

На правах рукописи

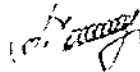
Самихов Шонавруз Рахимович

**ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНЫХ
И БЕДНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД**

(02.00.04 – физическая химия)

А В Т О Р Е Ф Е Р А Т

диссертации на соискание ученой
степени кандидата технических наук



ДУШАНБЕ – 2006

Работа выполнена в Институте химии им. В.И. Никитина АН Республики Таджикистан и СП «Зеравшан».

- Научный руководитель:** кандидат технических наук
Эмильшо Эмильшова Александровна
- Официальные оппоненты:** доктор химических наук, профессор
член – корр. АН Республики Таджикистан
Ганитов Изатулло Наврузович
кандидат технических наук
Рузиев Джура Рахимгазарович
- Ведущая организация:** Таджикский Технический Университет,
кафедра металлургии цветных металлов

Защита состоится «22» февраля 2006 г. в 12 часов на заседании диссертационного совета Д.047.003.01 при Институте химии им. В.И.Никитина АН Республики Таджикистан по адресу: 734063, г Душанбе, ул. Айни 299/2, E-mail: gulchera@icp.tj.

С диссертацией можно ознакомиться в библиотеке Института химии им. В.И.Никитина АН Республики Таджикистан

Автореферат разослан «20» января 2006 г.

Ученый секретарь
диссертационного совета,
кандидат химических наук

Гулчера Эмильшова Александровна

ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ

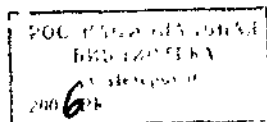
Актуальность проблемы. Высокие темпы развития народного хозяйства страны характеризуются непрерывным увеличением масштабов потребления минерального сырья. На многих месторождениях сульфидных золотомышьяковых руд сосредоточено значительное количество мышьяка, являющегося вредной примесью. Тесная ассоциация золота микро- и субмикроскопической крупности с сульфидами мышьяка и железа, почти полное отсутствие свободного золота, наличие в некоторых концентратах углерода, сорбционноактивного по отношению к золотоцианистому комплексу, сложный минеральный состав делают концентраты, полученные из указанных руд, весьма упорными при извлечении из них золота цианированием. Вскрытие подобных золотосодержащих сульфидно - мышьяковых концентратов за рубежом осуществляется, в основном, окислительным обжигом. Однако это связано с выделением в окружающую среду значительных количеств сернистого газа и мышьяксодержащей пыли, что недопустимо с экологической точки зрения. Кроме того, степень извлечения благородных металлов из огарков составляет всего 75-85 %. Вместе с тем вовлечение упорных золотосодержащих руд в промышленное производство значительно расширило бы сырьевую базу цветной металлургии. В связи с вышесказанным 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 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. Имеется практика применения упрощенного метода кучного выщелачивания для переработки бедных руд, так называемого «отвального выщелачивания», который широко распространен 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, однако экономия по капитальным и производственным затратам компенсирует этот недостаток. Это позволяет вести рентабельную переработку руды, которую невыгодно перерабатывать на фабрике методом чанового выщелачивания.

Целью настоящей работы является исследование технологии азотнокислотного способа вскрытия золотомышьяковых концентратов, обеспечивающего максимальное извлечение благородных металлов, связанных с сульфидами и арсенидами, и исследование технологии переработки бедных золотосодержащих руд.

В связи с поставленной целью основными задачами исследования являлись:

- изучение азотнокислотного разложения золотомышьяковых концентратов и нахождение оптимальных условий переработки концентратов, обеспечивающих максимальное выщелачивание мышьяка в зависимости от различных физико-химических факторов.



- изучение условий цианирования кеков азотнокислотного выщелачивания
- изучение кинетики процесса выщелачивания,
- исследование физико-химических свойств сырья и продуктов его разложения химическим, рентгенофазовым и ИК- спектральным методами,
- изучение условий отвального выщелачивания бедных золотосодержащих руд методом цианирования

Научная новизна работы:

- впервые исследованы условия выщелачивания мышьяка из концентратов, полученных из руд месторождения Чоре
- исследована кинетика разложения золотомышьяковых концентратов. На основе кинетических данных установлен механизм протекания процесса азотнокислотного вскрытия концентрата и разработана принципиальная технологическая схема переработки золотомышьяковых руд.
- проведено физико-химическое исследование полученных концентратов и продуктов его выщелачивания.
- впервые исследованы условия отвального выщелачивания бедных руд месторождений Олимпийское, Сев.Джилау и Хирсхона.

Практическая значимость работы. Разработана технология переработки мышьяксодержащей золотой руды месторождения Чоре, включающая флотационное получение концентрата, выщелачивание мышьяка из концентрата азотной кислотой, с последующим извлечением из него золота методом цианирования.

Разработанный способ вскрытия концентратов отличается высокими технологическими показателями, меньшей токсичностью, по сравнению с окислительным обжигом концентрата, так как исключается вероятность выброса мышьяковистых газов в окружающую атмосферу.

Разработана и внедрена в СП «Зеравшан» технология отвального выщелачивания.

Основные положения, выносимые на защиту:

- результаты исследования технологии переработки золотомышьяковых руд месторождения Чоре, включающей флотационное получение концентрата, выщелачивание мышьяка из концентрата азотной кислотой с последующим извлечением из него золота методом цианирования.
- результаты кинетических исследований процесса разложения флотоконцентрата в водных растворах азотной кислоты, процесса выщелачивания мышьяка из концентратов.
- результаты физико-химических и минералогических исследований концентратов и продуктов их разложения.
- результаты исследований по колонному выщелачиванию бедных руд месторождения Олимпийское, Сев. Джилау и Хирсхона.
- результаты исследования по промышленному выщелачиванию бедных руд месторождения Хирсхона.

Апробация работы. Основные результаты работы докладывались и обсуждались: на конференции «Химия в начале XXI века», посвященной 80-летию академика АН РТ МС Осими (Душанбе, 2000г); конференции молодых ученых

(Душанбе, 2004 г.) конференция молодых ученых посвященной SO₂ - загрязнению Республики Таджикистан города Душанбе (Душанбе, 2004г.) Республиканской конференции «Прогрессивные технологии разработки месторождений и переработки полезных ископаемых: экологические аспекты развития горнорудной промышленности» (Душанбе, 2005г.)

Публикации. По результатам исследований опубликовано 6 статей и 5 тезисов докладов на республиканских конференциях

Структура и объем работы. Диссертация состоит из введения, четырех глав, посвященных обзору литературы, технике эксперимента и экспериментальным исследованиям, а также выводов и списка использованной литературы. Работа изложена на 131 странице компьютерного набора, включая 27 таблиц, 25 рисунков и 126 библиографических ссылок.

Во введении обоснована актуальность рассматриваемых задач; представлены основные положения, выносимые на защиту; научная и практическая значимость работы и общие сведения о структуре диссертации.

В первой главе рассматриваются общие сведения об упорных и бедных золотосодержащих рудах, дается обзор работ по методам их переработки. Анализ литературных данных дает основание сделать вывод, что для золотомышьяковых руд наиболее эффективной является технология обогащения руды с получением флотационного золотомышьякового концентрата с последующей его переработкой методом азотнокислотного выщелачивания.

Для бедных и забалансовых золотых руд наиболее экономически выгодным процессом является процесс кучного выщелачивания.

Во второй главе описаны методы исследования, методики, используемые для обработки материалов, приборы и оборудование.

Третья глава посвящена исследованию процессов разложения золотомышьяковых концентратов азотной кислотой с последующим извлечением из кеков выщелачивания золота методом цианирования. Приведены данные по определению оптимальных условий кислотного разложения, а также результаты физико-химического исследования концентрата и продуктов его разложения.

В четвертой главе приведены результаты исследования по колонному и полупромышленные испытания по отвальному выщелачиванию бедных и забалансовых руд.

ОСНОВНОЕ СОДЕРЖАНИЕ РАБОТЫ

ГЛАВА 2. Методика эксперимента

2.1. Флотационный процесс

Флотации подвергалась руда, измельченная до 90% класса «-0,074мм» Разработанная схема включала в себя основную, контрольную флотации и две перечистки концентрата основной флотации

2.2. Цианирование руд и концентратов.

Золотосодержащую руду (концентрат) измельчали до крупности 90% класса «-0,074мм» Цианирование проводили в четырехлитровой бутылки, которая помещалась на рольганг и вращалась со скоростью 70об/мин. О количестве перешедших в раствор благородных металлов судили по анализу проб раствора, отобранных из бутылки через определенные промежутки времени.

При изучении процесса растворения золота цианированием, анализ исходных веществ и продуктов реакции проводили следующими методами

- атомно - абсорбционным,
- пробирным.

2.3. Кислотное разложение

Исследования по азотнокислотному выщелачиванию флотоконцентрата проводили в стеклянном реакторе с мешалкой, в котором регулировались температура и число оборотов мешалки.

Раствор и кек после выщелачивания анализировались на мышьяк фотокалориметрическим и титроидометрическим методами.

2.2.4. Физико-химические методы исследования

Для изучения состава флотоконцентрата, полученного при переработке золотомышьяковых руд, а также в процессе кислотного выщелачивания, были использованы ИК- спектроскопический и рентгенофазовый методы анализа.

Рентгенофазовый анализ (РФА) проводили на установке «Дрон -2,0» с применением медного K_{α} - излучения.

ИК- спектры снимали на двухлучевом инфракрасном спектрометре UR- 20 в области $400 - 4000\text{см}^{-1}$.

ГЛАВА 3.. Кислотное выщелачивание золото-мышьяковых концентратов

3.1. Выщелачивание мышьяка из флотационного концентрата растворами азотной кислоты

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.

Однако существует группа упорных золотосодержащих руд, из которых невозможно удовлетворительно извлечь золото этим методом. Основными причинами упорности руд являются тонкая вкрапленность золота в нерастворимых в NaCN минералах, присутствие в рудах минералов меди, сурьмы, мышьяка, двухвалентного железа, расстраивающих процесс цианирования и требующих повышенный расход растворителя.

Объектом исследования явилась золотомышьяковая руда месторождения Чоре. Содержание золота в руде -4,5г/т, мышьяка -0,63%.

Основными минералами первичных руд являются пирит и арсенипирит. Нерудная часть представлена кварцем, полевыми шпатами и карбонатами. Все золото-тонкодисперсное и пылевидное (размер золотинок 3-12мкм), золото на 50-65% связано с сульфидами (пиритом и арсенипиритом).

Подобные руды трудно поддаются цианированию. Проведенные исследования на руде показали, что в процессе цианирования за 24 часа в раствор извлекается всего 32% золота. Увеличение продолжительности выщелачивания до 30 часов не улучшает переход золота в раствор

Это связано с тем, что золото-тонкодисперсное и тесно связано с мышьяковыми минералами. Поэтому для переработки руды был выбран флотационный метод с получением концентрата

Химический состав концентрата приведен в таблице I

Таблица I

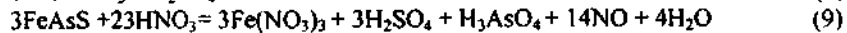
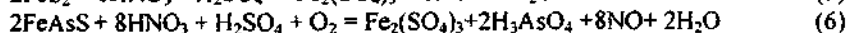
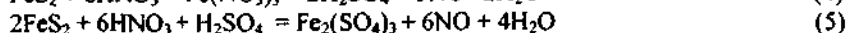
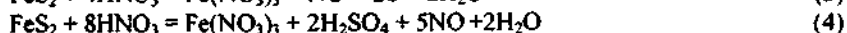
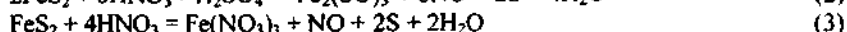
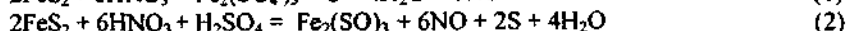
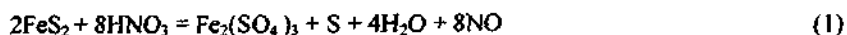
Содержание основных компонентов в золотомышьяковом концентрате месторождения Чоре, %.

Au t/t	70.0	CaO	0.6
Ag. g/t	57.05	MgO	0.4
Fe общ	22.96	TiO ₂	0.3
S	18.9	K ₂ O	2.5
As	7.00	Na ₂ O	1.8
SiO ₂	27.1	C (орг)	1.4
Al ₂ O ₃	6.9	Прочие	10.71

Одним из перспективных методов вскрытия упорных золото - сульфидных концентратов является гидросульфатизация в растворе азотной кислоты. Азотно-кислотный способ позволяет переводить мышьяк, серу и железо в раствор в виде мышьяковистой и серной кислот, а железо - в виде нитрата и сульфата железа.

Установлено, что главными коллекторами благородных металлов в исследуемом концентрате являются пирит и арсениопирит, поэтому основные закономерности азотно-кислотного разложения концентратов изучались с исследованием поведения этих минералов.

Взаимодействие пирита и арсениопирита с азотной кислотой может сопровождаться образованием растворимых, твердых и газообразных продуктов, что представляется следующими уравнениями.



Наиболее вероятно протекание реакций: (1), (2), (4), (6) и (7).

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 4,6,7).

В настоящей работе изучено влияние различных факторов на вскрываемость концентрата в широких интервалах изменения параметров

На основании проведенных исследований найдены следующие оптимальные условия азотно-кислотного вскрытия концентрата: температура -80°C , продолжительность процесса -120 мин, соотношение ТЖ=1,5 и концентрация азотной кислоты -300 гр/дм^3 (рис 1) „

Таблица 2

№ опыта	Загрузка HNO_3 г/л	Выход кек, %	Содержание в кек		Извлечение в кек, %		Цианируемое по итог. %	
			Au, г/т	As, %	Au	As	До вскрытия	После вскрытия
1	450	48	145	0,13	99,5	1,8	18,4	95
2	400	50	139	0,21	99,4	2,9	19,0	94
3	400	50	139	0,19	99,8	2,6		95
4	350	53	131	0,20	99,5	2,7		92
5	300	60	115	0,23	99,4	3,2		93
6	300	57	121	0,22	99,2	3,0		90
7	250	60	115	0,25	99,0	3,5		88
8	200	61	114	0,30	99,0	4,2	20,0	78

В таблице 2 представлены результаты опытов по подбору расхода азотной кислоты, из которой видно, что при концентрации азотной кислоты 300 гр/дм^3 наблюдается удовлетворительное вскрытие флотоконцентрата. Полученный после выщелачивания кек подвергался цианированию. Как видно из таблицы, извлечение золота в раствор составило 90-93%. Извлечение золота в цианидный раствор из исходного концентрата, без азотнокислотного вскрытия, составило не более 20 %.

Для очистки технологических растворов использован метод осаждения мышьяка и железа раствором извести и сернистого натрия. При этом мышьяк переходит в осадок в виде труднорастворимых сульфата и арсената железа. Осадок представляет собой сложную смесь, состоящую из сульфата кальция, сульфата железа, арсената кальция, арсената железа, сульфида мышьяка, гидрата окиси железа и др. При этом расход сернистого натрия (в пересчете на 30-процентный технический) составляет 60 кг/т , а извести -80 кг/т исходного концентрата.

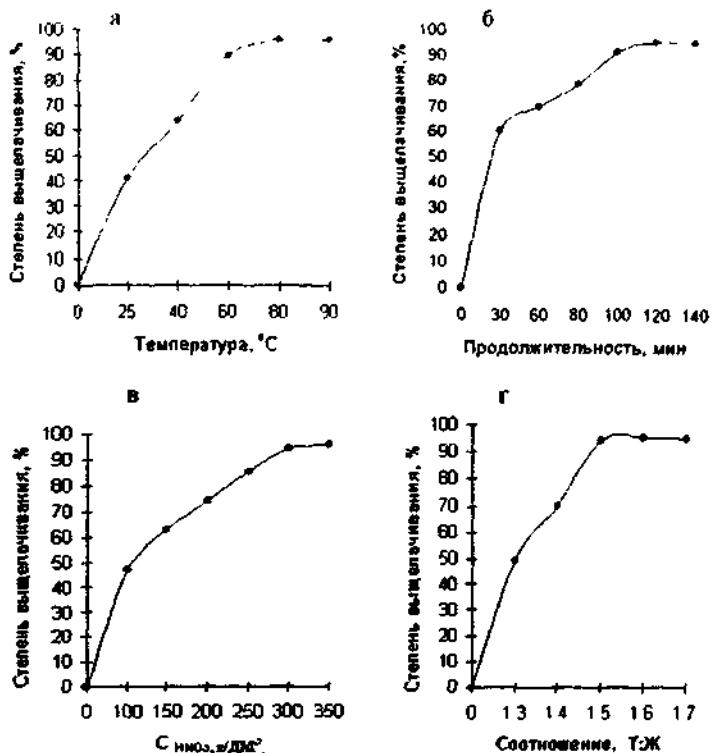


Рис. 1. Степень выщелачивания мышьяка в раствор в зависимости от температуры (а), продолжительности процесса (б), концентрации азотной кислоты (в), соотношения Т:Ж (г).

3.2. Кинетика разложения сульфидно – мышьяковых концентратов месторождения Чоре

Кинетические кривые разложения концентрата при различных температурах, продолжительности процесса представлены на рис. 2. Как видно из рисунка, повышение температуры значительно ускоряет процесс разложения. В изученном интервале температур степень выщелачивания мышьяка увеличивается от 40,4 до 95,2%. Кинетические кривые процесса разложения при температурах от 25 до 40⁰С имеют прямолинейный характер, а при температуре выше 60⁰С вначале имеют аналогичный характер, а затем параболический. Эти кинетические кривые удовлетворительно описываются уравнением первого порядка

$$\frac{d\alpha}{dt} = K(1 - \alpha)$$

где α - степень извлечения компонента, %

t - время реакции, мин.

k — константа скорости реакции /мин

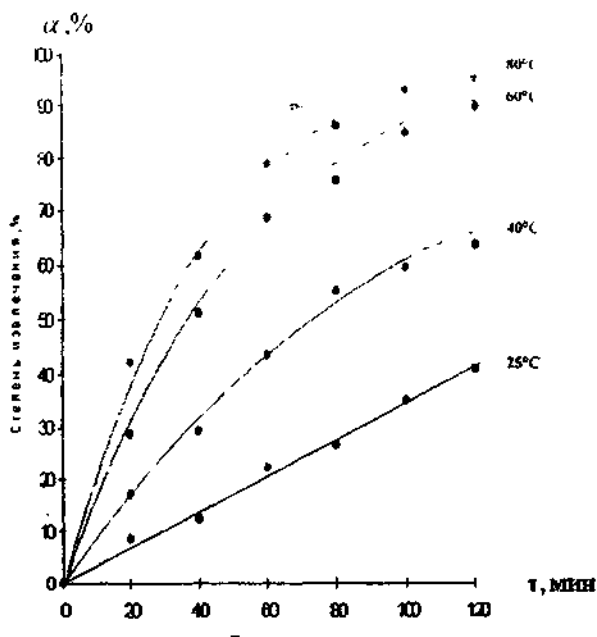


Рис. 2. Кинетические кривые разложения концентрата при различных температурах.

После несложных математических преобразований можно представить это уравнение в виде:

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

Из графика зависимости $\lg\left(\frac{1}{1-\alpha}\right)$ от τ (рис. 3) были найдены значения констант скоростей реакции.

Зависимость константы скорости реакции от температуры может быть описана уравнением Аррениуса, в виде:

$$\lg K = \lg K_0 - \frac{E}{2.303RT}$$

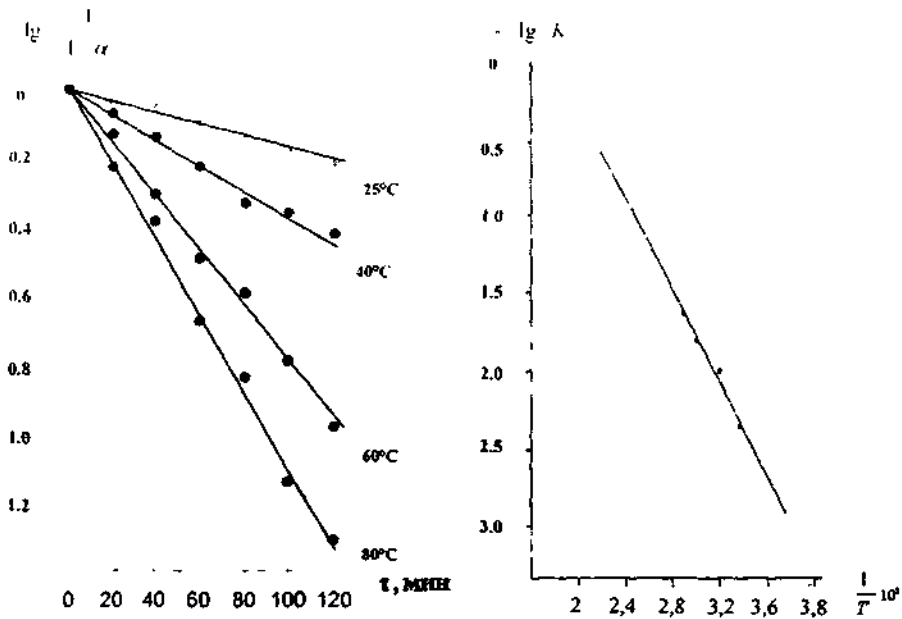


Рис.3 Зависимость $Lg \frac{1}{1-\alpha}$ от времени(а); $Lg K$ от обратной абсолютной температуры(б).

Как видно из графика зависимости константы скорости от температуры в координатах $lg K \sim \frac{1}{T}$ (рис.3.б), почти все экспериментальные точки хорошо укладываются на прямую линию.

Из тангенса угла наклона этой прямой была определена эмпирическая энергия активации, равная 29,37 кДж/моль. Также по известным уравнениям была вычислена энергия активации E ,

$$E = \frac{2,3RT_1T_2}{T_2 - T_1} \lg \frac{K_2}{K_1}$$

численное значение которой совпадает со значением, найденным графическим методом. Численное значение энергии активации и зависимость скорости разложения от температуры свидетельствуют об ее протекании в диффузионно-кинетической области.

3.3. Физико-химическое изучение флотоконцентратов

Для изучения физико-химических свойств флотоконцентрата, полученного при переработке золотомышьяковой руды, а также после его азотнокислотной обработки, были использованы ИК – спектроскопический и рентгенофазовый методы анализа.

Рентгенограмма исходного тогтомышьякового концентрата показана на рис. 4 и четко наблюдаются линии, соответствующие минералам исходного сырья, пирита, арсенопирита, кварца и сфалерита.

После выщелачивания в азотной кислоте линии, относящиеся к пириту и арсенопириту (1,2), практически отсутствуют, в то время как интенсивность линий, идентифицирующих кварц и сфалерит (3,4), увеличивается, т.к. после выщелачивания сульфидов железа и мышьяка содержание первых двух в кеке выщелачивания повышается, соответственно растет интенсивность их линий на рентгенограмме.

На основании полученных результатов можно предположить, что процесс выщелачивания приводит к полному разложению минералов (пирита и арсенопирита), выводу их из состава флотоконцентрата и освобождению из него тонкодисперсного золота.

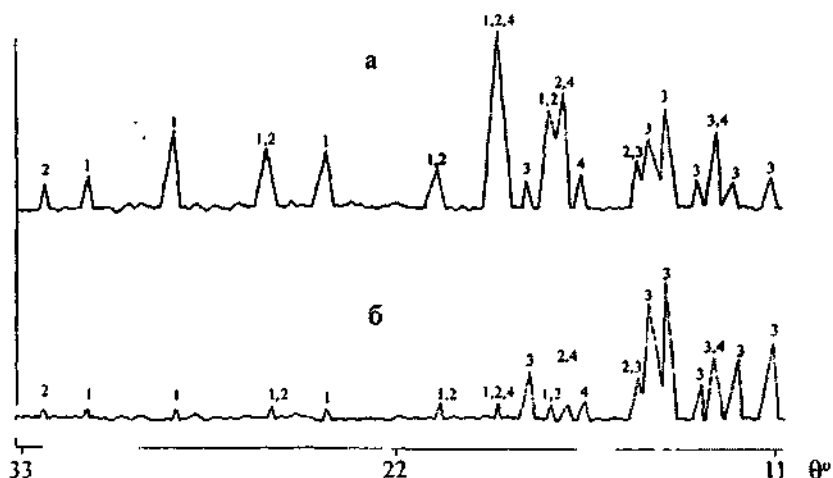


Рис. 4. Рентгенограмма исходного концентрата (а), после выщелачивания азотной кислотой (б): 1 – арсенопирит; 2 – пирит; 3 – кварц; 4 – сфалерит.

3.4 Технологическая схема переработки сульфидно-мышьяковой золотосодержащей руды месторождения Чоре

На основании проведенных исследований предлагается технологическая схема переработки мышьякосодержащей руды месторождения Чоре (рис.5). Разработанная схема включает в себя: дробление, измельчение руды до 90 % класса «-0,074мм», 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 утилизацию раствора с добавлением $\text{Ca}(\text{OH})_2$ и Na_2S .

Образующийся осадок отправляется в спеловый раствор может служить объектом для получения известкового молока

В условиях нашей республики применение азотно-кислотной технологии переработки золотомышьяковых концентратов может дать значительный экономический эффект и быть полезной для разработки других мышьякостержащих руд страны

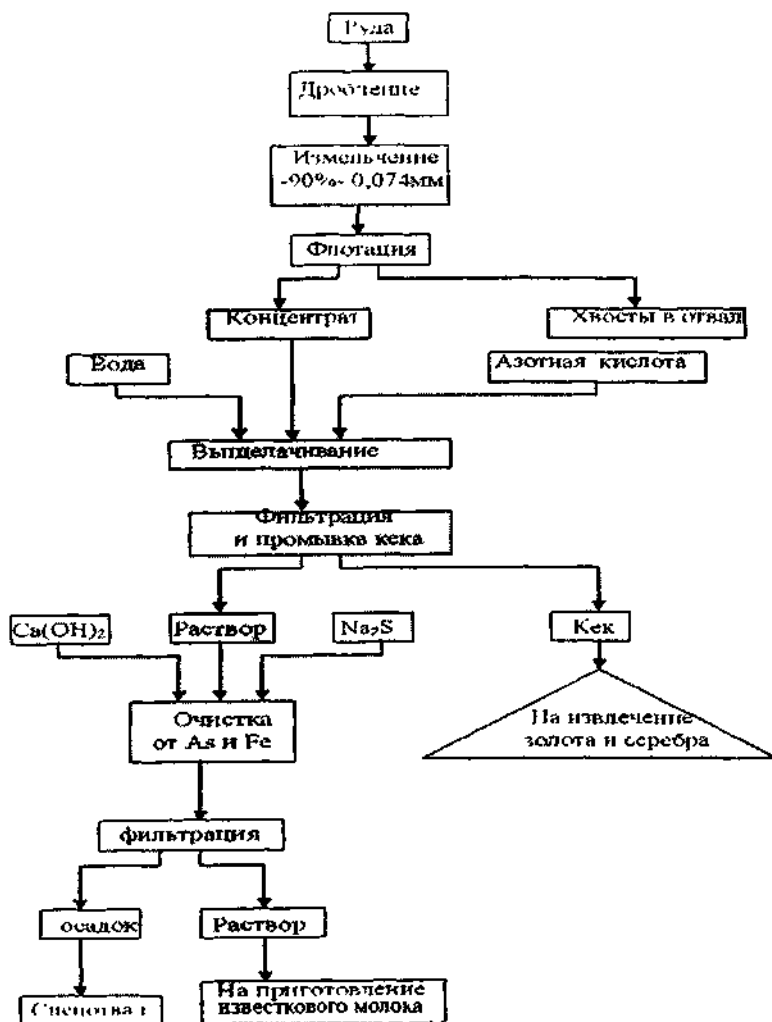


Рис.5. Принципиальная технологическая схема переработки золото-мышьяковой руды месторождения Чоре.

4.1. Колонное выщелачивание золотосодержащих руд различных месторождений

В США «Зеравэлли» скопилось большое количество бедных руд с содержанием золота менее 0.8 г/т

Ранее компанией "Wateman 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. долларов.

Имеется практика применения упрощенного метода кучного выщелачивания для переработки бедных руд, так называемого «отвального выщелачивания», который широко распространен 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. Поэтому представлялось более экономичным для бедных руд месторождений Джилау, Олимпийское и Хирсона применить отвальное выщелачивание.

С этой целью в лабораторных условиях был произведен цикл испытаний по колонному выщелачиванию на различных типах руд.

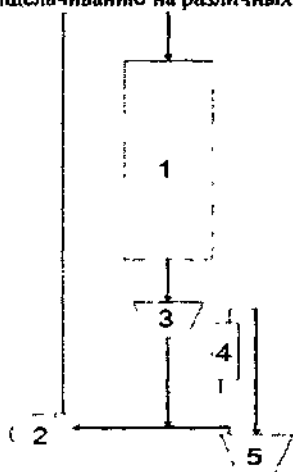


Рис. 6. Лабораторная установка для выщелачивания в колоннах
1 - колонна руды
2 - насос
3 - цианистый раствор
4 - угольные колонны
5 - сбросный цианистый раствор

Руда укладывалась в колонну на высоту около 2-ух метров (рис. 6.), сверху на нее подавался раствор цианида натрия, который качался насосом из емкости со скоростью потока 250мл/минут. Просачиваясь через руду, раствор насыщался благородными металлами, после чего насыщенный раствор прокачивался через колонну с активированным углем. Каждый сутки велся контроль концентрации

дота и в рыхле из колонны. При необходимости для поддержания pH среды на уровне не ниже 10,5, добавляли каустическую соду и цианид натрия для достижения концентрации последнего 500 мг/литр. 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.

Были проведены исследования по цианированию руды различных месторождений Хирсхона, Олимпийское, Сев. Джилау крупностью «-200», «-50мм». (таблица 3).

Анализируя полученные данные, можно видеть, что при колонном выщелачивании руд крупностью «-50мм» удается получить извлечение золота в раствор до 87,3%. С увеличением крупности кусков до «-200мм» степень извлечения золота уменьшается до 43-74%.

Обобщив результаты вышеприведенных исследований, можно констатировать следующие основные факты: общее время выщелачивания составляет от 20 до 45 суток для разных руд; расход цианида для руды месторождения Хирсхона – 0,24 – 0,42 кг/т, Сев. Джилау – 0,3-0,58 кг/т, Олимпийское 0,3 - 0,52 кг/т; степень извлечения золота в раствор с уменьшением размера кусков руды увеличивается.

Эти результаты показывают, что отвальным выщелачиванием можно извлечь более 50% золота, содержащегося в различных типах бедных руд. Согласно практике расход цианида в производстве обычно на 40% ниже, чем в лабораторных колоннах. Таким образом, следует ожидать, что расход цианида в промышленных условиях будет в пределах 100 – 200 г/т.

Результаты лабораторных исследований по колонному выщелачиванию легли в основу промышленных испытаний.

Таблица 3

Результаты лабораторного колонного выщелачивания руды различных месторождений.

№ опыта	Наименование месторождения	Класс крупность мм (-)	Содер. Au в исходной руде, г/т	Содер. Ag в исходной руде, г/т	Извлечение Au, %	Извлечение Ag, %	Расход NaCN, кг/тн	Расход NaOH, кг/тн
1	Хирсхона	200	0,63	0,77	43,04	13,8	0,239	0,049
2	Хирсхона	200	0,60	0,84	49,2	30,3	0,342	0,054
3	Олимпийское	50	0,71	1,11	86,1	16,7	0,520	0,075
4	Сев. Джилау	200	0,55	0,71	43,2	13,2	0,485	0,170
5	Сев. Джилау	200	0,54	0,68	74,4	47,9	0,301	0,458
6	Сев. Джилау	50	0,80	1,05	87,3	13,6	0,584	0,268
7	Сев. Джилау	50	0,70	1,23	54,8	18,4	0,537	0,271
8	Олимпийское	200	0,63	0,75	59,9	28,9	0,298	0,051
9	Хирсхона	200	0,78	0,82	61,0	31,3	0,425	0,137

4.2. Промышленное испытание технологии отвального выщелачивания бедных руд

С целью дальнейшего изучения и проверки результатов лабораторных работ выполнен проект, построен и введен в эксплуатацию объект отвального выщелачивания небольшого масштаба

Промышленные испытания были начаты после завершения лабораторных исследований и получения обнадеживающих результатов относительно экономической прибыльности выщелачивания бедной руды из месторождения Хирсхона.

Испытания такого масштаба дали более точные технические данные и подтвердили полученные в лабораторных условиях значения извлечения золота и норм расхода реагентов для руды месторождения Хирсхона.

Объект выщелачивания был расположен внутри одного из недостроенных сгустителей, в 50-60 метрах от здания фабрики, от хвостохранилища - на расстоянии 800 метров.

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 12,5 тыс. тонн бедной руды из месторождения Хирсхона.

Опытная куча эксплуатировалась с использованием стандартного насосного и распылительного оборудования, труб и приборов.

Технологическая схема выщелачивания представлена на рис.7. 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, pH раствора был доведен до необходимого значения 10.5, концентрация цианида до 200 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. 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, который адсорбировал золото из ПНР. После сорбции золота на угле ненасыщенный раствор цианида переливался из колонны в емкость ненасыщенного раствора. На рисунке 8 представлена кинетическая кривая выщелачивания золота из руды в процессе промышленных испытаний. Как видно из рисунка, процент золота, перешедшего в раствор, нарастает очень медленно, и только на 15-е сутки происходит резкий скачок повышения извлечения - на 10%, на 17-е сутки также наблюдается интенсивный переход золота в раствор, более, чем на 9,0%. В остальной период прирост извлечения золота в раствор каждые сутки составляет 3,0-1,0%. Начиная с 38 суток, прирост извлечения золота за сутки - менее 1,0%. На 54 сутки выщелачивания в раствор перешло 66,3% золота. Содержание золота в переливе колонны угля поддерживалось ниже 0,1 мг/л. Процесс выщелачивания продолжался в течение 54 дней до тех пор, пока прирост извлечения золота не прекращался. После извлечения золота из циркулировавшего раствора в колонне угля раствор из

колонны угля поддерживалось ниже 0,1 мг л. Процесс выщелачивания продолжался в течение 54 дней до тех пор, пока прирост извлечения золота не прекращался. 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 тех пор, пока отвал не 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 15 дней отработанная куча промывалась чистой водой до достижения концентрации цианида в растворе ниже 13 мг/литр, после чего производилась сушка кучи, которая затем вывозилась на хвостохранилище для дальнейшего захоронения.

При этом расход цианида составил 0,16 кг/т, каустической соды-0,47 кг/т. За время испытаний из руды объемом 12597 т. получено 5367 гр. золота. Итоговые результаты показали перспективность использования отвального выщелачивания для бедных и забалансовых золотых руд. Результаты промышленных испытаний приведены в таблице 4.

Экономический расчет по промышленным испытаниям отвального выщелачивания бедных руд приведен в таблице 5. Даже с учетом капитальных затрат чистая прибыль за один цикл испытаний составила 11000 дол. США.

Таблица 4

Результаты отвального выщелачивания руды 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, %	66,3	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 0,34 кг/тн к концу выщелачивания
Расход цианида, кг/тн	0,16	Ожидалось 0,55 к концу выщелачивания

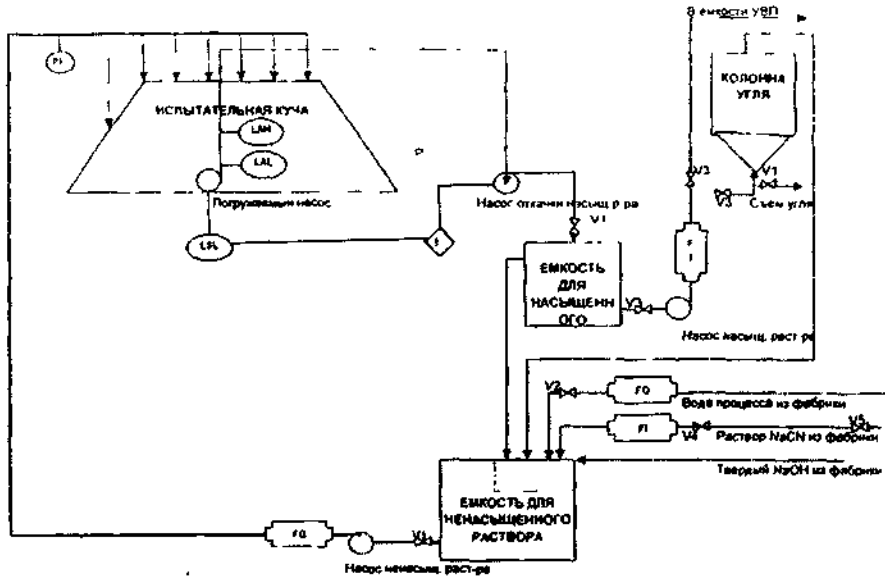


Рис. 7. Технологическая схема опытно-промышленных испытаний

ОБОЗНАЧЕНИЯ

- 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 - поплачковая (имеется на верхнем сливе старого сгустителя)
 V3 Задвижка - чугунная дроссельная. 50 мм
 V4 Задвижка - нерж.сталь. игольчатая, подходящая к ПИ
 V5 Задвижка - 20 мм, ABS, шаровая

Экономический расчет по промышленным испытаниям
отвального выщелачивания руды месторождения Хирсхона

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/т	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 т. руды	Дол. США	25100
Всего было затрачено	Дол. США	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 прибыли	Дол. США	60100
Прибыль	Дол. США	11000

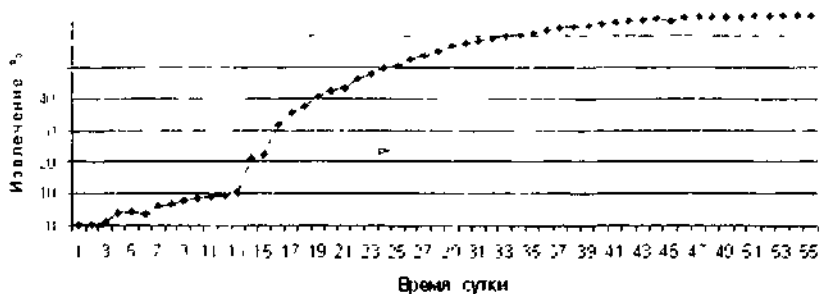


Рис 8 Кинетическая кривая «отвального» цианидного выщелачивания золота в процессе промышленных испытаний

Выводы

1 Найдены оптимальные условия вскрытия золотосодержащих сульфидно-мышьяковых концентратов азотной кислотой: концентрация азотной кислоты - 300гр/дм³; продолжительность процесса -120мин; отношение Т:Ж =1:5; температура процесса -80°С

2 Исследована кинетика разложения сульфидно -мышьяковых концентратов в растворе азотной кислоты. Вычисленное значение кажущейся энергии активации (E-29,37кДж/моль) свидетельствует о протекании процесса в диффузионно - кинетической области.

3. Установлены условия извлечения золота из кеков азотнокислотного выщелачивания цианированием: продолжительность выщелачивания -24-30ч., при этом извлечение золота составило 90-95%.

4 Показана высокая эффективность способа очистки кислого технологического раствора от мышьяка и железа известковым молоком и сернистым натрием (степень очистки от мышьяка -90-93%, железа -80-85%).

5 Рентгенофазовым, спектроскопическим методами изучены физико-химические свойства исходных флотоконцентратов и продуктов их разложения азотной кислотой. Установлено, что из состава флотоконцентрата селективно выщелачиваются минералы пирита и арсенопирита.

6. Предложена принципиальная технологическая схема переработки золотомышьяковых руд месторождения Чоре.

7 Найдены оптимальные условия колонного выщелачивания бедных золотосодержащих руд продолжительность процесса от 20 до 45 суток, крупность размера кусков -200мм, расход цианида натрия для руд месторождений Хирсхона, Сев Джилау, и Олимпийское от 0,2 до 0,5кг/т, расход каустической соды от 0,049 до 0,080кг/т.

8 Проведены промышленные испытания по отвальному выщелачиванию бедных золотосодержащих руд месторождения Хирсхона с содержанием золота 0,64г/т. Извлечение золота составило 66,3%. Из 12597 тонн получено 5367гр золота. Прибыль от производства при средней цене на золото 345/унцию составила 60100долл США. Получено 11000 долл США чистой прибыли.

1

**Основные результаты диссертации изложены
в следующих публикациях**

1.Самихов Ш.Р. Исследования по выщелачиванию золотомышьяковой руды //Тезисы докладов конференции «Химия в начале XXI века», посвященной 80-летию академика АН РТ М С Осими -Душанбе, 2000 -С 14

2.Самихов Ш.Р., Додоев Н. Зинченко З.А. Исследования по колонному выщелачиванию бедных золотых руд // Материалы научной конференции «Молодые ученые и современная наука».- Душанбе, 2003, №3.-С 63-64

3.Самихов Ш.Р. , Зинченко З.А. Исследования по азотнокислотному выщелачиванию мышьякосодержащего концентрата // Материалы научной конференции «Молодые ученые и современная наука» - Душанбе, 2003, №3.-С 52-53.

4.Самихов Ш.Р. , Зинченко З.А. Результаты исследования по переработке золотосодержащих мышьяковых концентратов// Материалы Республиканской конференции «Молодежь и мир науки». - Душанбе, 2004, №6.-С. 170-172.

5.Бобохонов Б.Б., Самихов Ш.Р. , Зинченко З.А. Полупромышленное отвальное выщелачивание бедных руд месторождения Хирсхона// Материалы Республиканской конференции «Молодежь и мир науки». - Душанбе, 2004, №6.-С.144-145.

6.Бобохонов Б.Б., Самихов Ш.Р., Зинченко З.А. Разработка условий выщелачивания золота из бедных руд // Вестник ТГНУ. –Душанбе, 2004, №4.-С.123-129.

7.Самихов Ш.Р. , Зинченко З.А. Кинетика процесса выщелачивания сульфидно-мышьяковых концентратов в растворе азотной кислоты. – Рукопись депонирована в НПИ Центре Республики Таджикистан №59 (1680) . Библиографическое описание в указателе депонированных рукописей ., 2004., выпуск № 1.

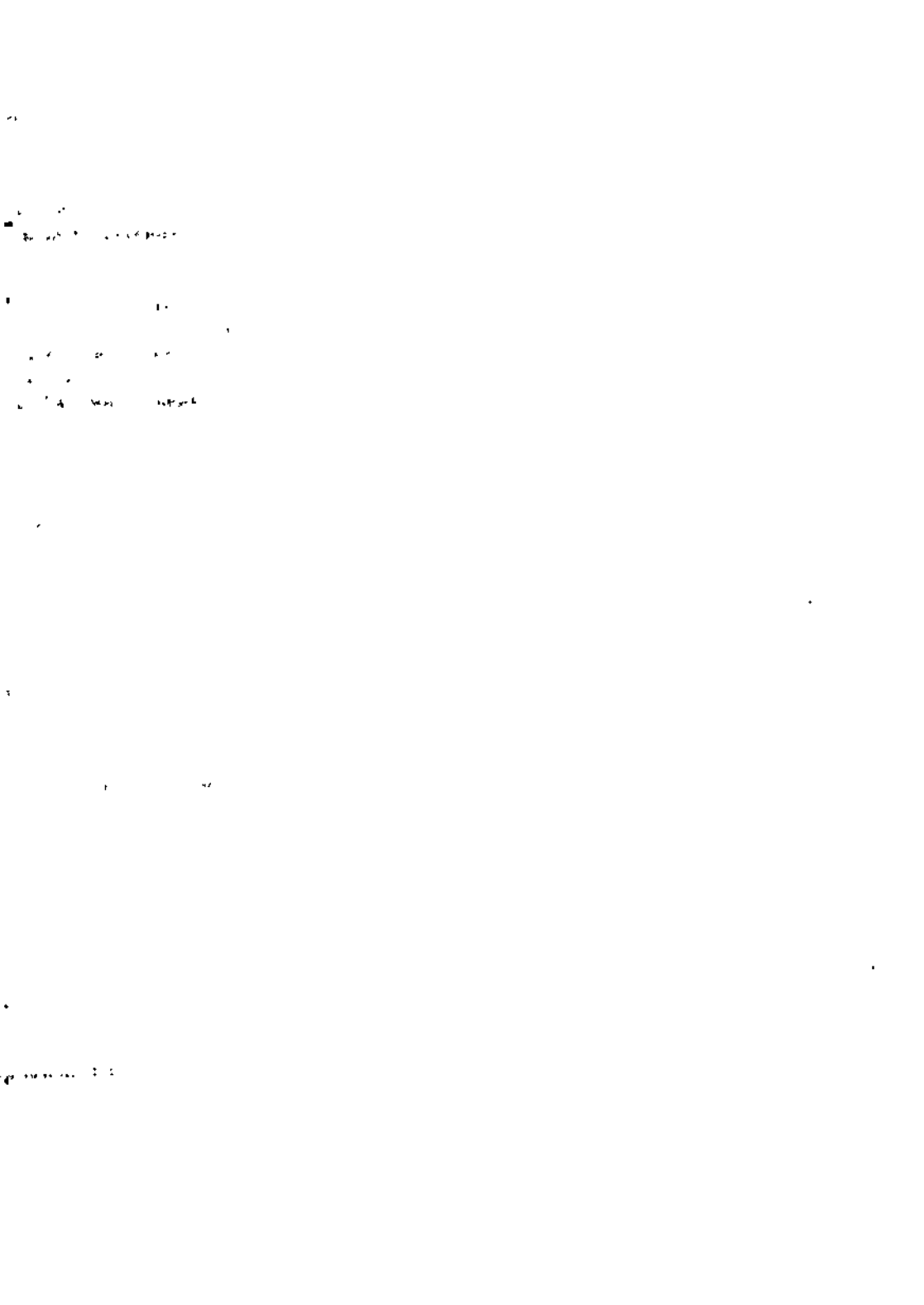
8.Самихов Ш.Р., Зинченко З.А. «Вскрытие золотосодержащих сульфидно-мышьяковых концентратов азотной кислотой». – Рукопись депонирована в НПИ Центре Республики Таджикистан. №60 (1681). Библиографическое описание в указателе депонированных рукописей ., 2004., выпуск № 1.

9.Азим Иброхим., Бобохонов Б.А., Зинченко З.А., Самихов Ш.Р. Исследования по отвальному выщелачиванию бедных золотосодержащих руд // «Горное дело».- Москва, 2005.-№1.-С.56-58.

10.Зинченко З.А., Самихов Ш.Р. Разработка гидromеталлургической технологии переработки сульфидно-мышьякового золотосодержащего флотоконцентрата // Сборник материалов Республиканской конференции «Прогрессивные технологии разработки месторождений и переработки полезных ископаемых, экологические аспекты развития горнорудной промышленности».- Душанбе, 2005. –С.10-13

11.Бобохонов Б.А., Самихов Ш.Р. Освоение технологии кучного выщелачивания в ООО СП «Зеравшан» в промышленном масштабе // Сборник материалов Республиканской конференции «Прогрессивные технологии разработки месторождений и переработки полезных ископаемых, экологические аспекты развития горнорудной промышленности».- Душанбе, 2005. –С.56-58.

Формат 60x90/16 Бумага фин. копир Гарнитур Times New Roman
Усл. п. л. 23 Заказ №683 тираж 100 экз
734042 Таджикистан, г. Душанбе, ул. Борбад 120
Типография «GIGANT 2»



РНБ Русский фонд

2006-6

206