



*На правах рукописи*

**БОБОЕВ Икромджон Рахмонович**

**ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ  
ЗОЛОТА ИЗ ОКИСЛЕННЫХ ЗОЛОТО-МЕДНО-МЫШЬЯКОВИСТЫХ  
РУД ТАРРОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Специальность 05.16.02 – «Металлургия черных, цветных и редких металлов»

**Автореферат**

диссертации на соискание ученой степени

кандидата технических наук

Москва - 2013

Работа выполнена в Федеральном государственном автономном образовательном учреждении высшего профессионального образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС».

Научный руководитель:

Стрижко Леонид Семенович  
доктор технических наук, профессор

Официальные оппоненты:

Бочаров Владимир Алексеевич

доктор технических наук, профессор  
кафедры «Обогащение полезных  
ископаемых», Московский  
государственный горный университет

Акимова Ирина Даниловна

кандидат технических наук, старший  
научный сотрудник, начальник  
лаборатории отдела «Ионообменные  
технологии» ОАО «Ведущий научно-  
исследовательский институт химической  
технологии»

Ведущая организация

Центральный научно-исследовательский  
геологоразведочный институт цветных и  
благородных металлов (ФГУП ЦНИГРИ)

Защита диссертации состоится «30» октября 2013 г. в 16<sup>00</sup> в аудитории К-212 на заседании диссертационного совета Д 212.132.05 при Федеральном государственном автономном образовательном учреждении высшего профессионального образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» по адресу: 119049, г. Москва, Крымский вал, д. 3.

С диссертационной работой можно ознакомиться в библиотеке НИТУ «МИСиС».

Отзывы на автореферат отправлять по адресу: 119049, г. Москва, Ленинский проспект, 4, НИТУ «МИСиС», ученому секретарю диссертационного совета Лобовой Т.А.  
Автореферат разослан «30» сентября 2013 г.

Ученый секретарь диссертационного совета

Лобова Т.А.

## ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ

**Актуальность работы.** Таррорское месторождение – самое крупное неосвоенное золото-медно-мышьяковистое месторождение в Таджикистане, запасы которого относятся к труднообогатимому окисленному типу руд.

С 1967 г. с целью создания технологии переработки окисленных руд данного месторождения проведены исследования в различных научно-исследовательских институтах СССР (Иркутск, Москва, Ленинград, Алма-Ата и др.). Полученные результаты не удовлетворяли экономическим и экологическим требованиям.

В 1994 г. специалистами британской компании «Commonwealth & British Minerals Limited» и СП «Зарафшон» проведен ряд исследований данной руды и рассмотрены различные варианты технологии её переработки. Результаты испытаний оказались неудовлетворительными.

В 2010 г. китайской корпорацией Zijin на базе Таррорского месторождения построена и введена в эксплуатацию новая фабрика мощностью 2 тыс. т руды в сутки по технологии прямого цианирования с последующей сорбцией золота, но вскоре производство приостановили из-за низкого уровня извлечения золота (55-60 %) и загрязнения окружающей среды мышьяковистыми отходами.

Следует отметить, что руды данного месторождения – специфические, и аналогичное сырье нигде не перерабатывается. С учетом состояния сегодняшнего рынка драгоценных металлов и роста цены на золото, появилась экономическая возможность вовлекать в переработку упорные окисленные золото-медно-мышьяковистые руды, что является одной из главных проблем золотодобывающей промышленности Таджикистана.

К числу важнейших задач, предусмотренных экономической моделью развития промышленности Таджикистана и требующих первоочередного решения, относится разработка научно-обоснованных рекомендаций по созданию эффективных, экологически безопасных технологий извлечения золота с целью увеличения объемов золотодобычи в стране.

**Цель работы.** Разработка эффективной и экологически безопасной технологии переработки окисленных золото-медно-мышьяковистых руд Таррорского месторождения.

**Для достижения поставленной цели решались следующие задачи:**

- изучить химический и минералогический состав окисленной золото-медно-мышьяковистой руды;
- исследовать и разработать технологию утилизации мышьяка в наиболее устойчивой форме сульфидирующим обжигом в смеси с пиритом в восстановительной атмосфере;
- изучить закономерности влияния параметров (рН среды, содержание кислорода в растворе, продолжительности и др.) процесса щелочной обработки огарка с применением гидроакустического излучения на снижение концентрации железа в цианидных растворах;
- изучить кинетику и механизм растворения золота из продукта после щелочной обработки в аммиачно-цианидных растворах, содержащих простые и комплексные соединения цианидной меди;
- разработать технологию переработки окисленной руды Таррорского месторождения, являющуюся рентабельной, экономически эффективной и экологически безопасной с последующим проведением опытно-промышленных испытаний и внедрением на ЗАО СП «Зарафшон».

**Методы исследования:** минеральный состав изучен оптическим методом на установке «AXIO Imager» A1/M1 (Германия), химический рентгеноспектральный микроанализ выполнен на установке «Superprobe-8100» (Jeol, Япония), микронзондовый анализ минералов выполнен на установке MLA 650 (FEI Company, Германия), рентгенофазовый анализ выполнен на установке ARL 9900 Workstation IP3600 (Япония).

Содержание золота и примесей определяли с применением атомно-абсорбционного спектрофотометра AA-7000 (Япония) и пробирным анализом.

### **Научная новизна работы:**

1. Выявлены закономерности влияния роста концентрации растворенного кислорода и ОН-радикалов при гидроакустическом воздействии на содержание железа в процессе щелочного выщелачивания огарка, проявляющиеся в увеличении степени осаждения железа в виде гидроксидов.

2. Изучена кинетика и предложен механизм растворения золота из золотомедных продуктов щелочного выщелачивания в аммиачно-цианидных растворах, заключающийся в том, что растворение происходит как за счет свободного циан-иона, так и цианида, образующегося при взаимодействии аммония с простыми и комплексными соединениями цианидной меди.

### **Практическая значимость работы.**

1. Разработана принципиально новая технологическая схема переработки окисленной руды Таррорского месторождения, включающая сульфидирующий обжиг, щелочную обработку обожженного огарка с применением двухлучевого излучателя и аммиачно-цианидное растворение с последующей сорбцией золота активированным углем с извлечением золота на уровне 93,6 %.

2. Проведены полупромышленные испытания предложенной технологии извлечения золота из окисленных золото-медно-мышьяковистых руд Таррорского месторождения на ЗАО СП «Зарафшон» с последующим внедрением, что позволило эффективно перерабатывать упорные окисленные руды со степенью извлечения золота на уровне 91,7%. Экономический эффект от внедрения данной технологии составил 170 рублей на 1 тонну перерабатываемого материала.

### **На защиту выносятся:**

- результаты изучения химического и минералогического состава окисленной золото-медно-мышьяковистой руды Таррорского месторождения;
- результаты изучения кинетики сульфидирующего обжига окисленной руды с целью удаления мышьяка в наиболее устойчивой и нетоксичной форме в присутствии пирита в восстановительной атмосфере;
- результаты предварительной щелочной обработки огарка с применением двухлучевого гидроакустического излучателя «веерного» типа;

– результаты цианирования обработанного огарка в присутствии сульфата аммония;

– результаты опытно-промышленных испытаний разработанной технологии извлечения золота из окисленных медно-мышьяковистых руд Тарпорского месторождения.

**Апробация работы.** Основные положения и результаты работы доложены на международных конференциях «Современная наука: актуальные проблемы и пути их решения» (Россия, 2013), «Современные проблемы и пути их решения в науке, транспорте, производстве и образовании 2011» (Украина, 2012), «Sciences, and Higher Education» (Canada, 2012) и «Sciences, Technology and Higher Education» (Germany, 2012).

**Публикации.** Основное содержание работы опубликовано в периодической печати 6, из них в журналах, рекомендуемых ВАК - 4, в сборниках тезисов докладов - 4, всего печатных работ -10, ноу-хау-3, патент-1.

**Структура и объем диссертации.** Диссертация состоит из введения, 6 глав, выводов, списка литературы и приложения. Работа изложена на 143 страницах, содержит 24 таблиц, 46 рисунков и 126 использованных источников.

### **Основное содержание работы**

Во введении обоснована актуальность работы, сформулирована цель работы, изложены основные положения, выносимые на защиту.

В **первой главе** представлен аналитический обзор опубликованных теоретических и практических работ, в котором рассмотрены существующие технологии извлечения золота из сульфидных золото-медно-мышьяковистых руд: флотация с последующим цианированием, бактериальное выщелачивание, кислотное выщелачивание с последующим цианированием. Напротив, способы извлечения золота из окисленных золото-медно-мышьяковистых руд, ранее считавшихся с экономической и с экологической точки зрения неперспективными, мало изучены. Повышение цены на золото и выявление промышленного запаса окисленных золото-медно-мышьяковистых руд вызвали необходимость разработки технологии их переработки, что является одной из наиболее важных проблем золотодобывающей промышленности.

Отмечено, что в целом выбор рациональной технологии переработки руд сложного типа зависит от вещественного состава сырья.

**Во второй главе** приведены результаты исследования вещественного состава руды Таррорского месторождения и определены причины упорности данной руды к цианированию.

По данным химического анализа основными компонентами руды являются  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ , составляющие в сумме 81,54 %, в подчиненных количествах присутствуют  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и  $S_{\text{общ}}$  - 4,61 и 2,01 % соответственно. Содержание остальных компонентов менее 1 %. Вредными компонентами пробы являются медь и мышьяк, составляющие 0,52-0,6 и 3,60 % соответственно. Золото в руде содержится в количестве более 6 г/т.

По данным минералогического состава основными породообразующими минералами руды являются карбонаты (среди которых преобладает доломит), кварц, хлорит и глинистые минералы, составляющие в сумме 83,16 %.. Среди первичных рудных минералов преобладают сульфиды железа, мышьяка и меди, составляющие 3,85 %. Вторичные рудные минералы представлены гидроксидами и сульфатами железа, скородитом, фармакосидеритом, малахитом и азуриком 11,35 %. Основными минералами-носителями меди являются малахит и азурит. Мышьяк распределен в первичных (арсенопирит) и вторичных (скородит) минералах примерно в соотношении 1:4.

Одним из основных ценных компонентов пробы является самородное золото. Из результатов фазового анализа исходной руды на золото (таблица 1) видно, что основная его часть находится в свободном виде - извлекаемое амальгамацией, гравитацией, и в виде сростков – извлекаемое цианированием.

Таблица 1 – Форма нахождения золота в руде

Форма нахождения золота	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
Свободные частицы золота, золото в открытых сростках.	4.88	81.5
Золото в сульфидах (пирит, арсенопирит)	0.80	13.3
Золото в кварце и минералах нерастворимых в кислотах	0.31	5.2
Итого	5.99	100

Как видно из таблицы 1, общее содержание цианируемого золота

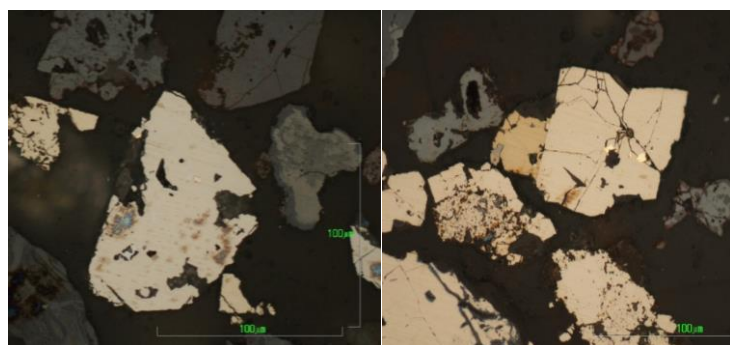


Рисунок 1- Золото включенное в арсенопирите

Рисунок 2- Золото включенное в пирите

составляет 81,5%, остаточное количество (более 18,5 %) находится в трудновскрываемой форме (в пирите, арсенопирите, кварце и др.) (рисунок 1 и 2).

Изучение вещественного состава руды показало, что данное сырье по содержанию

медных и мышьяковистых минералов можно относит к категории особо упорных руд.

На основе проведенного анализа литературы и результатов исследований вещественного состава руды сформулированы задачи, требующие разработки экологически чистой технологии переработки окисленной золото-медно-мышьяковистой руды Таррорского месторождения: удаление мышьяка в наиболее устойчивой и нетоксичной форме; вскрытие золотин; перевод легкорастворимых минералов меди (малахит, азурит) в малорастворимую в цианидах форму (феррит меди). Эти задачи в значительной степени могут быть успешно решены посредством предварительного сульфидирующего обжига с последующим выщелачиванием золота.

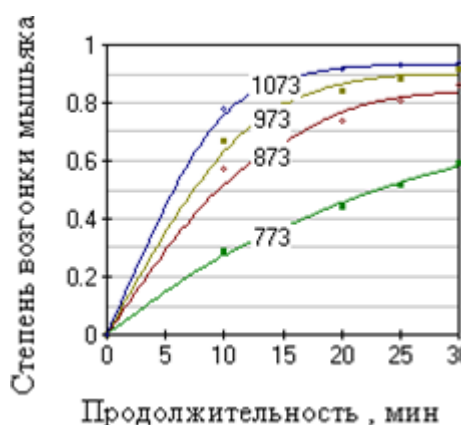


Рисунок 3 - Зависимость степени возгонки мышьяка от продолжительности обжига

В третьей главе приведены результаты физико-химических исследований процесса сульфидирующего обжига окисленной руды Таррорского месторождения, в которой основным мышьяксодержащим минералом является скородит ( $\text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ).

Обжиг проводили во вращающихся трубчатых печах в смеси скородита с пиритом (сульфидизатор) в восстановительной атмосфере.



Экспериментально установлено, что для полного удаления мышьяка в возгоны достаточно, чтобы отношение  $As : S_{общее}$ , составляло  $1 : 1,2 \div 2$ , а углеродсодержащего материала к массе шихты более 0,4%. Исследования по изучению влияния степени возгонки мышьяка от продолжительности сульфидирующего обжига при различной температуре (рисунок 3) показали, что с повышением температуры степень возгонки мышьяка возрастает. Обработку кинетических кривых проводили с помощью уравнения Ерофеева-

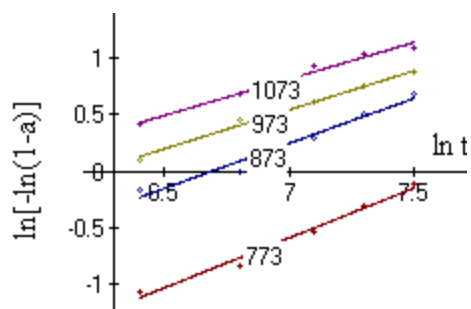


Рисунок 4 - Зависимость двойного логарифма степени деарсенизации от логарифма времени для скородита при различной температуре

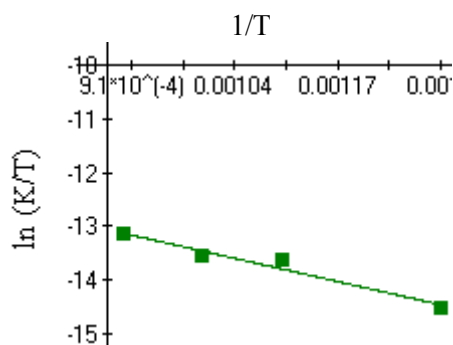


Рисунок 5 - Зависимость  $\ln \frac{K}{T}$  от обратной температуры

Колмогорова, представленного в логарифмической форме

$$\ln[-\ln(1-\alpha)] = n \ln \tau + \ln k$$

Полученное значение порядка реакции  $n$  близко к единице (рисунок 4). По тангенсу угла наклона прямой (рисунок 5) определили значение энергии активации, которая составила 27,67 кДж/моль. Из этого следует, что изучаемый процесс протекает в диффузионной области.

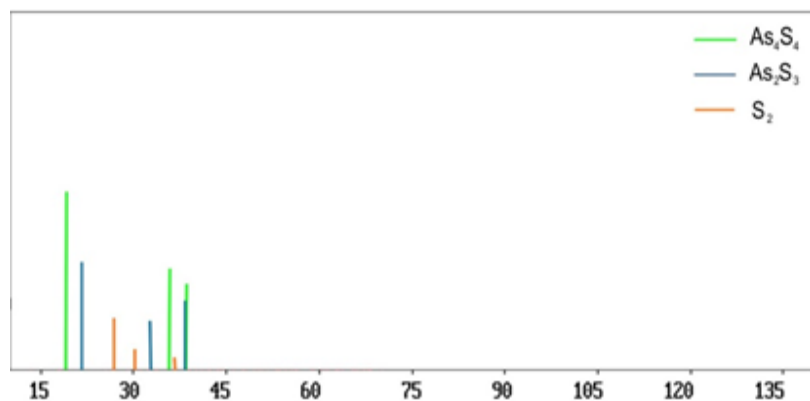
Предложены предполагаемые реакции и проведены термодинамические расчеты, позволяющие определить направление, протекания реакций в процессе сульфидирующего обжига скородита (таблица 2).

Из таблицы видно, что термодинамическая вероятность протекания сульфидирования скородита с образованием сульфида мышьяка очень высока.

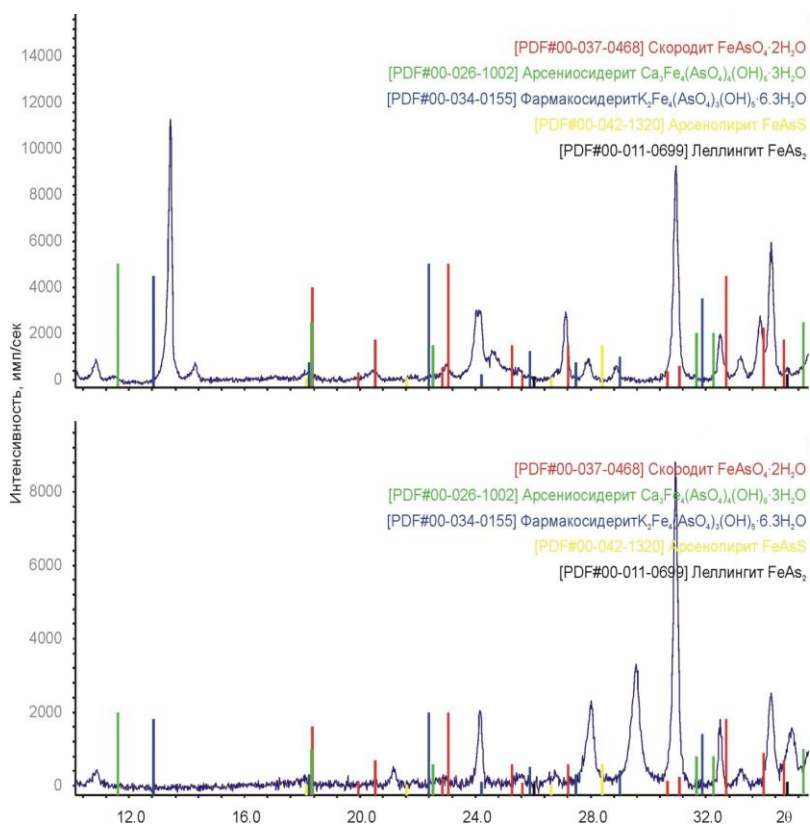
Таблица 2 - Значения изобарно-изотермического потенциала реакций

Реакции	$\Delta G$ , кДж/моль		
	773 К	873 К	973 К
$FeAsO_4 + 0,75FeS_2 + 15,625/2C + 14,25/2O_2 = 1/2As_2S_3 + 0,875Fe_2O_3 + 15,625/2CO_2$	-2068	-2080	-2093
$FeAsO_4 + 1/2FeS_2 + 8C + 14,25/2O_2 = 1/4As_4S_4 + 3/4Fe_2O_3 + 8CO_2$	-2050	-2065	-2080

Предварительными опытами установлено, что предпочтительно



А



Б

Рисунок 7 - Качественный фазовый анализ: А – возгоны; Б - образцов до и после обжига

происходит образование тетрасульфида мышьяка -  $\text{As}_4\text{S}_4$ , однако, как свидетельствует расшифровка данных рентгенофазового анализа возгонов (рисунок б) образование трисульфида мышьяка –  $\text{As}_2\text{S}_3$  - также может протекать с высокой вероятностью.

Рентгенофазовым анализом (рисунок 7) в продукте после сульфидирующего обжига мышьяксо-содержащие фазы не обнаружены. Это свидетельствует о том, что мышьяк переходит в возгоны.

Следует отметить, что в огарке сульфидирующего обжига количественным рентгенофазовым анализом обнаружено значительное

количество пирротина (5,8 %). Известно, что присутствие пирротина приводит к понижению концентрации кислорода при выщелачивании в растворе и повышению расхода цианида, что отрицательно сказывается на растворении золота. С целью устранения вредного влияния железа пирротина рекомендуется пульпу перед цианированием подвергать щелочной обработке. Однако, длительность этого процесса, связанная с низкой концентрации кислорода в растворе, ограничивает его применимость на практике. В связи с этим наиболее

перспективным является предварительная щелочная обработка с применением гидроакустического излучателя, что обеспечивает интенсификацию процесса за счет повышения концентрации растворенного кислорода и образования ОН-радикалов в растворе, которые являются сильными окислителями.

В четвертой главе представлены результаты исследований предварительной щелочной обработки огарка с применением гидроакустического излучения.

На основе литературных данных по использованию гидроакустических излучателей нами был выбран двухлучевой гидроакустический излучатель «веерного» типа. Отличительная особенность выбранного излучателя заключается в следующем:

- резонаторная камера сделана так, что при давлении подачи пульпы во входное устройство от 1 до 4 атм на выходе создается разрежение, затягивающее кислород воздуха.

- в результате затягивания кислорода воздуха в резонаторной камере возникает турбулентный режим движения пульпы с кислородом воздуха, что приводит к появлению сил различной величины, обеспечивающих разрыв струй кислорода воздуха и образование мелких пузырьков, а также разрыв пульпы с образованием срывных кавитационных полостей;

- выходное отверстие сделано таким образом, что происходит веерное распределение микропузырьков и пульпы по всему объему.

Экспериментально установлено, что с увеличением давления подачи пульпы от 1 до 4 атм разрежение на выходе увеличивается до 0,17 кгс/см<sup>2</sup> при отношении ж : т = 2 : 1. Дальнейшее увеличение приводит к резкому падению степени разрежения. Это объясняется, тем, что резонаторная камера заполняется полностью пульпой. Это явление можно наблюдать и при низких соотношениях

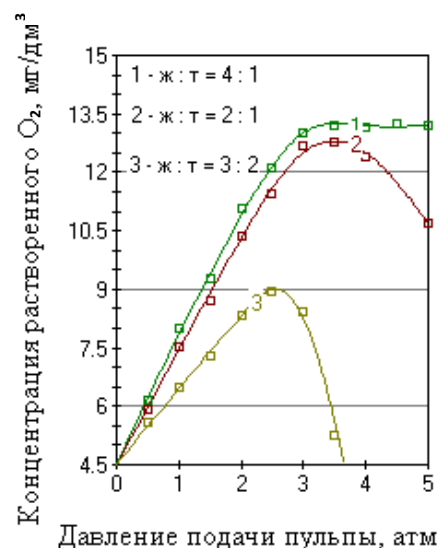


Рисунок 8 – Зависимость концентрации растворенного кислорода в растворе от давления подачи

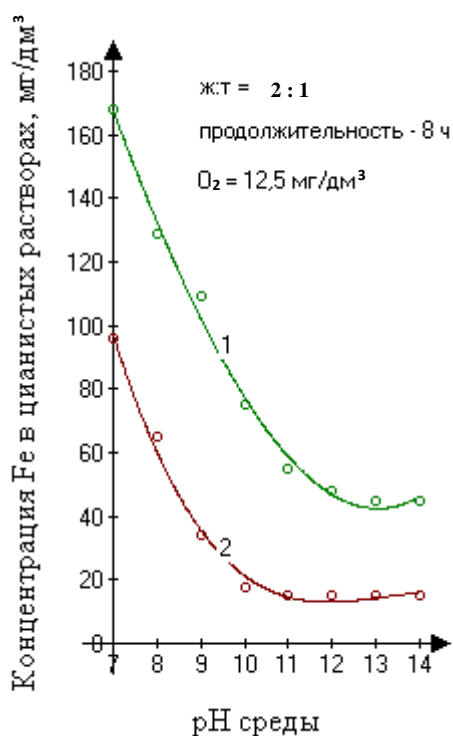


Рисунок 9 – Изменения концентрации железа в цианидных растворах при различных значениях pH: 1 - щелочная обработка без воздействий; 2 – щелочная обработка с применением гидроакустического

жидкого к твердому и больших давлениях подачи пульпы, что видно из рисунка 8.

Проведены исследования по предварительной щелочной обработке без воздействий и щелочной обработкой с применением гидроакустического излучения при различных значениях pH с последующим растворением остатка в цианидных растворах, что подтверждает эффективность щелочной обработки. Как видно из рисунка 9, при предварительной щелочной обработке, проводимой при pH среды 10 и более с применением гидроакустического излучения, содержание железа в цианидных растворах значительно ниже, чем при щелочной обработке без воздействий.

Это объясняется тем, что при повышении концентрации растворенного кислорода, и  $OH\cdot$ -радикалов в растворе наблюдается интенсивное осаждения гидроксида железа (III) в осадок.

Изучено влияние концентрации растворенного кислорода на концентрацию железа в растворе при последующем цианировании (рисунок 10), свидетельствующий о том, что повышение концентрации кислорода приводит к снижению концентрации железа в цианидных растворах.

Согласно рисункам 8, 9 и 10, оптимальными условиями проведения процесса предварительной щелочной обработки огарка окисленной золото-медно-мышьяковистой руды Таррорского месторождения с применением гидроакустического излучения являются: отношение ж:т=2:1; pH среды 10~11; продолжительность – 4 часа; давление подачи пульпы - 3 атм (концентрация растворенного кислорода  $12,5 \text{ мг/дм}^3$ ).

Таким образом, щелочная обработка огарка с применением гидроакустического излучения способствует значительному снижению расхода цианида и устраняет вредное влияние пирротина на скорость растворения золота в цианидных растворах.

Однако другой, но не менее важной проблемой извлечения золота из данной руды является высокое содержание меди, так как последняя быстро растворяясь, приводит к повышению расхода цианида. С целью снижения расхода цианида и скорости растворения меди в раствор, на практике медистые руды подвергают цианированию при низких концентрациях цианида. Однако при этом возможно образование простого соединения цианидной меди, что приводит к снижению извлечения золота вследствие образования медистых пленок на поверхности золота, а также комплексного соединения цианидной меди затрудняющих последующий процесс сорбции золота активированным углем. Это подтверждается проведенными исследованиями по цианированию данной руды при низких концентрациях цианида (0,025 %). Показано, что извлечение золота при этом достигает 67 %. Поэтому процесс цианирования для окисленных медьсодержащих продуктов является нерентабельным.

Из литературных данных по извлечению золота из сульфидных медьсодержащих руд известно, что цианирование в присутствии солей аммония повышает извлечение золота и снижает расход цианида. Однако, приведенные данные в литературе крайне скупо описывают данный процесс, его химизм и условия проведения. Нами проведены исследования по растворению продукта после щелочной обработки в аммиачно-цианидных растворах.

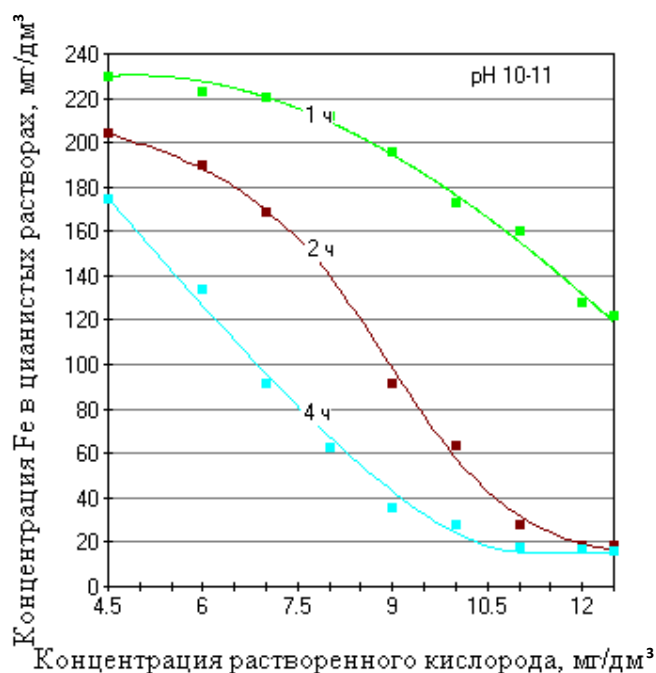


Рисунок 10 – Изменения концентрация железа после предварительной щелочной обработки проводимой при

В пятой главе приведены закономерности влияния условий аммиачно-цианидного выщелачивания на кинетику и механизм растворения золота из продукта после щелочной обработки окисленной руды Таррорского месторождения.

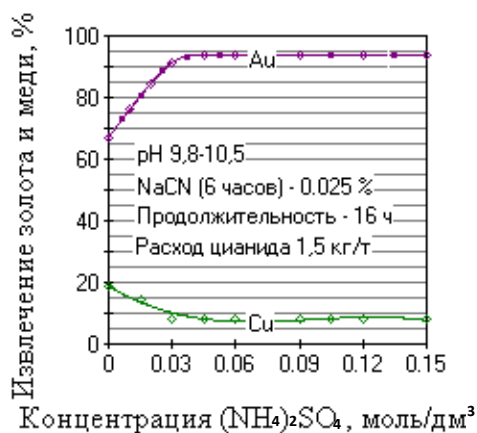


Рисунок 11 - Влияния концентрации  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  на степень извлечения золота и меди при низких концентрациях цианида

сконцентрирована в метаферрите меди, в меньшей степени - в куприте и тенорите. Известно, что метаферрит меди является мало растворимым в цианидных растворах.

Исследования по влиянию концентрации сульфата аммония в цианидных растворах на извлечение золота из продукта после щелочной обработки (рисунок 11) показали, что введение сульфата аммония даже при низких концентрациях цианида в растворе приводит к повышению извлечения золота. Для выяснения

механизма растворения золота в аммиачных растворах в присутствии простого  $(\text{CuCN})$  (рисунок 12, кривая 2) и комплексного соединения  $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$  (рисунок 12, кривая 1) цианидной меди проведены исследования с использованием в качестве

Известно, что растворимость меди в цианидных растворах зависит от форм нахождения ее в тех или иных минеральных фазах и концентрации цианида в растворе.

Рентгеноспектральный и рентгенофазовый анализы продукта после щелочной обработки показали, что состав огарка по медьсодержащим минералам отличается от исходной руды, содержащей в основном малахит и азурит. В обработанном огарке медь в основном

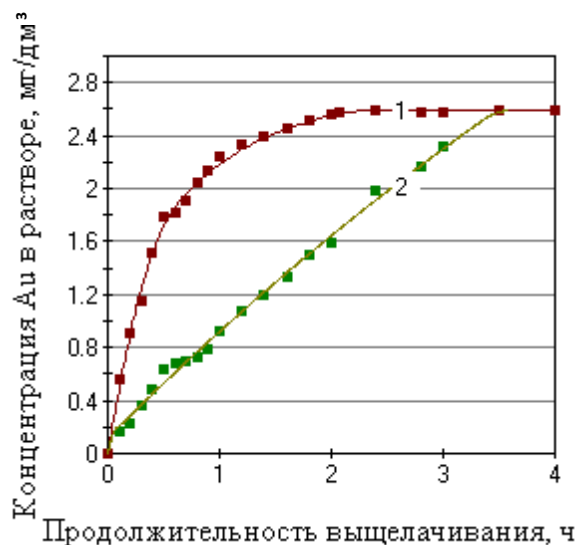
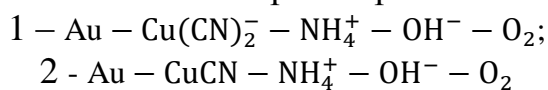


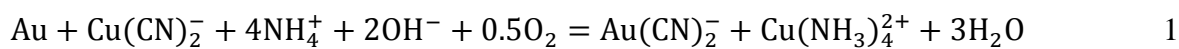
Рисунок 12 - Влияние комплексных и простых соединений цианидной меди на степень растворения золота в растворе:





исходного продукта золотосодержащего кварцевого песка с содержанием золота около 6 г/т. Установлено (рисунок 12), что растворение золота в аммиачных растворах происходит как в присутствии простого так и комплексного соединения цианидной меди.

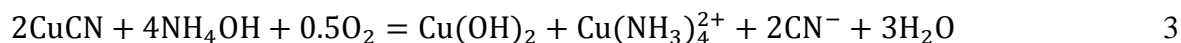
На основе данных химического анализа предложены возможные реакции растворения золота в аммиачно-цианидных растворах и проведены термодинамические расчеты вероятности их протекания:



$$\Delta G = -253.17 \text{ кДж/моль}$$



$$\Delta G = -196.21 \text{ кДж/моль}$$



$$\Delta G = -110.10 \text{ кДж/моль}$$

Вероятность протекания реакции 1 в присутствии аммония (рисунок 14,

кривая 1) больше, чем реакции 2, протекающей в процессе цианирования.

В системе  $\text{CuCN} - \text{NH}_4^+ - \text{OH}^- - \text{O}_2$  (рисунок 14, кривая 2) можно предположить протекание реакции 3. При этом высвобожденный цианион (реакции 3) вступает в реакцию с золотом по реакции 2. Таким образом, полученные данные свидетельствуют о том, что введение солей аммония в процессе цианирования приводит к повышению извлечения золота и сокращению расхода цианида.

Следует отметить, что согласно полученным данным (см. рисунок 11),

введение солей аммония в процесс цианирования способствует не только повышению извлечения золота, но и уменьшению концентрации меди в растворе, что положительно сказывается на последующей сорбции золота на активированных углях. Из литературных данных известно, что в

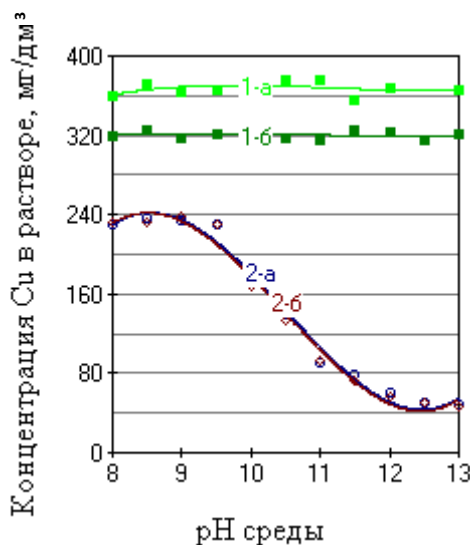
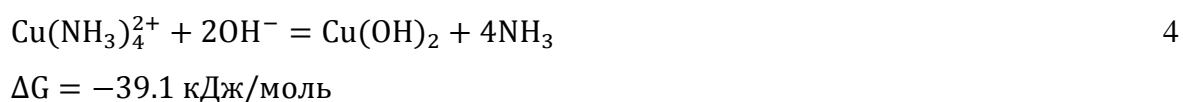


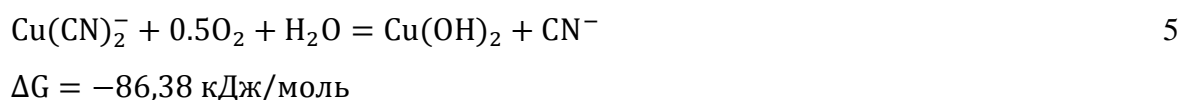
Рисунок 13 – Влияние pH среды на осаждение меди из раствора: 1-а –  $\text{Cu}(\text{CN})_2^- - \text{OH}^-$ ; 1-б –  $\text{Cu}(\text{CN})_2^- - \text{OH}^- - \text{O}_2$   
2-а –  $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+} - \text{OH}^-$ ; 2-б –  $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+} - \text{OH}^- - \text{O}_2$

сильнощелочных растворах (при  $\text{pH} > 10$ ), аммиачные комплексы меди ( $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ ) могут осаждаться из раствора. В связи с этим сериями специальных экспериментов проведены исследования по изучению влияния  $\text{pH}$  среды и содержания растворенного кислорода на степень осаждения аммиачного и цианидного комплексов меди из специально приготовленных их растворов (рисунок 13). Для оценки влияния концентрации растворенного кислорода опыты проведены в обескислороженных растворах и обычных растворах. Обескислороживание раствора осуществляли путем продувки через раствор аргона до снижения концентрации кислорода в растворе на уровне  $0,3\text{--}0,6 \text{ мг/дм}^3$ . Показано (рисунок 13, кривая 2-а и 2-б), что как в присутствии растворенного кислорода так и без кислорода на процесс осаждения аммиачных комплексов меди влияет только  $\text{pH}$  среды. На основе анализа диаграммы устойчивости аммиачных комплексов меди, свидетельствующую о возможности перемещения из стабильной области  $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$  ( $\text{pH} 9\text{--}10,5$ ) к осаждению  $\text{Cu}(\text{OH})_2$  ( $\text{pH} > 10,5$ ), можно предположить, что процесс осаждения аммиачных комплексов меди протекает по следующей реакции:



Исходя из полученных данных, можно сделать вывод, что повышение щелочности раствора способствует повышению вероятности протекания реакции 4.

В то же время на процесс осаждения цианидных комплексов меди  $\text{pH}$  среды не влияет, так как осаждение могут идти только в присутствии растворенного кислорода (рисунок 13, кривая 1-а и 1-б). Предполагается, что процесс осаждения в системе  $\text{Cu}(\text{CN})_2^- - \text{O}_2 - \text{H}_2\text{O}$  протекает по следующей реакции:



На основе полученных данных, можно сделать вывод, что предпочтительнее проводит процесс цианирования в присутствии сульфата



аммония при рН среды больше 10,5-11, что приводит к снижению концентрации меди в растворе.

Опираясь на полученные данные, проведены исследования по изучению влияния концентрации цианида в аммиачно-цианидных растворах на извлечение золота из продукта после щелочной обработки. Установлено, что извлечение золота в присутствии сульфата аммония при минимальной концентрации цианида на уровне 0,02 % достигает 93,6 %, в то время как извлечение золота из продукта после щелочной обработки прямым цианированием - не больше 58,2 %.

Также следует отметить, что введение сульфата аммония, привело к снижению расхода цианида до 1,2 кг/т при его концентрациях в растворе 0,02 %, о чем свидетельствуют данные, приведенные в таблице 3.

Таблица 3 – Зависимость расхода цианида от продолжительности поддержания концентрации цианида  $((\text{NH}_4)_2\text{SO}_4 - 0,045 \text{ моль/дм}^3)$

Концентрация цианида поддерживается на уровне 0,02 % в течение, ч	Расход цианида, кг/т	Извлечение Au*, %
2	0,75-1	72,4
4	1-1,2	93,5
6	1,4-1,6	93,6
24	12-12,5	93,6
24 без $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$	до 16-18	58,2

\* извлечение золота после 24 часов

Из полученных данных (таблица 3) можно сделать вывод, что поддержание концентрации цианида первые 4 часа на уровне 0,02 % достаточно, чтобы обеспечить максимальное извлечение золота. При этом следует отметить, что ведение сульфата аммония приводит к снижению расхода цианида.

Опираясь на полученные данные, проведены исследования по изучению зависимости извлечения золота и меди выщелачиванием в аммиачно-цианидных растворах от продолжительности выщелачивания (до 72 часов) при следующих оптимальных условиях: концентрация цианида (первые 4 часа) - 0,02 %; концентрации сульфата аммония -  $0,045 \text{ моль/дм}^3$ ; рН - 10,5-11 . Установлено, что растворение золота в аммиачно-цианидных растворах

приводит к сокращению продолжительности выщелачивания до от 36 до 24 часов. При этом установлено, что содержание меди в растворе уменьшится в 3 раза, что положительно сказывается на последующей сорбции золота на активированных углях.

Проведено изучение форм нахождения оставшейся меди в продуктах хвостов аммиачного цианирования с целью определения степени растворимости минералов меди. В результате анализа в хвостах аммиачного цианирования обнаружено снижение доли куприта и тенорита и увеличение доли феррита меди. Это свидетельствует о растворимости куприта и тенорита в цианидных растворах. Известно, что феррит меди практически нерастворим в цианиде в пределах концентрации 1,3-1,4 %, что также подтверждается проведенными нами исследованиями.

**В шестой главе** приведены результаты полупромышленных испытаний по переработки окисленной руды Таррорского месторождения объемом 8 тыс. тонн по технологической схеме, включающей сульфидирующий обжиг с последующей щелочной обработкой огарка (с применением гидроакустического излучения) и аммиачное цианирование с последующей сорбцией золота на активированных углях.

Результаты полупромышленных испытаний, проведенных на ЗАО СП «Зарафшон» показали, что при весовом соотношении руды к пиритному золотосодержащему концентрату 1:0,06 и углеродсодержащего материала к массе шихты больше 0,5 % в процессе сульфидирующего обжига извлечение мышьяка в возгоны составляет 92,1%. Последующая щелочная обработка позволила снизить расход цианида на 6 кг. Полученные данные отмечены в акте о проведении испытаний и внедрении данной технологии.

С целью изучения возможности применения аммиачно-цианидного выщелачивания на огарках окисленной руды Таррорского месторождения проведены полупромышленные испытания в заводских условиях в течение 14 дней с производительностью 450-500 тонн огарка в сутки. Результаты испытаний приведены в таблице 4.

Таблица 4 - Результаты полупромышленных испытаний аммиачно-цианидного выщелачивания предварительно обработанного огарка окисленной руды Таррорского месторождения

Номер пачуков	Схема	Цианид		Концентрация мг/дм <sup>3</sup>			Содержание Au в кеке, г/м <sup>3</sup>	Извлечение Au, %
		CN <sup>-</sup> , %	Расход, кг/м <sup>3</sup>	Au	Cu	NH <sub>4</sub> <sup>+</sup>		
1	A	0.015	1.1	1,27	434	1478	3,65	41,1
	B	0.020	1.5	1,70	541		2,75	56,4
	C	0.025	2,7	1,94	608		2,31	62,7
2	A	-	-	1,83	380	1340	2,55	58,9
	B	-	-	2,09	428	1150	2,02	67,4
	C	-	-	2,21	517	890	1,77	71,4
3	A	-	-	2,04	248	1014	2,12	65,8
	B	-	-	2,27	304	860	1,67	73,1
	C	-	-	2,39	397	592	1,40	77,5
4	A	-	-	2,28	198	740	1,65	73,4
	B	-	-	2,46	239	670	1,29	79,2
	C	-	-	2,58	302	405	1,04	83,2
5	A	-	-	2,33	129	692	1,54	75,2
	B	-	-	2,65	158	530	0,91	85,4
	C	-	-	2,71	240	268	0,79	87,3
6	A	-	-	2,68	53	490	1,43	76,9
	B	-	-	2,84	84	350	0,51	91,7
	C	-	-	2,84	157	115	0,51	91,7

Анализ данных, приведенных в таблице 4 показывают, что при введении цианида только в первый пачук и поддержании его концентрации на уровне 0,02% достигнуто высокое извлечение золота - 91,7 %. При этом расход сульфата аммония составляет 18 кг/т.

С целью оценки возможности выделения золота из фильтрата аммиачного цианирования исследован способ сорбционного выщелачивания с применением активированного угля марки NWS G6\*12 и смолы AuRIX®100. Исследования показали, что более высокая емкость по золоту достигается на углях (по сравнению со смолами).

С учетом вышеизложенного были проведены полупромышленные испытания по схеме, включающей аммиачное цианирование предварительно обработанного огарка с последующей сорбцией золота активированным углем

из пульпы и из осветленного раствора. Результаты показали, что наиболее эффективным способом является сорбция из осветленного раствора.

По результатам полупромышленных испытаний предложена принципиальная технологическая схема переработки окисленной золото-медно-мышьяковистой руды Таррорского месторождения (рисунок 20), включающая: сульфидирующий обжиг окисленной руды; предварительную щелочную обработку с применением гидроакустического излучения; аммиачное цианирование предварительно обработанного огарка с последующим сгущением и сорбцию золота из осветленного раствора.

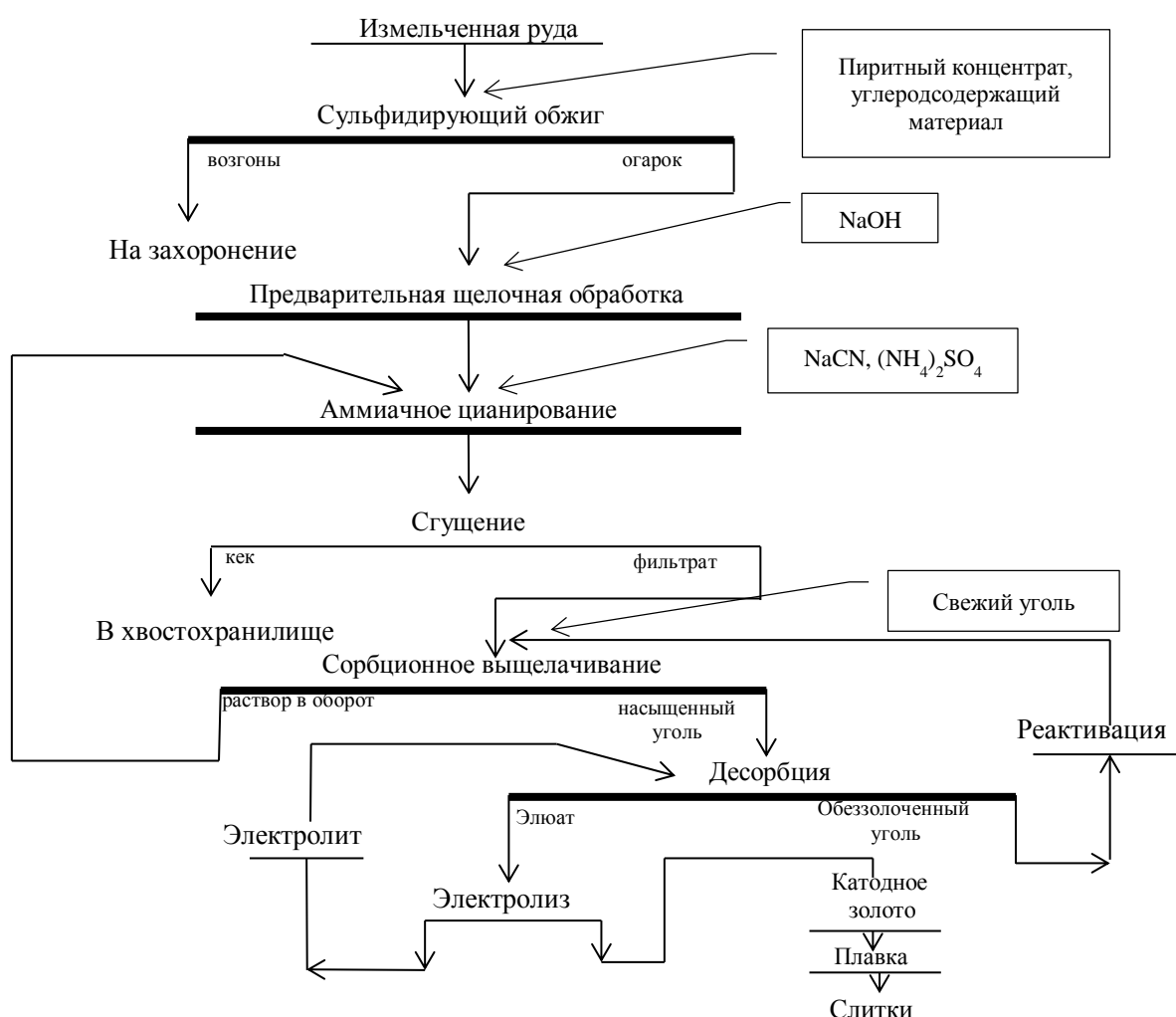


Рисунок 14 – Принципиальная технологическая схема переработки окисленных золото-медно-мышьяковистых руд Таррорского месторождения

Экономический эффект от внедрения данной технологии за счет вовлечение в переработку окисленных золотосодержащих руд составил

170 рублей на 1 тонну перерабатываемого материала. Общий экономический эффект только за два месяца работы фабрики составил 6,4 млн. рублей.

## **Выводы**

1. Руды Таррорского месторождения – золото-медно-мышьяковистые чрезвычайно сложного вещественного состава, обусловленного многообразием вмещающих пород и вредных рудных минералов, таких как скородит, малахит и азурит. Вредными компонентами в руде являются мышьяк и медь, составляющие 3,60 и 0,52 % соответственно. Основным ценным компонентом в руде является золото – 6 г/т, которое находится в свободной форме (81,5 %), в сульфидах (13,3 %), в кварце и в минералах не растворимых в кислотах (5,2 %).

2. Установлено, что применение сульфидирующего обжига смеси руды с пиритным концентратом в восстановительной атмосфере при температуре 650-700 °С позволяет вывести мышьяк в виде безвредных сульфидов в возгоны в течение 25 мин. Степень возгонки мышьяка при этом составляет 94,6 %.

3. Установлено, что при щелочной обработке с применением гидроакустического излучения происходит повышение концентрации кислорода в растворе до 12,5 мг/дм<sup>3</sup>, что способствует переводу Fe(II) в форме Fe(III) с последующим его осаждением в виде гидроксида в осадок.

4. Установлено, что при концентрации сульфата аммония 0,045 моль/дм<sup>3</sup> в процессе цианирования достигается максимальное извлечение золота 93,6 %.

5. Проведены полупромышленные испытания на ООО СП «Зарафшон» по предложенной технологии переработки окисленных золото-медно-мышьяковистых руд Таррорского месторождения. Показано, что предложенная технология позволит эффективно перерабатывать упорные окисленные руды с высокой степенью извлечения золота. При этом экономический эффект от внедрения данной технологии за счет вовлечения в переработку окисленных золотосодержащих руд составил 170 рублей на 1 тонну руды.

### **Основные материалы диссертации опубликованы в работах:**

1. Стрижко Л.С., Бобохонов Б.А., Бобоев И.Р. Исследование и разработка технологии извлечения золота из окисленных руд одного из крупнейших месторождений Таджикистана // Цветные металлы.– 2012 – № 7.– С. 41-44.
2. Бобохонов Б.А., Рабиев Б.Р., Бобоев И.Р. СП «Зарафшон»: технологии переработки золотосодержащих руд // Горный журнал. Специальный выпуск.– 2012.– С. 46-50.
3. Разработка гидрометаллургической технологии переработки окисленных золотосодержащих руд Таррорского месторождения / Стрижко Л.С., Бобоев И.Р., Гурин К.К. и др. // Цветные металлы.– 2013.– № 4.– С.46-49.
4. Извлечение золота из хвостов золотоизвлекательной фабрики от переработки упорных руд смешанного типа / Гурин К.К., Башлыкова Т.В., Бобоев И.Р. и др. // Цветные металлы.– 2013.– № 5.– С.36-38.
5. Стрижко Л.С., Бобоев И.Р. Способ извлечения золота из золотосодержащих продуктов содержащих железа и медь // Восточно-Европейский журнал передовых технологий.– 2012.– № 6/6 (60).– С.66-69.
6. Зинченко З.А., Самехов Ш., Бобоев И. Р. Ионнообменная технология в гидрометаллургии золота // Вестник Таджикского технического университета.– 2010.– № 3(11).– С.60-62.
7. Boboev I.R., Strijko L.S., Gurin K.K., Shereni A. The physico-chemical basis of gold recovery from calcines, containing iron and copper // Science, Technology and Higher Education. Materials of the international research and practice conference.– Westwood (Canada). 11-12 December.– 2012.– vol. II. – P.377-381.
8. Boboev I.R, Strijko L.S, Gurin K.K, Shereni A. Influence of impurities on the rate of gold dissolution // Science and Education. Materials of the international research and practice conference.– Munich (Germany). 18-19 December.– 2012.– vol. I.– P.101-105.
9. Стрижко Л.С., Бобохонов Б.А., Бобоев И.Р. Разработка технологии извлечения золота из окисленных руд содержащих мышьяк // Современные проблемы в науке, транспорте, производстве и образовании 2011. Сборник

научных трудов SWorld, по материалам международной научно-практической конференция.– Одесса (Украина). 20-27 декабрь.– 2011.– Том VII.– С.15-18.

**10.** Стрижко Л.С., Саруханов Р.Г., Бобоев И.Р. Способ повышения извлечения золота с применением гидроакустических излучателей // Современная наука: актуальные проблемы и пути их решения. Материалы 3-й международной дистанционной научной конференции.– Липец (Россия). 5-6 сентябрь.– 2013.– С.6-8.

**11.** Пат. 2485189 Российская Федерация, МПК<sup>7</sup> С22В11/02. Способ извлечения золота из окисленных золотомышьяковистых руд / Стрижко Л.С., Бобоев И.Р., Трещетников Е.Е., Трещетникова И.Л., Хайруллина Р.Т. - № 2012118968/02; заявл. 10.05.2012; опубл. 07.06.2013.

**12.** Ноу-хау № 14-341-2013 ОИС от 17 апреля 2013 г. Стрижко Л.С., Бобоев И.Р. «Способ сульфидизирующего обжига скородитовой золотосодержащей руды с целью удаления мышьяка в сульфидной форме». Зарегистрировано в Депозитарии ноу-хау Отдела защиты интеллектуальной собственности НИТУ «МИСиС».

**13.** Ноу-хау № 12-341-2013 ОИС от 17 апреля 2013 г. Стрижко Л.С., Бобоев И.Р. «Извлечение золота из окисленных золото-медьсодержащих продуктов аммиачно-цианидным методом растворения». Зарегистрировано в Депозитарии ноу-хау Отдела защиты интеллектуальной собственности НИТУ «МИСиС».

**14.** Ноу-хау № 13-341-2013 ОИС от 17 апреля 2013 г. Стрижко Л.С., Гурин К.К., Бобоев И.Р. «Применение гидроакустических излучателей в процессе цианирования». Зарегистрировано в Депозитарии ноу-хау Отдела защиты интеллектуальной собственности НИТУ «МИСиС».