица 6.13

Результаты опытов по очистке раствора от железа и мышьяка

Объём фильтрата, мл	Расход раствора, мл		pH	Содержание, мг/дм ³				Степень очистки, %	
	Ca(OH) ₂	Na ₂ S		До очистки		После очистки			
				Fe	As	Fe	As	Fe	As
50	4	1	2,9	50260	20140	14827	5196	70,5	74,2
50	6	1,5	3,2			9398	3484	81,3	82,7
50	8	2	3,0			5026	1108	90,0	94,5
50	10	2,5	2,8			3870	1007	92,3	95,0

Таким образом, на основании проведенных исследований определены следующие оптимальные условия тиокарбамидного выщелачивания флотационных концентратов, полученных из руды месторождения Чоре: расход тиомочевины – 22 кг/т, серной кислоты – 30 кг/т, соотношение Т:Ж – 1:3, расход трёхвалентного сульфата железа – 9 кг/т, продолжительность выщелачивания – 6 ч. Расход извести – 48 кг/т (на очистку фильтрата от мышьяка и железа).

На рисунке 6.11 представлена принципиальная технологическая схема переработки золото-мышьяксодержащих концентратов месторождения Чоре. Разработанная схема включает дробление, измельчение руды до 90 % содержания класса «–0,074 мм», флотацию с получением коллективного концентрата. Концентрат подвергается обжигу при $t = 600^{\circ}\text{C}$ с последующим выщелачиванием тиомочевинной и получением из золотосодержащих растворов сплава Доре. Обеззолоченные растворы направляются на утилизацию мышьяка и железа с добавлением $\text{Ca}(\text{OH})_2$ и Na_2S . Образующийся осадок отправляют в спецотвал.

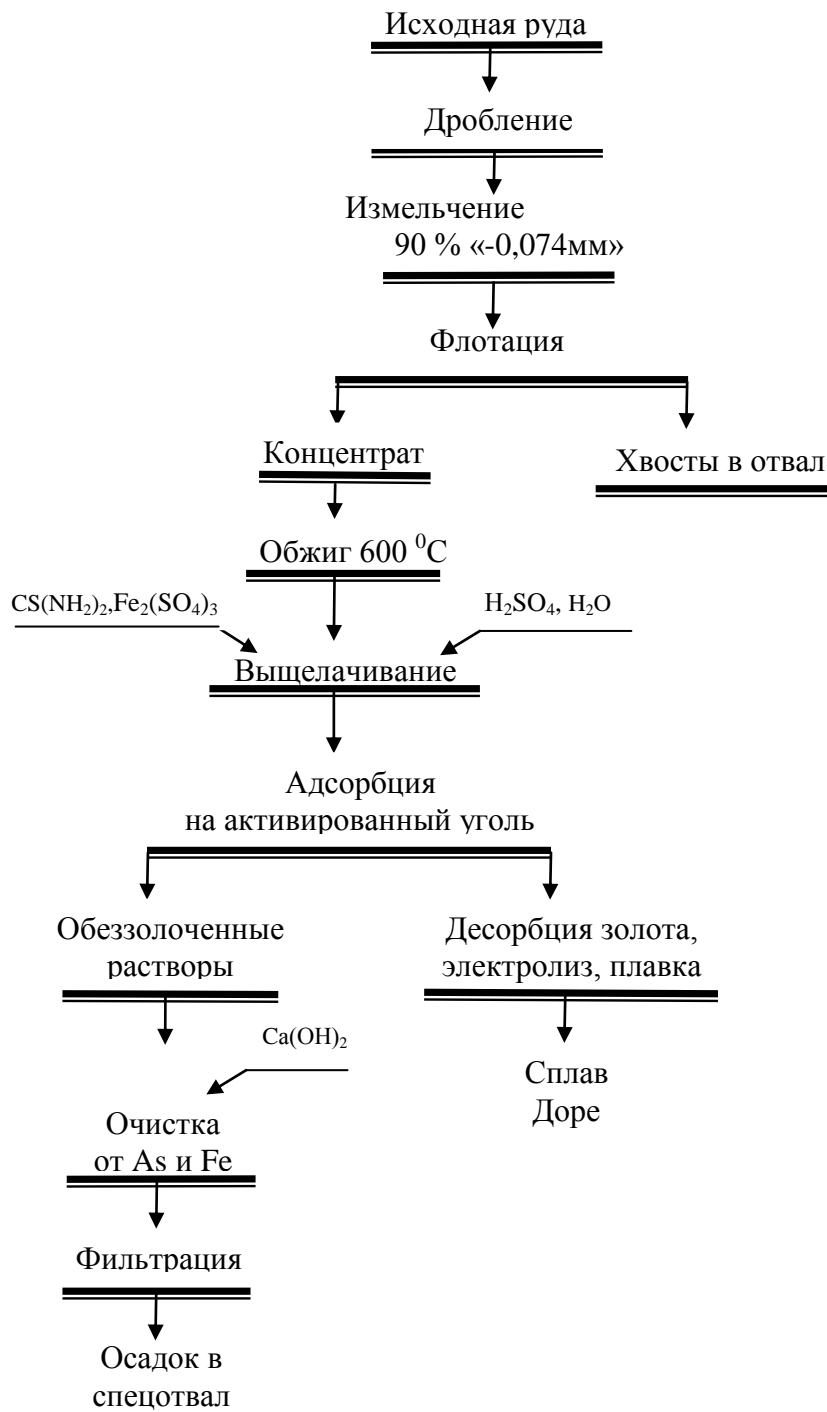
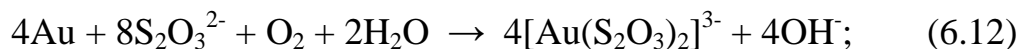


Рисунок 6.11 – Принципиальная схема переработки золото-мышьяковых руд и концентратов с применением тиокарбамида.

6.7. Исследование процесса тиосульфатного выщелачивания золото-, мышьяксодержащей руды месторождения Чоре

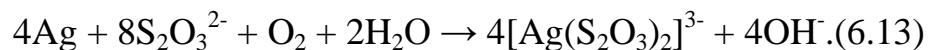
Основные сведения о процессе тиосульфатного выщелачивания

Тиосульфат натрия для растворения серебра и золота из минеральных объектов впервые был предложен российскими авторами в 1975 г. [200]. Тиосульфаты содержат группу $(S_2O_3)^{2-}$, которая является структурным аналогом сульфата, в котором один атом кислорода заменен на атом серы. Уникальность тиосульфат-иона, имеющего структуру $[S-SO_3]^{2-}$, определяется сульфидоподобным атомом серы, который придает ему способность к комплексообразованию, восстановительные свойства, а также способность образовывать сульфиды. На протяжении многих лет ряд авторов изучали тиосульфаты как растворители [222-227]. Ими установлено, что растворение золота или серебра может быть выражено следующими уравнениями:



Термодинамическая вероятность приведенной реакции достаточно велика ($\Delta G^0 = -96,5$ кДж/моль) и возрастает с повышением температуры. Ион тиосульфата связан с золотом очень прочно [228].

Ион золота с $S_2O_3^{2-}$ с ионом серебра образует трёхзарядный анионный комплекс $[Ag(S_2O_3)_2]^{3-}$.



Как показано в работе [229, 230] основными параметрами этих процессов являются концентрация тиосульфат-ионов и pH (количество аммиака), в результате чего образуются стабильные тиосульфат-комплексы золота и серебра. Аналогичные комплексы образуются и в модельных системах.

Золото с тиосульфат-ионом образует достаточно прочный комплекс состава $[Au(S_2O_3)_2]^{3-}$, энергия Гиббса образования которого составляет –

1024,9 кДж/моль и не разлагающийся с выделением серы даже при подкислении. Константа нестойкости этого комплекса составляет $4 \cdot 10^{-30}$, поэтому стандартный потенциал окисления золота в присутствии ионов SO_3S^{2-} снижается до +0,15 В, и окисление золота кислородом с переходом в раствор становится термодинамически возможным [231].

Стойкость золото-тиосульфатного комплекса ($K_{\text{н}} = 4 \cdot 10^{-30}$) близка к стойкости золото-цианистого комплекса, комплекс не окисляется и не разлагается в кислой среде. Однако практическая реализация тиосульфатной технологии сталкивается с кинетическими препятствиями. При нормальной температуре процесс протекает в кинетической области, при величине энергии активации 53,6 кДж/моль, а скорость перехода металлов в растворы с концентрацией 0,5М $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ составляет 0,045 - 0,050 мг/см²·ч, что приблизительно в 30 раз ниже скорости цианистого процесса.

Однако при практическом проведении тиосульфатного процесса встречаются определённые кинетические затруднения. Как известно при достаточной высокой температуре (80 °С) и в присутствии специального катализатора-деполяризатора (CuSO_4) при значительной его загрузке ($C_{\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3} : C_{\text{CuSO}_4} = 5 - 10$) процесс растворения золота протекает достаточно эффективно при скорости перехода металла в раствор ($C_{\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3} = 50 \text{ г/дм}^3$) 2,1 мг/(см²·ч), сопоставимой со скоростью растворения золота в цианистой среде.

Как известно, многие комплексные соединения переходных металлов в высшей степени окисления могут действовать в химических процессах как окислители. Поэтому аммиачные и тиосульфатные комплексы меди и кобальта могут быть эффективными окислителями. Следует также отметить, что добавление сульфата меди имеет стимулирующее действие на растворение благородных металлов в растворе тиосульфата из-за способности иона меди принимать электроны с поверхности металла и передавать их кислороду.

Изучено тиосульфатное выщелачивание золота в автоклавном процессе разложения сульфидов цветных металлов в аммиачной среде. Установлено, что первым продуктом окисления сульфидной серы в аммиачной среде является тиосульфат, который затем окисляется до тионата, сульфита, сульфата и $(\text{NH}_2\text{SO}_4^-)$. Показано каталитическое действие ионов меди, которые в 18-20 раз увеличивают скорость растворения благородных металлов. Особое значение в тиосульфатном процессе играет температурный фактор. Заметное растворение золотаначинается при температуре $50\text{ }^\circ\text{C}$. Наиболее эффективно растворяется золото в тиосульфате при температуре $80\text{ }^\circ\text{C}$. Концентрация кислорода в растворах этих условиях, несмотря на эффективное накислоороживание, очень низкая, что замедляет процесс [232,233].

Оптимальным соотношением в тиосульфатном процессе растворителя $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ и окислителя является 5:1, при этом в аммиачных тиосульфатных растворах наблюдается переход двухвалентного катиона меди в комплексные соединения.

Оптимальные параметры растворения золота (высокая концентрация и температура, наличие сульфата меди) вызывают значительное разложение растворителя, несмотря на эффективность и перспективность малотоксичного тиосульфата. При концентрации тиосульфата в растворе 10-80 г/л и комнатной температуре разложение в течение суток практически не происходит.

После 30 часов непрерывного перемешивания отмечается некоторое разложение тиосульфата, особенно оно усиливается при температуре более $60\text{ }^\circ\text{C}$, так как повышение температуры с 40 до $80\text{ }^\circ\text{C}$ увеличивает скорость разложения в 4 раза. При введении в раствор сульфата меди разложение заметно активизируется. В растворе тиосульфата при его концентрации 80 г/л после 72 часов агитации в присутствии сульфата меди его разложение возрастает в 4 раза. В присутствии сульфата меди 1 г/л скорость разложения

тиосульфатного раствора увеличивается в 10 раз по сравнению с раствором, не содержащим сульфата меди. Все это снижает экономическую выгодность тиосульфатного процесса.

Имеется зарубежный опыт использования тиосульфата в процессах выщелачивания золота и серебра, который приведен в обзоре М.А. Меретукова [127]. Он используется в промышленном масштабе при кучном выщелачивании золотосодержащих руд. [234].

Проведены исследования тиосульфатного выщелачивания с медным катализатором, как экономичного и безопасного для окружающей среды способа кучного выщелачивания, Горным бюро США [235] при переработке низкокачественных окисленных золотосодержащих руд. Созданы 2 модели, прогнозирующие извлечение золота. При расходе тиосульфата – 0,2 кг/т. выщелачивание ведется в течение 48 ч, при концентрациях: $(S_2O_3)^{2-}$ - 0,2М; $(SO_3)^{2-}$ - 0,00625М; Cu^{2+} - 0,001М; NH_4OH – 0,09М. В результате испытаний получены следующие результаты: извлечение золота -83 %, при расходе тиосульфата 0,4 кг/т. При цианидном выщелачивании: извлечение золота – 86 %, при расходе цианида 0,21 кг/т.

Выщелачивание золота из углеродистой руды, содержащей: Au -13,3 г/т, 4,9 % углерода общего и 2,5 % углерода органического, цианированием из этой руды извлекается около 10 % золота, а тиосульфатное выщелачивание позволило извлечь около 73% [236, 237].

Резюмируя полученные результаты, можно сказать, что преимуществами тиосульфатного выщелачивания являются: низкая стоимость и доступность реагентов; низкая токсичность.

В последние годы интерес к тиосульфату, как альтернативному растворителю золота заметно активизировался. Выполнен значительный объём теоретических и технологических исследований [238].

Особую роль в тиосульфатном процессе играет температурный фактор. Заметное повышение скорости растворения золота начинается при

температуре выше 50°C [156, 239] и при температуре более 90°C , скорость растворения составляет около $4,6 \text{ мг/см}\cdot\text{ч}$, что в 3 раза выше скорости цианистого процесса. Однако в этих условиях концентрация кислорода в растворе крайне низка, что тормозит процесс, отсюда следует, что при высокой температуре необходимо вводить в растворитель различные окислители.

Показано, что наиболее высокие скорости растворения золота и серебра достигались при температурах $40 - 60^{\circ}\text{C}$, а извлечение из руд «двойной упорности» составляло $75 - 80\%$ [234].

Резюмируя полученные результаты, можно сказать, что преимуществами тиосульфатного выщелачивания являются: низкая стоимость и доступность реагентов; низкая токсичность.

В лабораторных условиях проведены исследования по тиосульфатному выщелачиванию мышьяксодержащей золотой руды месторождения Чоре.

Предварительные опыты проводили при концентрации $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ 4 г/дм^3 и соотношении Т:Ж 1:5 с содержанием исходного г/т : Au – 2,45; Ag – 14,82 и As – 0,4 %. Продолжительность опытов – 30 ч, рН среды – 9,3. Золото и серебро в раствор в данных условиях переходило в незначительных количествах (таблица 6.14). Как видно из таблицы 6.14, за 30 ч всего в раствор выщелачивается Au – 43,06 %; Ag – 40,45 %.

Растворение металлов в тиосульфате изучено в интервале температур $25 - 90^{\circ}\text{C}$ при рН – 9,5 в течение двух часов (таблица 6.15). При температуре 25°C скорость процесса очень мала – извлечение металлов при этом: Au – 9,18 %; Ag – 7,02 % и As – 5,82 %. При увеличении температуры до $80 - 90^{\circ}\text{C}$ степень извлечения металлов заметно возрастает, составляя: Au – 60,82 %; Ag – 53,73 % и As – 45,68 %.

Результаты исследования влияния расхода тиосульфата на процесс выщелачивания при температуре процесса 80°C и продолжительности 2 ч показывают, что увеличение расхода тиосульфата от 0,5 до 3,5 г существенно

изменяет извлечение основных компонентов (таблица 6.16).

Таблица 6.14

Извлечение металлов при тиосульфатном выщелачивании руды
Чоринского месторождения

Вре- мя, ч	Условия опыта				Раст- вор Au, мг/л	Раст- вор Ag, мг/л	Раст- вор As, мг/л	Сте- пень извле- чения Au, %	Сте- пень извле- чения Ag, %	Сте- пень извле- чения As, %
	Руда, гр	Вода, мл	Na ₂ S ₂ O ₃ , гр	pH						
2	100	500	2	9,3	0,060	0,283	54,4	12,24	9,48	6,80
4				9,2	0,098	0,540	112,56	20,0	18,22	14,07
8				9,2	0,146	0,805	154,72	29,79	27,16	19,34
24				9,1	0,199	1,115	204,56	40,61	37,62	25,57
30				9,3	0,211	1,199	229,04	43,06	40,45	28,63

Таблица 6.15

Влияние температуры процесса на выщелачивание
компонентов из руды

№ п/ п	Вре- мя, мин	Условия опыта					Раст- вор Au, мг/л	Раст- вор Ag, мг/л	Раст- вор As, мг/л	Сте- пень извле- чения Au, %	Сте- пень извле- чения Ag, %	Сте- пень извле- чения As, %
		Руда, гр	Вода, мл	Na ₂ S ₂ O ₃ , гр	t °C	pH						
1	120	100	500	2	25	9,2	0,045	0,208	48,05	9,18	7,02	5,82
2					30	9,1	0,062	0,273	66,79	12,65	9,21	8,09
3					40	9,3	0,111	0,523	106,42	22,65	17,64	12,89
4					50	9,0	0,183	0,923	167,92	37,35	31,14	20,34
5					60	9,5	0,241	1,214	244,95	49,18	40,96	29,67
6					70	9,2	0,281	1,460	332,55	57,35	49,26	40,28
7					80	9,2	0,297	1,609	370,77	60,61	54,28	44,91
8					90	9,4	0,298	1,594	377,13	60,82	53,78	45,68

Установлено, что оптимальным расходом тиосульфата в выщелачивании металлов является 4 г/дм³. При этом извлечение основных металлов увеличивается и достигает максимального значения: Au – 59,39 %;

Ag – 51,08 % и As – 42,69 %. Дальнейшее увеличение расхода тиосульфата не влияет на извлечение металлов.

Изучение зависимости степени извлечения металлов от продолжительности процесса при 80 °С и расходе тиосульфата 4 г/дм³ показало, что в течение 140 мин с момента взаимодействия тиосульфата с рудой в раствор извлекается: Au – 59,88 %; Ag – 50,03 % и As – 43,29 % (таблица 6.17).

Таблица 6.16

Результаты исследования влияния расхода тиосульфата на
выщелачивание металлов

№ п/п	Время, мин	Условия опыта					Раст-вор Au, мг/л	Раст-вор Ag, мг/л	Раст-вор As, мг/л	Степень извлечения Au, %	Степень извлечения Ag, %	Степень извлечения As, %
		Руда, гр	Вода, мл	Na ₂ S ₂ O ₃ , гр	t °С	pH						
1	120	100	500	0,5	80	9,0	0,109	0,543	143,16	22,24	18,32	17,34
2				1		9,6	0,214	1,027	236,69	43,67	34,65	28,67
3				1,5		9,3	0,266	1,372	285,49	54,28	46,29	34,58
4				2		9,1	0,291	1,514	352,44	59,39	51,08	42,69
5				2,5		9,3	0,295	1,568	366,73	60,20	52,90	44,42
6				3		9,0	0,300	1,517	359,88	61,22	51,18	43,59
7				3,5		9,2	0,301	1,528	359,30	61,43	51,55	43,52

Влияние соотношения твердого к жидкому на процесс тиосульфатного выщелачивания (таблица 6.18) изучено при расходе тиосульфата 4 г/дм³, pH – 9,2 и продолжительности процесса 2 ч. Полученные результаты свидетельствуют, что наибольшая степень извлечения металлов достигается при соотношении Т:Ж = 1:5, при котором достигнутые извлечения: Au – 58,98 %; Ag – 49,66 % и As – 42,38 %.

Таблица 6.17

Результаты изучения продолжительности процесса на степень
выщелачивания компонентов

№ п/ п	Вре- мя, мин	Условия опыта					Раст -вор Au, мг/л	Раст- вор Ag, мг/л	Раст- вор As, мг/л	Сте- пень извле- чения Au, %	Сте- пень извле- чения Ag, %	Сте- пень извле- чения As, %
		Руда, гр	Вода, мл	Na ₂ S ₂ O ₃ , гр	t °C	pH						
1	30	100	500	2	80	8,9	0,119	0,481	71,66	24,28	16,22	8,68
2	40					9,3	0,157	0,687	109,55	32,04	23,18	13,27
3	60					9,6	0,199	0,935	160,57	40,61	31,54	19,45
4	80					9,3	0,226	1,064	220,68	46,12	35,90	26,73
5	100					9,4	0,258	1,256	285,65	52,65	42,37	34,60
6	120					9,1	0,286	1,460	345,26	58,37	49,26	41,82
7	140					9,5	0,289	1,483	357,40	59,88	50,03	43,29
8	160					9,2	0,293	1,503	362,93	59,98	50,71	43,96

Таблица 6.18

Результаты изучения соотношения Т:Ж на процесс выщелачивания
компонентов

№ п/ п	Вре- мя, мин	Условия опыта					Раст -вор Au, мг/л	Раст- вор Ag, мг/л	Раст- вор As, мг/л	Сте- пень извле- чения Au, %	Сте- пень извле- чения Ag, %	Сте- пень извле- чения As, %
		Руда, гр	Вода, мл	Na ₂ S ₂ O ₃ , гр	t °C	pH						
1	120	100	200	2	80	9,4	0,365	1,546	295,97	29,79	20,86	14,34
2			300			9,5	0,337	1,584	315,79	41,26	32,06	22,95
3			400			9,1	0,312	1,469	326,83	50,94	39,65	31,67
4			500			9,2	0,289	1,472	349,89	58,98	49,66	42,38
5			600			9,4	0,243	1,239	286,69	59,51	50,16	41,67
6			700			9,0	0,205	1,044	230,99	58,57	49,31	39,17

С целью улучшения процесса тиосульфатного выщелачивания пробы руды подвергались обжигу при температуре 600 °C в течение 2 ч. В процессе

обжига минералы пирит и арсенопирит окисляются, что приводит к вскрытию содержащегося в них золота.

На рисунке 6.12 представлена кинетика тиосульфатного выщелачивания обожженной при температуре 600 °С руды. Причем, приведены для сравнения кривые, полученные при комнатной температуре (25 °С) и при температуре 80 °С. В первом случае за 30 ч степень извлечения всех компонентов достигает максимального значения (в %): Au – 71,51; Ag – 58,26 и As – 46,16. При 80 °С те же показатели удается получить за 8 ч.

Одна обожженная при 600 °С проба при исходном содержании Au – 2,58 г/т, Ag – 12,16 г/т и As – 0,34 % была подвергнута цианированию (таблица 6.19). Сравнивая полученные результаты, можно видеть, что

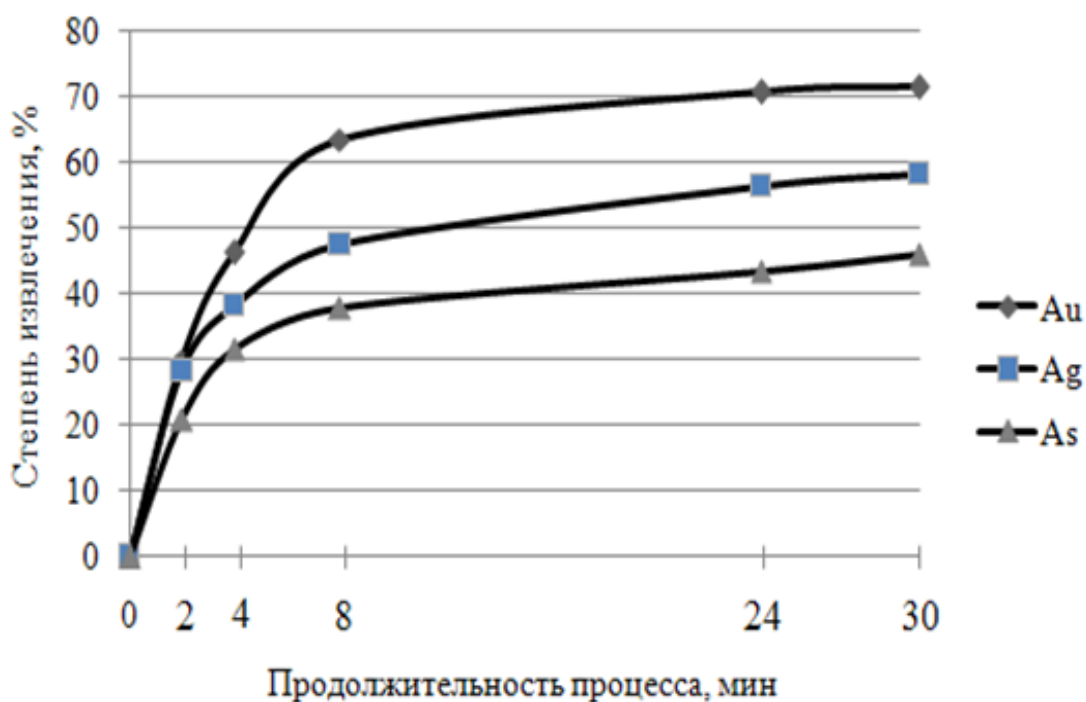


Рисунок 6.12 – Зависимость степени выщелачивания золота, серебра и мышьяка в раствор тиосульфата от продолжительности процесса.

цианирование более эффективно для руды месторождения Чоре на данном этапе исследований. За 24 ч в цианистый раствор извлекается 86,28 % Au и 75,90 % Ag.

Таблица 6.19

Результаты опытов по цианированию обожженной руды

Вре- мя, час	Условия опыта				Раст- вор Au, мг/л	Раст- ворAg, мг/л	Раст- вор As, мг/л	Сте- пень извле- ченияAu, %	Сте- пень извле- ченияAg, %	Сте- пень извле- ченияAs, %
	Руда, гр	Вода, мл	Na ₂ S ₂ O ₃ , гр	pH						
2	100	150	2	9,5	0,743	2,723	471,87	42,67	33,59	20,69
4				9,4	1,050	4,276	943,74	61,05	52,75	41,38
8				9,8	1,304	5,143	1161,54	75,81	63,44	50,93
24				10	1,484	6,153	1431,12	86,28	75,90	62,75
30				9,6	1,490	6,203	1442,52	86,63	76,52	63,25

6.8. Исследование процесса тиосульфатного выщелачивания золото-, медно-, мышьяксодержащих окисленных и сульфидных руд месторождения Тарор

Исходным материалом для проведения экспериментов служили окисленные и сульфидные руды месторождения Тарор. Полученные продукты подвергали тиосульфатному выщелачиванию в разных условиях.

Первая серия результатов процесса тиосульфатного выщелачивания благородных металлов из руды месторождения Тарор, в которой менялись концентрации и соотношения тиосульфата и сульфита натрия, представлена в таблице 6.20.

В результате экспериментов не удалось достичь удовлетворительных показателей извлечения золота в раствор.

С целью изучения зависимости степени извлечения золота и серебра от различных факторов пробу сульфидной руды с содержанием: Au – 7,25 г/т; Ag – 27,8 г/т и Cu – 1,17 % подвергали тиосульфатному выщелачиванию от продолжительности процесса при концентрации тиосульфата 50 г/дм³. Как показали результаты, в течение 2 ч переходит в раствор 26,4 % Au, 15,7 Ag % (рисунок 6.13). Установлено, что при увеличении времени тиосульфатного

выщелачивания от 4 до 24 ч степень извлечения золота и серебра увеличивается и достигает максимального значения (в %): Au – 55,8; Ag – 31,3.

Таблица 6.20

Извлечение золота при тиосульфатном выщелачивании
из руды месторождения Тарор

№ п/п	Продолжительность, ч	рН	Ж:Т	Загрузка реагентов, г/дм ³			С _{Au} , мг/дм ³	Степень извлечения Au, %
				Na ₂ S ₂ O ₃	Na ₂ SO ₃	NH ₃		
Окисленные руды								
1	24	7,6	5:1	10	-	-	0,398	31,24
2	24	7,3	5:1	20	-	-	0,510	40,03
3	24	7,4	5:1	50	-	-	0,711	55,81
4	24	8,0	5:1	15	20	-	0,414	32,50
5	24	8,6	5:1	30	40	-	0,517	40,58
Сульфидные руды								
1	24	9,5	5:1	10	-	-	0,480	33,10
2	24	9,9	5:1	20	-	-	0,554	38,21
3	24	9,8	5:1	50	-	-	0,765	52,76
4	24	9,0	5:1	20	30	-	0,426	29,38
5	24	9,5	5:1	30	40	-	0,577	39,79
6	24	9,9	5:1	30	40	2	0,798	55,03
7	24	10,3	5:1	30	40	4	0,864	59,58

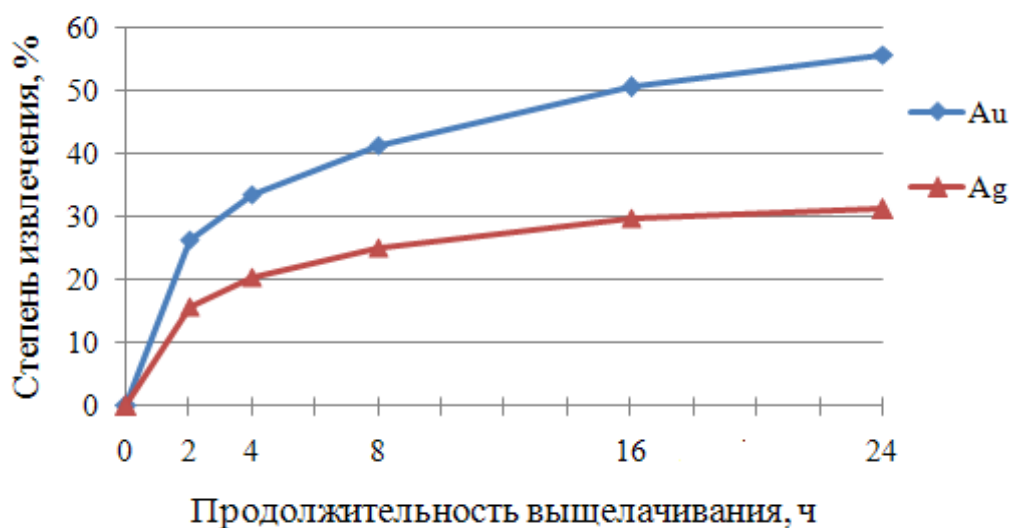


Рисунок 6.13 – Зависимость степени тиосульфатного выщелачивания золота

и серебра в раствор от продолжительности процесса.

В результате экспериментов не удалось достичь удовлетворительных показателей извлечения золота в раствор.

6.9. Исследование процесса тиосульфатного выщелачивания золото-, медно-, мышьяксодержащих концентратов месторождения Тарор

Объектом дальнейших исследований был флотационный концентрат месторождения Тарор с содержанием золота 32,70 г/т, результаты которых представлены в таблице 6.21.

Таблица 6.21

Извлечение золота при тиосульфатном выщелачивании
из концентрата месторождения Тарор

№ п/п	Продолжительность, ч	рН	Ж:Т	Загрузка реагентов г/дм ³			С _{Au} , мг/дм ³	Степень извлечения Au, %
				Na ₂ S ₂ O ₃	Na ₂ SO ₃	CuSO ₄		
1	24	9,0	5:1	80			2,459	37,60
2	24	9,2	5:1	40	30	1	2,553	39,04
при температуре 60 °С								
1	24	10,3	5:1	80			3,069	46,93
2	24	9,0	5:1	40	30	1	3,090	47,25

Обобщение всех выше полученных данных, обеспечивающих наибольшее вскрытие, позволяет сделать вывод о проведении дополнительной серии экспериментов на флотоконцентрате месторождения Тарор.

Следующая серия опытов проведена с целью определения степени извлечения благородных металлов из концентрата месторождения Тарор, результаты которых представлены в таблице 6.22.

Как видно из проведенных экспериментов на исходном концентрате не

удалось удовлетворительных показателей извлечения достичь золота в раствор.

Таблица 6.22

Извлечение золота при тиосульфатном выщелачивании
из концентрата месторождения Тарор

№ п/п	Продолжительность, ч	рН	Ж:Т	Загрузка реагентов, г/л			С _{Au} , мг/дм ³	Степень извлечения Au, %
				Na ₂ SO ₃	Na ₂ S ₂ O ₃	CuSO ₄		
1	24	9,0	5:1	8,8	10,4	0,92	2,403	36,74
2	24	9,2	5:1	8,8	10,4	0,92	2,480	37,92
при температуре 60 °С								
1	24	10,3	5:1	8,8	10,4	0,92	3,192	48,81
2	24	9,0	5:1	15	20	-	2,917	44,60

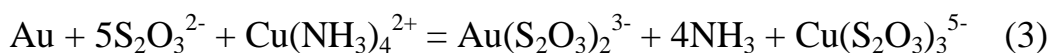
Обобщение всех выше полученных данных позволяет сделать вывод о проведении дополнительной серии экспериментов на флотоконцентрате, в котором сульфиды были бы вскрыты, и освобождено золото, находящееся в них. С этой целью флотоконцентрат был подвержен обжигу при температуре 600 °С в течение двух часов.

Серия опытов тиосульфатного выщелачивания проведена с целью оптимизации параметров процесса и сравнения скорости и степени извлечения благородных металлов в условиях: Na₂S₂O₃ = 20 - 100 г/дм³, Na₂SO₃ 30 - 80 г/дм³, продолжительности процесса 24 - 48 ч, соотношении Т:Ж = 1:5 при температуре проведения процесса 20 – 60 °С. Результаты экспериментов представлены в таблице 6.23.

Приведенные результаты показывают, что при использовании в качестве растворителя одного тиосульфата натрия или его смеси с сульфитом натрия наблюдается низкая эффективность выщелачивания - извлечение золота за 16-24 ч составляет всего лишь 52-68 %.

Обобщение всех выше полученных данных позволяет сделать вывод о проведении дополнительной серии экспериментов на флотоконцентрате, в котором сульфиды были бы вскрыты, и освобождено золото, находящееся в них. С этой целью флотоконцентрат был подвержен обжигу при температуре 600 °С в течение двух часов. При этом положительное влияние на процесс тиосульфатного выщелачивания оказали добавки аммиака (рисунок 6.14), (таблица 6.23). Присутствие аммиака в медно-тиосульфатной композиции защищает растворы от разложения и облегчает растворение деполаризатор-окислителя.

Растворение золота при его взаимодействии с тиосульфатными растворами, содержащими аммиачный комплекс меди (II), можно представить следующей реакцией:



Присутствие в данной системе аммиака препятствует растворению оксидов железа, кремнезёма, силикатов и карбонатов, типичных компонентов золотосодержащих руд. Как видно из уравнения (3), аммиачный комплекс меди (II) играет роль окислителя металлического золота [240].

Резкое повышение скорости растворения золота наблюдается при концентрации аммиака 1 г/дм³ (рисунок 6.14).

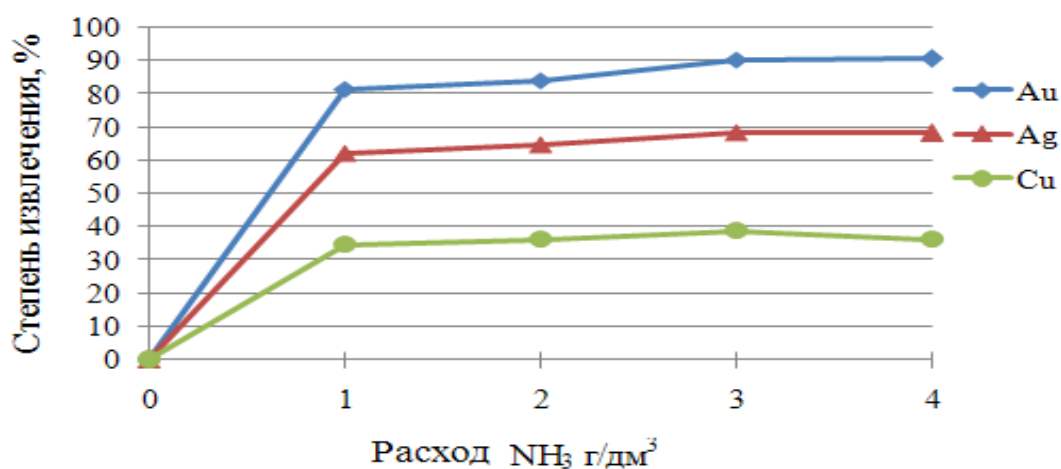


Рисунок 6.14 – Извлечение металлов в раствор в зависимости от расхода аммиака.

Затем кривые выщелачивания выстраиваются, и при концентрации 3г/дм^3 извлечение золота составляет 90,4 %, серебра 68,4 % и меди только 38,7 %.

Таблица 6.23

Извлечение благородных металлов при тиосульфатном
выщелачивании концентрата месторождения Тарор

№ п/п	τ, ч	рН	Загрузка реагентов, г/дм ³				Концентрация в растворе, мг/дм ³			Степень извлечения, %		
			Na ₂ S ₂ O ₃	Na ₂ SO ₃	CuSO ₄	NH ₃	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
1	24	7,5	20				2,766	20,9	7808,4	42,3	41,9	16,2
2	16	7,6	50				3,427	19,0	10459,4	52,4	38,1	21,7
3	24	7,2	50				3,571	20,1	11086	54,6	40,3	23,0
4	24	9,5	100				4,179	25,0	10314,8	63,9	50,2	21,7
5	24	8,0	30	30			4,218	26,3	12628,4	64,5	52,7	26,2
6	18	10,3	30	40			4,499	25,1	13688,8	68,8	50,3	28,4
7	48	9,5	60	80			4,454	25,7	13688,8	68,1	51,5	28,4
8	24	8,2	20	30	1		4,114	24,7	10025,6	62,9	49,5	20,8
9	24	8,4	20	40	1		3,930	25,0	14026,2	60,1	50,2	29,1
10	24	9,3	30	40	1		4,271	27,1	12869,4	65,3	52,4	26,7
11	24	9,0	30	40		4	4,401	25,8	13881,6	67,3	51,7	28,8
12	24	9,6	60	80		4	4,630	26,2	14701	70,8	52,5	30,5
концентрат после обжига 600 °С при температуре 60 °С												
1	24	8,7	30				6,025	18,7	6547,2	50,8	31,2	12,4
2	24	8,4	50				8,088	25,0	15787,2	68,2	41,7	29,9
3	48	8,2	100				8,515	25,4	16473,6	71,8	42,3	31,2
4	24	8,8	30	30			8,610	25,8	15628,8	72,6	43,0	29,6
5	24	9,3	30	40			9,630	27,4	15998,4	81,2	45,7	30,3
6	24	8,8	20	30	1		8,361	24,4	14731,2	70,5	40,6	27,9
7	24	9,3	20	40	1		8,942	23,9	13833,6	75,4	39,8	26,2
8	24	8,8	30	40	1		9,761	25,9	15681,6	82,3	43,2	29,7
9	24	9,3	30	40		1	9,690	37,3	18268,8	81,7	62,2	34,6
10	24	8,8	30	40		2	9,986	38,9	19060,8	84,2	64,8	36,1
11	24	9,0	30	40		3	10,721	41,0	20433,6	90,4	68,4	38,7
12	24	8,6	30	40		4	10,745	40,9	19113,6	90,6	68,2	36,2
13	24	8,7	30	40		5	10,543	40,0	16896	88,9	66,8	32,0

Таким образом, тиосульфатное выщелачивание золота из флотационных концентратов месторождения Тарор может быть рекомендовано как альтернативное цианистому процессу.

ГЛАВА 7. ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ ПРОЦЕССА КУЧНОГО (ОТВАЛЬНОГО) ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЕДНЫХ ЗОЛОТО- СОДЕРЖАЩИХ РУД

7.1. Исследования по колонному выщелачиванию золотосодержащих руд различных месторождений

В последние годы в области золотодобычи ведутся работы по вовлечению в переработку руд с низким исходным содержанием полезных компонентов. Особый интерес для переработки такого сырья представляет процесс кучного выщелачивания. Применение этого процесса позволяет вовлечь в производство забалансовые руды, вскрышные породы карьеров и лежалые отвалы обогатительных фабрик, в которых золото не является основным компонентом. Наибольшие капитальные затраты и простота процесса делают экономически выгодным переработку бедных золотосодержащих руд.

Пригодность и целесообразность переработки сырья процессом кучного выщелачивания должна быть выявлена в результате лабораторных и полупромышленных исследований схемы процесса, технологического режима и технико-экономического обоснования для конкретного случая [100].

Эффективность кучного выщелачивания золота и серебра зависит от многих факторов: состава выщелачиваемого минерального сырья, формы нахождения золота, крепости пород, затрат на добычу руды и рудоподготовку, организации режима ввода реагентов и орошения штабеля. Кучное выщелачивание золота из бедных руд с низким содержанием золота ($>1,0$ г/т) экономически эффективно проводят на постоянно наращиваемых площадках с большими объемами минерального сырья. Как правило, данному способу соответствует более низкое извлечение золота в

продуктивные золотосодержащие растворы [154].

В лабораторных условиях ООО СП «Зеравшан» был произведен цикл испытаний по колонному выщелачиванию на различных типах руд Таджикистана.

Руда укладывалась в колонну на высоту около 2-х метров, сверху на нее подавался раствор цианида натрия, который качался насосом из емкости со скоростью потока 250 мл/минут. Просачиваясь через руду, раствор насыщался благородными металлами, после чего насыщенный раствор прокачивался через колонну с активированным углем. Каждые сутки велся контроль концентрации золота на выходе из колонны. При необходимости для поддержания рН среды на уровне не ниже 10,5 добавляли каустическую соду и цианид натрия для достижения концентрации последнего 500 мг/л. Два раза в день измерялся объем прокачиваемого раствора. Выщелачивание продолжалось до тех пор, пока на выходе из колонны в течение трех дней содержание золота не изменялось. После этого в течение двух дней проводили промывку руды, т.е. прокачивали воду с той же скоростью, что и раствор цианида.

7.2. Исследования по колонному выщелачиванию золотосодержащих руды месторождения Джилау

Для исследования бралась руда с содержанием золота 0,6-1 г/т, добытая из забалансовых горизонтов и лежалых отвалов карьера Джилау. В ходе лабораторных исследований были проведены тестовые эксперименты, которые позволили сделать вывод о высокой эффективности переработки руды месторождения Джилау методом кучного выщелачивания.

Было исследовано влияние расхода цианида натрия на интенсивность выщелачивания золота и серебра на руде месторождения Джилау с содержанием золота 0,63 г/т, класса крупности руды -200 мм. Исследование проводили в лабораторных условиях в 2-х метровых колонах при различных

концентрациях цианида натрия. Продолжительность выщелачивания составляла 45 дней.

Полученные результаты опытов по извлечению золота в колоннах представлены в таблице 7.1.

Таблица 7.1

Извлечение золота в раствор при различных концентрациях цианида

Продолжительность выщелачивания, сутки	Концентрация цианида в выщелачивающем растворе, г/дм ³							
	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
5	10,27	8,53	10,04	12,45	14,38	15,27	16,34	17,61
10	15,68	19,49	21,83	25,78	28,67	32,39	34,57	35,28
15	21,30	26,58	29,66	32,17	34,73	37,03	38,91	38,82
20	24,75	29,81	32,48	35,58	37,28	40,58	43,05	44,38
25	27,42	33,27	36,72	39,34	41,34	45,31	47,80	49,32
30	30,29	38,69	41,78	45,69	46,39	49,82	51,20	53,06
35	32,77	43,33	46,87	50,24	52,42	55,23	55,24	57,54
40	35,46	44,07	47,13	51,83	54,23	58,02	58,71	61,76
45	36,30	42,63	47,69	51,90	55,10	58,41	60,2	61,78

Установлено, что начальная концентрация цианида в пределах 0,2-0,6 г/дм³ незначительно сказывается и на извлечении золота и на продолжительности процесса выщелачивания. Степень извлечения золота из руды за 45 суток достигла 36,3 % при концентрации цианида натрия в растворах 0,2 г/дм³. При поддержании концентрации цианида в растворах на уровне до 0,5 г/дм³ наблюдалось более интенсивное выщелачивание золота в начальный период 12,45 %, затем через 45 суток извлечение золота в продуктивные растворы достигло 51,9 %.

Увеличение концентрации цианида натрия в растворах на уровне 0,8-0,9 г/дм³ существенно сказалось на интенсификации выщелачивания золота – за 5 суток степень извлечения золота в раствор поднялась до 16,3 % и после 45 суток выщелачивания руды степень извлечения золота составила 60,2 %. Дальнейшее повышение концентрации цианида не оказало резкого влияния

на степень извлечения золота. Установлено, что особенно интенсифицируется процесс выщелачивания за последние 20 - 45 суток.

С целью определения характера распределения полезных компонентов по классам крупности проба руды месторождения Джилау со средним содержанием золота 0,63 г/т была подвергнута ситовому анализу, что показано в таблице 7.2 и для наглядности на рисунке 7.1. Определяли выход фракций с содержанием золота в каждой.

Как показали результаты ситового анализа, около 75,9 % золота сосредоточено в классе «-38 мм», из них 42 % в классе «-8 мм», а серебра 70 % сосредоточено в классе «-38 мм», из них 34 % в классе «-8 мм». По степени извлечения золота цианированием по классам нельзя отдать предпочтение какому –либо классу крупности руды. Извлечение золота более 80 % достигнуто как в крупных, так и мелких классах. Наиболее высокое извлечение – 88,7 % имеет место при выщелачивании руды крупностью «- 8 мм».

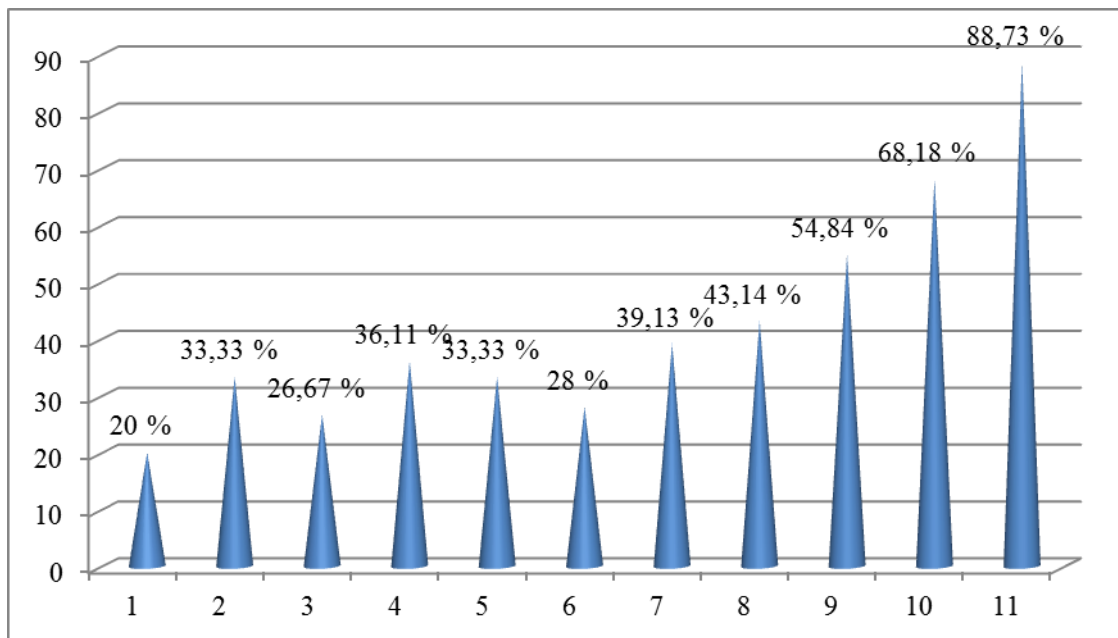


Рисунок 7.1 – Извлечение золота из руды различной крупности, мм: -200 +175 (1); -175 +150 (2); -150 +125 (3); -125 +100 (4); -100 +75 (5); -75 +50 (6); -50 +38 (7); -38 +20 (8); -20 +13 (9); -13 +8 (10); -8 +5 (11).

Таблица 7.2

Результаты выщелачивания металлов цианидом из руды месторождения

Джилау различных классов крупности

Класс крупности, мм	Выход		Суммарный выход, %	Содержание в исходном, г/т		Распределение золота по классам, %		Суммарное распределение золота по классам, %		Содержание золота в хвостах, г/т		Степень извлечения золота по классам, %	
	кг	%		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
-200 +175	9,67	6,91	6,91	0,10	0,18	1,21	1,70	1,21	1,70	0,08	0,17	20,00	5,55
-175 +150	11,28	8,06	14,97	0,12	0,29	1,71	3,21	2,92	4,91	0,08	0,28	33,33	3,45
-150 +125	9,68	6,91	21,88	0,15	0,22	1,83	2,09	4,75	7,00	0,11	0,21	26,67	4,54
-125 +100	12,39	8,85	30,73	0,36	0,40	5,61	4,86	10,36	1,86	0,23	0,38	36,11	5,00
-100 +75	10,04	7,17	37,9	0,27	0,51	3,39	5,03	13,75	16,89	0,18	0,48	33,33	5,88
-75 +50	12,31	8,79	46,69	0,25	0,48	3,87	5,79	17,62	22,68	0,18	0,45	28,00	6,25
-50 +38	11,25	8,04	54,73	0,46	0,66	6,50	7,29	24,12	29,97	0,28	0,60	39,13	9,09
-38 +20	12,04	8,60	63,33	0,51	0,86	7,72	10,16	31,84	40,13	0,29	0,77	43,14	10,46
-20 +13	13,60	9,71	73,04	0,62	0,72	10,58	9,59	42,42	49,72	0,28	0,61	54,84	15,28
-13 +8	14,33	10,24	83,28	0,88	1,16	15,84	16,31	58,26	66,03	0,28	0,94	68,18	18,96
-8 +5	23,41	16,72	100	1,42	1,48	41,74	33,97	100	100	0,16	0,91	88,73	38,51
Итого:	140	100		0,63	0,77	100	100			0,19	0,53	43,0	13,8

На рисунке 7.2 представлены результаты и кинетические кривые выщелачивания золота и серебра из руды месторождения Джилау – 200 мм, с содержанием золота 0,63 г/т, а серебра 0,77 г/т.

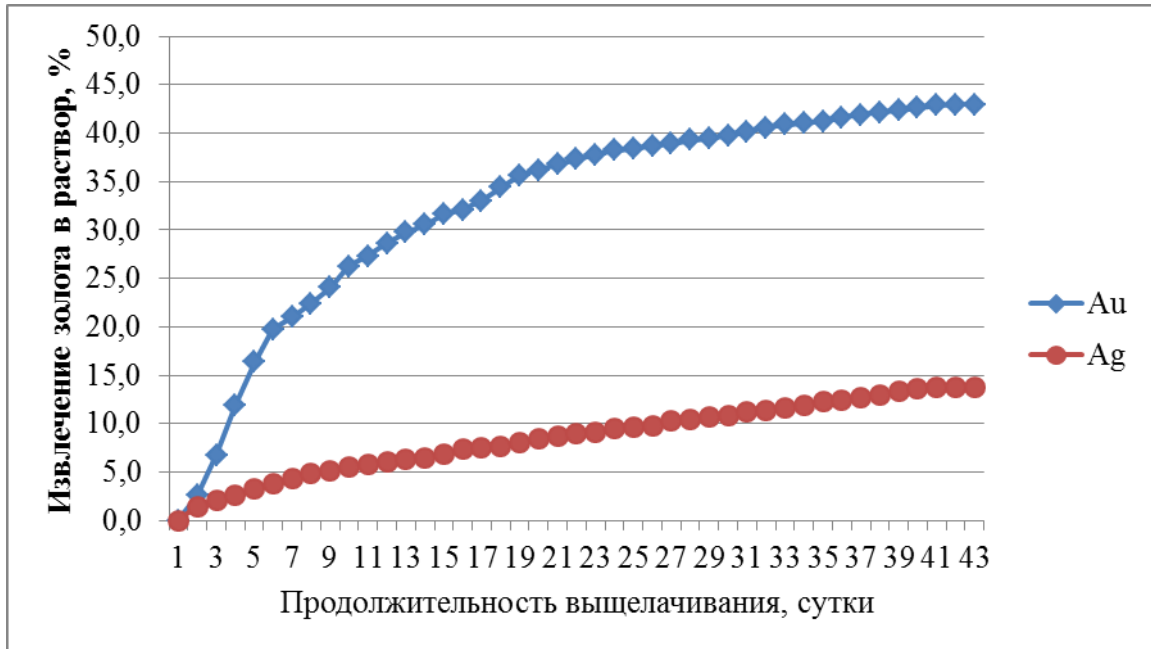


Рисунок 7.2 – Динамика колонного выщелачивания золота и серебра из руды месторождения Джилау.

На пятые сутки в раствор выщелачивается 19,7 % золота и 3,8 % серебра. В последующие сутки извлечение золота в раствор составило 21 %. Затем прирост извлечения уменьшился до 2 %. В последующее время переход золота в раствор замедляется. Для выщелачивания 43,0 % золота и 13,8 % серебра для этой пробы руды потребовалось 43 суток. Расход выщелачивающего раствора составил 4,05 т/т руды. Для набора статистических данных были проведены испытания еще на пробе класса(-50 мм) этого месторождения таблица 7.3.

Как показали результаты ситового анализа, около 78 % золота сосредоточено в классе «–8 мм», из них 59 % в классе «–1 мм», а серебра 77 % сосредоточено в классе «–8 мм», из них 56 % в классе «–1 мм». По степени извлечения золота более 50 % достигнуто как в крупных, так и мелких

классах. Наиболее высокая степень извлечения 82,8 % имеет место при выщелачивании руды крупностью «– 1 мм».

Таблица 7.3

Результаты выщелачивания металлов цианидом из руды месторождения
Джилау различных классов крупности

Класс крупности, мм	Выход %	Суммарный выход, %	Содержание в исходном, г/т		Распределение золота по классам, %		Суммарное распределение золота по классам, %		Содержание золота в хвостах, г/т		Степень извлечения золота по классам, %	
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
-50 +38	12,66	12,66	0,36	0,62	5,49	6,45	5,49	6,45	0,25	0,57	30,55	8,06
-38 +20	10,32	22,98	0,32	0,53	3,98	4,50	9,47	10,95	0,16	0,48	50,00	9,43
-20 +13	8,23	31,21	0,54	0,68	5,35	4,61	14,82	15,56	0,31	0,59	42,59	13,23
-13 +8	9,20	40,41	0,61	0,91	6,76	6,88	21,58	22,44	0,26	0,82	57,38	9,89
-8 +5	7,90	48,31	0,68	1,18	6,47	7,66	28,05	30,10	0,31	0,96	54,41	18,64
-5 +1	11,61	59,92	0,93	1,49	13,02	14,22	41,07	44,32	0,30	1,10	67,74	26,17
-1	40,08	100	1,22	1,69	58,93	55,68	100	100	0,21	1,11	82,79	34,32
Итого:	100		0,70	1,23	100	100			0,26	0,80	55,06	17,10

**7.3. Исследования по колонному выщелачиванию
золотосодержащей руды месторождения Хирсхона**

Для проведения исследования было отобрано около 8 тонн бедной руды из месторождения Хирсхона со средним содержанием золота 0,6 – 0,8 г/т. После квартования пробу руды подвергли ситовому анализу с применением сит размером 200, 175, 150, 125, 100, 75, 50, 38 и 20 мм. Определяли выход фракций с содержанием золота в каждой (таблица 7.4 и рисунок 7.3).

Таблица 7.4

Результаты выщелачивания металлов цианидом из руды месторождения
Джилау различных классов крупности

Класс крупности, мм	Выход		Суммарный выход, %	Содержание в исходном, г/т		Распределение золота по классам, %		Суммарное распределение золота по классам, %		Содержание золота в хвостах, г/т		Степень извлечения золота по классам, %	
	кг	%		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
-200 +175	10,8	7,77	7,77	0,12	0,24	1,88	2,84	1,88	2,84	0,07	0,21	41,67	12,5
-175 +150	11,2	8,06	15,83	0,09	0,33	1,46	4,06	3,34	6,90	0,05	0,28	44,44	16,67
-150 +125	12,0	8,63	24,46	0,16	0,30	2,80	3,96	6,14	10,86	0,10	0,26	37,50	13,33
-125 +100	10,6	7,63	32,09	0,23	0,41	3,54	4,78	9,68	15,64	0,14	0,32	39,13	21,95
-100 +75	10,7	7,71	39,80	0,29	0,32	4,52	3,77	14,2	19,41	0,15	0,26	48,27	18,75
-75 +50	11,5	8,27	48,07	0,28	0,37	4,68	4,67	18,88	24,08	0,13	0,28	53,57	24,32
-50 +38	10,6	7,62	55,69	0,33	0,44	5,08	5,11	23,96	29,19	0,19	0,32	42,42	27,27
-38 +20	12,9	9,28	64,97	0,44	0,58	8,26	8,22	32,22	37,41	0,19	0,40	56,82	31,03
-20 +13	12,2	8,78	73,75	0,59	0,82	10,49	10,99	42,71	48,40	0,23	0,52	62,02	36,58
-13 +8	15,6	11,22	84,97	0,78	1,19	17,72	20,39	60,43	68,79	0,32	0,64	58,97	46,22
-8 +5	20,9	15,03	100	1,30	1,36	39,57	31,21	100	100	0,44	0,65	66,15	52,20
Итого:	139	100		0,60	0,84	100	100			0,18	0,38	49,20	30,30

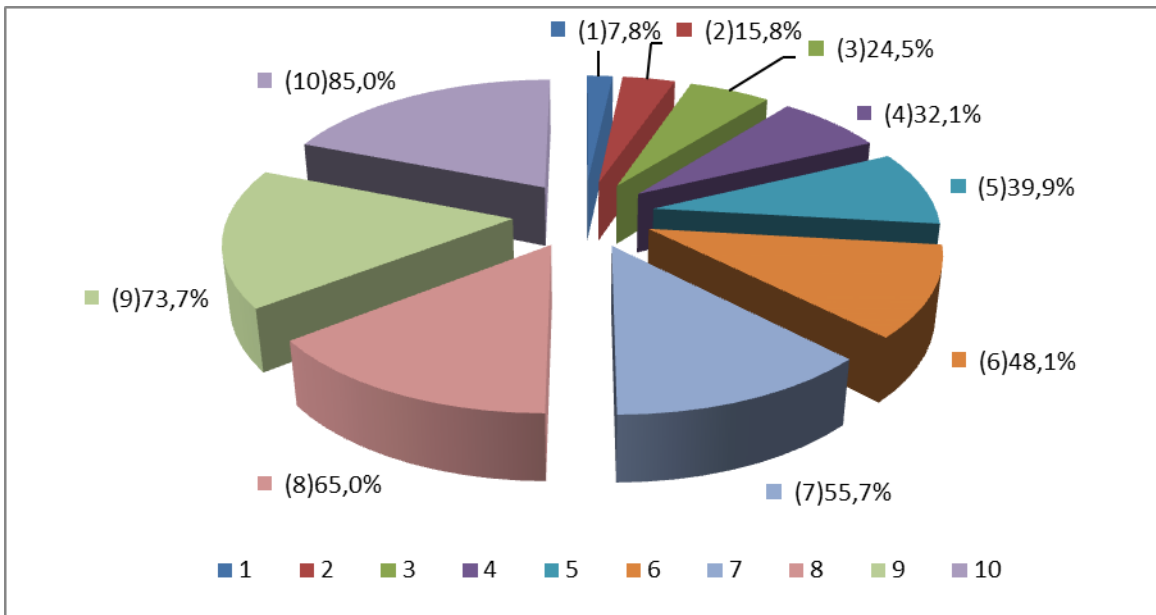


Рисунок 7.3 – Гранулометрический состав месторождения Хирсхона: классы крупности, мм: -200 (1); -175 (2); -150 (3); -125 (4); -100 (5); -75 (6); -50 (7); -38 (8); -20 (9); -13 (10).

Как показали результаты ситового анализа, около 76 % золота сосредоточено в классе «-38 мм», из них 40 % в классе «-8 мм», а серебра 71 % сосредоточено в классе «-38 мм», из них 31 % в классе «-8 мм». Наиболее высокая степень извлечения золота 66 % имеет место при выщелачивании руды крупностью «- 8 мм».

С целью повышения извлечения благородных металлов при отвальном выщелачивании были проведены исследования с применением более концентрированных цианистых растворов (700 мг/дм^3).

В таблице 7.5 представлены результаты выщелачивания золота и серебра из руды месторождения Хирсхона.

Как видно из таблицы, при выщелачивании золота из руды крупностью -200 мм при концентрации NaCN 300 мг/дм^3 извлечение золота составляет не более 49 %. После повышения концентрации NaCN до 700 мг/дм^3 извлечение золота резко увеличивается, при этом прирост извлечения составляет 9,1 – 10,5.

При цианировании руд крупностью «-50 мм» в аналогичных условиях извлечение золота повышается на 10,5 %. С ростом концентрации цианида наблюдается также повышение извлечения серебра. Продолжительность выщелачивания в лабораторных условиях составляла не менее 40 дней.

Таблица 7.5

Результаты лабораторных исследований по колонному выщелачиванию руды месторождения Хирсхона

№ Опы-та	Класс круп-ностью, мм(-)	Содер. Au в исход-ной руде, г/т	Содер. Ag в исходной руде, г/т	Кон-центрация NaCN, мг/дм ³	Сте-пень извле-чения Au, %	Сте-пень извле-чения Ag, %	Расход NaCN, кг/т	Рас-ход СаО, кг/т
1	200	0,60	0,84	300	49,2	30,3	0,342	0,240
2	200	0,66	0,71	700	58,3	37,2	0,338	0,320
3	50	0,72	0,88	300	60,9	17,0	0,575	0,340
4	50	0,96	0,86	700	71,4	25,2	0,610	0,420

Эти результаты показывают, что отвальным выщелачиванием можно извлечь более 50 % золота, содержащегося в различных типах бедных руд. Согласно практике, расход цианида в производстве обычно примерно на 40 % ниже, чем в лабораторных колоннах. Таким образом, следует ожидать, что расход цианида в промышленных условиях будет в пределах 100 – 200 г/т.

7.4. Исследования по колонному выщелачиванию золотосодержащей руды месторождения Олимпийское

В ходе лабораторных исследований были проведены тестовые эксперименты, которые позволили сделать вывод о высокой эффективности переработки руды месторождения Олимпийское методом кучного выщелачивания. Для проведения опытов бралась руда с содержанием золота

0,6-0,7 г/т, при расходе цианида от 0,2 до 0,5 кг/т. Извлечение золота при этом составило 60 %.

С целью определения характера распределения полезных компонентов проба руды месторождения Олимпийского со средним содержанием золота 0,63 г/т была подвергнута ситовому анализу (таблица 7.6). Определяли выход фракций с содержанием золота в каждой.

Как показали результаты ситового анализа, около 64 % золота сосредоточено в классе «-38 мм», из них 31 % в классе «-8 мм», а серебра 64 % сосредоточено в классе «-38 мм», из них 30 % в классе «-8 мм». По степени извлечения золота цианированием по классам нельзя отдать предпочтение какому –либо классу крупности руды, извлечение золота более 50 % достигнуто как в крупных, так и мелких классах. Наиболее высокое извлечение – 89,3 % имеет место при выщелачивании руды крупностью «- 8 мм» (рисунок 7.4).

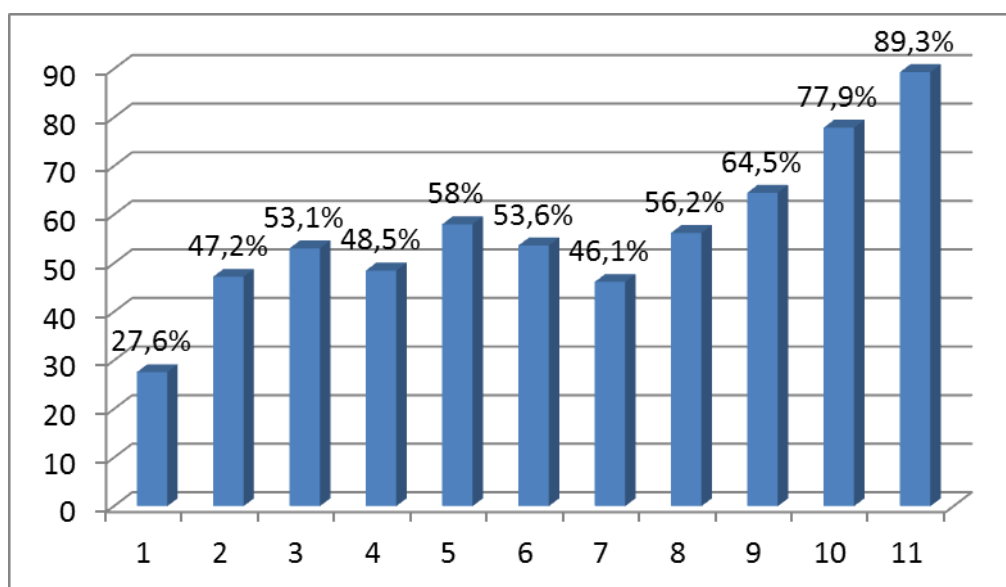


Рисунок 7.4 – Извлечение золота в различные классы крупности согласно granulометрическому составу руды Олимпийского месторождения: классы крупности, мм: -200 +175(1); -175 +150(2); -150 +125(3); -125 +100(4); -100 +75(5); -75 +50(6); -50 +38(7); -38 +20(8); -20 +13(9); -13 +8(10); -8 +5(11).

Таблица 7.6

Результаты выщелачивания металлов цианидом из руды месторождения

Олимпийское различных классов крупности

Класс крупности, мм	Выход		Суммарный выход, %	Содержание в исходном, г/т		Распределение золота по классам, %		Суммарное распределение золота по классам, %		Содержание золота в хвостах, г/т		Степень извлечения золота по классам, %	
	кг	%		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
-200 +175	8,28	6,90	6,90	0,29	0,21	3,25	1,85	3,25	1,85	0,21	0,19	27,58	9,52
-175 +150	9,70	8,08	14,98	0,36	0,39	4,72	4,02	7,97	5,87	0,19	0,33	47,22	15,38
-150 +125	7,43	6,19	21,17	0,49	0,56	4,92	4,43	12,89	10,30	0,23	0,45	53,06	19,64
-125 +100	10,24	8,53	29,70	0,33	0,73	4,56	7,96	17,45	18,26	0,17	0,61	48,48	16,43
-100 +75	9,69	8,08	37,78	0,50	0,58	6,56	5,99	24,01	24,25	0,21	0,46	58,00	20,68
-75 +50	11,41	9,51	47,29	0,41	0,44	6,33	5,34	30,34	29,59	0,19	0,32	53,65	27,27
-50 +38	8,22	6,85	54,14	0,52	0,76	5,77	6,66	36,11	36,25	0,28	0,53	46,15	30,26
-38 +20	10,64	8,87	63,01	0,48	0,89	6,92	10,08	43,03	46,33	0,21	0,63	56,25	29,21
-20 +13	11,78	9,82	72,83	0,62	0,81	9,89	10,15	52,92	56,48	0,22	0,51	64,51	37,04
-13 +8	13,81	11,50	84,33	0,86	0,96	16,05	14,10	68,97	70,58	0,19	0,50	77,90	47,91
-8 +5	18,80	15,67	100,00	1,22	1,47	31,03	29,42	100,00	100,00	0,13	0,64	89,34	56,45
Итого:	120	100		0,63	0,75	100	100			0,20	0,47	59,4	30,0

На рисунке 7.5 представлены результаты и кинетические кривые выщелачивания золота и серебра из руды месторождения Олимпийское крупностью –200 мм, с содержанием золота 0,63 г/т, а серебра 0,75 г/т.

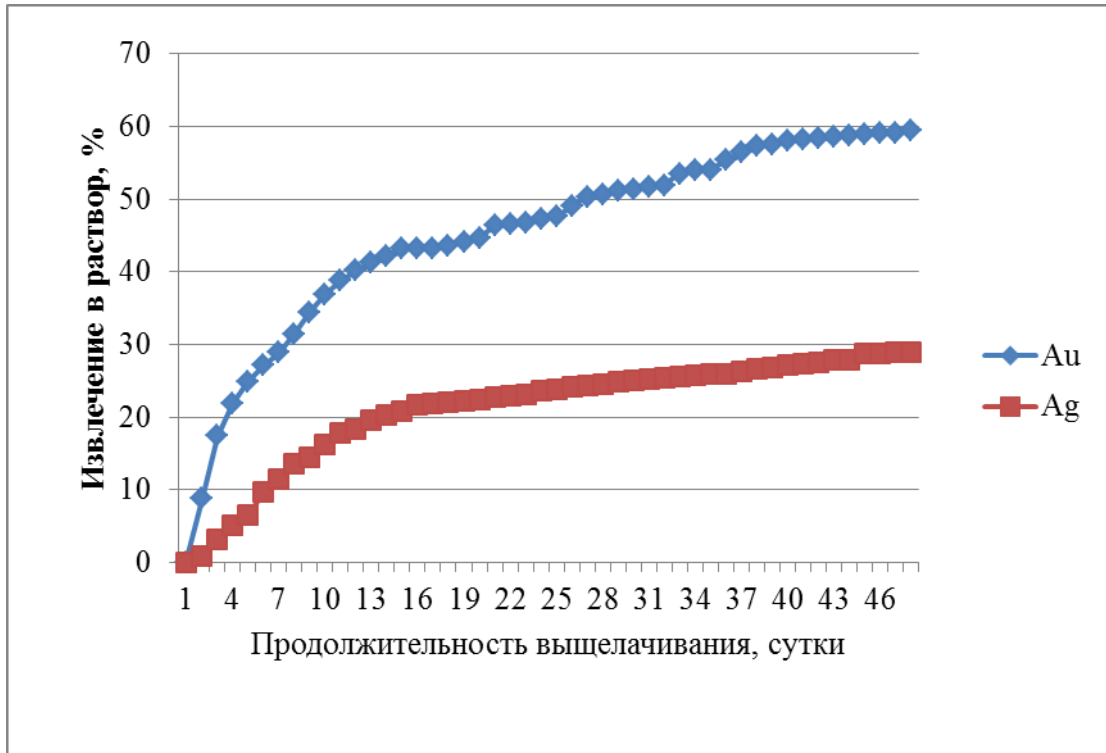


Рисунок 7.5 – Динамика колонного выщелачивания золота и серебра из руды месторождения Олимпийское

В первые сутки в раствор выщелачивается 8,8 % золота и 0,9 % серебра. В последующие сутки извлечение золота в раствор составило 17,4 %. Затем прирост извлечения уменьшился до 4,7 %. В последующее время переход золота в раствор замедляется. Для выщелачивания 59,4 % золота и 30 % серебра для этой пробы руды потребовалось 48 суток. Расход выщелачивающего раствора составил 4,06 т/т руды. Для набора статистических данных были проведены испытания еще на одной пробе (-50 мм) этого месторождения (таблица 7.7 и рисунок 7.6).

Таблица 7.7

Результаты выщелачивания металлов цианидом из руды Олимпийского месторождения «-50 мм» различных классов крупности

Класс крупности, мм	Выход %	Суммарный выход, %	Содержание в исходном, г/т		Распределение золота по классам, %		Суммарное распределение золота по классам, %		Содержание золота в хвостах, г/т		Степень извлечения золота по классам, %	
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
-50 +38	8,21	8,21	0,31	0,43	3,77	3,80	3,77	3,80	0,19	0,36	38,71	16,27
-38 +20	10,72	18,93	0,39	0,40	6,18	4,61	9,95	8,41	0,23	0,34	41,02	15,0
-20 +13	11,14	30,07	0,56	0,66	9,22	7,90	19,17	16,31	0,25	0,54	55,36	18,18
-13 +8	7,36	37,43	0,47	0,77	5,11	6,10	24,28	22,41	0,21	0,62	55,32	19,48
-8 +5	9,64	47,07	0,41	0,78	5,84	8,09	30,12	30,5	0,15	0,59	63,41	24,36
-5 +1	14,86	61,93	0,74	1,14	16,42	18,21	46,54	48,71	0,20	0,88	72,97	22,20
-1	38,07	100	0,95	1,25	53,46	51,29	100	100	0,17	0,89	82,10	28,50
Итого:	100		0,68	0,93	100	100			0,20	0,60	54,8	20,57

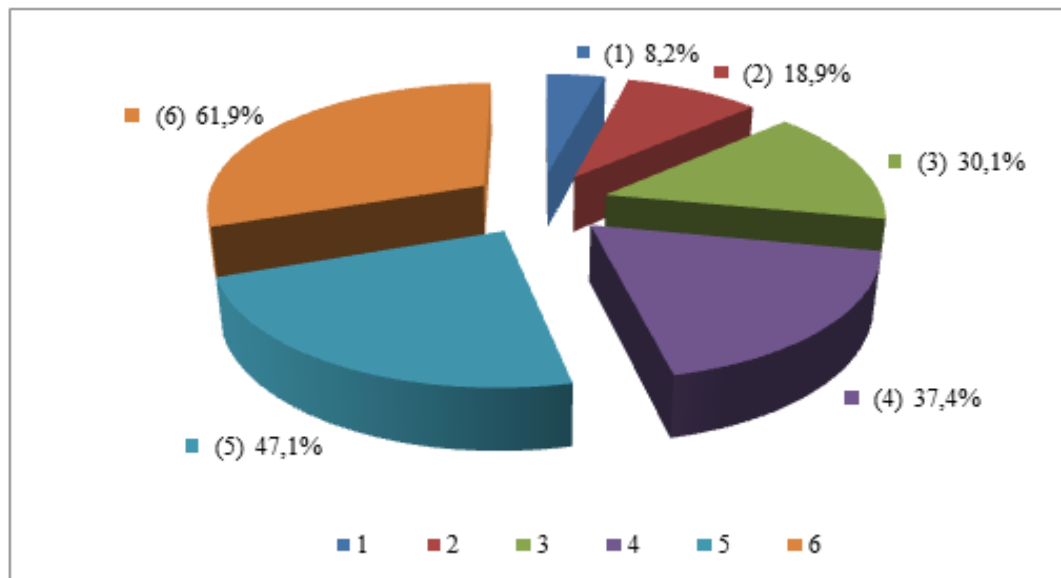


Рисунок 7.6 – Гранулометрический состав Олимпийского месторождения: классы крупности, мм: -50 (1); -38 (2); -20 (3); -13 (4); -8 (5); -5 (6);

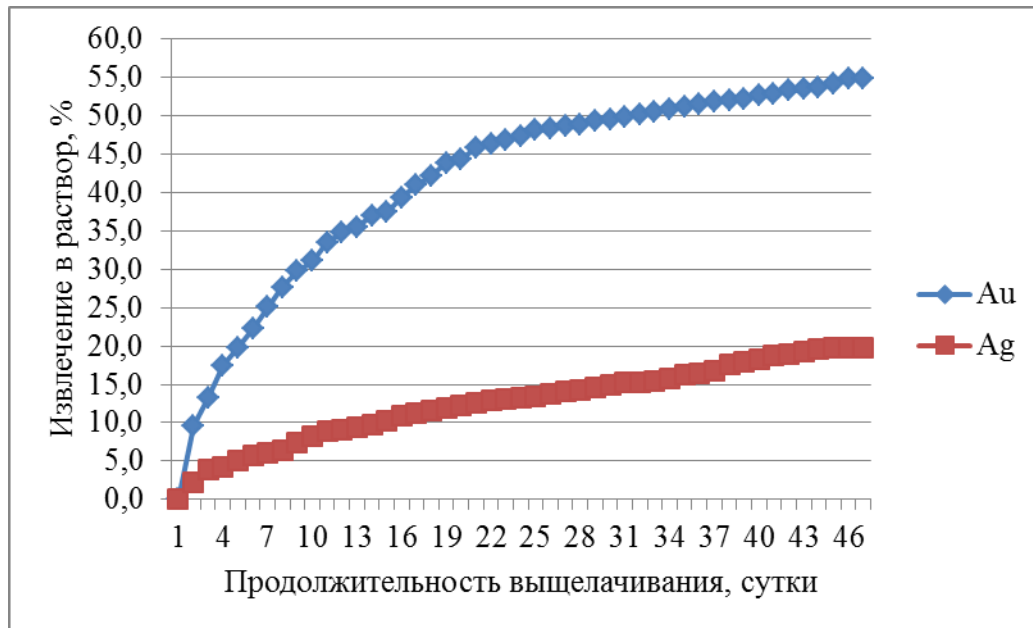


Рисунок 7.7 – Динамика колонного выщелачивания золота и серебра из руды месторождения Олимпийское.

При цианировании руд крупностью «-50 мм» (рисунок 7.7) в аналогичных условиях степень извлечения золота составляет 54,8 %. С ростом концентрации цианида наблюдается также повышение извлечения серебра. Продолжительность выщелачивания в лабораторных условиях составляла не менее 48 суток.

7.5. Исследования по колонному выщелачиванию золотосодержащей руды месторождения Северное Джилау

Проба из этого месторождения со средним содержанием золота 0,82 г/т была подвергнута ситовому анализу с применением сит крупностью 50, 38, 20, 13, 8, 5 и 1 мм (таблица 7.8). Определяли выход фракций с содержанием золота в каждой.

Как показали результаты ситового анализа, около 80 % золота сосредоточено в классе «- 8 мм», из них 63 % в классе «-1 мм». Результаты степени извлечения золота цианированием по классам крупности приведены в рисунок 7.8. Как видно из рисунка, более 70 % извлечения золота

достигнуто на мелких классах «-38 мм». Наиболее высокое извлечение 90,97 % имеет место при выщелачивании руды крупностью «-1 мм».

Таблица 7.8

Результаты выщелачивания золота цианидом из руды различного гранулометрического состава месторождения Северное Джилау

Класс крупности, мм	Выход		Суммарный выход, %	Содержание в исходном, г/т	Распределение золота по классам, %	Суммарное распределение золота по классам, %	Содержание золота в хвостах, г/т	Степень извлечения золота по классам, %
	кг	%						
-50 +38	13,9	11,63	11,63	0,38	4,5	4,5	0,24	36,84
-38 +20	11,0	9,21	20,84	0,42	4,0	8,5	0,17	59,52
-20 +13	9,8	8,20	29,04	0,58	4,8	13,3	0,25	56,89
-13 +8	10,6	8,87	37,91	0,65	6,0	19,3	0,19	70,77
-8 +5	9,5	7,95	45,86	0,72	5,9	25,2	0,17	76,39
-5 +1	13,3	11,13	56,99	0,98	11,2	36,4	0,11	88,77
-1	51,4	43,01	100	1,44	63,6	100,00	0,13	90,97
Итого:	119,5	100		0,82	100		0,18	68,50

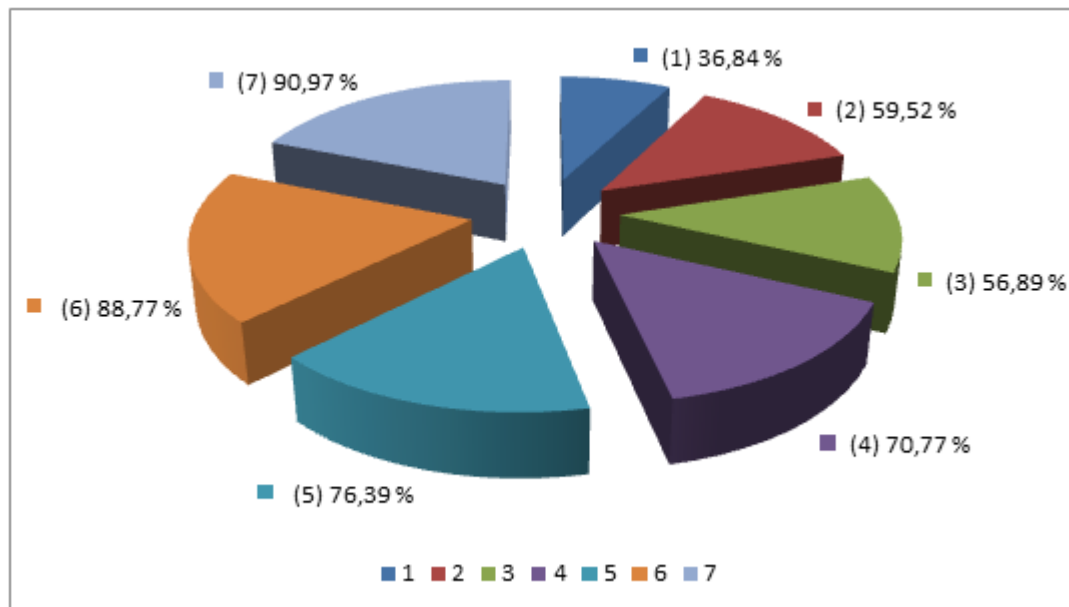


Рисунок 7.8 – Извлечение золота из руды месторождения Северное Джилау различного гранулометрического состава : классы крупности, мм: -50 (1); -38 (2); -20 (3); -13 (4); -8 (5); -5 (6); -1(7).

С целью повышения извлечения благородных металлов при отвальном выщелачивании были проведены исследования с применением более концентрированных цианистых растворов (700 мг/дм³).

В таблице 7.9 представлены результаты выщелачивания золота и серебра из руд различных сортов месторождения.

Как видно из таблицы, при выщелачивании золота из руд различных сортов крупностью -200 мм при концентрации NaCN 300 мг/дм³ извлечение золота составляет не более 53 %. После повышения концентрации NaCN до 700 мг/дм³ извлечение золота резко увеличивается, при этом прирост извлечения составляет 9,5 – 11.

При цианировании руд крупностью «-50 мм» в аналогичных условиях извлечение золота повышается на 11 %. С ростом концентрации цианида наблюдается также повышение извлечения серебра. Продолжительность выщелачивания в лабораторных условиях составляла не менее 50 суток.

Таблица 7.9

Результаты лабораторных исследований по колонному выщелачиванию руды месторождения Северное Джилау

№ Опы-та	Класс круп-ностью, мм(-)	Содер. Au в исход-ной руде, г/т	Содер. Ag в исходной руде, г/т	Кон-цент-рация NaCN, мг/дм ³	Сте-пень извле-чения Au, %	Сте-пень извле-чения Ag, %	Расход NaCN, кг/т	Рас-ход CaO, кг/т
1	200	0,80	0,84	300	52,6	12,3	0,280	0,225
2	200	1,05	0,71	700	61,8	20,6	0,320	0,320
3	50	0,82	0,88	300	70,5	17,9	0,343	0,280
4	50	1,03	0,86	700	81,3	25,6	0,530	0,380

*Влияние температуры процесса цианирования на степень извлечения
золота при колонном выщелачивании*

Изучение влияния температуры на степень извлечения золота цианированием при колонном выщелачивании проводилось на руде крупностью «-50 мм». Как и в предыдущих исследованиях, подогретый до определенной температуры раствор прокачивался через руду в течение 25 суток. Контроль за процессом осуществлялся ежедневно. Результаты исследований представлены на рисунке 7.9. Как видно из приведенных данных, повышение температуры раствора до 20-40 °С положительно влияет на растворение золота. При температуре 10 °С за 10 суток золото извлекается только на 51,3 %, в то время как при повышении температуры скорость реакции увеличивается, и при температуре 30 °С за 10 суток извлечение золота повышается до 70,5 % и за 25 суток составляет 76,7 %. Повышение температуры до 40 °С незначительно изменяет извлечение золота.

Необходимо отметить, что при повышении температуры процесса повышается расход цианида. Так, при 10 °С за 25 суток цианирования руды месторождения Северное Джилау расход цианида составил 0,380 кг/т, в то время как при 30 °С 740 г/т. При 40 °С эта цифра выросла до 1,185 кг/т. На наш взгляд, стоимость доизвлеченного золота с лихвой окупит повышенный расход цианида.

На основании проведенных исследований можно заключить, что для интенсификации процесса цианирование руды следует вести при температуре 20-30 °С.

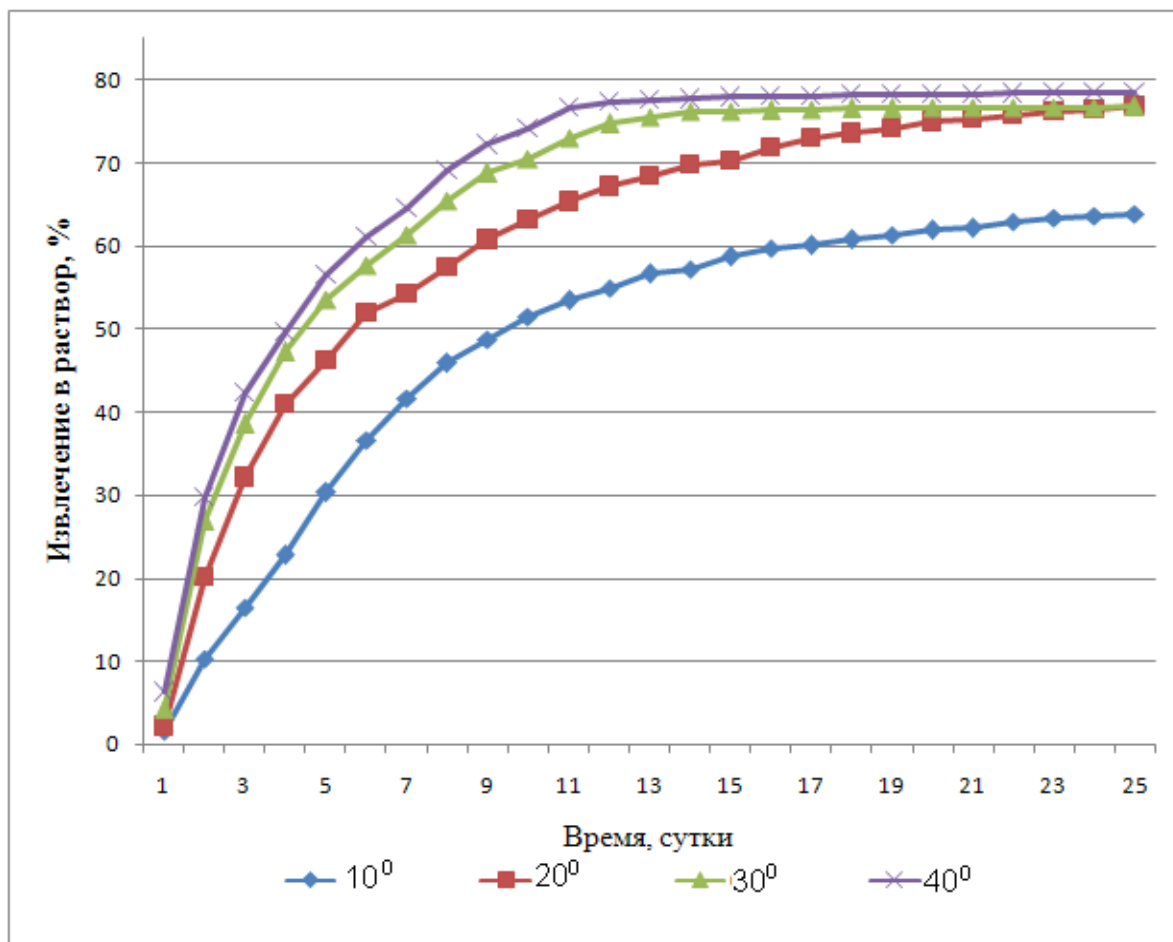


Рисунок 7.9 – Влияние температуры цианистого раствора на извлечение золота при колонном выщелачивании руды.

7.6. Исследования по колонному выщелачиванию золотосодержащей руды месторождения Тарор

Для проведения исследования в лабораторных условиях была отобрана проба руды месторождения Тарор с содержанием золота 2-5 г/т, серебра 10-20 г/т и 0,7-1 % меди.

С целью определения характера распределения полезных компонентов проба руды месторождения Тарор со средним содержанием золота 4,89 г/т. была подвергнута ситовому анализу (таблица 7.10). Определяли выход фракций с содержанием золота, серебра и меди в каждой (рисунок 7.10).

Как показали результаты ситового анализа, около 80 % золота

Таблица 7.10

Результаты выщелачивания металлов цианидом из руды месторождения
Тарор различных классов крупности

Класс крупности, мм	Выход, %	Суммарный выход, %	Содержание в исходном, г/т			Распределение металлов по классам, %			Суммарное распределение золота по классам, %			Содержание золота в хвостах, г/т,			Степень извлечения золота по классам, %		
			Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
-200 +150	4,07	4,07	1,43	10,24	0,49	1,38	2,10	2,27	1,38	2,10	2,27	1,12	9,46	0,43	21,67	7,62	12,24
-150 +100	7,49	11,56	2,16	11,44	0,58	3,84	4,32	4,94	5,22	6,42	7,21	1,54	10,70	0,49	28,70	6,47	15,52
-100 +50	9,74	21,30	4,05	17,18	0,55	9,35	8,45	6,10	14,57	14,87	13,31	2,72	15,41	0,44	32,84	10,30	20,00
-50 +30	9,24	30,54	2,39	12,04	0,76	5,23	5,62	7,99	19,80	20,49	21,30	1,76	10,51	0,62	26,36	12,71	18,42
-30 +20	7,80	38,34	3,53	15,90	0,87	6,53	6,26	7,73	26,33	26,75	29,03	2,30	13,32	0,70	34,84	16,23	19,54
-20 +10	11,32	49,66	4,28	17,51	0,81	11,48	10,00	10,44	37,81	36,75	39,47	2,60	13,87	0,58	39,25	20,79	28,39
-10 +5	15,22	64,88	3,78	21,79	0,92	13,64	16,74	15,94	51,45	53,49	55,41	2,00	17,51	0,62	47,09	19,64	32,61
-5 +1	16,53	81,41	5,19	24,11	0,94	20,33	20,12	17,70	71,78	73,61	73,11	2,13	18,24	0,59	58,96	24,35	37,23
-1 +0,074	11,92	93,33	5,92	26,82	1,22	16,73	16,14	16,56	88,51	89,75	89,67	1,80	19,03	0,64	69,59	29,04	47,54
-0,074	6,67	100,00	7,27	30,44	1,36	11,49	10,25	10,33	100,0	100,0	100,0	1,70	19,96	0,65	76,62	34,43	52,20
Итого:	100		4,89	22,06	0,97	100	100	100				1,96	14,80	0,58	43,73	18,16	28,37

сосредоточено в классе «-30 мм», из них 11 % в классе «-0,074 мм», а серебра 80 % сосредоточено в классе «-30 мм», из них 10 % в классе «-0,074 мм» и 79 % меди сосредоточено в классе «-30 мм», из них 11 % в классе «-0,074 мм». Наиболее высокое извлечение золота 76,6 % имеет место при выщелачивании руды крупностью «-0,074 мм».

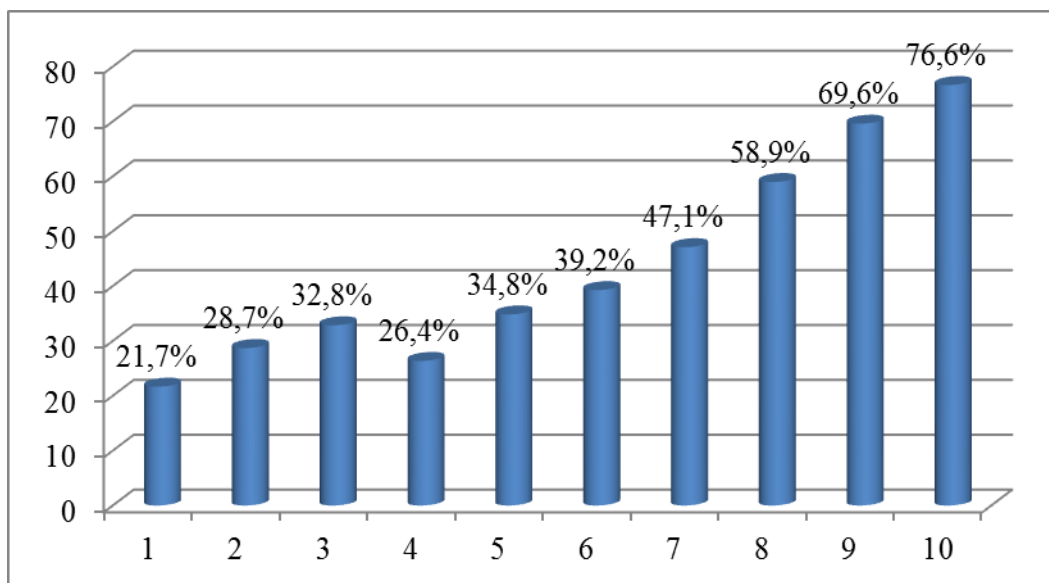


Рисунок 7.10 – Извлечение золота в классы различного гранулометрического состава Тарорского месторождения: классы крупности, мм: -200 +150 (1); -150 +100 (2); -100 +50 (3); -50 +30 (4); -30 +20 (5); -20 +10 (6); -10 +5 (7); -5 +1 (8); -1 +0,074 (9); -0,074 (10).

На рисунке 7.11 представлены результаты и кинетические кривые выщелачивания золота, серебра и меди из руды крупностью «-200мм» месторождения Тарор, с содержанием золота 4,89 г/т, серебра 22,06 г/т и меди 0,97 %. В первые сутки в раствор выщелачивается 2,6 % золота, 0,6 % серебра и 0,7 меди. На десятые сутки извлечение золота в раствор составило 20 %. В последующее время переход золота в раствор замедляется. Для выщелачивания 43,7 % золота, 18 % серебра и 28 % меди потребовалось 69 суток. Увеличение продолжительности выщелачивания не улучшает показатели процесса. Расход выщелачивающего раствора составил 5,77 т/т руды.

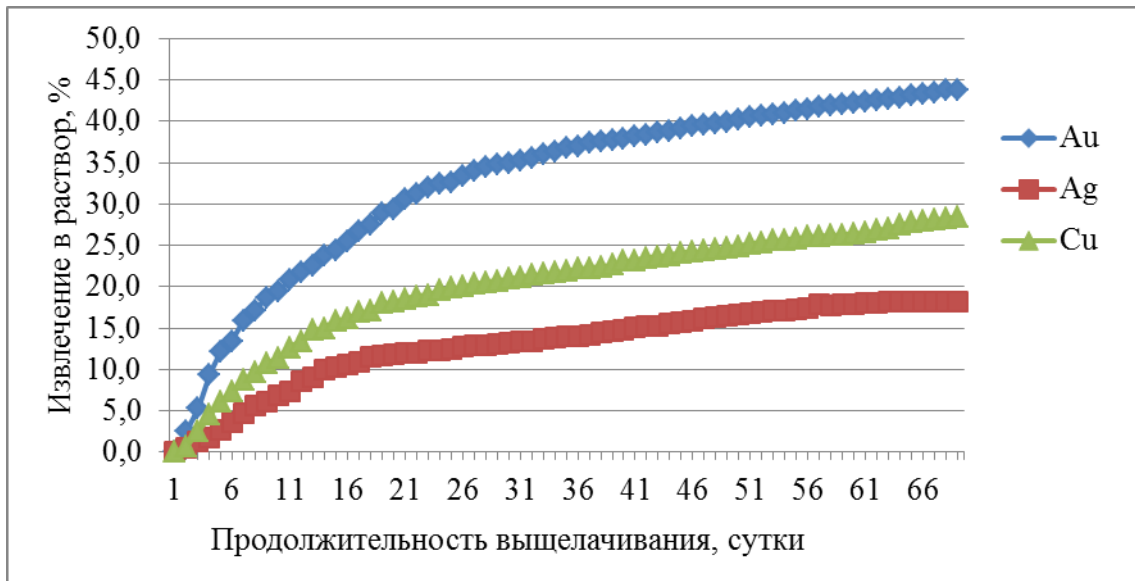


Рисунок 7.11 – Динамика колонного выщелачивания золота, серебра и меди из руды месторождения Тарор.

Этого и следовало ожидать, т.к. руды месторождения Тарор можно отнести к категории упорных, золото в руде тонкодисперсное и тесно связано с сульфидными минералами.

7.7. Полупромышленные испытания и разработка математических моделей процесса кучного (отвального) выщелачивания бедных руд месторождения Джилау

В СП «Зарафшан» скопилось большое количество бедных руд, содержащих золото меньше, чем 0,8 г/т.

Более ранняя, работавшая на предприятии компания «Bateman Engineers», предложила проект кучного выщелачивания бедной руды, содержащей золота 1,39 г/т с мощностью переработки 5 млн. тонн руды в год. Проект включал в себя дробление руды, агломерацию, укладку ее на площадке, с последующим орошением цианидом. Капитальные затраты по проекту оцениваются в 55 млн. долларов США.

Имеется практика применения упрощенного метода кучного выщелачивания для переработки бедных руд, так называемого «отвального выщелачивания», которая широко распространена на многих горнодобывающих предприятиях. В этом случае такие дорогостоящие операции как дробление, агломерация и другие подготовительные работы исключаются, и руда идет на штабелирование прямо с карьера без предварительной обработки. Отсюда происходит термин «отвального выщелачивания». Руда орошается раствором цианида, и извлечение золота активированным углем происходит так же, как и при кучном выщелачивании.

Извлечение золота может быть ниже, чем при предварительной подготовке руды, но экономия по капитальным и производственным затратам компенсирует этот недостаток. Это позволяет вести рентабельную переработку руды, которую невыгодно перерабатывать на фабрике методом чанового выщелачивания.

Проба из этого месторождения со средним содержанием золота 0,64 г/т была подвергнута ситовому анализу с применением сит с размером отверстий 200, 175, 150, 125, 100, 75, 50, 38, 20, 13, 8 и 5 мм, (таблица 7.11). Определяли выход фракций с содержанием золота в каждой, а также проводили опыты по цианированию каждого класса крупности. Как видно из таблицы, извлечение золота при отвальном выщелачивании данной руды вполне удовлетворительное и колеблется от 51,85 до 77,23 %. Как и следовало ожидать, наиболее высокое извлечение наблюдается для мелких классов руды.

Промышленные испытания были начаты после завершения лабораторных исследований выщелачивания бедной руды месторождения Джилау.

Таблица 7.11

Результаты гранулометрического состава руды месторождения Джилау и выщелачивания золота цианидом из классов руды различной крупности

Класс крупности, мм	Выход		Суммарный выход, %	Содержание в исходном, г/т	Распределение золота по классам, %	Суммарное распределение золота по классам, %	Содержание золота в хвостах, г/т	Степень извлечения золота по классам, %
	кг	%						
-200 +175	304	14,69	14,69	0,08	2,27	2,27	0,03	62,5
-175 +150	173	8,36	23,05	0,10	1,63	3,90	0,04	60,0
-150 +125	165	7,98	31,03	0,18	2,79	6,69	0,07	61,11
-125 +100	171	8,27	39,3	0,25	4,1	10,7	0,09	64,0
-100 +75	112	5,41	44,71	0,27	2,83	13,53	0,13	51,85
-75 +50	119	5,75	50,46	0,23	2,56	16,09	0,07	69,56
-50 +38	126	6,09	56,55	0,32	3,78	19,87	0,11	65,62
-38 +20	138	6,67	63,22	0,47	6,07	25,94	0,17	63,83
-20 +13	98	4,74	67,96	0,58	5,33	31,27	0,19	67,24
-13 +8	174	8,41	76,37	0,76	12,39	43,66	0,22	71,05
-8 +5	489	23,63	100	1,23	56,34	100	0,28	77,23
Итого:	2069	100		0,64	100		0,13	64,91

Испытательная куча выщелачивания была расположена внутри одного из недостроенных сгустителей, в 50-60 метрах от здания фабрики и на расстоянии 800 метров от хвостохранилища.

Этот участок был доступен для проезда, рядом с энергосистемами и позволял персоналу обогатительной фабрики контролировать процесс и осуществлять безопасное извлечение золота. Основание сгустителя было модифицировано и закупорено цементированием. Было уложено 14,8 тыс. тонн бедной руды из месторождения Джилау. Опытная куча эксплуатировалась с использованием стандартного насосного и распылительного оборудования, труб и приборов.

Технологическая схема выщелачивания представлена на рисунке 7.12.

Над кучей была установлена необходимая сеть орошения, система сбора раствора. Системы рециркуляции раствора и распылителей были приведены в рабочее состояние с использованием технической воды с фабрики. После этого рН раствора был доведен до необходимого значения 10,2, концентрация цианида до 300 мг/л, после чего процесс выщелачивания был начат незамедлительно со скоростью циркуляции раствора 23 м³/ч. Поток насыщенного раствора выщелачивания (ПНР), выходящий из отвала, регулировался так, чтобы поддерживать постоянный уровень раствора в нижней части основания сгустителя. Этот раствор перекачивался в емкость насыщенного раствора, из которой он переливался в емкость ненасыщенного раствора выщелачивания. Поток насыщенного раствора со скоростью 10 м³/ч направлялся из емкости насыщенного раствора в колонну угля, которая работала в режиме восходящего потока. Колонна содержала 1100 кг угля, которая адсорбировала золото из ПНР. После сорбции золота на угле ненасыщенный раствор цианида переливался из колонны в емкость ненасыщенного раствора. Содержание золота в переливе колонны угля поддерживалось ниже 0,1 мг/л. Процесс выщелачивания продолжался в течение 66 дней до тех пор, пока прирост извлечения золота не наблюдался. После извлечения золота из циркулировавшего раствора в колонне угля раствор из колонны подавался в систему измельчения фабрики со скоростью 7 м³/ч, а раствор выщелачивания для промывки кучи был заменен технической водой. С началом промывки было прекращено добавление каустической соды и цианида. Промывка продолжалась до того времени, когда отвал стал экологически безопасен для размещения в хвостохранилище. Дальнейшее добавление воды было прекращено, и раствор был полностью выкачан из отвала в систему измельчения фабрики.

После окончания цикла выщелачивания 6 дней отработанная куча

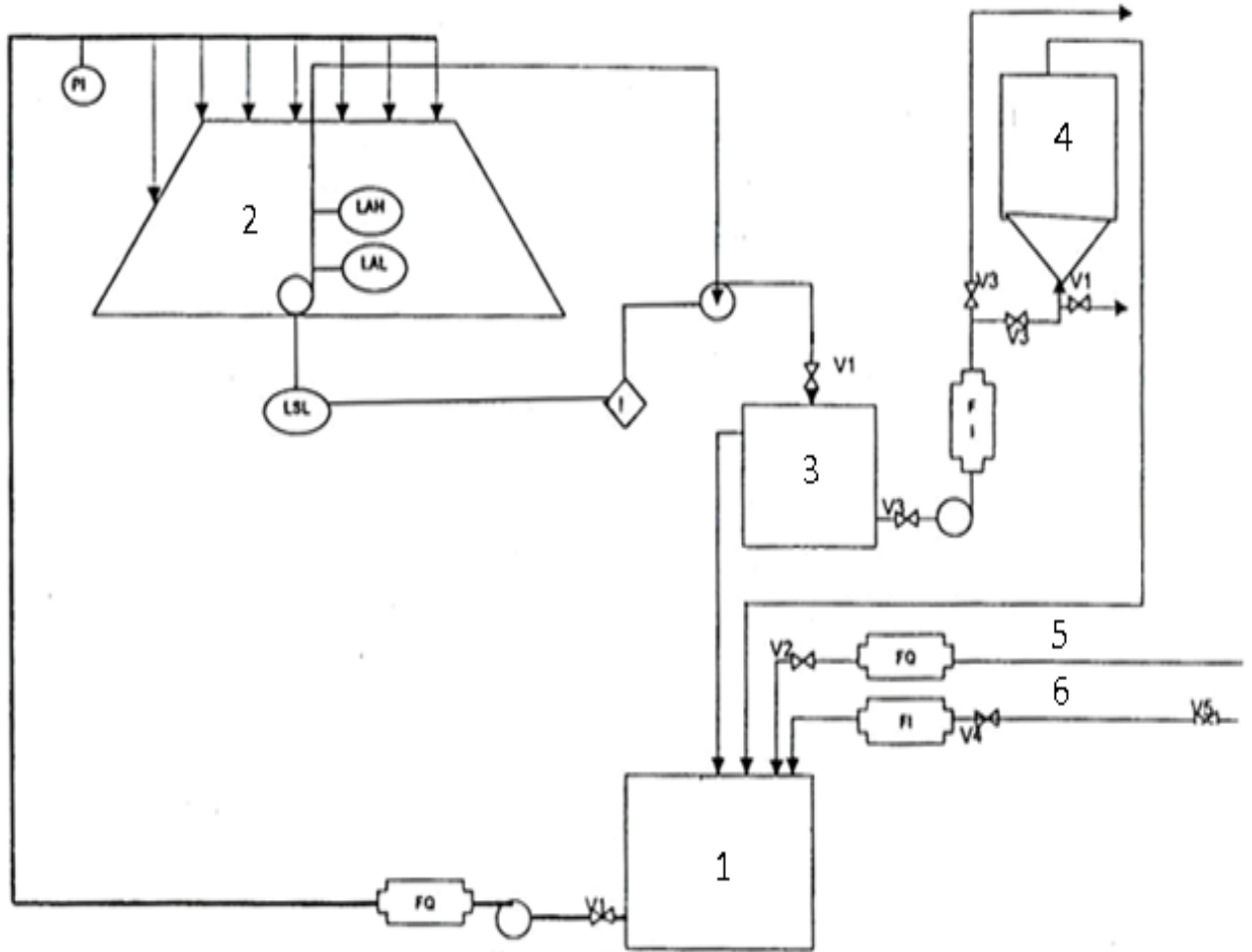


Рисунок 7.12 – Технологическая схема полупромышленных испытаний.

Обозначения

1. Емкость для ненасыщенного раствора
 2. Испытательная куча
 3. Емкость для насыщенного раствора
 4. Колонна угля
 5. Вода процесса из фабрики
 6. Раствор NaCN из фабрики
- LSI Переключатель низкого уровня - отключает насос при низком уровне
 LAL Индикатор низкого уровня - красная лампочка загорается при низком уровне
 LAN Индикатор низкого уровня - желтая лампочка загорается при высоком уровне
 I Блокировка (предохранитель)
 PI Манометр 0-150 кПа
 FQ1 Расходомер ненасыщенного раствора – 80 мм турбинного типа
 FQ2 Расходомер воды процесса – 50 мм турбинного типа
 FM Указатель расхода раствора цианида - ротаметр 0 - 100 л/ч
 FI2 Указатель расхода насыщенного раствора - ротаметр 0 - 20 л/ч
 V1 Задвижка - чугунная дроссельная. 80 мм
 V2 Задвижка - поплавковая (имеется на верхнем сливе старого сгустителя)

- V3 Задвижка - чугунная дроссельная 50 мм
- V4 Задвижка - нерж.сталь. игольчатая, подходящая к П1
- V5 Задвижка - 20 мм, ABS, шаровая

промывалась чистой водой до достижения концентрации цианида в растворе ниже 13 мг/л, после чего производилась сушка кучи, которая затем вывозилась на хвостохранилище для дальнейшего захоронения.

Расход цианида составил 0,18 кг/т, извести -2,2 кг/т. Итоговые результаты показали перспективность использования отвального выщелачивания для бедных руд Джилау – при переработке 14847 тонн руды прибыль составила 16094 долларов США (таблица 7.12).

Охрана окружающей среды

В процессе цикла работы производился еженедельный отбор проб с указанных точек согласно утвержденному проекту, который показал что в период ведения технологического процесса просачивание или утечка раствора цианида не обнаружены. Подача раствора в кучи и обратная выкачка раствора соответствовали техническим параметрам. Потери в технологическом цикле отсутствовали.

Таблица 7.12

Итоговые результаты полупромышленного испытаний по отвальному
выщелачиванию руды месторождения Джилау

№ п/п	Параметры	Величина	Комментарии
1	Количество руды, тонн	14847	Руда из месторождения Джилау
2	Исходное содержание, г/т	0,75	Обратно вычислено от полученного золота и твердого шлама
3	Количество полученного золота, гр.	6035	Было почти равным ожидаемому
4	Степень извлечения, %	54,2	Вычислено на основании головного содержания
5	Продолжительность выщелачивания, дни	66	Включая 6 дней на промывку
6	Поток раствора выщелачивания, м ³ /ч	23	
7	Расход раствора на отвал, м ³ /т	3,11	
8	Расход извести, кг/т	2,2	
9	Расход цианида, кг/т	0,18	
Расход на производство продукции (в долларах США)			
10	Добыча руды	18684	
11	Перевозка руды	23041	
12	Цианид натрия	4950	
13	Известь	1180	
14	Электроэнергия	546	
15	Прочие расходы	950	
16	Управленческие расходы	9510	
17	Всего расходы	58861	
18	Себестоимость 1 г золота	9,75	
19	Реализационная цена	12,42	
20	Прибыль	16094	

*Разработка математической модели процесса отвального
выщелачивания*

Применение методов математического моделирования позволяет интерпретировать экспериментальные данные, выявлять количественные закономерности механизма процессов.

Для получения уравнения, связывающего показатель процесса с фактором, влияющим на него, воспользовались различными зависимостями стандартного типа, такими как

$$Y = ax + b, \quad (7.1)$$

$$Y = a + bx^2, \quad (7.2)$$

$$Y = ax^b, \quad (7.3)$$

$$Y = ax^2 + bx + c, \quad (7.4)$$

С целью определения уравнения, наилучшим образом отражающего экспериментальные данные, были вычислены средние процентные отклонения.

В таблице 7.13 приводятся данные результатов выщелачивания золота из руды месторождения Джилау различных классов крупности.

Таблица 7.13

Класс крупности, мм (x)	-200	-175	-150	-125	-100	-75	-50	-38	-20	-13	-8
	+175	+150	+125	+100	+75	+50	+38	+20	+13	+8	+5
Извлечение золота по классам, % (y)	62,5	60,0	61,11	64,0	51,85	69,56	65,62	63,83	67,24	71,05	77,23

После обработки данных по подбору параметров различными методами получены эмпирические формулы (модели), которые приведены в таблице 7.14.

Там же отражены расчетные (вычисленные) по формуле и опытными значениями извлечения золота по классам.

Таблица 7.14

Опытные данные		$y = 0,0793x+71,787$		$y = 0,0793x+71,787$		$y = 0,0793x+71,787$	
x	y	Метод средних		Метод наименьших квадратов		Метод средних	
		Увыч.	Процентное отклонение	Увыч.	Процентное отклонение	Увыч.	Процентное отклонение
-200	62,5	55,972	-10,52	58,1497	-6,96	53,392	-14,57
-175	60,0	57,9095	-3,48	59,6422	-0,6	57,142	-4,76
-150	61,11	59,892	-1,99	61,1347	+0,04	60,392	-1,17
-125	64,0	61,8745	-3,32	62,6272	-2,14	63,142	-1,34
-100	51,85	63,857	+23,16	64,1197	+23,66	65,392	+26,12
-75	69,56	65,8395	-5,35	65,6122	-5,68	67,142	-3,48
-50	65,62	67,822	+3,36	67,1047	+2,26	68,392	+4,22
-38	63,83	68,7736	+7,74	67,8211	+6,25	68,8144	+7,81
-20	67,24	70,201	+4,4	68,8957	+2,46	69,232	+2,96
-13	71,05	70,7561	-0,41	69,3136	-2,44	69,3244	-2,43
-8	77,23	71,1556	-7,86	69,6121	-9,86	69,3664	-10,18
		Среднее процентное отклонение 6,51		Среднее процентное отклонение 5,67		Среднее процентное отклонение 7,18	

Из вычисленных по трем формулам искомого показателя в точке $x = -100$ следует, что процентное отклонение существенно отличается от других точек, что вызывает сомнение в значении $y = 51,85$ в эксперименте. Во-вторых, как видно из таблицы, среднее процентное отклонение по методу наименьших квадратов ниже на 0,84 – 1,51 % относительно метода средних.

Далее по данным того же месторождения Джилау (таблица 7.15) установлена связь между извлечением золота по классам и содержанием в исходном материале.

Таблица 7.15

Содержание в исходном, г/т (x)	0,08	0,10	0,18	0,25	0,27	0,23	0,32	0,47	0,58	0,76	1,23
Извлечение золота по классам, % (y)	62,5	60,0	61,11	64,0	51,85	69,56	65,62	63,83	67,24	71,05	77,23

При этом воспользовались уравнениями (7.1) – (7.4), а для подбора неизвестных параметров применяли универсальные методы средних, наименьших квадратов, а также метод Гаусса [193]. Результаты приведены в компактной форме (таблица 7.15).

Как явствует из таблицы, экспериментальные данные более всего соответствуют параболической зависимости, у которой наименьшее среднее процентное отклонение.

На основании опытных данных, полученных при полупромышленных испытаниях кучного выщелачивания бедных руд месторождения Джилау, приведённых в таблице 7.16, построена эмпирическая формула типа параболы вида (7.4).

Таблица 7.16

№ п/п	Вид зависимость	Методы	Эмпирические формулы	Среднее процентное отклонение
1	$y = ax + b$	средних	$y = 21,7751x + 56,0596$	6,12
2	$y = ax + b$	метод наименьших квадратов	$y = 14,3887x + 59,0611$	4,33
3	$y = a + bx^2$	средних	$y = 59,1047 + 21,3698x^2$	6,49
4	$y = ax^b$	средних	$y = 74,42x^{0,119}$	6,05
5	$y = ax^2 + bx + c$	средних	$y = 4,2831x^2 + 8,9954x + 60,0852$	4,4

где Y – извлечение золота в раствор, %,

x – продолжительность выщелачивания, сутки,

a, b, c – коэффициенты регрессии.

Для отыскания параметров a , b и c воспользуемся методом наименьших квадратов.

Сущность метода заключается в следующем: рассмотрим разность $Y_i - y_i$ ($i = \overline{1, n}$), где Y_i – вычисленные значения искомого показателя по формуле

(7.5) по значениям x_i , а y_i – ординаты опытных точек x_i .

Составляем функционал вида

$$F(a, b, c) = \sum_{i=1}^n (ax_i^2 + bx_i + c - y_i)^2.$$

Таблица 7.17

Опытные и вычисленные данные извлечения золота из руды месторождения Джилау в зависимости от продолжительности цианирования

х (дни)	у (Au),%	у, выч.	Процентное отклонение	х (дни)	у (Au),%	у, выч.	Процентное отклонение
1	0,00	0,00		34	46,29	46,04	-0,54
2	0,49	0,96	-88,09	35	46,82	46,87	+0,1
3	0,88	2,07	+134,97	36	47,34	47,66	+0,68
4	2,74	4,04	+47,45	37	47,8	48,41	+1,28
5	3,38	5,98	+76,8	38	48,216	49,13	+1,9
6	5,68	7,87	+38,63	39	48,65	49,81	+2,39
7	7,43	9,74	+31,04	40	48,97	50,45	+3,03
8	9,35	11,56	+23,64	41	49,29	51,06	+3,6
9	11,46	13,35	+16,48	42	49,68	51,62	+3,92
10	13,19	15,10	+14,47	43	50,37	52,16	+3,56
11	15,37	16,81	+9,39	44	50,77	52,66	+3,71
12	17,68	18,49	+4,58	45	51,18	53,12	+3,78
13	19,67	20,13	+2,34	46	51,68	53,54	+3,59
14	22,89	21,73	-3,05	47	51,92	53,92	+3,85
15	25,42	23,30	-8,34	48	52,13	54,27	+4,1
16	27,65	24,83	-10,2	49	52,39	54,58	+4,18
17	29,67	26,32	-11,28	50	52,67	54,85	+4,14
18	30,79	27,78	-9,78	51	53,27	55,09	+3,42
19	31,68	29,20	-7,84	52	53,48	55,29	+3,38
20	33,08	30,58	-7,56	53	53,69	55,45	+3,28
21	34,68	31,92	-7,95	54	54,11	55,58	+2,71
22	35,34	33,23	-5,97	55	54,37	55,67	+2,39
23	36,2	34,50	-4,7	56	54,78	55,72	+1,72
24	37,57	35,73	-4,89	57	55,22	55,73	+0,93
25	38,64	36,93	-4,42	58	55,49	55,71	+0,4
26	39,78	38,09	-4,24	59	55,72	55,65	-0,12
27	40,44	39,21	-3,03	60	56,08	55,56	-0,93
28	41,73	40,30	-3,42	61	56,34	55,43	-1,62
29	42,68	41,35	-3,12	62	56,75	55,26	-2,63
30	43,68	42,36	-3,02	63	57,08	55,05	-3,56
31	44,87	43,34	-3,42	64	57,42	54,81	-4,55
32	45,11	44,28	-1,85	65	57,64	54,53	-5,4
33	45,79	45,14	-1,34	66	57,64	54,21	-5,95

Берём частные производные по неизвестным параметрам a , b и c , приравниваем их к нулю. Полученные уравнения объединяем в систему, и решая её, находим неизвестные параметры. Следуя этому правилу, имеем:

$$\begin{cases} \left(\sum_{i=1}^n x_i^4 \right) a + \left(\sum_{i=1}^n x_i^3 \right) b + \left(\sum_{i=1}^n x_i^2 \right) c = \sum_{i=1}^n x_i^2 y_i, \\ \left(\sum_{i=1}^n x_i^3 \right) a + \left(\sum_{i=1}^n x_i^2 \right) b + \left(\sum_{i=1}^n x_i \right) c = \sum_{i=1}^n x_i y_i, \\ \left(\sum_{i=1}^n x_i^2 \right) a + \left(\sum_{i=1}^n x_i \right) b + nc = \sum_{i=1}^n y_i. \end{cases} \quad (7.6)$$

По данным таблицы 7.17 находим значения сумм x_i , y_i , x_i^2 , x_i^3 , x_i^4 , $x_i y_i$, $x_i^2 y_i$ ($i = \overline{2,66}$):

$$\sum_{i=2}^{66} x_i = 2210; \quad \sum_{i=2}^{66} y_i = 2570,256; \quad \sum_{i=2}^{66} x_i^2 = 98020;$$

$$\sum_{i=2}^{66} x_i^3 = 4888520; \quad \sum_{i=2}^{66} x_i^4 = 260049712; \quad \sum_{i=2}^{66} x_i y_i = 106747,938;$$

$$\sum_{i=2}^{66} x_i^2 y_i = 5073490,314.$$

Подставляя их в систему (7.6), имеем:

$$\begin{cases} 260049712a + 4888520b + 98020c = 5073490,314, \\ 4888520a + 98020b + 2210c = 106747,938, \\ 98020a + 2210b + 65c = 2570,256. \end{cases} \quad (7.7)$$

Решая систему уравнений (7.7) методом Гаусса, находим:

$$a = -0,0184646; \quad b = 2,10171; \quad c = -4,07123.$$

Итак, эмпирическая формула, выведенная нами, имеет вид

$$y = -0,0184646x^2 + 2,10171x - 4,07123.$$

Подсчитаны проценты отклонения эмпирических и опытных данных по точкам, и по ним найдено среднее процентное отклонение, равное 9,3.

На рисунке 7.13 представлена кинетическая кривая выщелачивания золота из руды в процессе промышленных испытаний, а также для сравнения кривая, полученная на основании эмпирических данных.

Как видно из рисунка, они удовлетворительно накладываются друг на друга.

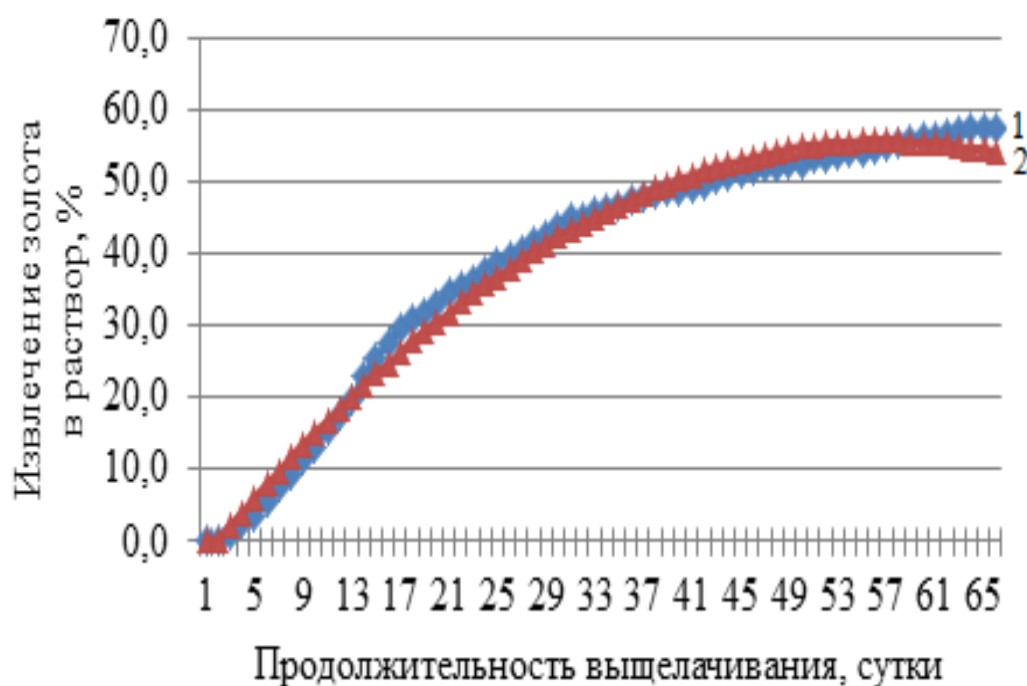


Рисунок 7.13 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания золота.

1 – экспериментальная;

2 – расчетная.

На основании проведённых математических расчетов предложена модель кучного выщелачивания руды месторождения Джилау, которую можно рекомендовать в производство.

7.8. Полупромышленные испытания и разработка математических моделей процесса кучного (отвального) выщелачивания бедных руд месторождения Олимпийское

Данные полупромышленных испытаний руды месторождения Олимпийское проводились на испытательной куче, технологическая схема выщелачивания которой представлена на рисунке 7.12.

Перед выщелачиванием проба из этого месторождения со средним содержанием золота 0,64 г/т была подвергнута ситовому анализу с применением сит с размером отверстий 200, 175, 150, 125, 100, 75, 50, 38, 20, 13, 8 и 5 мм (таблица 7.18). Определяли выход фракций с содержанием золота в каждой.

Таблица 7.18

Результаты выщелачивания золота цианидом при различных крупностях и содержаниях золота в руде

Класс крупности, мм	Выход		Суммарный выход, %	Содержание в исходном, г/т	Распределение золота по классам, %	Суммарное распределение золота по классам, %	Содержание золота в хвостах, г/т	Степень извлечения золота по классам, %
	кг	%						
-200 +175	253	14,7	14,7	0,07	1,77	1,77	0,04	42,86
-175 +150	142	8,25	22,95	0,12	1,70	3,47	0,07	41,67
-150 +125	138	8,02	30,97	0,12	1,65	5,12	0,06	50,00
-125 +100	144	8,37	39,34	0,11	1,58	6,70	0,04	63,66
-100 +75	108	6,27	45,61	0,47	5,06	11,76	0,15	68,08
-75 +50	123	7,15	52,76	0,55	6,75	18,51	0,17	69,09
-50 +38	103	5,98	58,74	0,67	6,88	25,39	0,34	49,25
-38 +20	132	7,67	66,41	0,88	11,59	36,98	0,37	57,95
-20 +13	102	5,93	72,34	0,98	9,97	46,95	0,29	70,41
-13 +8	92	5,35	77,69	1,15	10,56	57,51	0,27	76,62
-8 +5	384	22,31	100,00	1,11	42,49	100,00	0,22	80,18
Итого:	1721	100		0,58	100		0,18	60,89

Для оценки степени связи извлечения золота по классам крупности ($y, \%$) от содержания в исходной руде ($x_1, \text{г/т}$), воспользуемся ранговым коэффициентом Спирмента. Приведенные данные в таблице 7.19 получены в результате выщелачивания золота цианидом из руды месторождения Олимпийское.

Таблица 7.19

$(x_1)_i$	0,07	0,12	0,12	0,11	0,47	0,55	0,67	0,88	0,98	1,15	1,11
y_i	42,86	41,67	50,0	63,66	68,08	69,09	49,25	57,95	70,41	76,62	80,18

Значения (x_1) расположим в возрастающем порядке таблица 7.20.

Таблица 7.20

Номер ранга	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
$(x_1)_i$	0,07	0,11	0,12	0,12	0,47	0,55	0,67	0,88	0,98	1,11	1,15

Теперь составим таблицу рангов. Воспользуемся данными таблицы 7.19. Находим порядковые номера значений $(x_1)_i$ по возрастанию ($i=\overline{1,11}$): $(x_1)_1 = 0,07$ – порядковый номер 1, соответствует значению $y_1 = 42,86$; $(x_1)_2 = 0,11$ – порядковый номер 4, соответствует значению $y_4 = 63,66$; $(x_1)_3 = 0,12$ – порядковый номер 2, соответствует значению $y_2 = 41,67$ и т.д.

Таким образом, имеем следующую таблицу:

Таблица 7.21

$(x_1)_i$	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
y_i	1	4	2	3	5	6	7	8	9	11	10

Находим размах d_i из равенства $d_i = x_i - y_i$. Итак, $d_1 = 1 - 1 = 0$; $d_2 = 4 - 4 = -2$; $d_3 = 3 - 2 = 1$; $d_4 = 4 - 3 = 1$; $d_5 = 5 - 5 = 0$; $d_6 = 6 - 6 = 0$; $d_7 = 7 - 7 = 0$; $d_8 = 8 -$

$8 = 0$; $d_9 = 9 - 9 = 0$; $d_{10} = 10 - 11 = -1$; $d_{11} = 11 - 10 = 1$. Вычислим $\sum_{i=1}^{11} d_i^2 = (-2)^2 + 1^2 + 1^2 + (-1)^2 + 1^2 = 8$.

Выборочный коэффициент корреляции ранга Спирмента определяется по формуле

$$\rho_B = 1 - \frac{6 \sum_{i=1}^n d_i^2}{n(n^2 - 1)},$$

где ρ_B - ранговый коэффициент корреляции, n - объём выборки. Подставляя значения $\sum_{i=1}^{11} d_i^2 = 8$ и $n = 11$, имеем:

$$\rho_B = 1 - \frac{6 \cdot 8}{11(11^2 - 1)} = 1 - \frac{48}{1320} \approx 0,96.$$

Отметим, что ранговый коэффициент корреляции показывает степень связи между изучаемыми признаками. В нашем случае, во - первых, $\rho_B = 0,96$ указывает на высокую степень связи и во - вторых, т.к. $|\rho_B| < 1$, то опытные данные распределены нормально, и их изучение имеет смысл.

Постановка задачи. Результаты проведённых опытов приведены в таблице 7.22. Требуется найти такую аналитическую зависимость $y = f(x)$, которая устанавливает связь между переменными x и y . Аналитическая зависимость, полученная на основании опытных данных, называется эмпирической.

В таблице 7.22 приводятся результаты выщелачивания золота цианидом из руды в зависимости от содержания его в руде.

Таблица 7.22

x	0,07	0,12	0,12	0,11	0,47	0,55	0,67	0,88	0,98	1,15	1,11
y	42,86	41,67	50,0	63,66	68,08	69,09	49,25	57,95	70,41	76,62	80,18

x - содержание золота в исходной руде, г/т;

y - извлечение золота по классам крупности, %.

В качестве аналитической зависимости принимаем зависимость вида (7.4).

Для нахождения неизвестных параметров a, b, c воспользуемся методом наименьших квадратов. Согласно методу, из зависимости (7.4) берём частные производные по неизвестным параметрам, приравниваем их к нулю и, объединяя полученные уравнения в систему, решаем её.

$$\begin{cases} \left(\sum_{i=1}^n x_i^4 \right) a + \left(\sum_{i=1}^n x_i^3 \right) b + \left(\sum_{i=1}^n x_i^2 \right) c = \sum_{i=1}^n x_i^2 y_i, \\ \left(\sum_{i=1}^n x_i^3 \right) a + \left(\sum_{i=1}^n x_i^2 \right) b + \left(\sum_{i=1}^n x_i \right) c = \sum_{i=1}^n x_i y_i, \\ \left(\sum_{i=1}^n x_i^2 \right) a + \left(\sum_{i=1}^n x_i \right) b + nc = \sum_{i=1}^n y_i. \end{cases} \quad (7.9)$$

По данным таблицы 7.22 проводим дополнительные расчёты, в результате находим:

$$\sum_{i=1}^{11} x_i = 6,23; \quad \sum_{i=1}^{11} y_i = 669,77; \quad \sum_{i=1}^{11} x_i^2 = 5,3075;$$

$$\sum_{i=1}^{11} x_i^3 = 5,087261; \quad \sum_{i=1}^{11} x_i^4 = 5,13153959;$$

$$\sum_{i=1}^{11} x_i y_i = 421,1084; \quad \sum_{i=1}^{11} x_i^2 y_i = 372,965242.$$

Подставляя их в систему (7.9), имеем:

$$\begin{cases} 5,13153959a + 5,087261b + 5,3075c = 372,965242, \\ 5,087261a + 5,3075b + 6,23c = 421,1084, \\ 5,3075a + 6,23b + 11c = 669,74. \end{cases} \quad (7.10)$$

Решая систему (7.10) методом обратной матрицы, находим $a = 6,842791$; $b = 15,47632$; $c = 48,82131$.

Таким образом, эмпирическая формула зависимости извлечения золота от содержания в исходной руде записывается в виде

$$y = 6,842791x^2 + 15,47632x + 48,82131. \quad (7.11)$$

На основании формулы (7.11) в таблице 7.23 приведены вычисленные значения y по отдельным значениям x , а также процентные отклонения в каждой точке.

Таблица 7.23

$y_{выч.}$	50,38	51,5	51,5	51,28	59,31	61,1	63,78	68,46	70,69	74,49	73,6
Процентные отклонения	+17,54	+23,59	+3,0	-19,45	-12,88	-11,56	+29,5	+18,14	+0,4	-2,78	-8,21

Среднее процентное отклонение равно 13,37. Нами также установлена зависимость извлечения золота по классам (y , %) от класса крупности (x , мм). Для этого использованы опытные данные, полученные при переработке руды месторождения Олимпийское, приведённые в таблице 7.24.

Таблица 7.24

Класс крупности x , мм	-200	-175	-150	-125	-100	-75	-50	-38	-20	-13	-8
	+175	+150	+125	+100	+75	+50	+38	+20	+13	+8	+5
Извлечение золота по классам y , %	42,86	41,67	50,0	63,66	68,08	69,09	49,25	57,95	70,41	76,62	80,18

После обработки данных имеем систему трёх уравнений с тремя неизвестными параметрами a, b , и c вида

$$\begin{cases} 3428449668a - 20299956b + 128952c = 6432711,6, \\ -20299956a + 128952b - 954c = -51021,8, \\ 128952a - 954b + 11c = 669,77. \end{cases}$$

Решая систему методом обратной матрицы, находим $a = -0,00021$; $b = 0,110953$; $c = 73,00285$.

Тогда эмпирическая формула зависимости извлечения золота от класса крупности имеет вид:

$$y = 0,00021x^2 + 0,110953x + 73,00285. \quad (7.12)$$

В таблице 7.25 приведены вычисленные значения y по формуле (7.12) для отдельных значений и процентные отклонения в этих точках.

Таблица 7.25

$y_{\text{выч.}}$	42,41	47,15	51,63	55,85	59,81	63,5	66,93	68,48	70,7	71,52	72,1
Процентные отклонения	+1,05	+13,15	+3,26	-12,27	-12,15	-8,09	+35,9	+18,17	+0,41	-6,66	-10,08

Среднее процентное отклонение равно 11.

Подсчитаны проценты отклонения эмпирических и опытных данных по точкам, и по ним найдено среднее процентное отклонение, равное 9,3.

После математического расчета эмпирическая формула при полупромышленных испытаниях для бедных руд месторождения Олимпийское имеет такой вид:

$$y = -0,02554x^2 + 2,58813x - 5,9458.$$

На рисунке 7.14 представлена кинетическая кривая выщелачивания золота из руды в процессе промышленных испытаний, а также для сравнения кривая, полученная на основании эмпирических данных.

Как видно из рисунка, они удовлетворительно накладываются друг на друга.

Из кинетической кривой видно, что в интервале 1-20 суток отмечается наибольшее изменение скорости выщелачивания, затем скорость выщелачивания уменьшается и в последние 10 суток прирост извлечения

золота составляет 0,6 % и меньше. За 64 суток выщелачивания в раствор перешло 59,7 % золота.

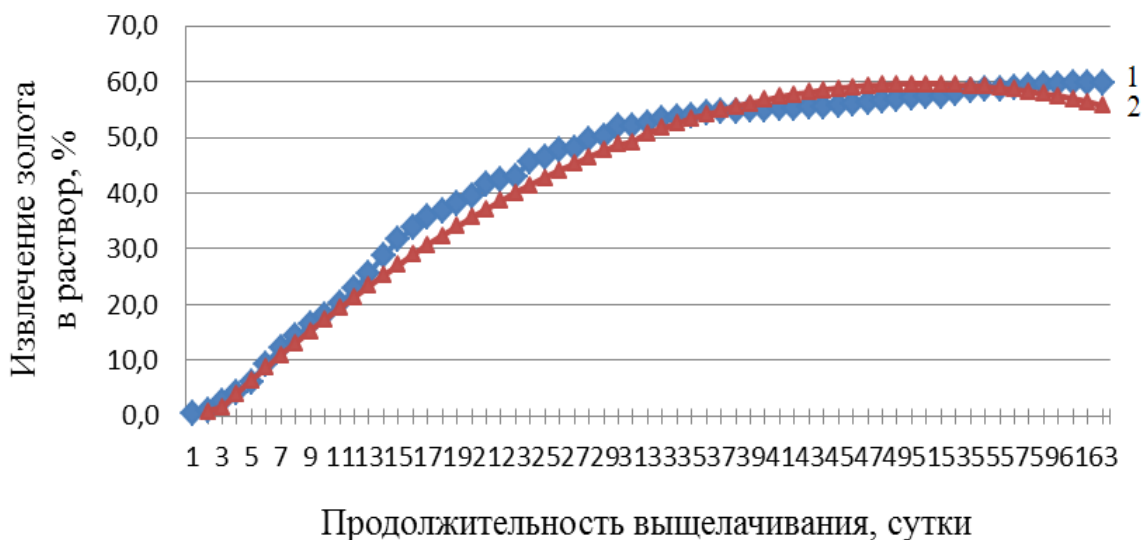


Рисунок 7.14 – Кинетические кривые цианидного выщелачивания золота.

1 – экспериментальная;

2 – расчетная.

В последующие 6 суток проводилась промывка кучи. За время промышленных испытаний из руды объемом 11450 т получено 4577,02 г золота.

После окончания цикла выщелачивания 6 дней отработанная куча промывалась чистой водой до достижения концентрации цианида в растворе ниже 15 мг/л, после чего производилась сушка кучи, которая затем вывозилась на хвостохранилище для дальнейшего захоронения.

За время испытаний расход цианида составил 0,2 кг/т, извести – 2,0 кг/т. Итоговые результаты показали перспективность использования отвального выщелачивания для бедных и забалансовых руд месторождения Олимпийское.

В результате проведения полупромышленных испытаний были получены данные, которые приведены в таблице 7.26.

Как видно из экономических расчетов по полупромышленным испыта-

ниям прибыль составила 13312 дол.США.

Таблица 7.26

Итоговые результаты полупромышленных испытаний по отвальному выщелачиванию руды месторождения Олимпийское

№ п/п	Параметры	Величина	Комментарии
1	Количество руды, тонн	11450	Руда из месторождения Олимпийское
2	Исходное содержание, г/т	0,67	Обратно вычислено от полученного золота и твердого шлама
3	Количество полученного золота, гр.	4577	Было почти равным ожидаемому
4	Степень извлечения, %	59,7	Вычислено на основании головного содержания
5	Продолжительность выщелачивания, дни	64	Включая 6 дней на промывку
6	Поток раствора выщелачивания, м ³ /ч	23	
7	Расход раствора на отвал, м ³ /т	2,37	
8	Расход извести, кг/т	2,0	
9	Расход цианида, кг/т	0,20	
Расход на производство продукции (в долларах США)			
10	Добыча руды	14387	
11	Перевозка руды	17861	
12	Цианид натрия	3836	
13	Известь	910	
14	Электроэнергия	423	
15	Прочие расходы	828	
16	Управленческие расходы	7852	
17	Всего расходы	46097	
18	Себестоимость 1 г золота	10,07	
19	Реализационная цена	12,98	
20	Прибыль	13312	

7.9. Полупромышленные испытания и разработка математических моделей процесса кучного (отвального) выщелачивания бедных руд месторождения Северное Джилау

Данные полупромышленных испытаний руды месторождения Северное Джилау также проводились на испытательной куче, технологическая схема выщелачивания которой представлена на рисунке 7.12.

Для определения рациональных технологических параметров проба из этого месторождения со средним содержанием золота 0,80 г/т была подвергнута ситовому анализу с применением сит с размерами ячейки 200, 175, 150, 125, 100, 75, 50, 38, 20, 13, 8 и 5 мм, (таблица 7.27). Определяли выход фракций с содержанием золота в каждой.

Результаты данных полупромышленных испытаний также были подвергнуты математической обработке.

Для получения уравнения, связывающего показатели процесса с фактором влияющим на них, воспользовались различными зависимостями стандартного типа (7.1) – (7.4).

При изучении различных технических и экономических процессов важную роль играет анализ полученных статистических данных, связанных с определением факторов, влияющих на процесс. Далее выводятся уравнения, выражающие связи между рассматриваемым процессом и факторами, влияющими на него.

С этой целью выделили такие факторы, как класс крупности и содержание золота в исходном минерале, влияющие на результат выщелачивания золота цианидом из руд месторождения Северное Джилау различных классов крупности.

Далее нами выведены уравнения связи между извлечением золота от класса крупности и содержанием золота в исходной руде.

Таблица 7.27

Результаты выщелачивания золота цианидом из руды различного гранулометрического состава месторождения Северное Джилау

Класс крупности, мм	Выход		Суммарный выход, %	Содержание в исходном, г/т	Распределение золота по классам, %	Суммарное распределение золота по классам, %	Содержание золота в хвостах, г/т	Степень извлечения золота по классам, %
	кг	%						
-200 +175	153	12,35	12,35	0,12	2,04	2,04	0,05	58,33
-175 +150	94	7,59	19,94	0,16	1,66	3,70	0,06	62,50
-150 +125	122	9,85	29,79	0,11	1,49	5,19	0,05	54,54
-125 +100	96	7,75	37,54	0,22	2,34	7,53	0,07	68,18
-100 +75	76	6,13	43,67	0,46	9,07	16,60	0,20	56,52
-75 +50	98	7,91	51,58	0,47	5,12	21,72	0,15	68,08
-50 +38	86	6,94	58,52	0,69	6,59	28,31	0,26	62,32
-38 +20	92	7,43	65,95	0,78	7,97	36,28	0,21	73,08
-20 +13	88	7,10	73,05	0,65	6,34	42,62	0,17	73,85
-13 +8	116	9,36	82,41	1,34	17,20	59,82	0,30	77,61
-8 +5	218	17,59	100,00	1,66	40,18	100,00	0,23	86,14
Итого:	1239	100		0,80	100		0,16	67,38

а). Обозначим классы крупности руды через x , а извлечение золота из них через y . В таблице 7.28 приведены опытные данные результатов выщелачивания золота цианидом из руды месторождения Северное Джилау в зависимости от класса крупности.

Таблица 7.28

Класс крупности, мм (x)	-200 +175	-175 +150	-150 +125	-125 +100	-100 +75	-75 +50	-50 +38	-38 +20	-20 +13	-13 +8	-8 +5
Извлечение золота по классам, % (y)	58,33	62,50	54,54	68,18	56,52	68,08	62,32	73,08	73,85	77,61	86,14

Для установления связи между x и y воспользовались уравнениями (7.1) и (7.2).

Подбор параметров a и b уравнение (7.1) на основе опытных данных осуществляли методами средних и наименьших квадратов, а в уравнении (7.2) методом средних [193]. Подсчитаны процентные отклонения по полученным уравнениям для отдельных точек и среднее процентное отклонение в целом. Все необходимые результаты приведены в таблице 7.29.

Таблица 7.29

Опытные данные		Метод средних		Метод наименьших квадратов		Метод средних	
x	y	$y = 0,1164x + 77,474$		$y = 0,1113x + 77,0322$		$y = 74,264 - 0,0006x^2$	
		Увыч.	Процентное отклонение	Увыч.	Процентное отклонение	Увыч.	Процентное отклонение
-200	58,33	54,194	-7,09	54,7722	-6,1	50,264	-13,83
-175	62,5	57,104	-8,63	57,5547	-7,91	55,889	-10,58
-150	54,54	60,014	+10,04	60,3372	+10,63	60,764	+11,41
-125	68,18	62,924	-7,71	63,1197	-7,42	64,889	-4,83
-100	56,52	65,834	+16,48	65,9022	+16,6	68,264	+20,78
-75	68,08	68,744	+0,98	68,6847	+0,89	70,889	+4,13
-50	62,32	71,654	+14,98	71,4672	+14,68	72,764	+16,76
-38	73,08	73,0508	-0,04	72,8028	-0,38	73,3976	+0,43
-20	73,85	75,146	+1,75	74,8062	+1,29	74,024	+0,24
-13	77,61	75,9608	-2,12	75,5853	-2,61	74,1626	-4,44
-8	86,14	76,5428	-11,14	76,1418	-11,61	74,2256	-13,83
			Среднее процентное отклонение 1,36		Среднее процентное отклонение 7,28		Среднее процентное отклонение 9,2

б). В таблице 7.30 приводятся опытные данные извлечения золота по классам и содержание его в исходной руде месторождения Северное Джилау.

Таблица 7.30

Содержание в исходном, г/т (x)	0,12	0,16	0,11	0,22	0,46	0,47	0,69	0,78	0,65	1,34	1,66
Извлечение золота по классам, % (y)	58,33	62,5	54,54	68,18	56,52	68,08	62,32	73,08	73,85	77,61	86,14

Устанавливаем связь между извлечением золота по классам от компонента содержания золота в исходной руде. Для этого, кроме уравнений связи (7.1) и (7.2), использовали следующие виды уравнений (7.3) – (7.4), а для подбора параметров применяем методы средних, наименьших квадратов, а также метод Гаусса. Расчетные уравнения и процентные отклонения приведены в таблице 7.31.

Из таблицы 7.31 явствует что:

а) опытные данные в декартовой системе координат более близко лежат к линии (7.4);

б) универсальными методами для подбора параметров в эмпирических зависимостях являются методы наименьших квадратов и средних.

На рисунке 7.15 представлены кинетические кривые выщелачивания золота из руды в процессе полупромышленных испытаний. Как видно из рисунка, в первые 5 суток скорость выщелачивания изменяется незначительно, затем нарастает медленно.

Таблица 7.31

Опытные данные		Метод средних		Метод наименьших квадратов		Метод средних		Метод средних		Метод Гаусса	
x	y	$y = 18,81x + 55,9887$		$y = 16,5144 + 57,3786$		$y = 59,15776 + 13,7175x^2$		$y = 74,76x^{0,132}$		$y = 1,0215x^2 + 14,8034x + 57,8$	
		у _{выч.}	Процентное отклонение	у _{выч.}	Процентное отклонение	у _{выч.}	Процентное отклонение	у _{выч.}	Процентное отклонение	у _{выч.}	Процентное отклонение
0,12	58,33	58,2459	-0,14	59,3603	+1,77	59,3553	+1,76	56,52	-3,1	59,5938	+2,17
0,16	62,5	58,9983	-5,6	60,0209	-3,97	59,5089	-4,78	58,7	-6,08	60,1974	-3,68
0,11	54,54	58,0578	+6,45	59,1952	+8,54	59,3237	+8,77	55,88	+2,46	59,4434	+8,99
0,22	68,18	60,1269	-11,81	61,0112	-10,51	59,8217	-12,26	61,22	-10,21	61,1089	-10,37
0,46	56,52	64,6413	+14,37	64,9752	+14,96	62,0604	+9,8	67,48	+19,39	64,8284	+14,7
0,47	68,08	64,8294	-4,77	65,1404	-4,32	62,188	-8,65	67,67	-0,6	64,9859	-4,54
0,69	62,32	68,9676	+10,67	68,7735	+10,36	65,6887	+5,4	71,19	+14,23	68,5034	+9,92
0,78	73,08	70,6605	-3,31	70,2598	-3,86	67,5035	-7,63	72,36	-0,98	69,9708	-4,25
0,65	73,85	68,2152	-7,63	68,113	-7,77	64,9534	-12,05	70,63	-4,36	67,8565	-8,12
1,34	77,61	81,1941	+4,62	79,5079	+2,44	83,7889	+7,96	77,71	+0,13	79,4735	+2,4
1,66	86,14	87,2133	+1,24	84,7925	-1,56	96,9577	+12,56	79,93	-7,21	85,1912	-1,1
		Среднее процентное отклонение 6,42		Среднее процентное отклонение 6,37		Среднее процентное отклонение 8,33		Среднее процентное отклонение 6,25		Среднее процентное отклонение 6,38	

После 50-х суток кривые выполаживаются, что свидетельствует об извлечении оставшегося металла, находящегося в зонах с худшей проницаемостью. Из руды Северное Джилау в продуктивный раствор извлеклось 67,7 % золота. В последующие 8 суток проводилась промывка кучи. За время промышленных испытаний из руды объемом 13515 тонн получено 7246,51 г золота (таблица 7.32).

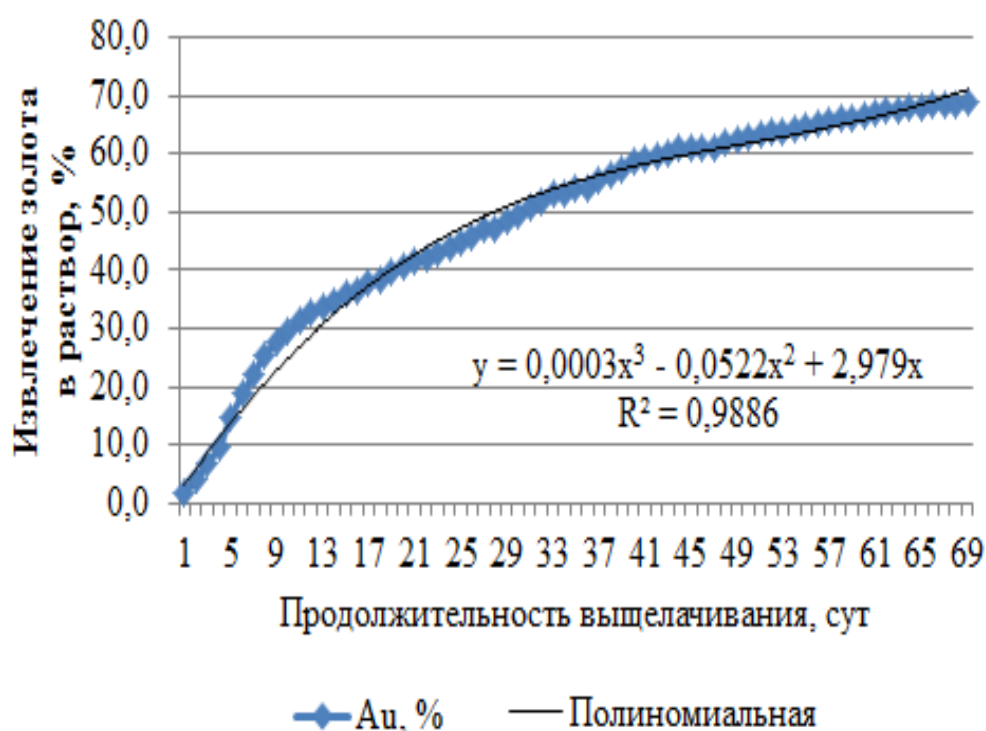


Рисунок 7.15 – Динамика отвального выщелачивания золота из руды месторождения Северное Джилау в процессе промышленных испытаний.

Таблица 7.32

Итоговые результаты полупромышленных испытаний по отвальному выщелачиванию руды месторождения Северное Джилау

№ п/п	Параметры	Величина	Комментарии
1	Количество руды, тонн	13515	Руда из месторождения Северное Джилау
2	Исходное содержание, г/т	0,78	Обратно вычислено от полученного золота и твердого шлама
3	Количество полученного золота, гр.	7246	Было почти равным ожидаемому
4	Степень извлечения, %	68,7	Вычислено на основании головного содержания
5	Продолжительность выщелачивания, дни	71	Включая 8 дней на промывку
6	Поток раствора выщелачивания, м ³ /ч	23	
7	Расход раствора на отвал, м ³ /т	3,34	
8	Расход извести, кг/т	1,9	
9	Расход цианида, кг/т	0,22	
Расход на производство продукции (в долларах США)			
10	Добыча руды	18540	
11	Перевозка руды	20847	
12	Цианид натрия	4980	
13	Известь	1226	
14	Электроэнергия	510	
15	Прочие расходы	10620	
16	Управленческие расходы	9820	
17	Всего расходы	66443	
18	Себестоимость 1 г золота	9,17	
19	Реализационная цена	12,42	
20	Прибыль	23552	

7.10. Опытнo - промышленные испытания отвального выщелачивания бедных руд месторождения Джилау

С целью дальнейшего изучения и проверки результатов проведенных лабораторных и полупромышленных испытаний первого этапа кучного (отвального) выщелачивания, которые дали положительные результаты, назрела необходимость проведения второй стадии промышленных испытаний кучного (отвального) выщелачивания на рудной куче объёмом 710000 тонн руды на двух ярусах. Технологическая схема этих испытаний приведена на рисунке 7.16.

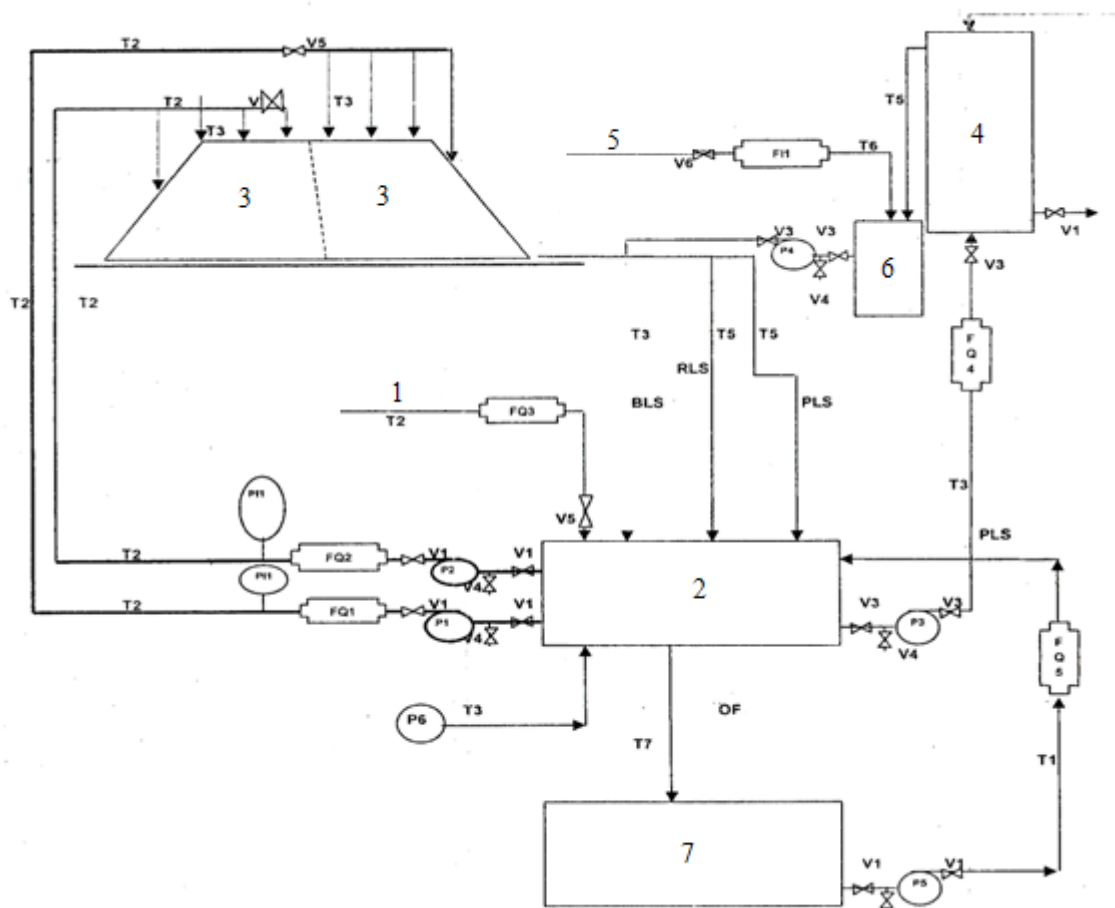


Рисунок 7.16 – Технологическая схема промышленных испытаний.

Разъяснение обозначений

1. Техническая вода из фабрики
2. Зумф раствора

3. 1 и 2 секция
 4. Колонна угля
 5. Раствор NaCN из фабрики
 6. Верхний слив колонны угля
 7. Аварийный резервур
- PLS Насыщенный раствор выщелачивания
- RLS Обратный раствор выщелачивания
- BLS Ненасыщенный раствор выщелачивания
- LSL Переключатель низкого уровня – отключает насос при низком уровне насоса
- LAL Индикатор низкого уровня – красная лампочка загорается при низком уровне
- LAN Индикатор низкого уровня – жёлтая лампочка загорается при высоком уровне
- I Система блокировка
- PI1 Датчик давления 0 – 150 кПа
- FQ1 Расходомер насыщенного раствора – 80 мм турбинного типа
- FQ2 Расходомер обратного раствора – 80 мм турбинного типа
- FQ3 Расходомер технической воды – 50 мм турбинного типа
- FQ4 Расходомер р-ра питания колонны угля – 50 мм турбинного типа
- FQ5 Расходомер линии аварийного резервуара – 80 мм турбинного типа
- FI1 Указатель расхода раствора цианида – Ротамер 0 – 100 л/ч
- V1 Обшиванная резиной поворотная заслонка (задвижка), 80 мм
- V2 Шаровая задвижка 20 мм, нерж. сталь. с гаечной резьбой
- V3 Обшиванная резиной поворотная заслонка (задвижка), 50 мм
- V4 Шаровая задвижка 20 мм, нерж. Сталь. с гаечной резьбой
- V5 Обшиванная резиной поворотная заслонка, 100 мм
- V6 Шаровая полиэтиленовая задвижка 20 мм типа «ABS»
- T1 Трубы HDPE (Полиэтилен высокой плотности) 90 мм – с сварным и фланцевым соединением
- T2 Трубы HDPE (Полиэтилен высокой плотности) 110 мм – с фланцованный
- T3 Трубы HDPE (Полиэтилен высокой плотности) 63 мм – с сварным и фланцевым соединением
- T4 Труба из мягкой стали с номинальным внутренним диаметром 150 мм
- T5 Труба из мягкой стали с номинальным внутренним диаметром 250 мм
- T6 Полиэтиленовые трубы «ABS» с подходящим датчиком
- T7 Труба из мягкой стали с номинальным внутренним диаметром 300 мм
- P1 Насос откачки насыщенного раствора – 22,5 кубометр/час, 39,9 м
- P2 Насос откачки обратного раствора – 45 кубометр /час, 52,5 м
- P3 Насос питания колонны – 22,5 кубометр /час, 23,5 м
- P4 Насос откачки насыщенного раствора – 22,5 кубометр/час, 22,5 м
- P5 Насос обратной линии аварийного резервуара – 22,5 м³/ч; 39,9 м
- P6 Дренажный насос – 22,5 м³/ч; 10 м.

Преимущество данного метода от кучного выщелачивания заключается в том, что при кучном выщелачивании исходный материал пропускают через дробильно - сортировочный узел, затем формируют кучу для выщелачивания, которая является одной из дорогостоящих операций.

При отвальном выщелачивании данная операция не производится, ранее складированная руда в складах напрямую отправляется на выщелачивание в таком виде, в каком она добыта при разработке месторождения.

Испытательная кучная (отвального) выщелачивания была расположена внутри охраняемой зоны существующей фабрики в северной части, в 100 м от чанов выщелачивания, от хвостохранилища на расстоянии 500 м, от здания управления СП «Зеравшан» 600 м.

После подготовки площадки для промышленного испытания отвального выщелачивания на участке складировалось по два слоя фильтрационного материала, затем площадь была распределена на шесть единичных ячеек выщелачивания, в которых по очередности была складирована бедная руда из месторождения Джилау.

Проба из этих месторождения со средним содержанием золота 0,57 г/т. была подвергнута ситовому анализу с применением сит с размерами отверстий 200, 175, 150, 125, 100, 75, 50, 38, 20, 13, 8 и 5 мм, (таблица 7.33). Определяли выход фракций с содержанием золота в каждой.

Как показали результаты ситового анализа, около 63 % золота сосредоточено в классе «-38 мм», из них 42 % в классе «-8 мм». Результаты степени извлечения золота цианированием по классам крупности приведены в этой же таблице. Как видно из таблицы, более 65 % извлечения золота достигнуто на мелких классах «-38 мм». Наиболее высокая степень извлечения – 82,6 % имеет место при выщелачивании руды крупностью «-8 мм».

Таблица 7.33

Результаты гранулометрического состава и выщелачивания золота
цианидом из различных классов крупности руды месторождения Джилау

Класс крупности, мм	Выход		Суммарный выход, %	Содержание в исходном, г/т	Распределение золота по классам, %	Суммарное распределение золота по классам, %	Содержание золота в хвостах, г/т	Степень извлечения золота по классам, %
	кг	%						
-200 +175	355	15,44	15,44	0,08	2,10	2,10	0,05	37,5
-175 +150	221	9,62	25,06	0,11	1,81	3,91	0,06	45,45
-150 +125	194	8,44	33,50	0,13	1,88	5,79	0,06	53,84
-125 +100	167	7,27	40,77	0,12	1,49	7,28	0,05	58,33
-100 +75	163	7,09	47,86	0,39	4,72	12,00	0,14	64,10
-75 +50	189	8,22	56,08	0,53	7,46	19,46	0,23	56,60
-50 +38	145	6,31	62,39	0,65	7,01	26,47	0,21	67,69
-38 +20	167	7,28	69,67	0,86	10,70	37,17	0,30	65,11
-20 +13	128	5,57	75,24	0,95	9,05	46,22	0,26	72,63
-13 +8	142	6,18	81,42	1,12	11,84	58,06	0,29	74,10
-8 +5	427	18,58	100,00	1,32	41,94	100,00	0,23	82,57
Итого:	2298	100		0,57	100		0,17	61,63

По результатам выщелачивания золота цианидом из руды месторождения Джилау различных классов крупности получены следующие статистические данные, которые приведены в таблице 7.34.

Таблица 7.34

Класс крупности, мм (x)	-200 +175	-175 +150	-150 +125	-125 +100	-100 +75	-75 +50	-50 +38	-38 +20	-20 +13	-13 +8	-8 +5
Извлечение золота по классам, % (y)	37,5	45,45	53,84	58,33	64,1	56,6	67,69	65,11	72,63	74,1	82,57

Постановка задачи: а) установленная связь между извлечением золота от класса крупности путём вывода эмпирической формулы; б) нахождение отклонения опытных точек от результативного путём вычисления среднего процентного отклонения.

Для решения задачи а) воспользовались методами средних и наименьших квадратов, а в качестве уравнения связи принимали уравнения типа (7.1) – (7.2).

Таблица 7.35

Опытные данные		Метод средних		Метод наименьших квадратов		Метод средних	
x	y	$y = 0,1546x + 75,034$		$y = 0,1814x + 77,361$		$y = 70,844 - 0,0008x^2$	
		увыч.	Процентное отклонение	увыч.	Процентное отклонение	увыч.	Процентное отклонение
-200	37,5	44,114	+17,64	41,081	+9,55	38,844	+3,58
-175	45,45	47,979	+5,56	45,616	+0,36	46,344	+1,97
-150	53,84	51,844	-3,71	50,151	-6,85	52,844	-1,85
-125	58,33	55,709	-4,49	54,686	-6,25	58,344	+0,02
-100	64,1	59,574	-7,06	59,221	-7,61	62,844	-1,96
-75	56,6	63,439	+12,08	63,756	+12,64	66,344	+17,22
-50	67,69	67,304	-0,57	68,291	+0,89	68,844	+1,7
-38	65,11	69,1592	+6,22	70,4678	+8,23	69,6888	+7,03
-20	72,63	71,942	-0,95	73,733	+1,52	70,524	-2,9
-13	74,1	73,0242	-1,45	75,0028	+1,22	70,7088	-4,58
-8	82,57	73,7972	-10,62	75,9098	-8,07	70,7928	-14,26
			Среднее процентное отклонение 6,4		Среднее процентное отклонение 5,74		Среднее процентное отклонение 5,19

Для решения задачи б) были найдены процентные отклонения между опытными значениями извлечения золота (y_0) и значениями, вычисленными по эмпирической формуле в отдельных изолированных точках x_i .

Результаты в компактной форме приведены в таблице 7.35.

Далее устанавливаем связь между извлечением золота и его

содержанием в исходном материале. Полученные опытные данные по руде месторождения Джилау приведены в таблице 7.36.

Таблица 7.36

Содержание в исходном, г/т (x)	0,12	0,16	0,11	0,22	0,46	0,47	0,69	0,78	0,65	1,34	1,66
Извлечение золота по классам, % (y)	58,33	62,5	54,54	68,18	56,52	68,08	62,32	73,08	73,85	77,61	86,14

В качестве уравнения связи приняли (7.1) - (7.2), а также уравнения видов (7.3) и (7.4).

Для отыскания их параметров воспользовались методами средних, наименьших квадратов и Гаусса. Полученные уравнения, а также проценты отклонения приведены в таблице 7.37.

Анализируя данные таблицы 7.37, можно сделать следующие выводы:

1. Опытные данные (x_i, y_i) более всего изображают функции в декартовой системе координат.
2. Рассматривая процентные отклонения в отдельных точках, можно выделить подозрительные точки, которые сильно расходятся с экспериментальными. Процентные отклонения найдены из следующего выражения:

$$(y_{\text{выч.}} - y_{\text{э}}) \cdot \frac{100\%}{y_{\text{э}}}$$

Таблица 7.37

Опытные данные		Метод средних		Метод наименьших квадратов		Метод средних		Метод средних		Метод Гаусса	
x	y	$y = 24,2751x + 47,81434$		$y = 26,3276x + 46,6463$		$y = 50,99178 + 21,105x^2$		$y = 71,06x^{0,1691}$		$y = -4,5986x^2 + 32,203x + 45,6211$	
		увьч.	Процентное отклонение	увьч.	Процентное отклонение	увьч.	Процентное отклонение	увьч.	Процентное отклонение	увьч.	Процентное отклонение
0,08	37,5	49,7563	+32,68	48,7525	+30,01	51,1268	+36,34	46,35	+23,6	48,1679	+28,45
0,11	45,45	50,4846	+11,08	49,5424	+9,0	51,2472	+12,76	48,93	+7,66	49,10,78	+8,05
0,13	53,84	50,9701	-5,33	50,0689	-7,0	51,3484	-4,63	50,32	-6,54	49,7298	-7,63
0,12	58,33	50,7274	-13,03	49,8056	-14,61	51,2957	-12,06	49,65	-14,88	49,4193	-15,28
0,39	64,1	57,2816	-10,64	56,9141	-11,21	54,2018	-15,44	60,06	-3,5	57,4809	-10,33
0,53	56,6	60,6801	+7,21	60,5999	+7,07	56,9202	+0,56	63,83	+12,77	61,397	+8,48
0,65	67,69	63,5932	-6,05	63,7592	-5,81	59,9086	-11,49	66,07	-2,39	64,6102	-4,55
0,86	65,11	68,6909	+5,5	69,288	+6,42	66,601	+2,29	69,26	+6,37	69,9146	+7,38
0,95	72,63	70,8757	-2,42	71,6575	-1,34	70,039	-3,57	70,44	-3,02	72,0637	-0,78
1,12	74,1	75,0024	+1,22	76,1332	+2,74	77,4659	+4,54	72,43	-2,25	76,3565	+3,04
1,32	82,57	79,8575	-3,28	81,3387	-1,42	87,7651	+6,29	74,47	-9,81	80,1165	-2,97
		Среднее процентное отклонение 8,95		Среднее процентное отклонение 8,78		Среднее процентное отклонение 10,0		Среднее процентное отклонение 8,44		Среднее процентное отклонение 8,81	

Во время испытаний в первую очередь запускалась ячейка №1, подавалась техническая вода из расчета 15 литр/час на квадратный метр в течение пяти суток, затем производился замер уровня рН в растворе и доводился до 10,3 расчетного параметра с добавлением каустической соды.

При складировании каждого слоя добавлялась известь до 1,5 кг/т. После получения технологического параметра уровня рН в растворе в кучу начиналась подача цианидного раствора из расчета концентрации цианида в растворе до 300 мг/л до получения результатов насыщенного раствора в течение пяти суток, а затем по произведенному замеру производилась дозировка подачи цианидного раствора. Контроль дозировки цианида производился в зумпфе насыщенного раствора. Орошение раствора над кучей происходило с помощью стандартных распылителей со скоростью 22,5 м³/т. Насыщение раствора цианидом происходило в течение пяти суток, а затем, по мере необходимости, производили в зумпфе насыщенного раствора ежечасно.

В течение пяти суток с помощью стандартных распылителей подавали техническую воду из расчёта 10 л/ч/м². Затем производили замер уровня рН в растворе и добавлением каустической соды доводили рН до 10,3.

Процесс выщелачивания продолжался в течение 85 суток до полного прекращения прироста извлечения золота. После завершения выщелачивания и окончательной перекачки насыщенного раствора с кучи, а также очистки всех зумпфов от раствора процесс переводили в режим промывания (обеззараживания от цианида натрия).

Данный режим предназначен для промывки кучи. До начала цикла промывки прекращают подачу цианида и в течение десяти суток имеющийся раствор полностью перекачивают через колонну угля в хвостовой зумпф существующей фабрики. Затем техническую воду с фабрики прокачивали через кучу до тех пор, пока концентрация цианида в обратном потоке не стала ниже 50 мг/л.

После достижения концентрации цианида ниже 50 мг/л цикл промывания останавливался и проводился цикл естественной сушки.

На рисунке 7.17 представлены кинетические кривые выщелачивания золота из руды в процессе промышленных испытаний. Как видно из рисунка 7.17, в течение 67 суток скорость выщелачивания золота примерно одинаковая, в последующие сутки переход золота замедляется, и кривая выщелачивания выполаживается.

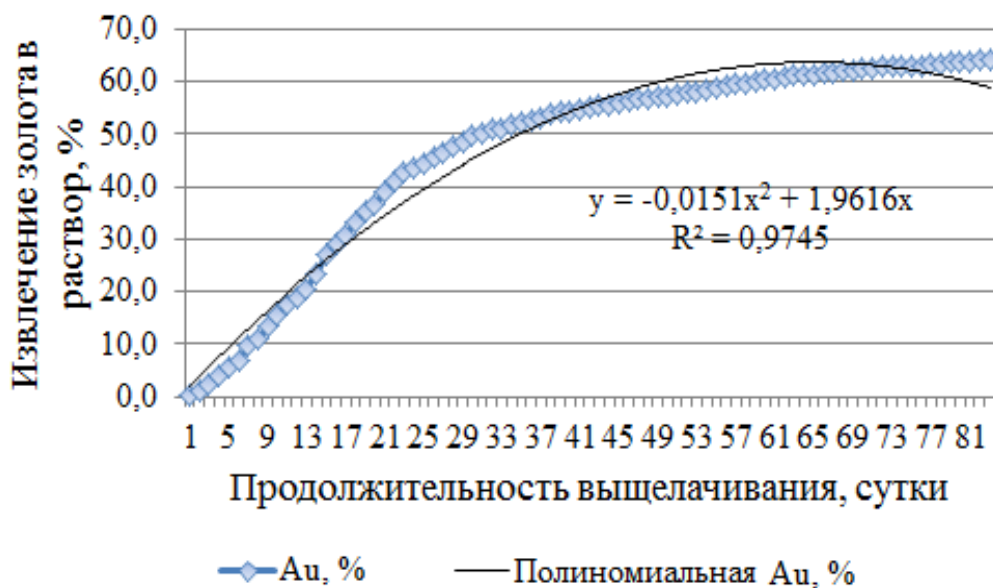


Рисунок 7.17 – Динамика отвального выщелачивания золота из руд в процессе промышленных испытаний.

Итоговые результаты показали перспективность использования отвального выщелачивания для бедных и забалансовых золотых руд (таблица 7.38).

При переработке 42540 т руды с содержанием 0,59 г/т за 89 суток получено 16063 г золота при извлечении последнего 64 %. При этом расход цианида составил 0,2 кг/т, извести – 1,3 кг/т.

Таблица 7.38

Итоговые результаты промышленных испытаний по отвальному
выщелачиванию руды месторождения Джилау

Параметры	Величина	Премичании
Количество руды, тонн	42540	Руда с низким содержанием из месторождения Джилау
Исходное содержание, г/т	0,59	Обратно вычислено от полученного золота и твердого шлама
Количество полученного золота, гр.	16063	
Степень извлечения, %	64	Вычислено на основании исходного содержания
Продолжительность выщелачивания, дни	89	Включая 4 дня на промывку
Расход раствора на отвал, м ³ /т	22,5	
Расход извести, кг/т	1,3	
Расход цианида, кг/т	0,2	

В таблице 7.39 приведен итоговый экономический расчет по месторождения Джилау. Прибыль за один цикл испытаний составила 45298 дол. США.

Полученные результаты показали перспективность использования отвального выщелачивания для бедных и забалансовых золотых руд в ООО СП «Зеравшан».

Охрана окружающей среды

С нагорной части площадки находится нагорная канава для сбора дождевых и талых вод, которые отводятся за пределы площадки отвального выщелачивания. Нагорная канава представляет собой траншею глубиной 1,2 м и шириной в нижней части 1,0 м и рассчитана на сбор всех дождевых и талых вод.

С западной и южной стороны устанавливались лотки для сбора насыщенного раствора, который направлялся в зумпф, сечение данных лотков выбраны с учетом дождевых и талых вод. Боковые стенки и нижняя часть лотка облицовывается монолитным бетоном с последующим железнением и обмазкой жидким стеклом.

Таблица 7.39

Экономический расчет по промышленным испытаниям отвального выщелачивания руды месторождения Джилау

Наименование	Ед. измерения	Сумма
Добыча руды	Дол. США	53600
Перевозка руды	-	63385
Цианид натрия	-	14251
Известь	-	3384
Электроэнергия	-	2552
Другие расходы	-	2914
Расходы на аффинаж и управленческие расходы	-	27507
Всего расходы	-	167593
Себестоимость 1г золота	-	10,43
Реализационная цена	-	13,25
Прибыль	-	45298

Рабочий зумпф объемом 50 м³ соответствует технологическим параметрам при нормальной бесперебойной работе всей технологической цепочки.

В случае внезапного отключения электроэнергии и остановки насоса раствор из рабочего зумпфа самотеком переливается в резервную емкость объемом 400 м³, расположенную намного ниже. Впоследствии из резервной емкости раствор перекачивается в общий технологический процесс.

Для бесперебойной работы насосов в случае отключения электроэнергии все насосы по перекачке раствора будут подключены к системе автоматной подачи электроэнергии на существующем дизельном генераторе внутри главного корпуса фабрики (генератор P750E).

По низу кучи вырыты четыре шурфа (пьезометр) размерами 1,5 х 3 х 5,5 м, из которых отбирались пробы для постоянного контроля за состоянием подземных, дождевых и талых вод.

ОСНОВНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ И ВЫВОДЫ

1. Разработаны технологические режимы цианидного выщелачивания золотосодержащих руд месторождений Таджикистана. Установлено, что сульфидные руды месторождений Тарор и Чоре удовлетворительно не цианируются вследствие их упорности. Показано, что для окисленных руд месторождения Тарор более эффективным является процесс аммиачно-цианистого выщелачивания. Найдены следующие оптимальные параметры аммиачного цианирования: концентрация реагентов NaCN – 1 г/л; $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ – 10 г/л; CaO – 5 г/л; Ж:Т – 1,5:1; продолжительность выщелачивания – 24 ч.

2. Изучены физико-химические основы процесса хлоридовозгонного обжига флотационных концентратов упорных руд в присутствии NaCl , CaCl_2 и их смесей. Определены кажущиеся энергии активации процесса протекания реакций, свидетельствующие о прохождении их в кинетической области, что свидетельствует о протекании реакции на разделе двух фаз. Изучено влияние температуры и продолжительности процесса на степень извлечения благородных металлов из флотоконцентратов, на основании которых определены оптимальные условия процесса. Показано, что извлечение золота и серебра при хлоридовозгонке в течение 1 – 2 часов составляет 92,9 – 96,8 %. Дополнительно выщелочено золото из огарков с извлечением – 58,9 – 75,3 % (Тарор) и 86,05 – 90,5 % (Чоре).

3. Разработана и предложена принципиальная технологическая схема переработки золотых и золото-, медно-, мышьяксодержащих концентратов методом хлоридовозгонки. Разработанный процесс позволяет достигнуть извлечение ценных компонентов до 96 – 98 %.

4. Изучены основные кинетические закономерности азотнокислотного разложения флотационного концентрата месторождения Тарор. Найдены оптимальные условия вскрытия золотосодержащих медно-, мышьяксодержащих концентратов азотной

кислотой: концентрация азотной кислоты – 400 г/дм³; продолжительность процесса – 120 мин; соотношение Т:Ж = 1:5; температура процесса – 80 °С. Определена энергия активации процесса ($E = 38,37$ кДж/моль), свидетельствующая о протекании процесса в диффузионно-кинетической области.

5. Методами рентгенофазового анализа изучены состав исходных флотоконцентратов и продуктов их разложения азотной кислотой. Установлено, что из состава флотоконцентрата селективно выщелачиваются сульфиды.

6. Изучены физико-химические закономерности процесса тиокарбамидного и тиосульфатного выщелачивания и разработана технология гидрометаллургического извлечения металлов из золото-, медно-, мышьяксодержащих концентратов. Найдены оптимальные условия тиокарбамидного выщелачивания флотационных концентратов, полученных из руды месторождения Чоре: расход тиомочевины – 22 кг/т, серной кислоты – 30 кг/т, соотношение Т:Ж – 1:3, расход трёхвалентного сульфата железа – 9 кг/т, и извести – 48 кг/т (на очистку фильтрата от мышьяка и железа), продолжительность выщелачивания – 10 ч. При этом степень извлечения золота составляет 90,6 %.

7. На основе проведенных исследований найдены оптимальные параметры колонного выщелачивания бедных золотосодержащих руд: продолжительность процесса от 30 до 60 суток, крупность размера кусков -200 мм, расход цианида натрия для руд месторождений Джилау, Хирхона, Олимпийское и Северное Джилау от 0,2 до 0,5 кг/т; расход извести 0,2-0,4 кг/т. Выданы рекомендации по процессу отвального выщелачивания для руд месторождений Джилау, Олимпийское, Хирхона и Северное Джилау.

8. Проведены полупромышленные и опытно-промышленные испытания технологии кучного (отвального) выщелачивания на рудах различных месторождений, в результате которых достигнута степень

извлечения золота 69 %. Себестоимость получения 1 грамма золота составила 10,4 доллара США. Прибыль за один цикл опытно-промышленных испытаний составила 45298 долларов США.

9. Разработана математическая модель процесса кучного (отвального) выщелачивания для руд различных месторождений, описывающая закономерности кинетики процесса, которая позволит прогнозировать и контролировать технологические параметры процесса в любой заданный момент времени.

ЛИТЕРАТУРА

1. Шумилова Л.В. Влияние форм дисперсного золота в минеральном и органическом веществах на технологическую упорность руд / Л.В. Шумилова // Горный информационно-аналитический бюллетень. –М. – 2009. – № 6. – С. 194-200.
2. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд / В.В. Лодейщиков. В 2-х томах. – Иркутск: Изд-во «Иргиредмет». . – 1999. – Т. 1. – 342 с, Т.2. – 452с.
3. Захаров В.А., Золото: Упорный руды / В.А. Захаров, М.А., Меретуков // М.: Изд. Дом «Руда и Металлы». – 2013. – 450 с.
4. Шумилова Л.В. Классификация золотосодержащих руд с дисперсным золотом по технологической упорности / Л.В. Шумилова // Научный журнал. Современных технологии. Системный анализ. Моделирование № 2 (18) – Иркутск: ИрГУПС. – 2008. – С. 62-69.
5. Брайко В.И., Иванов В.Н. Результаты работы золотодобывающей отрасли в 2008г. / В.И. Брайко, В.Н. Иванов // Золотодобыча. –2009. – № 125. –С. 38-43.
6. Кузьмин М.И. Основные типы золоторудных месторождений Сибири (состав, генезис, проблемы освоения) // М.И. Кузьмин, Л.Д. Зорина, А.М. Спиридонов и др. // Цветные металлы. – 2000. – № 8. – С. 4-9.
7. Лешков В.Г. Золота Российских недр. / В.Г. Лешков, Е.Л. Бельченко, Б.В. Гузман // М.: АО «ЭКОС». – 2000. – 628 с.
8. Кривцов А.И. Программно-целевая система прогноз и поисков месторождений благородных и цветных металлов / А.И. Кривцов, С.С. Вартинян, Б.И. Беневольский и др. // М: ЦНИГРИ. – 2008. –С. 105-109.
9. Лодейщиков В.В. Извлечение упорного золота из окисленной железистой руды / В.В. Лодейщиков, С.И. Храмченко // Науч. тр. Иргиредмет, вып.12.– М. 1965.

10. Лодейщиков В.В. Технология извлечение золота из углистых золотомышьяковых концентратов / В.В. Лодейщиков, И.К. Скобеев, И.А. Жучков, М.В. Ламзова // Научные труды Иргиредмета, вып.13. Изд-во «Недра», 1965.
11. Холмогоров А.Г. Интенсификация процессов извлечения золота из упорных золотосульфидных концентратов / А.Г. Холмогоров, Ю.С. Кононов, Л.В. Шашина, Т.В. Кадетова // Цветные металлы.– 2005. – № 3. – С. 23-24.
12. Седельникова Г.В. Технология извлечения золота из упорных золотомышьяковых концентратов Албазинского месторождения с использованием бактерий / Г.В. Седельникова, Е.Е. Савари, Т.Ф. Кондратьева // Горный журнал. –М: 2005. – № 1. – С. 59-63.
13. Лодейщиков В.В. Цианирование и экология / В.В. Лодейщиков // Золотодобыча. – Иргиредмет. – 2008. – № 113 (апрель). – С. 3-7.
14. Плаксин И.Н. Взаимодействие сурьмяных и мышьяковых минералов с цианистыми растворами при извлечении золота. / И.Н. Плаксин, М.Д. Ивановский // Юбилейный сб. научн. трудов Московского ин-та цветных металлов и золота. М.: Metallurgizdat 1940. – вып. 9 – С. 409-425.
15. Петренко В.И. Влияние сурьмы на скорость растворения золота в цианистых растворах / В.И. Петренко, В.Г. Агеенков // Известия ВУЗов. Цветная металлургия. – 1959. – № 5.– С. 113-123.
16. Иллювиева Г.В. Исследование процесса взаимодействия пирротина со щелочными цианистыми растворами / Г.В. Иллювиева // Зап. ЛГИ., Обогащение, металлургия. – М.: 1956.– Т.17, вып.3. – С. 163-181.
17. Фридман И.Д. Преимущества бактериального выщелачивания при переработке углеродсодержащих золото-сурьмяно-мышьяковых концентратов / И.Д. Фридман, Е.Е. Савари // Цветные металлы. – 1985. – № 1. – С. 93-96.
18. Масленицкий И.Н. Металлургия благородных металлов / И.Н. Масленицкий, Л.В. Чугаев, В.Ф. Борбат // М.: Металлургия. – 1987. – 432 с.

19. Техника и технология извлечения золота из руд за рубежом. / Под ред. В.В. Лодейщикова – М.: Металлургия. – 1973. – 287 с.
20. Фридман И.Д. Влияние углеродистых веществ, содержащихся в рудах, на процесс цианирования И.Д. Фридман, Е.Е. Савари, Н.Н. Демина // Цв. Металлы. – 1979.– № 9. – С. 104-106.
21. Фридман И.Д. Исследования сорбционных свойств природных углеродистых веществ в процессе цианирования / И.Д. Фридман, Е.Е. Савари, Н.Н. Демина // ЖИХ. – 1980. – Т. 53. Вып.9. – С. 1985-1990.
22. Баликов С.В. Обжиг золотосодержащих концентратов / С.В. Баликов, В.Е. Дементьев, Г.Г. Минеев // Иргиредмет. –Иркутск, 2002. 416 с.
23. Лодейщиков В.В. Извлечение золота из упорных руд и концентратов / В.В. Лодейщиков // М.: Недра, 1968. – 204 с.
24. Еписколян М.Л. Научные Сообщения / М.Л. Еписколян, А.Н. Карибян, Б.А. Багдасорян // Армгипроцветмет. – 1972. – № 2. –С. 48-49.
25. Лодейщиков В.В. Поведение благородных металлов при обжиге пиритных концентратов: Автореферат канд. диссерт. к.т.н. / В.В. Лодейщиков. –Иркутск, 1960. – 21 с.
26. Шейв Я.П., Гудима Н.В. Краткий справочник металлурга по цветным металлам / Я.П. Шейв, Н.В. Гудима М.: Металлургия, 1968. – 252 с.
27. Лодейщиков В.В. Рациональное использование серебросодержащих руд / В.В. Лодейщиков, К.Д. Игнатьева // М.: Недра. – 1973. – С. 50-97.
28. Лодейщиков В.В., Скобаев И.К. Оптимальные условия обжига упорных золотосодержащих концентратов перед цианированием / В.В. Лодейщиков, И.К. Скобаев // Научные труды. Иргиредмет. М.: Госгортехиздат. – 1961. – № 10. – С. 343-356.
29. Чантурия В. А. Геология и геофизика / В.А. Чантурия. – 2003.– Т.45 – № 4. – С. 321-328.
30. Масленицкий И.Н. Опыт автоклавного окисления сульфидных золотосодержащих концентратов перед цианированием / И.Н. Масленицкий

// Изв. Вузов. Цветнаяметаллургия.– 1958. – № 4. – С. 103-108.

31. Berezowsky R.M.G.S. The Commercial Statusof Pressure Leaching Technology / R.M.G.S. Berezowsky, M.J. Collins, D.C.E. Kerfoot, N.Torres// JOM.1991. –V. 43, № 2. –P. 9-15.

32. Argall G.O. Eng Mining J. / G.O. Argall, 1986, V. 187, № 10. P.26-32.

33. Богородский А.В. Автоклавное окисление золотосодержащего сырья / А.В. Богородский, Ю.Е. Емельянов, Н.В. Копылова, А.В. Елифоров // Золотодобыча. - 2010. – № 145. – С. 10-12.

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

35. Филиппова Н.А. Фазовый анализ руд и продуктов их переработки / Н.А. Филиппова М: Химия, 1975. – С. 280.

36. MullenJ. GoldRoasting, Autoclavingor Bio-Oxidation Process Selection Basedon Bench-Seale and Pilot Plant Test Work and Costs / J. Mullen, K.G. Thomas// Mineral processing plant design, practice and cjntrol: proceedings. – 202. – V. 2. – P. 1530-1540.

37. Пабайченко С.С. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов. Екатеринбург / С.С. Пабайченко, М.И. Калашникова, Л.В. Чугаев: ГОУ ВПО УГТУ-УПИ, 2009. – Т. 2. – 612 с.

38. Conway M.H., Gale D.C. – JOM / M.H. Conway, D.C. Gale 1990, V. 42, № 9. – P. 19-22.

39. Mason P.G. JOM / P.G. Mason 1990, V. 42, № 9, – P. 15-18.

40. Beattie M.J.V. JOM / M.J.V. Beattie, A. Usmay 1990. – V. 42. – № 1. – P. 31 - 35.

41. Ласкорен Б.Н. Автоклавное окисление сульфидно-мышьяковых концентратов / Б.Н. Ласкорен, Л.В. Чугаев, Г.И. Москвичева // Гидрометаллургия золота. М.: Наука.– 1980. – С. 52-58.

42. Torkaya Y.A. Sulphuric acid pressure oxidation of pyrite concentrate from Vall Reel East Gold mine / Y.A. Torkaya // *Procc. Int. Cont. Mod. Process Miner and Miner Process*. Beijing, Sept. 22-25, 1992. – Beijing. – 1992. – P. 630-635.
43. Лодейщиков В.В. Переработка упорных золотосодержащего сырья по технологии: автоклавное окисление-цианирование / В.В. Лодейщиков // *Отчет НИР*. – Иркутск: Изд-во Иргиредмет. 2007 г.
44. Miller J.D. *Developments in Mineral Processing* / J.D. Miller, R.Y. Wan, X. Diaz №15. – 2005. *Advances in gold ore processing*. Mike D. Adams. Series editor: B.A. Wills. – P. 937-972.
45. Simmons G. Pressure oxidation process development for carbonaceous ores at Twin Creeks / G. Simmons. // *Proceedings of Randol Gold Forum 96*. Randol international, golden, Colorado. - 1996. - P. 199-208.
46. Чугаев Д.В., Автоклавные процессы переработки золотосодержащих концентратов / Д.В. Чугаев, М.В.Никитин // *Цветные металлы*. – 1998. – № 2.
47. Fleming Ji J. Fifth international Conference in Honor of Prof. Ian Ritchie. Eds. / Ji J., Fleming C.A., West-Sells P.H., Hackl R.P. // *Hydrometallurgy*. – 2003 – V. I. TMS. P. 227-244.
48. Фридман И.Д. Опереработке углесодержащих серебряно-мышьяковых концентратов / И.Д. Фридман, Е.Е. Савари // *Цветные металлы*. –1982. – № 6. – С. 48.
49. Хрящев С.В., Березкин О.И., Торхунова Н.Б. ЦИИН Цветная металлургия, 1967. - № 23. – С. 34-35.
50. Меретуков М.А. Хлоридная гидрометаллургия золота / М.А. Меретуков // *Цветные металлы*, 2005. – № 12. – С. 54-61.
51. Ferron C. *Proc. 5th Int. Conf.: Hydrometallurgy* / C. Ferron, C. Fleming, D. Dreisinger, T. Kane // 2003. V. – 1. – MTS, Vancouver (Canada). 2003. – P. 89-104.
52. Лодейщиков В.В. Прошлое настоящее и будущее гидрохлорирования золотосодержащих руд / В.В. Лодейщиков // *Золотодобыча*. – 2009. – № 130.

– С. 16-20.

53. Muir C. // 3rd Ins. Symp. Hydromet. / C. Muir, R. Stett. 112th AIME Ann. Meet. Atlanta, USA, 1983, March 6 - 10. – Warrendale, USA. – 1983. – P. 825 - 838.

54. Каковский И.А. Термодинамика и кинетика гидрометаллургической процессов / И.А. Каковский, С.С. Набойченко // Алма-Ата: Наука.–1986. – 272с.

55. Хаджиеева З.Ч. Гидрохлорирование золотосодержащей руды с замкнутой системой водооборота / З.Ч. Хаджиеева, Н.С. Савинова, С.И. Даржаева, Г.И. Хантургаева // Междунар. Симпозиум «Неделя горняка-2000». Горный информационный аналитический бюллетень, 2000. – № 5.

56. Меретуков М.А. Золото: химия, минералогия, металлургия / М.А. Меретуков – М: Руда и Металлы. – 2008. – 528 с.

57. Романтеев Ю.П. Металлургия благородных металлов / Ю.П. Романтеев // Учебное пособие – М.: 2007. – 258 с.

58. Панченко А.Ф. Опытнo-промышленные испытания технологии подземного выщелачивания золота хлорсодержащими растворителями. / А.Ф. Панченко, О.Д. Хмельницкая, В.В. Лодейщиков и [др.] // III Конгресс обогатителей стран СНГ: Тезисы докл. Т. 1. – М.: 2001. – С. 23.

59. Белявский М.А. Перспективные способы гидрометаллургической переработки золото и серебросодержащего сырья за рубежом: Обзорная информ / М.А. Белявский, А.С. Мейерович, М.А. Меретуков // ЦНИИЭМ ЦМ. – Вып.3. – М.: 1985. – 45 с.

60. Котляр Ю.А. Металлургия благородных металлов / Ю.А. Котляр, М.А. Меретуков, Л.С. Стрижко // М.: МИСиС, 2005 г., Кн. 1, 431 с., Кн. 2. 391 с.

61. Патент № 61-186428 Япония. Извлечение золота, 2002 г. опубл. 20.08.02.

62. Патент № 62-186428 Япония. Извлечение серебра и меди из их сплавов, 2001 г. опубл. 20.08.01.

63. Патент № 62-280331 Япония. Способ извлечения золота из скрапа. 1995 г. опубл. 05.12.95.

64. Hiskey J.B. Dissolution chemistry of gold and silver in different lixivants. / J.B. Hiskey, V.P. Atluri // *Minerall Proc. And Extract. Metallurgy Review*. № 4. – 1988. – P. 95-97.
65. Пфаухусер-Фрата А.И. Исследования процессов хлоридовозгонки для переработки сульфидных полиметаллических концентратов: Автореферат диссертации на соискание ученой степени кан.тех.наук. / А.И. Пфаухусер-Фрата. – Москва, 1964.
66. Limpo I.M. Хлорирующий обжиг малокомплексных руд / I.M. Limpo, I.Mc. Sistiga // *Rewistade Metallurgia*. – 1965. Т. 1. № 1. – P. 5-21.
67. Патент № 2235140 Российская Федерация. Способ извлечения благородных металлов. / В.А. Синегрибов, Т.Б. Юдина, и [др.], заявлено 2002 г.
68. Патент № 2172788 Российская Федерация. Способ переработки пиритных огарков // С.Н. Шин, Р.И. Гуляева, заявлено 2000 г.
69. Буянов В.И. О возможности применения хлоридовозгонки к мышьяковистым золотосодержащим концентратам / В.И. Буянов, А.А. Куликовский, Г.Ф. Цхай – В кн: Материалы II- научной конференции ЗАБНИИ, Чита, 1967.
70. Зырянов, А.П. Значение рациональной формы железа в процессе хлоридовозгонки упорных золотосодержащих концентратов / А.П. Зырянов, С.В. Полетаев. // *Цветные металлы*. – 1971. – № 5. – С. 34 – 36.
71. Зырянов М.Н. О роли серы в процессе хлоридовозгонки упорных золотосодержащих концентратов / М.Н. Зырянов, А.П. Нивин // *Цветные металлы*. – 1971. – № 2. – С. 24-25.
72. Иргалиев А.Г. Проведение исследований по переработке золотосодержащих материалов хлорной технологией / А.Г. Иргалиев, С.К. Монабаева // *Алма-Ата. ИМИОАНКаз. ССР*. – 1988. – 26 с.
73. Hager I.P. «Met. Trans» / I.P. Hager, R.V. Hill – 1970 – № 1. – №10.

74. Finkelstein N.P. «I. South Africaninst. Minand Met» / N.P. Finkelstein, R.M. Hoare, G.S. James, D.D. Howat, December. – 1966.–P. 196-215.
75. Зырянов М.Н. Спекообразование в процессе хлоридовозгонки золотосодержащих огарков / М.Н. Зырянов, А.П. Навин // Изв. Вузов Цветная металлургия. – 1975. – № 3. – С. 66-69.
76. Зырянов М.Н. Особенности хлоридовозгонки упорных золотосодержащих концентратов / М.Н. Зырянов, Н.В. Бавдик // Цветные металлы. 1988. – № 2. – С. 31-34.
77. James S.E. High temperature vaporization chemistry in gold-chlorinesystem including for mationof vapor complex species of gold and silver with cooper and iron / S.E. James, J.P. Hager // Metall. Trans. 1978 y. V.9B, № 4, P. 501-508.
78. Нормуратов Р.И. Разработка хлоридной технологии извлечения золота и серебра из магнитной фракции: Автореферат диссер. на соискание ученой степени канд.тех.наук. / Р.И. Нормуратов – Москва, 2010.
79. Праздников П.А. – Труды Института металлургии УФ АН СССР / П.А. Праздников // Свердловск. – 1959. – № 6. – С. 120.
80. Успенский Я.В. Перспективы применения гидросульфатизации азотной кислотой для вскрытия сульфидных концентратов / Я.В. Успенский, Е.Л. Попов, А.К. Кунбазаров и [др.] // М: ВИЭМС – 1976. – С. 17.
81. Ахмедов Х.А. Гидросульфатизация золотосодержащих сульфидно-мышьяковых концентратов / Х.А. Ахмедов, А.К. Кунбазаров // В сб. «Материалы совещания по вопросам изучения эндогенных месторождений Средней Азии». –Ташкент: Изд. САИГИМСа. – 1975 . – С. 78-80.
82. Ахмедов Х. Результаты исследований по переработке золотосодержащих мышьяковых концентратов / Х. Ахмедов, А. Хожиев / В сб. «Проблемы изучения геологии, методики и техники разведки месторождений полезных ископаемых Средней Азии». –Ташкент: Изд. САИГИМСа. –1977. – С. 70-75.
83. Мейерович А.С. Способы переработки упорных золото- и серебросодержащих руд и концентратов за рубежом / А.С. Мейерович, М.А.

- Меретуков // ЦНИИ цветметэкон. и инф. – Обзорн. информация.– Вып. 1. – М.: – 1990. – 47 с.
84. Demopolous G.P. Resent advances in refractory gold processing / G.P. Demopolous, V.G. Parangclakis // CIM Bulletin. – 1980. – 82. – № 931. – P. 85-91.
85. Cormen G. New Arseno refractory process of interest to gold miners / G.Cormen // The North Miner. – 1988. – 73. – № 44.–P. 2.
86. Кунбазаров А.К. Азотнокислотная технология вскрытия упорных золотосульфидных концентратов / А.К. Кунбазаров, Х. Ахмедов, Е.Л. Попов–М: Деп. ВИНТИ – № 3811 – 76 – 1976 – С. 8.
87. Праздников П.А. Новые методы комплексного извлечения элементов из медно-цинковых концентратов / П.А. Праздников // Свердловск: Тр. Института металлургии Уральского фил. АН СССР. – 1959. – № 6. – С. 88.
88. Ахмедов Х. Азотнокислотный способ вскрытия сульфидно-мышьяковых золотосодержащих концентратов. Автореферат на соискание ученой степени кандидата технических наук. / Х. Ахмедов –Алма-Ата, 1988. 24с.
89. Коростышевский Н.Б. Методика исследования забалансовых золотосодержащих руд для переработки их процессом кучного выщелачивания / Н.Б. Коростышевский, А.И. Грабовский, А.А. Рыбалченко и [др.]. // Труды ЦНИГРИ. –1978. – № 139. –С. 19-23.
90. Кучное выщелачивание благородных металлов / Под. Ред. М.И. Фазлуллина. – М.: Издательство Академии горных наук, 2001. – 647 с.
91. Каравайко Г.И. Экология и активность микроорганизмов при кучном выщелачивании металлов / Г.И. Каравайко, В.В. Абакумов, Т.Л. Михайлова, В.П. Пискунов и [др.]. // Прикладная биохимия и микробиология. АН СССР, 1981. – т.XVII, № 1. – С. 73-80.
92. Чантурия В.А. Развитие золотодобычи и технологии обогащения золотосодержащих руд и россыпей / В.А. Чантурия, Г.В. Седельникова // Горный журнал. – 1998. – № 5. – С. 4-9.

93. Минеев Г.Г. Перспективы освоения забалансового золотосодержащего сырья / Г.Г. Минеев, А.С. Черняк, Г.А. Строганов и [др.] / Колыма. – 1975. – № 2. – С.28- 33.
94. Строганов Г.А. Использование кучного и чанового выщелачивания для извлечения золота из руды песков / Г.А. Строганов, Г.Я. Дружина, А.М. Шутов // Научн. тр. Иргиредмет. – Иркутск. – 1981. – С. 125-130.
95. Минеев Г.Г., Томилов В.Д., Строганов Г.А. Техничко-экономические соображения о перспективах использования кучного и подземного выщелачивания в золотодобывающей промышленности / Г.Г. Минеев, В.Д. Томилов, Г.А. Строганов // Материалы II-й Всесоюзной конференция по геотехнологическим методам добычи полезных ископаемых М.: 1975. – С. 492-498.
96. Крешков А.П. Основы аналитической химии / А.П. Крешков –Химия М. – 1977. – Т. 3. – С. 488.
97. Дементьев В.Е. Опыт применения технологии кучного выщелачивания в промышленном масштабе в России / В.Е. Дементьев, А.П. Татаринов, С.С. Гудков // Золотодобыча. – 2011.– № 147. – С. 5-10.
98. Абсалямов Б.А. Проблемы и перспективы развития Васильковского ГОКа / Б.А. Абсалямов, Б.А. Утенбаем // Горный журнал. – 2000. – № 12. – С. 7-8.
99. Адышев В.М. Опыт применения кучного выщелачивания в республике Хакасия / В.М. Адышев // Минер. ресурсы России. Экономика и упр. – 1999. – № 5. – С. 34-37.
100. Баликов С.В. Научно-технические разработки Иргиредмета – золотодобывающим предприятиям / С.В. Баликов, В.Е. Дементьев, В.В. Лодейщиков // Драг. металлы. Драг. камни. – 2003. – № 7. (115). – С. 42-57.
101. Брук, М.Л. Становление и развитие золотодобывающей промышленности Алдана / М.Л. Брук, // Горный журнал. – 1999. – № 10. – С. 87.

102. Гудков. С.С. Развитие идей Плаксина И.Н. в области обогащения полезных ископаемых и гидрометаллургии / С.С. Гудков, А.П. Татаринев, С.Г. Григорьев и [др.]. Тез. докл. юбил. Плаксин. чтений (10-14 окт. 2000 г. – Москва). М.: 2000. – С. 176.
103. Дементьев В.Е. Анализ добыча и переработка полезных ископаемых / В.Е. Дементьев, Г.Я. Дружина, Г.А. Строганов // Сб. научный трудов, посвященной 125 – летию ин-та «Иргиредмета». Иркутск. – 1998. – С. 332 – 354.
104. Добыча и переработка золото- и алмазосодержащего сырья. Сборник научных трудов (посвящ. 130-летию института «Иргиредмета»). Ответственный редактор Дементьев В.Е. – Иркутск: ОАО «Иргиредмет». – 2001. – 460 с.
105. Коробанов Е.Е. Кучное выщелачивание золотосодержащих руд / Е.Е. Коробанов, А.Х. Алагузов, К.А. Ибраев // Докл. Шк. Передового опыта по изучению техники и технологии добычи золота из рудного сырья способом кучного выщелачивания (20-23 авг. 1991 – Кокчетав). – Иркутск. –1992. – С. 22-29.
106. Лодейщиков В.В. Состояние исследований и проблемы практического использования гео-и биотехнологических процессов в гидрометаллургии золота / В.В. Лодейщиков // Перспективы применения гео-и биотехнологии для извлечения золота из нетрадиционного сырья: Сб. науч. тр. / Иргиредмет. – Иркутск.– 1988. – С. 5-19.
107. Григорьев С.Г. Применение в промышленном масштабе метода кучного выщелачивания благородных металлов на месторождении Березняковское / С.Г. Григорьев, С.С. Гудков, А.П. Татаринев и [др.] // Цветные металлы. – 2004. – № 10. – С. 44-45.
108. Аслануков Р.Я. Полупромышленные испытания бактериального способа переработки сложного золото-мышьякового концентрата / Р.Я. Аслануков, Г.И. Каравайко, Н.В. Филимонов и [др.] // Цветные металлы. – 1993.– № 11.

– С. 21-23.

109. Беликов В.В. Применение перспективных гидрометаллургических процессов в комбинированных схемах обогащения руд. / В.В. Беликов // Обогащения руд. – 1997. – № 1. – С. 7-10.

110. Бровин К.Г. Особенности подготовки месторождений к разработке способом кучного выщелачивания / К.Г. Бровин, В.В. Тен // Разведка и охрана недр. – 1991. – № 10. – С. 2-5.

111. Верникова Л.М. Технологические аспекты состояния и развития биотехнологии / Л.М. Верникова, Д.Н. Лобавов, В.П. Небера // В. Сб.: Цветная металлургия. Серия. Обогащения руд цветных металлов. Вып. 2. – М.: ЦНИИЦВЕТМЕТ Экономики и информации. – 1989. – 80 с.

112. Горбунов И.Д. Выщелачивание сульфидных золотосодержащих концентратов / И.Д. Горбунов Ю.Р. Емельянов, А.И. Карпухин // Цветные металлы. – 1993. – № 4. – С. 7-8.

113. Гээзэгт Ш. Выщелачивание окисленных и забалансовых руд месторождения Эрдэнэтийи-овоо / Ш. Гээзэгт, Ж. Дамдинжав, Ж. Баатарху // Горный журнал. – 1998. – № 2. – С. 60-61.

114. Дружина Г.Я. Кучное выщелачивание золота из предварительного окомкованных руд / Г.Я. Дружина, Г.А. Строганов, М.Н. Зырянов // Цветные металлы – 1997. – № 9. – С. 17-19.

115. Клименко Н.Г. Новое в гидрометаллургической переработки окисленных цинковых руд / Н.Г. Клименко, Р.А. Кязимов // Руды и металлы. – 1997. – № 1. – С. 71-74.

116. Лодейщиков В.В. Биогидрометаллургическая переработка упорных золота и серебросодержащих руд / В.В. Лодейщиков, А.Ф. Панченко // Цветные металлы. – 1993. – № 4. – С. 4-7.

117. Небера В.П. Проблемы биотехнологии / В.П. Небера, П.М. Соложенкин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 1999. – № 2. – С. 48-54.

118. Бывальцев В.Я. Кучное выщелачивание золота из шлихов и концентратов / В.Я. Бывальцев, Ю.Е. Емельянов, Г.А. Строганов, Ю.Б. Ярош // Цветные металлы. – 1996. – № 11. – С. 7-8.
119. Пахтанов Б.А. Кучное выщелачивание золотосодержащих руд Б.А. Пахтанов, С.И. Черных // Цветная металлургия. – 1997. – № 5-6. – С. 26-43.
120. Плаксин И.Н. Металлургия благородных металлов / И.Н. Плаксин – М.: Металлургиздат. 1943. 420 с.
121. Лодейщиков В.В. Упорные золотые руды и основные принципы их металлургической переработки / В.В. Лодейщиков Гидрометаллургия золота // М.: Наука. – 1980. – С. 5-18.
122. Татаринов А.П. Применение метода кучного выщелачивания золота на Майском руднике // А.П. Татаринов, Г.А. Страганов, А.А. Синакевич и [др.] // Цветные металлы. – 1988. – № 5. – С. 29-31.
123. Седельникова Г.В. Нетрадиционные технологии повышения извлечения золота из упорного сырья / Г.В. Седельникова, В.А. Чантурия и [др.] / В кн.: Современные методы оценки технологических свойств минерального сырья благородных металлов. – Иркутск – Москва: РАН, Альтекс, 2004.
124. Водолазов Л.И. Геотехнология. Кучного выщелачивание бедного минерального сырья / Л.И. Водолазов, В.П. Дробаденко, Д.П. Лобанов, Н.Г. Малухин. – Москва, 2000. – 255с.
125. Жуховицкий А.А. Краткий курс физической химии / А.А. Жуховицкий, Л.А. Шварцман – М.: Металлургия. – 1979. – 368 с.
126. Рабинович В.А., Хавин З.Я. Краткий химический справочник. – Л: Химия, 1978. – 392 с.
127. Меретуков М.А., Орлов А.М. Металлургия благородных металлов / М.А. Меретуков, А.М. Орлов (зарубежный опыт). – М.: Металлургия, 1990. – 416 с.
128. Аренс В.Ж. Химико-экологические проблемы выщелачивания / В.Ж. Аренс, А.С. Черняк // Горный журнал. – 1994. – № 12. – С. 5-7.

129. Зинкевич А.С. Опыт применения электрического разряда и жидкости в технике и горном деле / А.С. Зинкевич, Е.В. Казанов, В.М. Лизункин // Материалы V научно-практической конференции, посвященной 30-летию Горного института. Вестник ЧитГУ № 36. – Чита, 2004. – С. 208-213.
130. Лизункин В.М. Некоторые результаты активации выщелачивающих растворителей сильными электрическими разрядами. / В.М. Лизункин, В.М. Лимберова, Б.Г. Пляскин и [др.] // Материалы V научно-практической конференции, посвященной 30-летию Горного института. Вестник ЧитГУ № 36. – Чита, 2004. – С. 208-213.
131. Деменьтеев В.Е. Основные аспекты технологии кучного выщелачивания золотосодержащего сырья / В.Е. Деменьтеев, А.П. Татаринов, С.С. Гудков // Горный журнал. – 2001. № 5. – С. 53-55.
132. Новые способы извлечения металлов / Под ред. М.Дж. Колли. – М.: Металлургия. – 1987.
133. Патент № 4256706, США. Agglomerated leach gold - silver ores / J. Harold, E. Gen, – 1981.
134. Пат. 2141537 Российская Федерация, МКИ С 22 В 11/00, 3/02. Линия переработки глинистых золотосодержащих руд / В.К. Черняк, А.Ф. Ращенко, В.Е. Дементьев, Г.И. Войлошников и [др.]; Акционерная компания «Алданзолото». – № 98111299 / 02; заявл. 15.06.1998; опубл. 20.11.1999, Бюл. № 32.
135. Дементьев В.Е. Кучное выщелачивание золотосодержащего сырья / В.Е. Дементьев, Г.Я. Дружина, Г.Г. Минеев // Изв. Вузов. Горный журнал. – 2000. – № 2. – С. 74-78.
136. Технологический регламент для разработки рабочего проекта промышленной установки кучного выщелачивания золота из руды Сахарской золоторудной зоны / Иргиредмет, - Рук. Строганов Г.А. – Иркутск: ОАО «Иргиредмет». – 1995-116 с.

137. Черный К.Н. Безреагентная детоксикация отработанного штабеля кучного выщелачивания золота в условиях месторождения Таборное / К.Н. Черный // Цветные металлы. – 2006. – № 6. – С. – 27 - 29.
138. Introduction to Evaluation, Design and Operation of Precious Metal Heap Leaching Projects // Society of Mining Engineers Inc. – Littleton, Colorado. – 1988. – VII. – 372 p.
139. Proc. Int. Sump. Gold Met., Winniped, Aug. 23-26 1987. – V. 1. Proc. Met. Soc. Can. Inst. Mining and Met. – New York and C. – 1987. – P. 77-78.
140. Минеев Г.Г., Кучное выщелачивание золотосодержащих руд / Г.Г. Минеев, С.Б. Леонов, ИргТУ. – Иркутск. – 1997. – 99 с.
141. Кофман В.Я. Анализ состояния кучного выщелачивания за рубежом / В.Я. Кофман; СССР, ЦНИИЦ ветмет экономики и информации, – М.: 1988. – 83 с.
142. Патент № 2223339 Российской Федерации. Способ извлечения золота из глинистых руд / А.П. Татаринов, В.Е. Деменьтеев, С.С. Гудков, В.Я. Бывальцев. – № 97115468/02; заявлено 26.08.97; опубл. 27.12.98.
143. Рубцов Ю.И. Интенсификация технологий извлечения благородных металлов / Ю.И. Рубцов: Байкальский институт природопользования СО РАН. – Улан-Удэ: Изд-во БИЦ СО РАН., – 2004. – 52 с.
144. Рубцов Ю.И. К оценке эффективности скоростной технологии кучного выщелачивания золота из руды месторождения Погромное / Рубцов Ю.И. // Цветные металлы. – 2006. – № 6. – С. – 23 - 26.
145. Пат. 435616 (СССР). Способ безобжигового упрочнения окатышей. опубл. ВБИ, 1974. – № 25.
146. McClelland G.E. Agglomeration and heap leaching of finely ground precious-metal-bearing tailings / G.E. McClelland, D.L. Pool, A.H. Hunt, J.A. Eisele // Inf. Circ. Bur. Mines. U.S. Dep. Inter. – 1985. – № 9034. – 11 p.
147. Строганов Г.А. Исследование оборотного водоснабжения и обезвреживания хвостов кучного выщелачивания / Г.А. Строганов, А.М.

- Шутов, Н.М. Ахметгалеев // Цветные металлы. – 1991. – № 5. – С. 68 - 70.
148. Сычева М.Н. Извлечение золота методом кучного выщелачивания из высокоглинистых кор выветривания / М.Н. Сычева, Н.Л. Горенков, В.М. Турличкини [др.] // Горный журнал. – 2001. – № 5. – С. 59 - 60.
149. Мерович А.С. Современная практика извлечения благородных металлов из забалансовых руд и отвальных продуктов за рубежом / А.С. Мерович, А.Б. Норсиев // Обз. Инфор: лаб. технол. исслед. обогащения минерального сырья. ВНИИЭкон. Минерального сырья и геол.-развед. раб. 1989. – № 3. – С.45.
150. Spacek V. Zkusenos tipoloprovo chihoovereniprimehyanizace Zlatonos nychrud / V. Spacek, M. Stastna, P. Gakov // «RUDY» –1987. – 35 – № 83.– 235-238.
151. Chamberlin P.D. Agglomeration: Cheap insurance for good recovery when heap leaching gold and silver ores / P.D. Chamberlin // Mining Eng.(USA). –1986. – V. – 38.–№ 12 – P. 1105-1109.
152. Телегина Л.Е. Основные направления в технологии извлечения золота за рубежом / Телегина Л.Е.// Цв. Metallургия. Бюл. Цветметэконом. Иинф. – 1986. – № 3. – С. 86-88.
153. Пат. США 4.424.194(1984) Progress for extraction of Metals from Teachable ores / R.M. Hughes.
154. Pinson Gold Mine. Mining Mag // 1986 Sept. – P. –174-179.
155. Дружина Г.Я. Извлечение золота и серебра из вскрышных и вмещающих пород / Дружина Г.Я. и [др.] // Цветные металлы. – 1988. – № 1. – С.82-84.
156. Зеленов В.И. Пути совершенствования технологии переработки золото- и серебросодержащих руд / В.И. Зеленов, А.Н. Шедригин // Обз. инф. ВНИИ экон. Минерал. Сырья и геол.- развед. работ ВИЭМС. –1986. – С.40.
157. Кофман В.Я. Кучное выщелачивание золота и серебра в США / В.Я. Кофман, П.Е. Хоменко // Цв. металлургия. Бюл. Цветмет эконом и инф. – 1985 – № 10. – С. 88-90.

158. Меретуков М.А. Современное состояние металлургического производства серебра за рубежом / М.А. Меретуков // М: ЦНИИ цветмет эконо и инф.1987. – № 3. – С.61.
159. Heap teach technology court battle / Mining I.–1986. –V. 306 – №7866 – P.–373.
160. Меретуков М.А. Современное состояние производства золота за рубежом / М.А. Меретуков, Л.С. Стрижко // ЦНИИ цветмет эконо. и .инф. М. –1985. – № 5. – С.58.
161. Пыжов С.С., Кучное выщелачивание золотосодержащих руд за рубежом / С.С. Пыжов, С.Н. Макарова // Цветные металлы. –1984. – № 11. – С. 25-28.
162. Argall G.O. Heap leaching Smoky Valley Gold /G.O. Argall // End. end Mining I. –1985 – V. – 186 – № 12.–P. 18-23.
163. Cold recovery units // Eng. and Mining I. –1984. – V. – 185– № 2. – P. 64.
164. Summitville – Leaching at its Peak. Mining Mag.–1986. September – P. 157-161.
165. Ianisch P.R. Gold in South Africa/P.R. Ianisch // I.S. Arf. inst. Min. metal. – 1986. –V. 86 – № 8. – P. 273-316.
166. Chamberlain P.G. Gold and Silver Leaching practices in the United States / P.G. Chamberlain, M.G. Pojar // Bureau of Minis. –1984 – inf. Circ. – № 8969.–47 p.
167. Строганов Г.А. Укрупненные исследования кучного выщелачивания золота из предварительного окомкованных руд / Г.А. Строганов, Г.В. Цикунова // Цветные металлы. – 1992. – № 6. – С. 68-70.
168. Лукомская Г.А. Извлечения меди, золота и серебра из отвальных продуктов методом Кучного Тиосульфатного Выщелачивания / Г.А. Лукомская, В.М. Пилецкий // Цветная металлы. – 1999. – № 4. – С. 49-50.
169. Шевелева Л.Д. Уроки испытаний кучного выщелачивания меди / Л.Д. Шевелева, Д.А. Пирмагомедов // Цветные металлы. – 1999. – № 4. – С. 47-49.

170. Толстов Е.А. Кучное выщелачивание золота из забалансовой руды карьера Мурунтау на совместном предприятии / Е.А. Толстов, Р.А. Прохоренко, Дж. Браунли // «Зарафшон-Ньмонт» Цветные металлы. –1999. – № 7. – С. 53-56.
171. Тедеев М.Н. Переработка золотосодержащих углеродистых руд карьера Мурунтау методом кучного выщелачивания / М.Н. Тедеев, Е.А. Толстов, Л.А. Кустова // Цветные металлы. – 1999. – № 7. – С. 56-58.
172. Горенков Н.Л. Технология кучного выщелачивания золота из высокоглинистых выветривания / Н.Л. Горенков, М.Н. Сычева, В.М. Турлычкин. (Тульская НИИГП). Цветные металлы. – 2001 – № 12. – С.12-13.
173. Минеев Г.Г. Влияние состава руд и природы золота на условия и показатели кучного выщелачивания / Г.Г. Минеев, Т.С. Минеева // Цветные металлы. –2005. – № 4. – С. 28-31.
174. Дружина Г.Я. Применение кучного выщелачивания для комплексной переработки минеральных техногенных продуктов / Г.Я. Дружина, А.П. Татарина, Ю.Б. Ярош, Ю.Е. Емельянов // Цветные металлы. – 2009. – № 1.– С. 18-20.
175. Отчет (Извлечение золота из руды Тарорского месторождения по схеме «ЦНИГРИ» с последующей очисткой сточных вод и разработкой схемы водооборота) САИГИМС, Алма-Ата. – 1969. –134 с.
176. Отчет (Технологические испытания окисленных золотосодержащих руд месторождения Чоре) Ташкент. – 1987. – 153 с.
177. Отчет (Детальная разведка месторождения Джилау с подсчетом запасов по состоянию на 01.06.1985г.) Душанбе. – 1985. – 449 с.
178. Отчет (Доизучение месторождения Хирсхона и его флангов (Восточный, Западный, участок Джилау и Южная Хирсхона) (1 этап), с подсчетом запасов по состоянию 10.03.2004 г.) Душанбе. – 2004. 80 с.
179. Стрижко Л.С. Metallургия золота и серебра / Л.С. Стрижко // М.: МИСиС. – 2001. – 336 с.

180. Казанов Е.В. Подготовка штабеля руды для кучного выщелачивания / Е.В. Казанов, Р.А. Рюмкина // Материалы третьей научно-технической конференции Горного института: Чита. – 2000. – Часть II. – С.117-119.
181. Лодейщиков В.М. Аммиачное цианирование медистых золотых руд / В.М. Лодейщиков, О.Д. Хмельницкая, Г.И. Войлошников // Цветные металлы. –2010. – № 8.– С. 37-40.
182. Proc. Inter. Symp. The Treatment of Gold Ores. August 21 - 24. – 2005, Calgary (Canada).
183. Tong Deng. Engansing gold extraction from copper bearing ores / D. Tong, Ma. Yun // Trans Nonferrous Metals Soc. China. – 1995. – № 3. – P. 25-28.
184. Muir D.M. Recovery of Gold from copper-bearing ores. Gold Forum on Technology and Practices / D.M. Muir, S.R. La Brooy // World Gold 1989. – Littleton, Colorado, USA. 1989. – P. 363-374.
185. Лебедев Б.Н. Хлоридовозгонка – один из методов комплексного извлечения цветных и благородных металлов: Автореферат диссер. на соискание ученой степени докт.тех.наук. / Б.Н. Лебедев, – Алма-Ата,1952.
186. Лебедев Б.Н. Исследования по применению метода хлоридовозгонки к полиметаллическим промпродуктам обогатительных фабрик Алтая / Б.Н. Лебедев, А.И. Зарубин / Из. АН Казах. ССР. Серия горного дела, металлургии, строительства и стройматериалов. – 1957. – вып. 4 (15).
187. Зырянов М.Н. Хлоридные процессы извлечения золота из упорных флотационных и гравитационных концентратов: Автореферат диссертации на соискание ученой степени докт.тех. наук. / М.Н. Зырянов // –Алма-Ата. – 1975.
188. Зырянов М.Н. Закономерности хлорирования элементарного золота и природного его соединения / М.Н. Зырянов // Цветные металлы– 1992. – № 9. – С. 26-27.
189. Зырянов М.Н. Хлоридная металлургия золота / М.Н. Зырянов, С.Б. Леонов // – М.: ОП Интернет Инжиниринг, – 1997. 288 с.

190. Зырянов М.Н. Термографическое и термогравиметрическое изучение процесса хлорирования золота / Зырянов М.Н., Коновалов Н.П. // Цветные металлы. – 2000. – № 5.
191. Щукарев С.А. Термическая диссоциация хлоридов золота / С.А. Щукарев, М.А. Оранская, В.М. Цинциус // ЖНХ. -1956. т.1, -№ 5, - С. 881-887.
192. Зырянов М.Н. О кинетике высокотемпературного хлорирования золота газообразным хлором и хлоридами солей / Зырянов М.Н., Батанова Г.И. // Цветная металлургия. – 1987. – № 6. – С. 70 - 73.
193. Амонуллоев А. Омори математики (математическая статистики) / А. Амонуллоев, Н. Шерматов Душанбе, Сино. – 2014. – 624 с.
194. Зеликман А.Н. Молибден / А.Н. Зеликман – М.: Металлургия, 1970. – С. 119 - 122.
195. Федотьев Н.П. / Прикладная электрохимия // Н.П. Федотьев, А.Ф. Алабышев, А.Л. Ротинян, П.М. Вячеславов и [др.], Москва. – 1962. – 642 с.
196. Droppert D.J. Ambient pressure production of crystalline scorodite from arsenic-rich metallurgical effluent solutions / D.J. Droppert, G.P. Demopoulos, G.B. Harris // EPD Congress 1996, Edited by G.W. Warren, TMS, Warrendale.–P. 227-239.
197. Gomez M.A. Autoclave precipitation and characterization of Fe (III) – AsO₄-SO₄ phases / M.A. Gomez, L. Becze, M.C., Bluteau J.F., LeBerre J.N. Cutler G.P. Demoroulos // Hydrometallurgy. – 2008. –P. 1078-1086.
198. Krauze E. Solubilities and stabilities of ferric arsenate compounds / E. Krauze, V.A. Ettl // Hydrometallurgy, V. 22, 1989. –P. 311-337.
199. Набойченко С.С. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов / С.С. Набойченко, Л.П. Ни, Я.М. Шнеерсон, Л.В. Чугаев // Екатеринбург: ГОУ УГТУ-УПИ, 2002. – 940 с.
200. Каковский И.А. Кинетика процессов растворения / И.А. Каковский, Ю.М. Поташникова – М.: Металлургия. – 1975 г., 224 с.

201. Анастасов В.В. Развитие геотехнологических методов извлечения полезных ископаемых на урановых месторождениях Забайкалья / В.В. Анастасов, Р.В. Зайцев, У.В. Покидин // Горный журнал. – 1993. – № 3. – С.30-36.
202. Аренс В.Ж., Черняк А.С. Химико-экологические проблемы выщелачивания / В.Ж. Аренс, А.С. Черняк // Горный журнал. – 1994. – № 12. – С. 5-7.
203. Интенсификация процессов вскрытия и выщелачивания при переработке трудноперерабатываемого сырья цветных и редких металлов / Тезисы докладов к Всесоюзному научно-техническому совещанию. – М.: ЦНИИЦВЕТМЕТ Экономике и информации. – 1984. – 88 с.
204. Каганович С.Я. Экономика минерального сырья / С.Я. Каганович, – М.: Недра. – 1975. – 216 с.
205. Каравайко Г.И. Биотехнологический способ извлечения золота из руд и продуктов обогащения / Г.И. Каравайко, В.В. Панин, Л.Н. Крылова // Горный журнал. – 1996. – № 1-2. – С. 120-122.
206. Птицын В.Н. Комбинированные методы определения вероятностных характеристик / В.Н. Птицын – М.: Сов. Радио. – 1973. – 256 с.
207. Краснов В.В. Опыт применения кучного выщелачивания за рубежом. Материалы международного симпозиума / В.В. Краснов // Красноярск: ГАЦ МиЗ. – 1997. – С. 3-10.
208. Сорбционная переработка продуктивных растворов от кучного и подземного выщелачивания. – Чита: ЧИПР. – 1991. – 133 с.
209. Страхан К. Конструирование основания для кучного выщелачивания. / К. Страхан Д. Зил. перевод А.Я. Мельничука // Введение в оценку, проектирование и получение благородных металлов способ кучного выщелачивания. Общество горных инженеров, Колорадо. – 1998. – С. 245-249.

210. Бочаров В.А. Технология обогащения золотосодержащего сырья / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина –М.: Руда и металлы. – 2003. – 407 с.
211. Куликов В.В. Выпуск руды / В.В. Куликов– М.: Недра, 1980. – 303 с.
212. Пугачев В.С. Теория случайных функций и ее применение к задачам автоматического управления / В.С. Пугачев Изд. 2-е, – М.: Физматгиз. – 1960. – 884 с.
213. Лодейщиков В.В. Тиокарбамидное выщелачивание золотых и серебряных руд. / В.В. Лодейщиков и [др]. Гидрометаллургия золота. – М.: Наука. –1980. – С. 16-55.
214. Пат. 4734171 США, МКИС 22 В 11/04, С 25 и 1/24. Method for the simultaneous deposition of gold and replenishment of elemental iodide / A.E. Perez, H.D. Galaviz: In-situ, Ins. - № 806043; заявл. 06.12.85, опуб.18.06.87.
215. Murthy D.S.R. Thioured as prospective leachant for the extraction of gold and silver / D.S.R.Murthy, D.D. Akerkal.list.Eng. (india). Met.And Mater.Sci // Div. – 1988.– № 68. – P. 119-121.
216. Ubaldini S. Aninnovative thiourea gold leaching process / S. Ubaldini, P. Forneri, R. Massidda, C. Abbruzzese // Hydrometallurgy. – 1998. – 48.– № 1. – P. 113-124.
217. Hisshion R.Min. Mag. / R.Hisshion, C.Waller // 1984. – V. 151. № 3. – P. 237-243.
218. Бочаров В.А. Технология переработки золотосодержащего сырья. / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина, Д.В. Абрютин // Изд. Дом МИСиС. – 2011. – 328 с.
219. Ванюков А.В. Термическая диссоциация сульфидов / А.В. Ванюков, Р.А. Исакова, В.П. Быстров // Алма–Ата: Наука. – 1978. – 172 с.
220. Жучков И.А. О проведении минерала арсенопирита при обжиге в атмосфере инертного газа / И.А. Жучков, В.В. Лодейщиков, И.К. Скобеев // Журн.прикл.химии. –1967. – Т. 40 – № 12. – С. 2703-2710.

221. Маргулис Е.В., Исследование химизма окисления халькопирита / Е.В. Маргулис, В.Д. Пономарев // Журн.прикл.химии. – 1962. – Т. 35. – № 5. –С. 970-979.
222. Холмогоров А.Г. Сорбция золота (I) и серебра (I) из тиосульфатных растворов на анионитах / А.Г. Холмогоров, Г.Л. Пашков, О.Н. Кононова и [др.] // Химия в интересах устойчивого развития. – 2001. – № 9.– С. 293 - 298.
223. Fleming C.A. Miner. Metall. Process / C.A. Fleming, J. McMillen, K.C. Thomas, J.A. Wills // 2003.– V. 4. – P. 95-134.
224. Kholmogorov A.G. Miner. Process. Extr. Metall. (Trans. Inst. Min. Metall.) / A.G. Kholmogorov, O.N. Kononova, Y.S. Kononov // 2005. – V. – 114.№ 3. – P. 2-6.
225. Kononova O.N. Hydrometallurgy / O.N. Kononova, A.G. Kholmogorov, N.V. Danilenko // 2007. – V. –№ 88. – P.189-195.
226. Flett D.S. Trens. Inst. Min. Metall. / D.S. Flett, J.C. Wilson // 1983. – V. – 92. – P. 216-222.
227. Abruzzese C. Hydrometallurgy / C. Abruzzese, P. Fornari, R.Massidda // 1995. – V. – № 39. –P.265-276.
228. Жучков И.А. Влияние контакта золота с сульфидными минералами на его поведение в тиосульфатном растворителе / И.А. Жучков, И.П. Бубеев // Цветная металлургия. – 1992. № 5. – С. 91 - 97.
229. Паддефет З. Химия золота / З. Паддефет –М.: Мир. – 1982. – 318 с.
230. Кононова О.Н. Сорбция золота и серебра из тиосульфатных растворов на анионитах О.Н. Кононова, К.А. Шатник, К.В. Приходько и [др] // Цветные металлы.– 2009. – № 1.– С. 40-43.
231. Жучков И.А. Исследование механизма активации золота при его растворении в тиосульфатном среде / И.А. Жучков, П.П. Бубеев // Цветная металлургия. –1990. – № 2. – С. 64 - 68.

232. Каковский И.А. Поведение золота в полисульфидных растворах при повышенных температурах и давлениях / И.А. Каковский, Н.Г. Тюрин // Изв. Цветная металлургия. – 1962. – № 2. – С. 104 - 111.
233. Седова Н.А. Кинетические закономерности растворения серебра в аммиачно-тиосульфатных растворах содержащих ионы кобальта (III) и карбонат – ион / Н.А. Седова, Г.М. Вольдман, Г.А. Лукомская и [др.] // Изв. Вузов. Цветная металлургия. – 1985. – № 3. – С. 54 - 58.
234. Aulmore M. Miner.Eng. / M.Aulmore, D.Muir // 2001. – V.14.№ 2. -P. 135-174.
235. Langhans J.W. Hydrometallurgy / J.W. Langhans, K.P.V. Lei, T.G. Samahan // 1992. – 29.– № 1-3. – P. 191-203.
236. Groenewald J.S., Afr.Inst. Min. Met. / J.S. Groenewald, 77 (11). – 1977. – P. 217 - 232.
237. Hammeti M. Study of the thiosulphate leaching of gold from carbonaceous ore and the quantitative determination of thiosulphate in the leached solution / M. Hammeti, J.L. Hendrix // Extr.Met. 89: Pap. Sump. London 10-13 July 1989. – London, – 1989. – P. 665-678.
238. Brever P. Fundamental aspects of the gold thiosulphate leaching process. Lit. JOM: J. Miner. Metals and Mater.Soc. / P. Brever, M. Jeffrey, W. Choo / 2000. – 52. – № 11. – P. 197-198.
239. Бывальцев В.Я. Тиокарбамидное выщелачивание золота из сурьмяных концентратов / В.Я. Бывальцев, А.Ф. Панченко // Цветная металлургия. – 1987. – № 6. – С. 27 - 28.
240. Abbruzzese C. Tiosulphate leaching for gold hydrometallurgy / P. Fornery, R. Massidda, F.Veglio // – Hidpometallurgy. –1995. – № 39. – P. 265-276.

Приложение 1



Sogdiana, Penjikent District
 Republic of Tajikistan, Central Asia
 Tel +7 (095) 255 7057
 Fax +7 (095) 255 7061
 E-mail zgc@ampzgc.com
www.avocet.co.uk

«Утверждаю»

Генеральный директор
 ООО СП «Зеравшан»
 К. Кнутца



АКТ

**О РЕЗУЛЬТАТАХ ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ
 ОТВАЛЬНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ
 БЕДНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ХИРСХОНА**

Мы нижеподписавшиеся, комиссия в составе зам. генерального директора по экономике Махмудова М., начальника ПЭО Бахриева Н, управляющего фабрики Брайн Джонса, гл. маркшейдера Саримсокова О., и начальника ОТК Облоерова Д., составили настоящий акт о внедрении отвального выщелачивания бедных руд месторождения Хирсхона, выполненного первым зам. генерального директора Бобохоновым Б.А., начальником фабрики Мусоевым М. и зам. начальника ПТО Самиховым Ш.Р., в период с 05.05.03 по 30.06.03гг.

Технология переработки руды Хирсхона предусматривает транспортировку руды на штабелирование прямо с карьера без предварительной обработки. После формирования кучи руда орошается раствором цианида и извлечение золота из раствора активированным углем.

При этом расход цианида составил 0,16кг/т, каустической соды 0,47кг/т. За время испытаний из руды объемом 12597тн. получено 5367гр. золота. Итоговые результаты показали перспективность использования отвального выщелачивания для бедных и

экономический расчет по промышленным испытаниям отвального выщелачивания бедных руд приведен в таблице 2. Даже с учетом капитальных затрат прибыль за один цикл испытаний составила 11000 долл.США.

Таблица 1

Итоговые результаты полупромышленного испытания отвального выщелачивания с месторождения Хирсхона

Параметры	Величина	Комментарии
Количество руды, тн.	12597	Руда с низким содержанием из месторождения Хирсхона
Исходное содержание, г/тн	0,64	Обратно вычислено от полученного золота и твердого шлама
Количество полученного золота, гр.	5367	Было почти равным ожидаемому
Извлечение, %	66,6	Вычислено на основании головного содержания
Продолжительность выщелачивания, дни	61	Включая 6 дней на промывку. Было запланировано 60 дней
Поток раствора выщелачивания, м ³ /ч	23,05	97% из запланированного потока
Расход раствора на отвал, м ³ /тн	2,11	Было запланировано 2,8
Расход каустической соды, кг/тн	0,47	Ожидалось 0,34кг/тн к концу выщелачивания
Расход цианида, кг/тн	0,16	Ожидалось 0,55 к концу выщелачивания

Таблица 2

Экономический расчет по промышленным испытаниям отвального выщелачивания
руды месторождения Хирхона

Наименование	Ед. измерения	Сумма
Подготовка бетонного основания	Дол. США	6500
Приобретение компонентов	-	13400
Монтаж (оценочные данные)	-	1000
Строительство дороги (оценочные данные)	-	3100
Итого	-	24000
Расходы на производство продукции		
Перевозка руды	Дол. США/тн	1,20
Каустическая сода	-	0,24
Цианид натрия	-	0,24
Электроэнергия	-	0,02
Размещение отработанной руды	-	0,30
Итого на переработку одной тонны руды	Дол. США	2,00
Итого на переработку 12550 тн. Руды	-	25100
Всего было затрачено	-	49100
Было произведено золота	унция	174,26
При производственных затратах	Дол. США/унция	144
Общая себестоимость с учетом капитальных затрат составила	-	282
Сметные поступления	-	345
Стоимость полученного золота в период испытания	Дол. США	60100
Прибыль		11000

Зам. ген. директора по экономике

начальник ПЭО

управляющий фабрика

гл. маркшейдер

начальник ОТК

Махмудов М

Бахриев Н

Брайн Джонс

Саримсоков О

Облоеров Д

Приложение 2



Акт

О внедрении опытно – промышленных испытаний отвального выщелачивания при переработке бедных руд месторождения Джилау, Северный Джилау и Олимпийский

Мы нижеподписавшиеся, комиссия в составе первый зам. генерального директора Бобохонова Б.А., зам. генерального директора по экономике Махмудова М., начальника ПЭО Бахриева Н., управляющего фабрики Брайн Джонса, начальника ОТК Облоёрова Д. начальника обогатительной фабрики Мусоева М., и начальника ПТО Самихова Ш.Р., составили настоящий акт о внедрении отвального выщелачивания бедных руды месторождения Джилау, Северный Джилау и Олимпийский, выполненным по разработке технологии отвального выщелачивания Бобохоновым Б.А., Самиховым Ш.Р. и Мусоевым М.

Технология переработки руды этих месторождений предусматривает транспортировку руды на штабелирование прямо с отвала карьера без предварительной обработки. После формирования кучи руда орошалась раствором цианида и извлечение золота из раствора активированным углём.


При этом расход цианида составило от 0,18 – 2,0 кг/т, извести 1,9 – 2,2 кг/т. За время испытаний из руды различных месторождений получены от 4577 до 7249 г золота. Итоговые и экономические результаты отвального выщелачивания бедных различных руды приведены в таблицы 1.


Как видно из экономических расчетов по полупромышленным испытаниям всего прибыль из различных месторождений составила 55958 долл.США.


Таблица 1


Итоговые результаты полупромышленного испытания отвального выщелачивания из бедных различных руд


№ п/п	Параметры	Наименование месторождений		
		Джилау	Сев.Джилау	Олимпийский
1	Количество руды, тн.	14847	13515	11450
2	Исходное содержание, г/т	0,75	0,78	0,67
3	Количество полученного золота, гр.	6035	7246	4577
4	Извлечение, %	54,2	68,7	59,7
5	Продолжительность выщелачивания, дни	66	71	64
6	Поток раствора выщелачивания, м ³ /ч	23	23	23
7	Расход раствора на отвал, м ³ /т	3,11	3,34	2,37
8	Расход извести, кг/т	2,2	1,9	2,0
9	Расход цианида, кг/т	0,18	0,22	0,20
Расход на производство продукции (в долларах США)				
10	Добыча руды	18684	18540	14387
11	Перевозка руды	23041	20847	17861
12	Цианид натрия	4950	4980	3836
13	Известь	1180	1226	910
14	Электроэнергия	546	510	423
15	Прочие расходы	950	10620	828
16	Управленческие расходы	9510	9820	7852
17	Всего расходы	58861	66443	46097
18	Себестоимость 1 г золота	9,75	9,17	10,07
19	Реализационная цена	12,42	12,42	12,98
20	Прибыль	16094	23552	13312


Первый зам.генерального директора  Бобохонов Б.А.

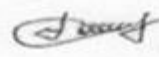
Зам. директора по экономике  Махмудов М.

Начальник ПЭО  Бахриев Н.

Управляющий фабрики  Брайн Джонс

Начальник фабрики  Мусоев М.

Начальник ОТК  Облоёров Д.

Начальник ПТО  Самихов Ш.

Приложение 3



АКТ

О внедрении отвального выщелачивания при переработке бедных забалансовых руд месторождения «Джиллау».

Рассмотрели результаты внедрения отвального выщелачивания бедных забалансовых руд месторождения «Джиллау»

Комиссия в составе:

Бобохонова Б.А. – первый зам.генерального директора ООО СП «Зеравшан»
 Махмудова М. – зам.генерального директора по экономике
 Бахриева Н. – начальник ПЭО
 Муриддинова С. – зам.главного бухгалтера
 Мусоева М. – начальник обогатительной фабрики
 Облосрова Д. – начальник ОТК
 Самихова Ш. – начальник ПТО

Составили настоящий акт о следующем:

В течении 2004-2005 гг. в ООО СП «Зеравшон» проводились испытания и внедрения переработки из забалансовых руд месторождения Джиллау методом отвального выщелачивания в объеме 42540 тн.

Технология переработки руды Джиллау предусматривает транспортировку руды на штабелирование прямо с отвала карьера без предварительной обработки. После формирования кучи руда орошалась раствором цианида и извлечение золота из раствора активированным углем.

При этом расход цианида составил 0,2 кг/т, извести – 1,3 кг/т. За время испытаний из руды объемом 42540 тн. получено 16063 гр. золота. Экономическая прибыль от внедрения составила 45298 долларов США. Экономический эффект учтен в себестоимости фабрики в 2005 году.

Итоговые и экономические результаты отвального выщелачивания бедных забалансовых руд приведен в таблице 1.

Таблица № 1.

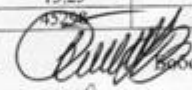
Итоговые результаты испытания отвального выщелачивания с месторождения «Джиллау»

№ п/п	Параметры	Величина	Комментарии
1	Количество руды (тн.)	42540	Руда с низким содержанием с месторождения «Джиллау»

2	Исходное содержание (г/тн)	0,59	Исходное среднее содержание металла в руде согласно данных аккредитованной лаборатории.
3	Кол-во полученного золота (гр.)	16063	
4	Извлечение (%)	64	Вычислено на основании головного содержания
5	Продолжительность выщелачивания (дни)	89	Включая 4 дня на промывку
6	Расход раствора на отвал (м ³ /тн)	22,5	
7	Расход цианида (кг/тн)	0,2	
8	Расход извести (кг/тн)	1,3	

Расход на производство продукции (в долларах США)

9	Добыча руды	53600	
10	Перевозка руды	63385	
11	Цианид натрия	14251	
12	Известь	3384	
13	Электроэнергия	2552	
14	Другие расходы	2914	
15	Расходы аффинаж и управленческие расходы	27507	
	Всего расходы:	167593	
16	Себестоимость 1гр.золота	10,43	
17	Реализационная цена	13,25	
18	Прибыль	45298	

Первый зам.генерального директора  Бабоионов Б.А.


Зам.директора по экономике  Махмудов М.

Начальник ПЭО  Бахриев Н.

Зам.главного бухгалтера  Мухидинов С.

Начальник фабрики  Мусоев М.

Начальник ОТК  Облобров Д.

Начальник ПТО  Самихов И.



Приложение 4

Республика Таджикистан,
Согдийская область,
Педжикентский район,
Посёлок Согдиана



ПРОТОКОЛ

Технического совещания при зам.генеральном директоре
ООО СП «Зеравшан»

ПОВЕСТКА ДНЯ: Рассмотрение результатов исследований процесса хлоридовозгонки при переработке маломышьяковистой руды Тарорского месторождения текущей добычи.

ПРИСУТСТВОВАЛИ:

От	Зинченко З.А.	Зав. лабораторией обогащения руд, д.т.н.
института химии	Самихов Ш.Р.	Вед. сотр. лаборатории обогащения руд, к.т.н.
От ООО СП	Рабиев Б.Р.	Помощник генерального директора
«Зеравшан»	Цю Синь Цюан	Менеджер ПТО
	Ванг Джонгси	Зам. менеджера ПТО
	Облоёров Д.	Зам. менеджера ПТО
	Эсоев Ф.	Начальник ПУПТи К

СЛУШАЛИ: Сообщение Зинченко З.А.

В институте химии им. В.И. Никитина с участием докторанта Самихова Ш.Р. проведены исследования процесса хлоридовозгонки флотационного медного концентрата, полученного на обогатительной фабрике СП «Зеравшан» при переработке маломышьяковистой руды Тарорского месторождения текущей добычи с применением хлоридов натрия и кальция. Сущность солевого процесса хлоридовозгонки золота состоит в нагреве смеси концентрата и хлористой соли до 800 – 1000⁰С. При этом золото и сопутствующие металлы возгоняются.

Результаты опытов показывают, что при температуре процесса 900 – 1000⁰С извлечение золота составляет 93,2 – 97,1%. При температуре 1000⁰С увеличение продолжительности процесса до 2 и более часов не влияет на извлечение золота и составляет 97,32%. Оставшееся золото в огарках эффективно извлекается цианированием.

На основании результатов исследований рекомендуется принципиальная технологическая схема процесса переработки упорных золотосодержащих руд месторождения Тарор, включающая флотационное обогащение руды, хлоридовозгонку полученных концентратов с последующим цианированием огарков хлоридовозгонки вместе с хвостами флотации.

Предлагаемая технологическая схема позволит экономически выгодно осуществить переработку руд с организацией производственных цехов по хлоридовозгонке концентратов, работающих непосредственно на обогатительной фабрике.

Также были сообщены результаты исследований по переработке Тарорского концентрата методом азотнокислотного выщелачивания. В процессе выщелачивания при температуре 80°С в раствор переходит 81,2 % меди. Кеки выщелачивания подвергаются цианированию, в результате извлечение золота составляет 94,2 %.

ВЫСТУПИЛИ:

Рабиев Б.Р., Цю Синь Цюан, Ванг Джонгси, Облоёров Д., Эсоев Ф.


Обменявшись мнениями,

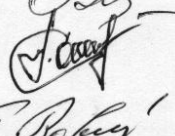
ПОСТАНОВИЛИ:

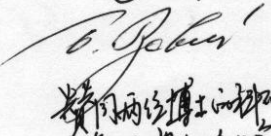
1. Результаты выполненных работ по применению процесса хлоридовозгонки при переработке руды Тарорского месторождения одобрить.
2. Рассмотреть возможность использования разработанных технологий при переработке руд Тарорского месторождения.
3. Рассмотреть возможность проведения совместных исследований по переработке окисленных и сульфидных руд Тарорского месторождения.

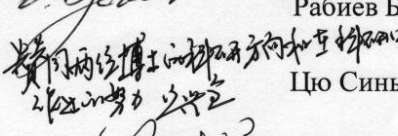
От
института химии

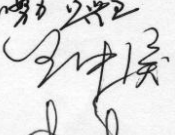
От ООО СП
«Зеравшан»


 Зинченко З.А.

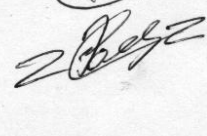
 Самихов Ш.Р.

 Рабиев Б.Р.

 Цю Синь Цюан

 Ванг Джонгси

 Облоёров Д.

 Эсоев Ф.

Приложение 5

Республика Таджикистан,
Согдийская область,
Педжикентский район,
Посёлок Согдиана



«УТВЕРЖДАЮ»

зам. генерального директора

ООО СП «Зеравшан»

Джов Шенг Хай

«8» мая 2013г.

А К Т

об использовании результатов исследовательской работы

на тему:

«Физико-химические и технологические основы переработки
упорных и бедных золотосодержащих руд Таджикистана».

ПРИСУТСТВОВАЛИ:

От Зинченко З.А. Зав. лабораторией обогащения руд, д.т.н.
института химии Самихов Ш.Р. Вед. сотр. лаборатории обогащения руд, к.т.н.

От ООО СП	Рабиев Б.Р.	Помощник генерального директора
«Зеравшан»	Цю Синь Цюан	Менеджер ПТО
	Ванг Джонгси	Зам. менеджера ПТО
	Облоёров Д.	Зам. менеджера ПТО
	Эсоев Ф.	Начальник ПУПТи К

Слушали: Результаты исследований по колонному выщелачиванию руд Джилаусского месторождения, которые доложила Зинченко З.А.

Технология отвального выщелачивания золота из руды широко распространена на многих горнодобывающих предприятиях. В этом случае такие дорогостоящие операции как дробление, агломерация и другие подготовительные работы исключаются, и руда идет на штабелирование прямо с карьера без предварительной обработки. Руда орошается раствором цианида, и извлечение золота активированным углем происходит так же, как и при кучном выщелачивании.

На основании проведенных исследований по колонному выщелачиванию рекомендуется для интенсификации процесса цианирования руды температуру подаваемого раствора поддерживать в интервале 20-30⁰С.

Применение данной рекомендации при переработке руды Джилауского месторождения позволит увеличить извлечение золота до 70 %, уменьшить срок выщелачивания штабеля в 1,5 – 2 раза, снизить себестоимость продукции, что позволит получить значительный экономический эффект. Также на рудах месторождений Джилау и Тарор были проведены исследования по бутыльному цианированию руд при различных температурных режимах. При температуре 25-30⁰С извлечение золота увеличивается на 20 % и более по сравнению с извлечением при 10⁰С.

Обменявшись мнениями, ПОСТАНОВИЛИ:

Принять данную технологию к внедрению на участке отвального выщелачивания руды Джилауского месторождения, а также при чановом выщелачивании руд.

От
института химии

От ООО СП
«Зеравшан»

Зинченко З.А.

Самихов Ш.Р.

Рабиев Б.Р.

蒼尼此項計集材料
破成等。 卓生

Цю Синь Цюан

Ванг Джонгси

Облоёров Д.

Эсоев Ф.

Приложение 6



«УТВЕРЖДАЮ»

Проректор по учебной работе
Таджикского национального
университета д.п.н., профессор
А.М. Миралиев А.М. Миралиев
« 03 » 2015 г.

АКТ

**Об использовании результатов диссертационной работы
Самихова Ш.Р. «Физико-химические и технологические
основы переработки упорных и бедных золотосодержащих
руд Таджикистана» в учебном процессе университета**

Мы, ниже подписавшиеся, представители Таджикского национального университета: начальник учебно - методического управления к.ф.м.н., доцент Т.А. Ходжаев, заведующий кафедрой ВМС и ХТ, к.х.н., доцент С.Э. Тагоева, доцент кафедры ВМС и ХТ к.т.н. К.М. Махкамов, составили настоящий акт в том, что результаты научных исследований, изложенные в докторской диссертации Самихова Шонавруза Рахимовича, внедрены в учебный процесс кафедры ВМС и ХТ при чтении лекций, проведении лабораторных работ, а также при написании научных, дипломных работ, рефератов по предметам технологии обогащения руд цветных металлов, химической технологии и т.д.

Начальник учебно-методического

управления, к.ф.м.н., доцент

Т.А. Ходжаев

Заведующий кафедрой ВМС и ХТ, к.х.н., доцент

С.Э. Тагоева

Доцент кафедры ВМС и ХТ, к.т.н., доцент

К.М. Махкамов