

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

Горно-металлургический институт имени О.А.Байконурова
Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

Айбусинова Жанагуль Сейлбековна

Доизвлечение золота из отработанных тонкоизмельченных активированных
углей золотоизвлекательной фабрики

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

Специальность 6М073700-Обогащение полезных ископаемых

Алматы 2019

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

Горно-металлургический институт имени О.А.Байконурова

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

УДК 622.7

На правах рукописи

Айбусинова Жанагуль Сейлбековна

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

Название диссертации

Доизвлечение золота из
отработанных тонкоизмельченных
активированных углей
золотоизвлекающей фабрики

Направление подготовки

6М073700-Обогащение полезных
ископаемых

Научный руководитель:

Кандидат технических наук,
профессор Ж Турысбекова Г.С
«04» 06 2019г.

Рецензент:

Начальник отдела

ИВТ «НАК Казатомпром»,

кандидат технических наук

Кайпбаев Д.К. Д.К. Кайпбаев

«01» 06 2019г.

Нормоконтроль:

Доктор PhD, лектор И.Ю. Мотовилов

Мотовилов И.Ю.

«04» 06 2019г.



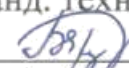
ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующая кафедрой МиОПИ,
кандидат технических наук

М.Б. Барменшинова
«04» 06 2019г.

Алматы 2019

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева
Горно-металлургический институт имени О. Байконурова
Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых
6M073700 - "Обогащение полезных ископаемых"

УТВЕРЖДАЮ
Заведующий кафедрой МиОПИ
канд. техн. наук
 М.Б. Барменшинова
" 4 " 06 2019 г.

ЗАДАНИЕ
на выполнение магистерской диссертации

Магистранту Айбусиновой Жанагуль Сейлбековне.

Тема: Доизвлечение золота из отработанных тонкоизмельченных активированных углей золотоизвлекательной фабрики.

Утверждена приказом ректора университета № 1597 от 30 октября 2017 г.

Срок сдачи законченной диссертации " ____ " ____ 2019 г.

Исходные данные к магистерской диссертации: отработанные тонкоизмельченные отходы активированных углей золотоизвлекательной фабрики.

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

- а) проведение анализа литературных и патентных данных с целью обобщения сведений о путях переработки отходов образующегося при цианировании золота;
- б) представление характеристики золотосодержащего продукта, используемого в работе с применением современных методов физико-химического анализа;
- в) отработка технологических параметров метода раскрытия тонкодисперсного золота в угольных отходах;
- г) изучение и выбор оптимальной технологии извлечения золота из золотосодержащего промпродукта.

Демонстрационный графический материал представить не менее чем на 10 слайдах с результатами исследований.

Рекомендуемая основная литература:

1. Турысбекова Г.С, Меретуков М.А, Бектай Е.К. Монография «Золото: Инновации в химии и металлургии» -2015.- 640 стр.

ГРАФИК

подготовки магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Аналитический обзор	15/02/2019	
Основные методы анализа и исследований	15/03/2019	
Экспериментальная часть	15/04/2019	

Подписи

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

Наименования раздела	Консультант, Ф.И.О (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Аналитический обзор	канд.техн. наук, профессор Турысбекова Г.С	04.06.19	
Основные методы анализа и исследований		04.06.19	
Экспериментальная часть		04.06.19	
Нормоконтроль	И.Ю. Мотовилов, лектор, доктор PhD	04.06.2019	

Научный руководитель



Турысбекова Г.С

Задание принял к исполнению обучающийся



Айбусинова Ж.С

Дата

" 04 " 06 2019г.

РЕЦЕНЗИЯ

на магистерскую диссертацию

Айбусиновой Жанагуль Сейлбековны

по специальности 6М073700 – Обогащение полезных ископаемых

на тему: «Доизвлечение золота из отработанных тонкоизмельченных активированных углей золотоизвлекательной фабрики».

ХАРАКТЕРИСТИКА ДИССЕРТАЦИИ:

В магистерской диссертации проведены анализы литературных и патентных данных с целью обобщения сведений о путях переработки отходов из мелкоизмельченного активированного угля образующегося при цианировании.

Проведена грамотная постановка задач исследований.

Изучен химический, фазовый состав отработанных активированных углей. По результатам методов физико-химического анализа определены формы и структуры вкраплений золота в активированном угле.

Полученные результаты позволили магистранту грамотно провести исследования по переработке отвальных угольных отходов с применением технологии для удаления мелкоизмельченного угля из отходов.

Достоинство магистерской диссертации заключается в разработке технологии переработки угольных отходов, который позволил получить золотосодержащий промпродукт с повышенным содержанием золота в два раза в зависимости от исходного содержания в угольных отходах.

Результаты магистерской диссертации апробированы на научно-практических конференциях:

- труды Сатпаевских чтений «Инновационные решения традиционных проблем: инженерия и технологии» Алматы 2018.

Методики, использованные в рецензируемой магистерской диссертации и в частности постановки опытов по переработке угольных отходов, могут быть использованы в учебном процессе для развития навыков исследовательской работы у студентов.

ЗАМЕЧАНИЯ К РАБОТЕ

Работа соответствует требованиям по ее оформлению, выполнена в необходимом объеме.

Принципиальных замечаний к содержанию работы нет. В целом рассматриваемая работа соответствует требованиям, предъявляемым к диссертационной работе.

ОЦЕНКА РАБОТЫ

Проведенные исследования в данной диссертации сравнимы с хорошими достижениями в области переработки золотосодержащих отвальных угольных отходов предъявляемыми к данному виду научно-исследовательских работ, заслуживают оценки отлично и присвоения автору работы степени магистра.

Рецензент Д. Кайпбаев Кайпбаев Дюсетай Кайпбаевич

Занимаемая должность: начальник отдела, ИВТ «НАК Казатомпром»

«01» 06 2019 г.

ОТЗЫВ

научного руководителя
на магистерскую диссертацию
Айбусиновой Жанагуль Сейлбековны
6M073700 - Обогащение полезных ископаемых

Тема: «Доизвлечение золота из отработанных тонкоизмельченных активированных углей золотоизвлекательной фабрики»

Диссертационная работа Айбусиновой Ж.С посвящена вопросу, имеющему актуальное значение - вовлечение в промышленную эксплуатацию трудноперерабатываемых золотосодержащих руд и отходов на основе модернизированных или вновь разработанных технологий, что позволит существенно расширить сырьевую базу.

Автором проведен химический, фазовый состав отработанных активированных углей. По результатам методов физико-химического анализа определены формы и структуры вкраплений золота в активированном угле. Полученные результаты позволили магистранту грамотно провести исследования по переработке отвальных угольных отходов с применением технологии для удаления мелкоизмельченного угля из отходов.

В результате проведенных исследований по переработке отработанных активированных углей установлено, что наиболее оптимальной технологией извлечения золота из отработанных активированных углей ЗИФ является термическая обработка с предварительной химической активации. Получен золотосодержащий промпродукт с повышенным содержанием золота в два раза в зависимости от исходного содержания в угольных отходах. В результате цианидного процесса извлечено 80 % золота.

В целом работа по объему, качеству проведенных исследований соответствует требованиям, предъявляемым к магистерским диссертационным работам и заслуживает присуждения ученой степени магистра по специальности 6M073700 – «Обогащение полезных ископаемых».

Научный руководитель
Канд. техн. наук, профессор

 Турысбекова Г.С
« 04 » 06 2019 г

Протокол анализа Отчета подобия

заведующего кафедрой / начальника структурного подразделения

Заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения заявляет, что ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

Автор: Айбусинова Жанагуль Сейлбековна

Название: Доизвлечение золота из отработанных тонкоизмельченных активированных углей золотоизвлекательной фабрики

Координатор: Гаухар Турысбекова

Коэффициент подобия 1: 6,2

Коэффициент подобия 2: 3,9

Тревога: 55

После анализа отчета подобия заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения констатирует следующее:

- ☐ обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, работа признается самостоятельной и допускается к защите;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, работа не допускается к защите.

Обоснование:

.....
.....
.....
.....
.....

4.06.2019

Барменчикова М.Б. [подпись]

Дата

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

..... Допуск к защите

..... 4.06.2019 г.

Дата

..... Барменщиков М.Б. [подпись]

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Протокол анализа Отчета подобия Научным руководителем

Заявляю, что я ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

Автор: Айбусинова Жанагуль Сейлбековна

Название: Доизвлечение золота из отработанных тонкоизмельченных активированных углей золотоизвлекательной фабрики

Координатор: Гаухар Турысбекова

Коэффициент подобия 1: 6,2

Коэффициент подобия 2: 3,9

Тревога: 55

После анализа Отчета подобия констатирую следующее:

- ☐ обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, признаю работу самостоятельной и допускаю ее к защите;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;
- ☐ обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, не допускаю работу к защите.

Обоснование:

.....
.....
.....
.....
.....
.....

04.06.19

Дата

.....
.....

Подпись Научного руководителя

АННОТАЦИЯ

Берілген магистерлік диссертациялық жұмыс тапсырма, кіріспе, 5 тарау мен қорытынды бөлім және пайдаланылған әдебиеттер тізімін қамтиды. Ұсынылып отырған 60 беттен тұратын баспа мәтіні 6 сурет, 8 кестеден тұрады. Жұмыс негізінде пайдаланылған әдебиеттер саны 66 құрайды.

Магистерлік жұмыстың негізгі мақсаты-Ақбақай алтын өндіру фабрикасының технологиялық өндіру процесінде пайдаланылған активтендірілген көмір қалдықтарынан алтынды бөліп алуды зерттеу және өндіру технологиясын ұсыну.

Берілген жұмыста пайдаланылған активтендірілген көмір қалдықтарынан алтынды бөліп алу схемасын анықтау мақсатында жүргізілген физико-химиялық зерттеу әдістерінің қорытындылары және ұсақ ұнтақталған активтендірілген көмірді циандау процесінде пайда болған қалдықтардан бөліп алу технологиясын зерттеу жұмыстары мен нәтижесінде бөлініп алынған алтын құрамды екіаралық өнімді өндіру жұмыстарының нәтижелері көрсетілген.

Магистерлік диссертациялық жұмыстың өзге ұсынылған жұмыстардан айырмашылығы ұсынылған технологиялық схема бойынша активтендірілген көмір қалдықтарынан алтын құрамды байытылған өнім алуға мүмкіндік берді.

АННОТАЦИЯ

Данная магистерская диссертационная работа состоит из задания, введения, 5 глав, заключения, списка литературы. Работа изложена на 60 страницах машинописного текста, включает 6 рисунка, 8 таблиц. Список использованной литературы содержит 66 наименований.

Цель настоящей работы - исследование и разработка технологии извлечения золота из отвального активированного угля золотоизвлекающей фабрики Акбакай.

В работе проведены результаты физико-химических исследований некондиционной пробы, с целью определения порядка и схемы переработки отвальных угольных отходов для эффективной организации их переработки, проведены исследовательские работы применением технологии для удаления мелкоизмельченного угля из отходов образующегося при цианировании золота, представлены результаты переработки золотосодержащих промпродуктов.

Отличие данной магистерской диссертации от ранее известных заключается в том, что разработанная технологическая схема позволила получить из отработанных активированных углей золотосодержащий промпродукт с повышением содержания золота в два раза в зависимости от исходного содержания в угольных отходах.

Предложена технологическая схема малотоннажной переработки золотосодержащих отвальных активированных углей.

ANNOTATION

This master's thesis work consists of a task, introduction, 5 chapters, conclusion, list of references. The work is presented on 60 pages of typewritten text, includes 6 figures, 8 tables. References contains 66 titles.

The purpose of this work is the research and development of technology for extracting gold from waste activated carbon from the Akbakai gold extraction plant.

The paper presents the results of physico-chemical studies of nonconforming samples, to determine the order and scheme for processing waste coal waste to efficiently organize their processing, carried out research work using technology to remove finely ground coal from the waste formed during cyanidation of gold, presents the results of processing gold-containing middlings.

The difference of this master's thesis from the previously known ones is that the developed technological scheme made it possible to obtain from the waste activated carbon gold-containing middling with an increase in the gold content by half, depending on the initial content in the coal waste.

A flow chart for low-tonnage processing of gold-containing dump activated carbons is proposed.

СОДЕРЖАНИЕ

	ВВЕДЕНИЕ	5
1	Современное состояние и тенденция развития добычи золота	8
1.1	Состояние мирового производства золота	8
1.2	Состояние сырьевой базы золота в Казахстане	15
1.3	Основные положения метода и области его применения	18
2	Изучение физико-химических свойств исходного золотосодержащего техногенного сырья	40
2.1	Методика выполнения анализа состава угольных отходов	41
2.2	Характеристика пробы отвального измельченного угля золотодобывающей фабрики	42
3	Опробование технологии по извлечению золота из отвальных угольных отходов	46
3.1	Отработка технологических параметров переработки активированных угольных отходов	47
3.2	Определение оптимальных условий для удаления мелкоизмельченного угля из отходов	49
4	Изучение и выбор оптимальной технологии переработки золотосодержащего промпродукта	51
4.1	Определение оптимальных условий переработки золотосодержащего промпродукта	52
5	Методика выполнения эксперимента	54
5.1	Переработка отходов измельченного активированного угля	54
5.2	Переработка золотосодержащего промпродукта	55
5.3	Предлагаемая технологическая схема	57
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	59
	СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	

ВВЕДЕНИЕ

Современное состояние научно-технической проблемы, освещаемой в магистерской диссертации.

В настоящее время в золотоизвлекательных фабриках Казахстана складывается продукты в виде отработанного активированного угля с остаточным содержанием золота. Переработка их классическими известными технологиями представляет собой значительную проблему, так как золото в отработанных активированных углях находится в виде микродисперсных (наноразмерных) включений.

В течение угольно-сорбционного процесса извлечения из цианидных пульп происходит износ активного угля, определяемый операциями классификации, транспортировки, элюирования и регенерации. В результате измельченный (<1 мм) уголь попадает в отвальные хвосты. Обследование 36 зарубежных горно-металлургических комбинатов позволило установить, что на каждом заводе, использующем угольную сорбцию золота, потери активного угля содержащего 0,11-0,14 Au кг/т, составляют сотни и тысячи тонн угля в год в зависимости от размера предприятия.

Уголь в процессе цианирования истирается и образуются мелкоизмельченные золотосодержащие угольные отходы из которого необходимо доизвлечь золото и серебро. На некоторых золотоизвлекательных фабриках скопившиеся угольные отходы составляет до 100 тонн.

Для извлечения золота из отработанного угля испытаны: электрическая обработка в щелочном электролите, связка флотация- элюирование и конкурентная адсорбция, основанная на перераспределении адсорбированного золота между мелкими и крупными частицами угля.

В некоторых случаях переработка осуществляется на плавильных производствах, но малый объем отходов не представляет интереса для крупных предприятий, к тому же существует проблема расчета металла.

На текущий момент нет малотоннажной технологии для извлечения золота из уголь содержащих отходов. Удаление золотосодержащих угольных отходов с площадки с получением ценного металла позволяет освободить площади завода от накопившихся отходов за несколько лет и получить дополнительный доход за счет получения золота из отходов.

Отношение площади поверхности к объему для малых (< 5 нм) частиц золота настолько велико, что преобладающую часть составляющих их атомов можно считать поверхностными. Поверхностная энергия таких частиц намного выше, чем в случае массивного состояния, что существенно влияет на такие процессы, как плавление, испарение, коалесценция, рост частиц и др. Поэтому золото наноразмера становится химически более активным и проявляет необычные свойства – каталитические, полупроводниковые, магнитные и др.

С увеличением относительного количества поверхностных атомов температура плавления наночастиц золота резко снижается, достигая при размере 1 нм удивительно низкого значения.

Можно утверждать, что нанозолото в той или иной форме является «участником» различных технологических операций. Ключевым вопросом является поэтому использование аналитической техники, способной диагностировать наличие нанозолота в угольных отходах. Без использования такого подхода к оценке масштаба наносостояния золота величина его технологических потерь может составить существенную величину.

Цель работы- разработка технологии извлечения золота из отвального активированного угля золотоизвлекательной фабрики Акбакай.

Для реализации цели были поставлены следующие *задачи*:

- проведение анализа литературных и патентных данных с целью обобщения сведений о путях переработки отходов из мелкоизмельченного активированного угля образующегося при цианировании золота;
- представление характеристики золотосодержащего продукта, используемого в работе с применением современных методов физико-химического анализа;
- отработка технологических параметров метода выделения золотосодержащего промпродукта для последующей переработки;
- изучение и выбор оптимальной технологии извлечения золота;
- проведение лабораторных исследований удаления активированного угля и щепы из мелкоизмельченных угольных отходов образующего на ЗИФ.

Научная новизна работы состоит в том, что для переработки отвальных угольных отходов применены ноу- хау технология, для удаления активированного угля и щепы из мелкоизмельченных угольных отходов. Результаты исследования показали эффективность применения данной технологии переработки угольных отходов для золотоизвлекательных фабрик.

Актуальность темы. Важной задачей золотодобывающей промышленности Республики Казахстан на современном этапе является вовлечение в промышленную эксплуатацию трудноперерабатываемых золотосодержащих руд и отходов на основе модернизированных или вновь разработанных технологий, что позволит существенно расширить сырьевую базу, увеличить производство золота в стране и улучшить экологическую обстановку районов, где располагаются золотодобывающие предприятия.

Теоретическая и методологическая основа работы. Проведение комплекса научно- исследовательских работ осуществлялось с использованием поверенных приборов и средств измерений, сертифицированных методик. Методы исследования – в процессе работы проводились аналитические исследования (пробирный, ренгенофлуоресцентный, атомно- абсорбционный виды анализа) по определению формы и структуры вкраплений золота в активированный уголь.

Обоснование необходимости выполнения работы. В некоторых случаях переработка отработанных активированных углей осуществляется на

плавильных производствах, но малый объем отходов не представляет интереса для крупных предприятий, к тому же существует проблема расчета металла.

Значимость работы – в перспективе, основываясь на полученные результаты научных исследований, будет разработана технологическая схема малотоннажной переработки угольных отходов.

Основные положения, выносимые на защиту:

- результаты физико-химических исследований золотосодержащих угольных отходов;
- результаты опробование ноу-хау технологии по извлечению золота из отвальных угольных;
- результаты лабораторных исследований переработки золотосодержащих промпродуктов.

Публикации по теме магистерской диссертации:

1. Турысбекова Г.С., Бектай Е.К., Айбусинова Ж.С. Разработка технологии извлечения золота из отработанного активированного угля. Труды Сатпаевских чтений «инновационные решения традиционных проблем: инженерия и технологии. Алматы: КазННТУ имени Сатпаева, 2018. – 1663с.

1 Современное состояние и тенденция развития добычи золота

Современная минерально-сырьевая база мира характеризуется интенсивной разработкой крупных и уникальных месторождений. Быстрое сокращение запасов большинства месторождений, ухудшение горно-геологических условий залегания горных рудных тел привело к уменьшению доли месторождений с легкообогатимыми рудами, увеличению доли месторождений с упорными рудами, содержащих труднообогатимое тонкодисперсное золото.

Наблюдая стремительный рост добычи и производства в горной отрасли, анализируя современную ситуацию в отрасли и последние события на рынке золота, можно сказать, что перед большинством недропользователей все более остро встает задача повышения ликвидности золотодобывающих проектов. Ухудшение состояния окружающей среды и истощение природных ресурсов приводят к ужесточению экологического законодательства во многих странах. Этот факт делает актуальным согласование деятельности предприятий с экологическими требованиями и ограничениями.

1.1 Состояние мирового производства золота

Золото, как металл с уникальными свойствами и как средство различных финансово-валютных операций, играет важную роль в мировой экономике. Ближайшим добыча золота ввиду востребованностью будет перспективно возрастать. И в то же время качество перерабатываемых руд и содержание в них металлов будет снижаться. Последние годы доля упорных, труднообогатимых руд возросло до 40%, а содержание благородных металлов в рудах уменьшилось в 1,3–1,5 раза. Связи с этим в переработку вовлекаются те руды, которые имеют низкое содержание ценных компонентов, руды тонкой вкрапленностью и близкими технологическими свойствами минералов, которые переработка традиционными процессами нерентабельно.

В настоящее время имеются новые технологии добычи руды, с извлечением ценных компонентов, разработаны более совершенные аппараты и оборудование.

В 2017 году показатель мировых производств добычи золотых руд было 3,247 тонны. Этот показатель по сравнению с предыдущим годом снизился на 5 тонн, и это стало первым падением с 2008 года.

Экологические проблемы, растущие затраты, суровые отношения незаконной добычи полезных ископаемых являются основными факторами, вызвавшими падение объема производства.

Многие государства в качестве стабилизационного фонда инвестируют в золото и серебро на случай финансового кризиса. Золотой запас является официальным резервом золота, хранящийся в золотовалютных резервах страны. Первое место в мире по запасам золота занимает США. Государства имеют 8133,46 тонн золота. Во всем мире, золотой запас десяти стран, составляет более 70% золота об общего резерва.

Объем производства золота по данным Комитета по статистике, в ноябре 2018 года превысил 8,5 тонн. Такой показатель имеется уже 4 месяца подряд, а в сентябре показал рекордный результат (9110 кг). На текущий момент Казахстан расположился на 15-ое место в мире по запасам золота, обогнав Саудовскую Аравию.

Добыча золота в стране уже 41 месяц подряд безостановочно растет. Последний раз, когда месячное производство оказалось ниже уровня аналогичного месяца 2017 года, было в июне 2015 года. С тех пор имеются стабильный индекс физического объема (ИФО) выше 100, например, в ноябре 2018 доля добычи составила на 19,8% больше, чем в 2017.

Золотые запасы в разных странах мира 2018 года приведены в таблице номер 1.

Таблица 1 – Золотые запасы стран мира

Золотые запасы в разных странах мира 2018 года			
№	Страна	Золотой запас, тонн	Процент золота в золотовалютных резервах
1	США	8133,50	73,75
2	Германия	3369,90	69,09
3	МВД	2814,04	не рассчитывается
4	Италия	2451,84	65,82
5	Франция	2436,04	59,27
6	Россия	1970,11	16,96
7	Китай	1842,60	2,25
8	Швейцария	1040,00	5,08
9	Япония	765,21	2,39
10	Нидерланды	612,50	66,31

Продолжение таблицы 1

№	Страна	Золотой запас, тонн	Процент золота в золотовалютных резервах
11	Индия	573,07	5,54
12	ЕЦБ	504,77	25,88
13	Тайвань	423,63	3,50
14	Португалия	382,51	64,19
15	Казахстан	326,45	42
16	Саудовская Аравия	323,07	2,45
17	Великобритания	310,29	7,85

В 2009 году Китай скупил почти 500 тонн золота. Последние 6 лет на мировых рынках эта тенденция не повторялась. Однако в 2016 году показатель изменился: Китай приобрел около 700 тонн золота на мировом рынке, а в 2017 еще около 100 тонн. Также в последние 10 лет такая тенденция наблюдалась в Правительстве Р.Ф.

Золотой запас России с 2008 по 2017 годы приведено в таблице 2.

Таблица 2- Золотой запас России с 2008 по 2017 годы

Золотой запас России	
Год	Золотой запас в тоннах
2008	457
2009	531,87
2010	676,03
2011	811,11
2012	895,74
2013	981,62
2014	1040,71
2015	1208,2
2016	1414,5
2017	1615,2

Остальные крупнейшие страны мира (США, Япония, Германия, Франция, Индия, Италия) за последние 10 лет не изменили свой золотой резерв.

Первое место среди мировых производителей золота занимает Китай, добывая на 131 тонну больше, чем Австралия, занимающая второе место.

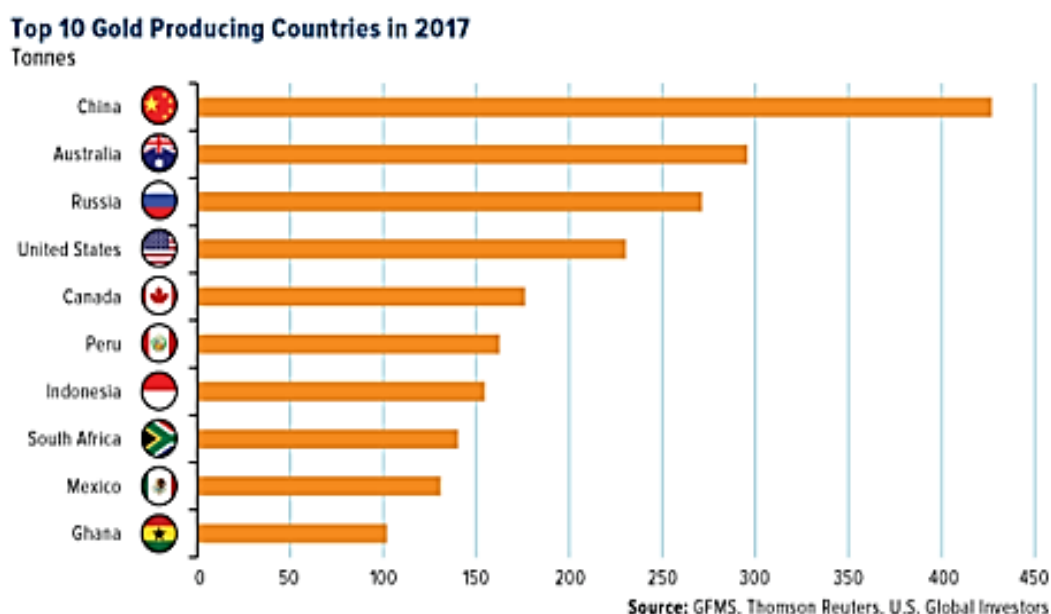


Рисунок 1 – топ 10 стран производителей золота

Стабильно высокий показатель добычи золота сохраняет австралийские регионы. Наиболее богатые регионы: Новый Южный Уэльс, Южная Австралия и Западная Австралия. «Boddington» (21 т), «Super Pit» (21,5 т), «St. Ives» (14,5 т), «Telfer» (20 т) являются крупными золотодобывающими рудниками Австралии.

Показатель с 2016 по 2017 года первых 10 стран остается неизменным, исключением Канады и Индонезии. Российская Федерация, увеличив добычу на 17 тонн входит в топ крупнейших производителей золота. С таким показателем располагается на третье место в рейтинге.

Добыча России, на которую приходится 83% производства золота в Европе, составила 271 т золота. Прошлом году рост был на 6,7%. Такая тенденция произошло несмотря на ослабление рубля, которое ударило по производителям. Укрепление рубля к доллару привело к увеличению себестоимости производства золота у Полюса, входящий в число крупнейших производителей золота, показав рост добычи на 10% – до 67 т.

Самый высокий рост был отмечен на Олимпиадинском месторождении, который занимает второе место по запасам золотой руды в России.

На четвертое место располагается США, показав увеличение добычи на 3,6% г/г – до 230 т. Такой рост производства наблюдался на новых месторождениях Long Canyon и Haile, а также рудники высоким содержанием

золота (Barrick Nevada и Bald Mountain) показали значительный рост. Большая часть золота (около 75 %) добывается в штате Невада на 3-х крупнейших рудниках «Carlin trend Gold Mine», «Goldstrike Mine», «Cortez Gold Mine»; около 30 т добывается на штате Аляске.

Канада в 2017 году увеличила производительность на 6,5% – до 175,79 т золота. Страна поднялась на 5 место в рейтинге, обогнав Перу и Индонезию.

Между тем, стоит отметить Индонезию, которая сократила добычу на 11,7% до 154,3 т. Внедрение девятимесячной программы налоговой амнистии с целью возврата миллиардов долларов из-за рубежа не помогло. Многие промышленники невольно оставались, в результате чего золотодобыча на островах Калимантан и Суматра резко упала. Кроме того, более жесткий экологический контроль за использованием ртути и цианида привел также к падению примитивных и конспиративных производств.

Ведущие золотодобывающие компании мира на последние годы сохраняли стабильность (таблица 3). Первое место занимает канадская компания Barrick Gold.

Таблица 3- Ведущие золотодобывающие компании мира в 2017 году

№№	Компания	Добыча, т	Основные рудники
11	Barrick Gold	165,6	Cortez, Goldstrike, Golden Sunlight, Turquoise Ridge (все — США), Hemlo (Канада), Kalgoorlie (Австралия; совместно с Newmont Mining), Lagunas Norte (Перу), Porgera (Папуа — Новая Гвинея)
22	Newmont Mining	163,8	Ahafo, Akyem (все — Гана), Boddington, Tanami, Kalgoorlie (совместно с Barrick Gold) (все — Австралия), Cripple Creek & Victor, предприятия в Неваде (все — США), Yanacocha (Перу), Merian (Суринам)
3 3	AngloGold Ashanti	116,8	Cerro Vanguardia (Аргентина), Cuiabá, Córrego do Sítio, Serra Grande (все — Бразилия), Geita (Танзания), Iduapriem, Obuasi (все — Гана), Siguiri (Гвинея), Morila, Sadiola (все — Мали), Kibali (ДР Конго), Kopanang, Moab Khotsong.

Продолжение таблицы 3

№№	Компания	Добыча, т	Основные рудники
44	Kinross Gold	1,0	Fort Knox, Round Mountain, Bald Mountain (все – США), Paracatu (Бразилия), Tasiast (Мавритания), Chirano (Гана), Купол, Двойное (все – Россия)
55	Goldcorp	79,9	Cerro Negro (Аргентина), Éléonore, Musselwhite, Porcupine, Red Lake (все – Канада), Peñasquito (Мексика), Pueblo Viejo (Доминиканская Республика; совместно с Barrick Gold)
66	Navoi MMC	77,0	Зармитан, Гужумсай, Урталиқ, Мурунтау, Каракутан (Узбекистан)

I. Канадская компания «Barrick Gold» по всему миру владеет 27 месторождениями (Папуа-Новой Гвинеи, США, Канада, Доминиканская Республика, Австралия, Перу, Чили и др.) золота. Стоит отметить, что крупнейшие рудники Cortez и Carlin, расположенные в США (штат Невада) принадлежат в предприятие. А так же в Неваде расположены восемь из десяти самых крупных золотых месторождений США и четыре из 10 крупнейших в мире. Компания, помимо добычи золота добывает и производит другие полезные ископаемые, в частности серебро, медь, а так же разрабатывает проекты по металлам платиновой группы и никелю. У компании также есть интересы в нефтегазовой сфере. Предприятия обладает низкими производственными затратами и небольшими долгами, наряду с этим высокие объемы продаж.

Barrick Gold основана в 1983 году, главные офисы расположены в городе Торонто, Онтарио, Канаде.

Большая доля 75% производства золота компании обеспечено странами Америки, включая Аргентину, Канаду, Доминиканскую Республику, Перу и США. У компании Barrick Gold имеется проекты в Австралии, Чили, Папуа-Новой Гвинее, Саудовской Аравии и Замбии. По данным компании, на конец 2017 г. доказанные и вероятные запасы золота составили 64,4 млн унций.

II. «Newmont Mining Corporation» занимает второе место в списке ведущих золотодобывающих компании мира после Barrick Gold. Работа компании распространяется на пять континентов. Помимо добычи золота предприятие расширяет геологоразведочную деятельность в Восточной Европе, Киргизии, Турции, на Гаити и т.д. Кроме этого в Перу, Австралии,

Суринаме, Гане, Индонезии есть проекты. В 2017 году прибыль компании составила \$7,03 млрд.

Почти 50% производства золота компании обеспечено месторождениями расположенными в Северной и Южной Америке.

Компания основано 1916 году. «Newmont Mining Corporation» стала первой золотодобывающей компанией, которая была включена в Fortune 500, а её акции были также первыми включены в мировой фондовый индекс S&P 500 и индекс DJ Sustainability World.

III. «Anglo Gold Ashanti» — южноафриканская компания, работающая в 10 странах мира, включая США, Танзанию, ЮАР. Намибию, Перу и т.д. Южноафриканская компания имеет 17 золотых рудников и три проекта в десяти странах, а также многочисленные исследовательские проекты по всему миру.

Компания также производит серебро, уран и серную кислоту в качестве побочной продукции. В 2017 г. выручка компании составила \$4,36 млрд. Помимо добычи золота, компания занимается медными и геологоразведочными проектами.

IV. Kinross Gold, канадский производитель золота, занимает четвертую строчку рейтинга. В 2017 г. производство составило 81 тонну золота. Компания оперирует в США, Бразилии, Гане, Мавритании, России, Чили. На конец 2017 г. доказанные и вероятные запасы золота составили 25,9 млн унций. Выручка была на уровне \$3,3 млрд.

V. Goldcorp, канадский производитель золота, занимает 5 строчку рейтинга, уступив место Kinross Gold в 2017 г. Производство компании составляет почти 80 тонн золота. Рудники Goldcorp расположены в Канаде, Мексике, Аргентине и Доминиканской республике. Её шахта LaRonde является самым большим действующим рудником Канады, с точки зрения запасов золота. Доказанные и возможные запасы золота составляют 53,5 млн унций, а к 2021 г. компания планирует нарастить их на 20%. В 2017 г. выручка компании составила \$3,4 млрд.

VI. Предприятие Узбекистана Навоийский горно-металлургический комбинат (НГМК) занимает шестое место в числе крупнейших производителей золота, которое является его основной продукцией. Кроме того, компания разрабатывает месторождения фосфоритов, поваренной соли, облицовочного камня, песка для строительства и литейного производства, известняка, урана. НГМК является недропользователем одного из крупнейших в мире месторождений Мурунтау. Производство комбината в 2017 г. оценивается в 77 т золота.

Большая часть золота (52 %) традиционно используется для производства ювелирных украшений. Промышленность потребляет 18 %, на инвестиции и накопления идет 28 %.

1.2 Состояние сырьевой базы золота в Казахстане

Постоянный рост мировых цен на золото и общая экономическая нестабильность мировой экономики делают этот драгоценный металл очень стабильным активом. Данное обстоятельство вызывает оживленный интерес у иностранных инвесторов, способных предоставить современные технологии и оборудование, а также необходимые финансы. Поэтому поиск месторождений золота в Казахстане ведется безостановочно.

Золотодобыча в Казахстане ведется по двум направлениям:

- путем разработок месторождений;
- золото добывается из отвалов руд цветных металлов.

Общие запасы разведанных золотых месторождений Казахстана оцениваются примерно в 800 тонн. Эти запасы сосредоточены в:

- коренных месторождениях (122 объекта);
- комплексные (полиметаллические) месторождения (81 объект);
- россыпи (34 месторождения).

Большинство этих объектов – это малые (до 25 тонн) и средние (до 100 тонн), самыми крупными золотодобывающими предприятиями Казахстана являются месторождение: «Васильковское» (ТОО «Алтынтау Кокшетау») – (среднее содержание золота в руде-3,92 г/т) и «Бакырчик» (запасы - 326 т, золото - 9,54 г/т, серебро-1,86 г/т). Крупными считаются «Жолымбет» (золото-6,35 г/т, серебро-1,31 г/т); средними-«Акбакай»(золото - 8,27 г/т, серебро - 2,67 г/т) и «Суздальское» (золото - 8,43 г/т). На долю Васильковского, Бакырчикского и Акбакайского месторождений приходится более 30% общих разведанных запасов. Для всех этих объектов общей чертой является малое содержание драгоценного металла в руде, однако благоприятствующие условия разработки (открытого типа) позволяют удерживать себестоимость золота на уровне богатых месторождений.

По уровню запасов лидирующее положение занимают Восточный (около 52,2 %), Северный и Центральный Казахстан (30%). Золоторудные и золотосодержащие месторождения локализованы в 16 горнорудных районах, важнейшими из которых являются: Калбинский и Рудно-Алтайский в Восточном Казахстане (месторождения Бакырчик, Большевик, Риддер-Сокольное и др.); Кокшетауский и Жолымбет-Бестобинский в Северном Казахстане (месторождения Васильковское, Жолымбет, Бестобе и др.); Шу-Илийский и Джунгарский в Южном Казахстане (Акбакай, Бескембир, Архарлы и др.); Майкалинский и Северо-Балхашский в Центральном Казахстане (Майкаин, Божекуль, Саяк IV, Долинное и др.); Жетыгаринский и Мугоджарский в Западном Казахстане (Жетыгара, Комаровское, Юбилейное и др.).

Большинство казахстанских золоторудных месторождений не могут похвастаться высоким содержанием драгоценного металла. В среднем

содержание золота в них — около 2 граммов драгоценного металла на тонну руды. Самая высокая концентрация — 7,7 граммов золота на тонну — на месторождении Бакырчик, но из-за наличия в породе мышьяка и углерода местные руды отличаются высокой упорностью, и из них трудно извлечь металл.

Добыча золота в республике год к году безостановочно растет уже 41 месяц подряд. Последний раз, когда месячное производство оказалось ниже уровня аналогичного месяца 2017 года, было в июне 2015 года.

Рост производства связан с несколькими факторами. В конце июня в Восточно-Казахстанской области было запущено Бакырчикское горнодобывающее предприятие. Там расположено одно из крупнейших месторождений республики.

Объем запасов оценивается в 280 тонн, однако руды отличаются крайне сложной технологией извлечения золота. Тем не менее при выходе на проектную мощность ожидается производство до 10 тонн в год.

Кроме того, увеличение добычи отмечается и на других объектах.

«Корпорация «Казахмыс» увеличила добычу драгоценного металла на 31%. До конца года ожидается увеличение объемов производства аффинированного золота до 20 тонн на «Тау-Кен Алтын».

До конца года планируется ввод золотоизвлекательной фабрики «Пустынное», будет создано 40 постоянных рабочих мест. Объем инвестиций — 12,1 млрд тенге. Производственная мощность фабрики – 2,9 тонны в виде сплава Доре.

Месторождение в Акмолинской области по запасам золота входит в тройку богатейших, так называемых мономесторождений Казахстана. Его компактность (расстояние между месторождениями Северный Райгородок и Южный Райгородок не превышает трех километров) существенно упрощает производственный процесс: от извлечения руды из карьеров до получения из неё, непосредственно драгоценного металла. Один из основных этапов – выщелачивание золота из руды слабо концентрированными растворами цианида натрия. Замкнутый производственный цикл переработки не позволяют попасть реагентам в окружающую среду.

В начале 2018 года на предприятии, которое разрабатывает месторождения Северный и Южный Райгородок в Бурабайском районе Акмолинской области, запустили новые производственные объекты. Руду, содержащую золото, добывают в двух карьерах, которые соответствуют месторождениям Северный и Южный Райгородок

Максимальная глубина которых составит не более 300-350 метров, что обусловлено экономической целесообразностью. Окисленные и переходные руды для переработки методом кучного выщелачивания добываются в коре выветривания – глубина не более 100 метров. Вести работы ниже этого уровня планируется не раньше 2021 года, когда в переработку будут вовлечены первичные руды. Впрочем, уже сейчас предприятие работает над новым производством: проводятся уточняющие исследовательские работы, которые

позволят подобрать нужное оборудование и подготовить эффективный технологический регламент. Руководит исследованиями специально приглашённая австралийская компания Lysorodum, имеющая большой опыт в этом деле.

В сравнении с золоторудной минерально-сырьевой базой мира, в Казахстане более существенную роль, как в запасах, так и в добыче играют комплексные месторождения, гораздо меньший удельный вес имеют золото-меднопорфировые месторождения. По уровню запасов, их качеству основные золоторудные месторождения Казахстана сопоставимы с месторождениями зарубежных стран и в принципе могли бы обеспечить более высокий уровень производства золота в стране. Вместе с тем, при неблагоприятной мировой конъюнктуре золота, неизбежным становится предъявление более жестких требований к качественным и количественным параметрам отдельных месторождений и к минерально-сырьевой базе в целом.

В зависимости от горно-геологических условий разработка золоторудных месторождений осуществляется в Казахстане подземным, открытым способом и кучным выщелачиванием. Технология скважинной гидродобычи находится на стадии освоения.

Анализ работы золотодобывающих предприятий Казахстана показывает, что добыча золота ведется в основном на эндогенных месторождениях. Основной объем добычи золота как в руде, так и по металлу в руде приходится на подземные горные работы. Добываются в основном сульфидные руды. Добытые окисленные руды направляются в основном на кучное выщелачивание. Примером подземной отработки эндогенных месторождений золота являются рудники Аксу, Жолымбет, Бестобе, Бакырчик, Боко, Архарлы, Акбакай, Таскора. Примером открытой разработки является отработка Суздальского месторождения.

На сегодня открытые горные работы занимают незначительный вес по добыче золота (не более 2,0% общего объема добычи золота). Содержание золота в рудах месторождений Казахстана в среднем находится в пределах 5,5-7,5г/т. На отдельных месторождениях и залежах встречается повышенное содержание золота в рудах 18-25г/т и более.

Характерным современным примером подземной разработки золоторудных месторождений является добыча золота рудниками АО "Казахалтын". Оно ведет добычу золота и первичную переработку руды на рудниках Аксу, Бестобе и Жолымбет. Рудники друг от друга находятся на расстоянии до 100 км. На каждом руднике имеются обогатительные фабрики с гравитационно-флотационной схемой обогащения сульфидных руд. Проектная производительность рудников по добыче руды: Аксу - 350тыс.т/год, Бестобе - 220 тыс. т/год (после планируемой реконструкции - 400 тыс. т), Жолымбет – 300 тыс. т/год.

Конечная продукция обогатительного производства АО "Казахалтын" - золото и серебро в концентрате, шлихах и шламе.

Современное состояние подземной разработки на основных месторождениях рудников Аксу, Бестобе и Жолымбет характеризуется осложнением горно-геологических условий, увеличением глубины разработки до 500 - 800 м и более, снижением качества добываемых руд. Рудники эксплуатируются более 50 лет. Особенностью работы АО "Казахалтын" является значительная децентрализация производства. Горные работы ведутся на 10 месторождениях, в одновременной работе находится до 10-13 горизонтов, задействовано свыше 20 шахтных стволов и множество подсобных участков. Эти отрицательные особенности обуславливают большую трудоемкость и капиталоемкость горного производства, сложность применения эффективной техники и технологии, низкую производительность труда и постоянно растущую себестоимость добычи.

За период эксплуатации рудника Аксу в хвостохранилище фабрики накоплено порядка 7,5 млн.т хвостов, содержащих значительное количество золота и серебра. Добыча руды ведется подземным способом.

Переработка золотосодержащих руд АО "Казахалтын", как и руд других золотодобывающих объектов, включает две основные стадии технологических процессов: обогащение и металлургию.

Открытые горные работы по добыче золота в настоящее время сведены в Казахстане к минимуму. Открытая разработка осуществляется в основном для обеспечения рудой участков кучного выщелачивания (месторождения – Васильковское, Суздальское, Мизек, Большевик).

В Казахстане геотехнологические способы используются в основном при добыче урана. В последние годы эти способы начали находить применение при добыче цветных и драгоценных металлов. Тем не менее следует признать, что эти прогрессивные способы осваиваются и развиваются с отставанием от мирового уровня. Между тем в Казахстане есть все возможности обеспечить темпы развития геотехнологических способов в соответствии с требованиями времени.

1.3 Основные положения метода и области его применения

Источниками получения металлического золота являются собственно золотые руды, полиметаллические сульфидные руды и вторичное сырье - промышленный и бытовой золотосодержащий лом и отходы.

Попутное извлечение золота и других благородных металлов при пирометаллургической переработке полиметаллических руд тяжелых цветных металлов имеет исключительно важное, а для некоторых благородных металлов главенствующее значение в общем балансе их производства.

В основе технологии обогащения золотосодержащих руд традиционно лежат гравитация, флотация, цианирование, сорбция, биотехнология.

Прогресс технологии извлечения золота и серебра связан с эффективными химическими, в частности, гидрометаллургическими

методами разложения и выщелачивания, технология которых в дальнейшем будет совершенствоваться и определяться новыми достижениями химии.

В настоящее время основным способом извлечения золота из руд является цианирование.

Цианирование имеет большие преимущества перед гравитационным извлечением золота, особенно его мелких природных включений, которые часто не могут быть вскрыты даже при тонком измельчении и теряются в потоке пульпы. Раствор же цианида по трещинам и порам зерен способен просачиваться к мелким золотинам и растворять их. Однако если применять только цианирование, то вследствие медленного растворения крупных частиц часть золота не успеет раствориться. Поэтому наибольшее извлечение золота может быть получено только сочетанием цианирования с предварительным гравитационным выделением крупных золотин. Вредное влияние на процесс цианирования сульфидов устраняют их предварительным отделением флотацией или проведением окислительного обжига исходного сырья.

Выщелачивание золота с помощью цианидов легко реализуется (при обычных температурах и давлениях) только для металлической фазы-твердого раствора Au и Ag. Для других минералов, например сульфидов или теллуридов, этот процесс возможен только после разрушения первичных фаз, например в результате автоклавного выщелачивания при повышенных температурах. При наличии этих минералов они накапливаются в хвостах прямого цианирования таких руд (технологические потери благородных металлов).

В качестве реагента используются соли циановой кислоты – цианиды натрия или калия концентрацией 0,02–0,3%, благодаря чему он мало взаимодействует с другими компонентами руды.

Процесс состоит из двух этапов, добычи и восстановления. На этапе извлечения, золото из твердых руд растворяется в водном растворе цианида.

После того, как золото растворяется, его извлекают золото из насыщенных растворов разными методами, например адсорбцией, экстракцией растворителями и т.п.

Адсорбция на активированном угле является одним из наиболее часто встречающихся процедур, используемых в извлечении золота из цианистых растворов. Активированный уголь, пропитанный серой, является специальным активированным углем, который обычно получают, подвергая активированный уголь потоку сероводорода. Активированный уголь, пропитанный серой, является эффективным для адсорбции металлических ионов из водных сред, так как сера на поверхности активированного угля имеет сильную связь с ионами металлов.

Активированный уголь содержит углерод золы. Сырьем для активированного угля служат эпоксидные, полиэфирные, феноло-формальдегидные, фурановые и др. смолы.

Углеродные адсорбенты, получаемые термохимической активацией, в несколько раз превосходят по своим адсорбционным свойствам промышленно выпускаемые активированные угли.

Последние 30 лет наиболее динамично развивающейся технологией в золотодобывающей промышленности стало кучное выщелачивание. Метод основан на способности растворения золота, содержащегося в руде, цианидами и диффузии растворенных цианистых комплексов металлов в выщелачивающий раствор. Кучное выщелачивание заключается в многократном промывании руды, уложенной в штабель на специально подготовленном основании, цианистыми растворами, сборе дренирующих металлосодержащих растворов и последующем извлечении золота из растворов гидрометаллургическим способом.

К минеральному сырью, наиболее пригодному для переработки методом кучного выщелачивания, относится сырье, обладающее легкоцианируемыми свойствами; достаточной пористостью и проницаемостью, которые обеспечивают доступ цианистых растворов к поверхности благородных металлов и диффузию растворенных цианистых комплексов в продуктивный раствор.

Технико-экономические показатели кучного выщелачивания золота зависят при прочих равных условиях от следующих факторов: степени извлечения золота из руд; расхода реагентов на процесс; интенсивности выщелачивания.

Эти факторы в свою очередь связаны с рядом технологических параметров процесса: крупностью рудного материала, подаваемого на площадку кучного выщелачивания; высотой и порядком формирования штабеля; способами интенсификации процесса кучного выщелачивания; технологическими режимами подачи реагентов, применяемыми окислителями, а также геотехнологическими свойствами руд.

Самый главный недостаток этого метода - очень высокая токсичность цианистых солей, ввиду гидролиза NaCN .

Но, несмотря на это обстоятельство, цианидный метод широкоиспользуется в промышленных масштабах.

Для переработки гравитационных концентратов с использованием технологии цианирования перспективным является применение пульсирующих колонн с магнитным экраном, обеспечивающим более эффективное разделение материала по плотности в процессе цианирования.

При сочетании процессов гравитационного обогащения и цианирования находит применение процесс раздельного цианирования песков и шламов, которое позволяет не только уменьшить потери золота при извлечении, но и снизить расход цианида и извести.

Прямое цианирование гравитационных концентратов, даже после тонкого измельчения, не обеспечивает полного извлечения благородных металлов, в связи с этим начали внедрять технологические процессы

предварительного окисления сульфидов, содержащих золото и серебро в изоморфной тонкодисперсной форме.

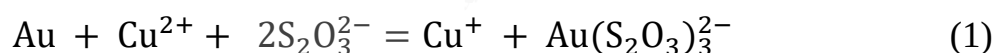
Другие растворители золота в настоящее время уже перешли из разряда альтернативных в разряд используемых в промышленном масштабе, найдя себе место в схемах переработки упорных золотосодержащих руд. В частности, фирма Ньюмонт в промышленном масштабе применяет процесс кучного выщелачивания золота из руд с помощью тиосульфатных растворов [1], а тиомочевинное растворение золота из различных рудных объектов используется на установках, действующих в Австралии, Франции и Китае [2]. Для извлечения золота из различных рудных объектов гидрохлорирование в небольших масштабах применяют на заводах в ЮАР, Австралии и Фиджи [3], в недавнем прошлом этот процесс использовали для кондиционирования упорных углеродистых руд в США.

Все альтернативные растворители (хлоридные, бромидные, тиомочивина, тиоцианаты, тиосульфаты) образуют золотосодержащие комплексы, менее устойчивые, чем аурицианид. Поэтому для стабилизации этих комплексов в водной фазе и достижения приемлемых скоростей растворения золота необходима повышенная концентрация комплексообразователей (обычно 0,1-1,0 моль/дм³).

С точки зрения скорости растворения золота практическое использование такого окислителя, как кислород, возможно только в случае цианирования. Поэтому в случае всех альтернативных растворителей золота приходится применять более жесткие окислители, такие как пероксид водорода, озон, Fe(III) в кислой среде, галогены или их производные.

Считается, что альтернативной крупномасштабному цианидному процессу в первую очередь может быть аммиачно-тиосульфатное выщелачивание.

Растворение золота в щелочных аммиачно-тиосульфатных растворах происходит под воздействием редокс-пары Cu(II)-Cu(I) и комплексообразования с тиосульфат-ионом:



Технология, основанная на тиосульфатном растворении золота, проверялась на заводе в Мексике [11]. В настоящее время компания «Ньюмонт» (США) использует кучное тиосульфатное выщелачивание золота (в связке с биоокислением) для переработки руд, содержащих природные углеродистые сорбенты [1, 12-14]. Другая компания (Бэррик, США) испытывает технологию, основанную на автоклавном окислительном вскрытии упорных руд подземной добычи и последующем тиосульфатным растворением золота [16-19]. Предполагалось, что полномасштабное внедрение процесса (в связке с автоклавным окислением руды) стоит на заводе Гоулдстрайк (Невада, США) в 2014 [18].

Показана принципиальная возможность использования тиосульфатных растворов для анаэробного подземного выщелачивания золота из сорбционно-активной руды месторождения Викториа Дип Лидс (Австралия) [19], из продукта автоклавной окислительной обработки руд «двойной упорности» месторождений Карлинского тренда (США) [20], а также из флотационного пиритного концентрата в присутствии ионообменной смолы [21].

К недостаткам этого альтернативного процесса следует отнести и наличие аммиака, который легко выделяется из открытых емкостей. Этот газ сильно токсичен как в составе воздуха, так и в воде, где концентрация свободного аммиака приравнивается к концентрации газобразного хлора.

Использование сочетания $\text{HCl} + \text{Cl}_2$ является традиционным при аффинаже золота.

Аналогичные процессы применяют и в первичной металлургии золота: на Консолидэйтед марчисон (ЮАР) - для переработки лежалых огарков обжига сурьмянистых концентратов [7], Емперэ Гоулд (Фиджи) - для выщелачивания золота из теллуристой руды [6], на ряде заводов в Австралии и ЮАР - применительно к переработке цинковых осадков и гравитационных концентратов [22,23], а также для обезвреживания цианидных стоков [6].

Гидрохлорирование с помощью Cl_2 неприменимо для прямой переработки сульфидных руд и концентратов из-за высокого расхода хлора. Поэтому при использовании данного способа выщелачивания золота необходима предварительная обработка сульфидного сырья, например, окислительный обжиг.

Система $\text{HCl} + \text{Cl}_2$ опробована для сорбционного выщелачивания золота из упорных руд и флотационного сульфидного концентрата. При переработке углеродистых руд такое совмещение процессов растворения золота и его выделения позволяет получать высокое извлечение, а также избавляться от трудностей, связанных с легкостью восстановления золота из хлоридных растворов разнообразными органическими и неорганическими веществами.

Раствор был использован для извлечения золота из флотационного пиритного концентрата, полученного из руды иранского месторождения Барика [63]. При прямом цианировании концентрата за 24 ч извлекалось 54.8 % Au, в то время как использование раствора, содержащего по 200 г/дм³ Ca(OCl)_2 и NaCl при pH=11 позволило за 2 ч обработки получить извлечение около 82%.

В растворах, содержащих NH_3 -Br₂-Br- NH_3 -I₂-I- скорость растворения золота в 100-500 раз выше, чем в растворах, не содержащих аммиак.

Широкое использование этих реагентов сдерживается их высокой стоимостью, необходимостью использования дорогих конструкционных материалов и влиянием на здоровье обслуживающего персонала. Для улучшения экономических показателей процессов, использующих эти системы, предложено регенерировать такие реагенты, как бром и йод, с помощью электролиза.

Основные технологические сложности определяются летучестью и высокой коррозионной активностью газообразного брома. Поэтому в качестве окислителей предложено использовать Cu(II), Fe(III), H_2O_2 или NaOCl, а для решения проблем, связанных с выделением в атмосферу брома, -органические бромиды типа Геобром 3400 и Геобром 5500 [26].

Изучение за последние 15-20 лет процессов выщелачивания золота из руд помощью бромидных растворов показало [27-30], что скорость растворения превышает скорость стандартного цианирования. Последующее извлечение золота из насыщенных растворов с помощью сорбционных и экстракционных методов позволяет получать продукт, содержащий 99,99% [30].

Иодидное выщелачивание золота использовалось на рубеже 19-го и 20-го столетий, ключевым моментом для коммерческого использования этой системы в настоящее время является рециклирование растворителя. Предложено несколько методов, испытанных для растворения золота в иодидных растворах.

Как альтернативу подземного выщелачивания золота с помощью цианидных растворов запатентован иодидный процесс, после растворения золота предложено извлекать с помощью активного угля.

Дэкобс предложил, в соответствии с которым золотосодержащая руда после тонкого измельчения обрабатывается смесью этилового спирта и йода. После растворения золота смесь нагревается до температуры, обеспечивающей отгонку спирта и йода [32].

В 2006 г. Предложен метод извлечения золота из речных отложений и руд с высоким отношением Au:Ag, основанный на использовании «тинктуры» смеси I_2 , NaI и $\text{C}_2\text{H}_5\text{OH}$ [33]. Экспериментально установлено, извлечение золота из этих природных объектов составило 80-84%. Для осаждения золота предложена аскорбиновая кислота, а для регенерации- обработка раствора пероксидом водорода.

В настоящее время разработаны и широко применяются в промышленности способы переработки пирит- и арсенопирит-содержащих материалов при сочетании цианистой схемы с предварительной сложной механической обработкой (ультратонкое измельчение), химическим выщелачиванием (выщелачивание при повышенных температурах и давлении – автоклавные процессы), биохимическим, термохимическим (обжиг) вскрытием тонкодисперсного металла. Применение данных технологий является капиталоемким, что приводит к увеличению себестоимости извлекаемого золота и, как следствие, к снижению эффективности проекта.

Золото- мышьяковые сульфидные руды при металлургической переработке в ряде случаев проявляют двойную упорность, обусловленную наличием субмикронного золота и природного углеродистого вещества. Основными сульфидными минералами в таких рудах являются арсенопирит, пирит и халькопирит, причем наличие арсенопирита определяет высокое содержание мышьяка – до 10% в составе рудной массы и до 20% в составе

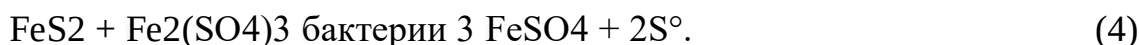
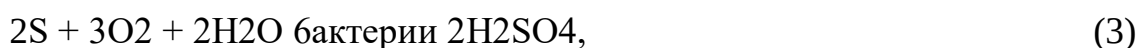
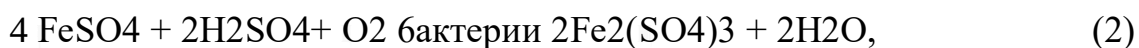
флотоконцентратов. Примерами являются руды Бакирчикского (Казахстан) 150г/т золота, арсенопирит 21,8%, пирит 14,8% и Неждановского (Россия) месторождений - 130 г/т золота, арсенопирит 26,6%, пирит 22,6%.

Прямое цианирование таких концентратов не позволяет извлекать более 5-20% золота, которое тонко вкраплено в арсенопирите.

Биоокисление золота и сопутствующих металлов из техногенного сырья рассматривается как наиболее приемлемый, менее затратный и экологически безопасный метод. Преимущество данного метода в том, что бактериальное выщелачивание заменяет экологически вредные традиционные способы вскрытия упорных руд и уменьшает расход цианидов при извлечении драгоценного металла.

Биоокисление и биовыщелачивание являются одними из простых способов извлечения металлов из техногенного сырья, так как микроорганизмы, используемые в этом процессе, являются постоянными аборигенами месторождений цветных и благородных металлов. Бактериальное выщелачивание сульфидных минералов наиболее эффективно протекает с использованием смешанных культур микроорганизмов. При этом повышается степень окисления сульфидов (арсенопирита, пирита) и увеличивается степень извлечения золота из выщелачивающего материала.

Для окисления сульфидов используют тиобактерии типа *Thiobacillus ferrooxidans*. Используется также этот тип бактерий в смеси с культурой *лептоспирилум* (Т-40-45°C). В присутствии бактерий окисление двухвалентного железа и серы происходит согласно реакций:



Многими учеными показаны преимущества процессов биовыщелачивания и биоокисления с использованием штаммов микроорганизмов для извлечения золота из техногенного сырья.

При бактериальном выщелачивании сульфидных мышьяковистых руд тионовые бактерии путем окисления разрушают кристаллическую решетку сульфидов и вскрывают пирит или арсенопирит, обеспечивая реагентам доступ к вкраплениям золота. Это позволяет исключить дорогостоящий процесс обжига, загрязняющий атмосферу ядовитыми соединениями мышьяка. В результате обеспечивается высокая степень извлечения металла, около 90 %, тогда как без предварительной бактериальной обработки упорных руд выщелачивание золота не превышает 60–70 %.

Проведенные исследования показали более эффективную возможность доизвлечения золота из лежалых хвостов сорбции путем двухстадийного выщелачивания: на первой стадии – бактериальное вскрытие сырья, а на

второй – цианирование. Степень извлечения золота в этих условиях составляет 82,8 %. При таком бактериальном вскрытии наблюдается растворение пирита и арсенопирита, и при этом в раствор активно переходят железо и мышьяк, которые впоследствии образуют соединение FeAsO_4 .

Установлено, что эффективность биовыщелачивания напрямую зависит от концентрации кислотолюбивых бактерий. Чем плотнее титр бактерий, тем меньше требуется времени для воздействия бактерий на руду.

Бактериальный раствор с численностью бактерий 10^{6-7} кл/мл начинает воздействовать на руду спустя пять суток биовыщелачивания, когда его концентрация достигает 10^{6-7} кл/мл. Бактериальные растворы с численностью бактерий 10^{6-7} и 10^{9-10} кл/мл начинают работать практически без задержки. Наблюдается прямая зависимость эффективности процесса биовыщелачивания руды от концентрации трехвалентного железа в реакционной зоне.

Испытан процесс селективной биофлокуляционной флотации наночастиц золота размером 10-20 нм с помощью биомассы *Bacillus cereus* (в присутствии бутилксантогената калия) [55]. Процесс сопровождается образованием биоагрегатов размером 70-150 мкм между клеточной массой и золотом. Показано, что при соотношении клеточной массы и золота, равным 1:7, наличии сульфидных минералов и кварца размером 1-3 мкм и концентрации пенообразователя 20 мг/дм³ в пенный продукт за 12-15 мин переходит до 95% наночастиц золота. В случае переработки глинистой руды Мужиевского месторождения (Украина) извлечение нанозолота в пенный продукт составило 87,5 %.

Значительное количество золота накоплено в техногенном сырье в хвостохранилищах обогатительных фабрик золоторудных и полиметаллических месторождений: Лениногорская фабрика – 100 т золота, Зырянская – 16 т, Белоусовская – 9 т, АО “ГОК Каззолото” – 30 т, АО “Майкаинзолото” – 6 т и т.д. Содержание золота колеблется от 0,3 до 2 - 2,5 г на 1 т хвостов.

В условиях экономического кризиса освоение разведанных запасов золота является сложной проблемой. Поэтому особое значение приобретает переработка золотосодержащего техногенного сырья, не связанная с большими капитальными вложениями.

В действующих объектах кучного выщелачивания (АО “Васильковский ГОК”, Горнорудная компания “Балхаш”) степень извлечения золота составляет всего 40-60 %, оставшаяся часть золота не поддается цианированию. Применение бактериального способа для цианирования позволяет повысить степень извлечения золота из смешанных сульфидных и упорных золотомышьяковых руд на 25-40 %.

Также в Республике Казахстан имеется ряд месторождений, где целесообразно получение металлов способом бактериально-химического выщелачивания. Например, на различных месторождениях (Аксу, Бестобе, Актогай, Коунрад, Жезказган, Жайрем, Бакырчик, Васильковское и т.д.)

имеются огромные запасы бедных, заброшенных, забалансовых и труднообогатимых руд.

Предполагается, что микробиологическая технология позволит перерабатывать руды и отходы, использование которых обычными методами нерентабельно.

Результатами многолетней работы являются технологические исследования и полупромышленные испытания технологии бактериального окисления упорных золотосодержащих руд и концентратов около 20-ти месторождений, в том числе месторождений: «Тасеевское», «Олимпиадинское», «Боголюбовское», «Майское», «Бакырчикское», «Бестюбе», «Жолымбет», «Аксу», «Кючус», «Албазино», «Делита», «Нежданнинское», «Зармитан», «Зодское». Впервые установлена пригодность руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» (Узбекистан) для технологии бактериального выщелачивания.

Иргиредметом проводились исследования по бактериальному выщелачиванию золота — медных концентратов руд Ведугинского и Березняковского месторождений, медных руд и концентратов Удоканского месторождения, медно-мышьяковых, медно-цинковых, медно-никелевых руд и концентратов различных месторождений.

А также Иргиредмет совместно с ЦНИГРИ разработал технологический регламент, который явился основанием для проектирования и пуска в эксплуатацию «Полюс», одной из крупнейших в мире золотоизвлекательной фабрики, практикующей биовыщелачивание сульфидного сырья.

Наряду с чановым вариантом в Иргиредмете разрабатываются технологии кучного бактериального вскрытия и выщелачивания сульфидных золотосодержащих и полиметаллических руд.

В Великобритании для выщелачивания Cu - Ag — содержащих сульфидных концентратов предложено наряду с железоокисляющими тиобактериями использовать бактерии *Sulfolobus* и др.

Преимущество биовыщелачивания перед другими методами переработки упорного золотосодержащего сырья, заключается в простоте процесса и аппаратного оформления, отсутствии высоких температур и давления, вредных пыле- и газовыбросов, экологической безопасности, низких капитальных и эксплуатационных затратах, высоком извлечении золота. Однако наряду с достоинствами биотехнологии имеют и ряд недостатков: длительность процесса (5 суток и более), недостаточная степень окисления одного из основных золотосодержащих сульфидов - пирита (45-60%) в зависимости от вида сырья, а также неустойчивость промышленных штаммов к различным токсичным элементам руды. Поэтому разработка новых биологических методов с оптимизированными технологическими параметрами процесса извлечения благородных металлов является актуальной задачей сегодняшнего дня.

Горнодобывающие компании, такие как Rio Tinto (Рио Тинто) и Barrick Gold (Баррик Голд), начинают принимать более экологичные технологии и

практику, направленные на то, чтобы помочь горнодобывающей промышленности очиститься после сотен лет неэффективности и отходов. Barrick Gold (Баррик Голд) в настоящее время занимается 140 проектами в области энергоэффективности, и теперь они потребляют более 19 процентов своей электроэнергии из возобновляемых источников. Аналогичным образом, Rio Tinto в настоящее время управляет экспериментальной шахтой в Новом Южном Уэльсе, Австралия, которая тестирует технологии захвата метана и хранения диоксида углерода. Компания планирует внедрить новые технологии, направленные на сбор и сокращение выбросов CO₂ и метана. Компания «Экзосферная добыча», уделяет особое внимание мелиорации и утилизации воды, а новейшая установка «Consol Energy» предназначена для очистки воды от подземных рудников. Все больше компаний используют экологически безопасные технологии для горных работ.

В 2009 году канадское правительственное агентство Natural Resources Canada (NRCan) запустило Инициативу «Зеленых горных работ», для того чтобы сосредоточить усилия по восстановлению экосистем, после закрытия нерентабельных шахт. Научная лаборатория агентства изучает экологичные процессы экстракции, разрабатывает процессы обращения с отходами с использованием альтернативных методов удаления отходов.

Ученые Северо-Западного университета обнаружили недорогой и экологический метод, при который используется простой кукурузный крахмал - вместо цианида - для селективного выделения золота из сырья.

Золотодобывающая промышленность продолжает развиваться, отрасль может очень хорошо продвигаться к «зеленым» инициативам, а также использовать автоматизированные технологии с меньшим участием практически всех работников шахт.

Так же универсальным гидрометаллургическим методом преодоления технологической упорности сульфидных концентратов является автоклавное окисление под давлением кислорода 2,5–3,5 МПа (Pressure Oxidation – «POX») при температуре 200–230°C в сернокислой среде, так как данная технология применима к сырью различного минерального состава и способна обеспечивать высокое извлечение золота. Золото и серебро остается в нерастворимом остатке, из которого их можно извлечь цианированием или другими гидрометаллургическими методами.

Исследованы руды и разработаны технологии автоклавного окисления — цианирования концентратов руд месторождений различных типов: пиритных («Пионер», «Тасеевское»), пирит-арсенопиритных с содержанием сорбционно-активного органического углеродистого вещества («Маломыр», «Боголюбовское», «Удереи»), пирит-халькопиритных («Мизек»), пирит-тиннитовых («Березняки»).

Переработка полиметаллических золотосодержащих концентратов методом автоклавного окисления позволяет попутно извлекать в товарную продукцию цветные металлы. В процессе высокотемпературного

сернокислотного автоклавного выщелачивания медь и цинк полностью переходят в продуктивные растворы.

Основную сложность представляют сульфидные руды, содержащие сорбционно-активные углеродистые вещества. Переработка таких руд методом автоклавного окисления требует тщательного подхода к выбору параметров вскрытия и цианирования.

Результаты научных исследований по автоклавному окислению золото-мышьяковистого флотоконцентрата показали, что предварительное окисление сульфидов (пирит и арсенопирит) позволяет повысить эффективность извлечения золота до 97,13%.

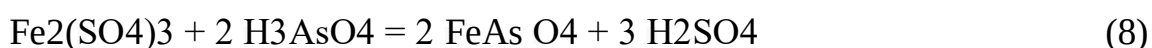
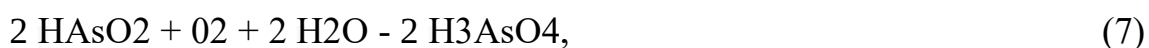
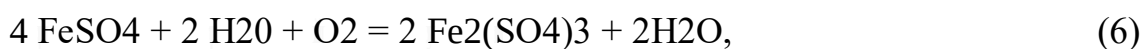
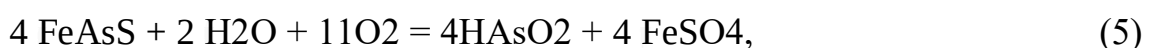
Главными преимуществами технологии вскрытия золота из данного продукта на основании автоклавного окисления, в первую очередь, является то, что она применима к сырью различного минерального состава и способна обеспечивать высокое извлечение золота при последующем цианировании. Кроме того, при автоклавном окислении отсутствуют газообразные соединения мышьяка и серы. Мышьяк выводится в виде малотоксичного арсената железа, сброс которого возможен в хвостохранилище, традиционное для складирования хвостов золотосодержащих руд (например, хвостохранилище наливного типа).

В зависимости от условий разложения пирита в растворе образуются FeSO_4 , $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$, и H_2SO_4 , а в твердой фазе содержатся благородные металлы.

Для ускорения автоклавного разложения предварительно пирит подвергают пирротинизирующему обжигу при температуре 600 - 700°C.

Выщелачивание в этом случае производится в 10-30 % растворе серной кислоты при 80 - 140 °C и Т:Ж = 1:10 в течение 1-3 часов и давлении кислорода 0,4 МПа.

Разложение арсенопирита протекает по следующим реакциям:



В зависимости от окислительно-восстановительного потенциала пульпы степень перевода сульфидной серы в сульфатную составляет 77 - 99 %, а степень освобождения золота до 92 - 94 %. Вскрытое золото полностью остается в нерастворимом продукте. При наличии примесей в пиритном концентрате (халькопирит, галенит, сфалерит) при разложении в раствор переходит медь, цинк, а свинец и серебро в состав железосодержащих

ярозитов. В нерастворимом остатке (кеке) остается мышьяк в виде арсената железа.

В США предложен способ аммиачного выщелачивания Au и Ag из сульфидных руд или вторичного сырья раствором, содержащим аммиак, соли аммония (йодиды, фосфаты, бромиды, карбонаты, ацетаты или их смеси), а также 1-10 г/дм³ окислителя (CuCl₂, O₂, O₃, KMnO₄, KClO₄, H₂O₂) в автоклаве. Золото и серебро переходят в раствор в виде аммиачных комплексов.

Известен способ предварительной обработки пульпы диоксидом хлора при pH=6-9 и последующего выщелачивания хвостов цианидами, используемый для извлечения благородных металлов из углеродсодержащих руд. После окисления органических соединений золото извлекают из раствора ионным обменом или адсорбцией на активированном угле.

При переработке сульфидного золото- и серебросодержащего сырья методом агитационного выщелачивания для повышения степени извлечения золота и серебра цианирование проводят в присутствии ацетилсодержащих реагентов (уксусной кислоты, ее солей или эфиров).

К новым перспективным растворителям золота относятся гуминовые кислоты, аминокислоты, органические цианиды. Гуминовые кислоты являются сравнительно дешевыми и нетоксичными реагентами. Проведены исследования по растворению золота с использованием в качестве растворителя гуматов натрия и аммония, приготовленных из гуминовой и гумусовой кислот. Наиболее эффективными растворителями золота оказались гуматы аммония.

Оптимальными условиями для растворения золота гуминовыми соединениями являются: восстановительная среда, отсутствие углекислых солей и других связывающих гуминовые кислоты веществ (Fe, Mn и др.), pH среды > 10). Оптимальная концентрация гуминовых кислот до 3 %.

Окислительный обжиг является одним из наиболее распространенных в промышленной практике методом окислительного вскрытия благородных металлов из упорных сульфидных концентратов и руд.

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

По аппаратному оформлению различают обжиг:

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

По температуре процесса выделяют низко-, средне - и высокотемпературный обжиг.

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

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

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

В Иргиредмете проведены опытно-промышленные испытания на концентратах большой группы месторождений СССР. Выполнены технологические регламенты на проектирование новых и реконструкцию действующих предприятий: Бакырчикский ГМК (Казахстан), ГМЗ-3 Навоийского ГМК (Узбекистан), Кочкарский обжиговой завод. А так же проводится лабораторное тестирование по обжигово-цианистой схеме всех упорных сульфидных концентратов в составе комплексных исследований.

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

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

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

Для окисления (разложения сульфидных золотосодержащих концентратов) перед цианированием существует также азотнокислый способ. Азотнокислое разложение (окисление) - цианирование - электролиз испытывался на Бакырчикском комбинате.

Недостатки процесса азотнокислого окисления: значительные потери серебра, сложные условия работы при использовании азотной кислоты и др. При проведении промышленных испытаний технологии на Бакырчинском

ГМК не удалось добиться высокой степени регенерации азотной кислоты и процесс оказался не работоспособным.

В последние два десятилетия активно разрабатываются крупнообъемные близповерхностные месторождения золота с его относительно низким

содержанием (0,5–2,0 г/т). Такие месторождения часто соседствуют с карбонатно-глинистыми породами, обогащенными кремнеземом и органическим веществом. Этот тип характерен для крупных месторождений, таких как Goldstrike и Gold Quarry в США, Нежданинское, Наталкинское, Советское, Олимпиадинское и Сухой Лог в России. Количество месторождений подобного типа на территории России составляет приблизительно 50% от всех золоторудных месторождений, в других странах – 20%.

При цианировании таких руд, содержащих углеродистое вещество, вследствие его высокой сорбционной активности или так называемого эффекта Pregrobbing, наблюдается преждевременное осаждение растворенного золота, что приводит к его существенным потерям с хвостами. Известно, что сорбционно-активные вещества могут как физически сорбировать золото-цианистый комплекс, так и образовывать прочные метало-органические соединения. Нередко наличие в рудах углеродистых веществ не только затрудняет процесс цианирования, но и делает его нерентабельным вследствие низкого извлечения ценного компонента.

Одним из перспективных методов переработки углистых золотосодержащих руд является флотация с применением органических реагентов – депрессоров углеродистого вещества. Данный метод позволяет выделить золото и золотосодержащие сульфиды в концентрат флотации, оставляя углерод в хвостах обогащения.

В Иркутском научно-исследовательском институте благородных металлов и алмазов (АО «Иргиредмет») были проведены исследования по флотации на хвостах гравитационного обогащения углистой золотосодержащей руды с применением реагента – подавителя углерода Р-2, представляющего собой смесь сополимеров полиметиленафталинсульфоната натрия, оптимизированного молекулярно-массового распределения, полученного в результате органического синтеза и модификатора, обеспечивающего улучшение эксплуатационных свойств. По результатам исследований установлено, что добавление Р-2 в основную флотацию способствует снижению содержания органического углерода во флотоконцентрате с 3,52 до 0,97% при повышении качества концентрата по содержанию золота с 38,4 до 55,4 г/т и увеличению извлечения металла с 73,62 до 82,99% [56].

Анализ полученных результатов показали, что при использовании реагента Р-2 наблюдается заметное снижение выхода концентрата флотации и повышение содержания золота в нем при сохранении уровня извлечения.

Исходя из этого можно предположить, что реагент Р-2 оказывает депрессирующее действие как на углеродистое вещество, так и на пороодообразующие компоненты руды.

Флотацию для переработки золотосодержащих руд чаще всего применяют в том случае, когда золото находится как в свободном состоянии, так и в ассоциации с пиритом, марказитом, арсенопиритом и стибнитом.

Флотационные концентраты цианируют обычно после доизмельчения или после предварительного окисления (разложения) сульфидов. Схемы, включающие цианирование руды с последующей флотацией хвостов, применяют довольно редко и в основном используют их для переработки золотомедных руд. Распространяется практика применения флотации в первой стадии переработки с получением отвальных хвостов и цианированием флотационного концентрата.

На ряде обогатительных фабрик флотационный концентрат непосредственно не цианируют, а в начале предварительно обжигают. Не всегда даже предварительное окисление флотационного концентрата позволяет максимально извлечь цианированием благородные металлы. Полученный в обжиговой печи огарок, после двухстадиального измельчения, подвергают двухстадиальному цианированию. Потери твердого с пылью и газами в форме триоксида мышьяка, триоксида сурьмы и сернистого газа составляют порядка 30-35%.

Для выщелачивания благородных металлов из огарков используют стандартное оборудование (механические мешалки, пачуки). Используют также противоточное выщелачивание в колоннах. Иногда перед цианированием из огарка выделяют гравитационными методами свободное золото.

Почти на всех предприятиях, применяющих обжиг концентратов, золото из раствора осаждают цементацией цинковой пылью. После цианирования огарков в них все еще остается значительное количество благородных металлов, и они требуют специального складирования.

Определенную трудность вызывает присутствие мышьяка в растворе, т. к. при цементации он осаждается вместе с золотом и требуется его удаление в процессе рафинирования. Кроме того, при цементации возможно образование и выделение из раствора ядовитого газа-арсина, что требует соблюдения специальных мер по технике безопасности. Легколетучий триоксид мышьяка осаждается на запорной и регулировочной аппаратуре, а также на контрольно-измерительных приборах.

Поступая с сернистым газом, мышьяковые соединения вызывают отравление контактной массы в сернокислотном производстве и ухудшают качество серной кислоты.

В связи с ужесточением требований по охране окружающей среды, фабрики, проводящие обжиг золотосульфидных концентратов и не утилизирующие серосодержащие газы, стали использовать для разложения золотосодержащих сульфидных концентратов автоклавное, бактериальное, азотнокислотное окисление.

Широкое применение в технологии извлечения золота нашел так называемый безфилтрационный процесс "смола (уголь) в пульпе". В этом случае благородные металлы выделяют не из раствора, а из смолы (угля), которые сорбируют золото из раствора в пульпе.

Процесс «уголь в пульпе» применяют в настоящее время на заводе Масбате фирмы «Атлас Консолидейтед Майнинг энд Девелопмент», комбинате Меркур фирмы «Гетти Майнинг», в Казахстане на заводе Доре Акбакайского горно-обогатительного комбината.

Угольно- сорбционный процесс дает возможность эффективно перерабатывать золотосодержащие руды, содержащие цинк, никель, медь и др. примеси, затрудняющие процесс осаждения золота из цианистого раствора цинковой пылью. При наличии этих примесей осложняется регенерация смолы в процессе "смола в пульпе". Десорбция благородных металлов из насыщенного угля проводится в щелочной среде, а из насыщенной смолы - в кислой.

Основным преимуществом сорбционного процесса является извлечение благородных металлов из пульп, экономия капитальных и эксплуатационных затрат вследствие исключения операции фильтрования или противоточной декантации и осаждения золота цинковой пылью. Отсутствие стадии фильтрования или противоточной декантации дает возможность значительно повысить производительность предприятий и сократить производственные площади.

Одним из методов, позволяющих сократить количество операций, снизить себестоимость получения золота, мог бы стать способ прямого электронно- лучевого воздействия на золотосодержащий материал с последующим использованием нетоксичных выщелачивающих соединений.

Метод в отличие от традиционных является в достаточной мере универсальным и обладает комбинированным воздействием на микроуровне – происходят атомарные и молекулярные превращения в твердой и жидкой фазах обрабатываемого материала (пучок электронов воздействует на электроны как внешних, так и внутренних энергетических уровней).

Электронно-лучевое воздействие используется в настоящее время в варианте электронно-лучевой плавки тугоплавких материалов. Электронно-лучевая плавка основана на преобразовании высокой кинетической энергии электронов в тепловую при соударении с материалом. При более мягком воздействии на упорный золотосодержащий материал электронами с низкой энергией (3-5 кэВ) на выходе можно расшатать кристаллическую решетку материала, не расплавляя его.

В последние годы все большую популярность приобретают технологии, основанные на использовании в качестве источника энергии микроволнового излучения (МВИ).

Нагрев воздействием МВИ характеризуется высокой скоростью, большой эффективностью, отсутствием затрат на топливо и вредных выбросов, а также широким диапазоном применения в различных отраслях промышленности.

Известные способы извлечения металлов из руд (окислительный обжиг, автоклавное выщелачивание, бактериальное окисление) позволяют извлекать

из коренных руд до 92–97 % золота, однако, как уже упоминалось, эти процессы не лишены недостатков.

Применение способа СВЧ воздействия не только позволяет увеличить добычу золота из богатых (до 300 г/т) россыпей, но и открывает новые возможности по освоению руд, в которых содержание драгоценных металлов очень мало (5–15 г/т); позволяет перерабатывать промежуточные продукты свинцово-цинкового, медного, уранового и других руд с содержанием 0.5–3 г/т; вторично перерабатывать хвосты старых разработок, содержащих 1–3 г/т и более золота. Сложность переработки данного вида сырья состоит в том, что частицы золота в нем имеют размер от сотых до десятых долей микрометра и находятся в связанном с другими минералами (пириты и арсенопириты) состоянии. При обработке СВЧ импульсом минералы пустой породы нагреваются, происходит растрескивание оболочки, и частицы золота становятся доступными для извлечения.

Первые работы по извлечению упорного золота производились на образцах концентратов золотоносной руды из Онтарио. Для облучения использовались 6 магнетронов мощностью 1 кВт каждый. При облучении СВЧ импульсами минералы пирита и арсенопирита разлагались с выделением паров SO_2 и As_2O_3 . Время обработки руды составляло 13–16 мин при 420°C, вместо 2–2.5 ч при обычном обжиге при 550°C с выходом золота 98%. Однако, упоминается о высоких затратах электроэнергии при осуществлении данного процесса.

По исследованию воздействия мощных СВЧ импульсов на извлечение золота из золотосодержащих сульфидов ИПКОН РАН совместно с ИРЭ РАН и ЦНИГРИ экспериментально изучен технологический процесс вскрытия при воздействии мощных электромагнитных импульсов высокой напряженности на минеральные комплексы. Проведены испытания на различных продуктах обогащения, содержащих благородные металлы. Установлена возможность повышения извлечения благородных металлов в процессах обогащения комплексных руд и цианирования золота на 5–30 %.

Показано в работах [64,65], что воздействие МВ-обработки при измельчении руды положительно на показатели последующего цианирования: извлечение золота в раствор через 4 ч составило около 70%, через 8 ч -92% и через 12 ч -97%. При цианировании необработанной руды извлечение золота достигло 92% только через 24 часа.

В работе [66] изучен МВ-обжиг флотационного сульфидного концентрата, упорного для цианирования. Концентрат крупностью 80% класса -75мкм содержал 36,2 г/т золота. Основными минеральными составляющими концентрата были кварц, арсенопирит, пирротин и пирит. Такой состав концентрата определил его восприимчивость к МВ-обжигу, проявившуюся в высоких значениях компонентов диэлектрической проницаемости. Так как этот материал хорошо абсорбировал МВ-энергию, при обжиге было использовано прямое МВ-облучение.

Механизм наносекундного пробоя неоднородных сред типа руды изучали в Институте электрофизики УО РАН совместно с Институтом горного дела УО РАН (г. Екатеринбург). После обработки породы электрическими импульсами извлекаемость золота цианированием возросла на 70%, изменилась огранка частиц. При этом в воде пульпы оказались растворенными содержащиеся в породе медь (0.8 г/л), цинк (1 г/л) и железо (2 г/л).

Проведенные теоретические и экспериментальные исследования кинетики растворения «мелкого» (удельная поверхность $\geq 5 \cdot 10^5 \text{ м}^{-1}$) золота и установили, что применение энергии СВЧ позволяет интенсифицировать процесс выщелачивания золота путем срыва диффузного слоя (слоя растворителя перенасыщенного ионами золота) с поверхности металла. Изучен механизм процесса, заключающийся в переводе мелкого золота в ионное состояние и дальнейшей его сорбции, например, активированным углем. При этом требуется предварительная очистка фильтрацией многофазной системы от мешающих твердых частиц.

Внедрение СВЧ технологий позволит осуществить комплексную переработку упорных золотосодержащих руд, другого техногенного сырья, тем самым позволит улучшить экологическую обстановку в районах недропользования.

Одним из важных вопросов при переработке золотосодержащих цианидных растворов является количественное и качественное отделение золота. В практике для этой цели применяют сорбционные методы с использованием ионообменных смол и угольных сорбентов.

Перспектив применения сорбционного выщелачивания необходимо учесть возможность сокращения оборудования и капитальных вложений. Определенное сокращение достигается за счет совмещения выщелачивания и сорбции и весьма значительное - при замене громоздких и дорогостоящих процессов сгущения и фильтрации пульп простым грохочением для отделения насыщенной смолы от отвальной пульпы. Известно, что фильтрационно - сгустительное хозяйство занимает значительную часть объема гидрометаллургических заводов. Первые исследования по сорбционному выщелачиванию золотосодержащих руд проводили И.Н. Плаксин, А.И. Синельникова и А.Ю. Бейлен. Для этой цели применяли слабоосновную смолу АН-18 в гидроксильной форме крупностью 0,4-0,9 мм (в набухшем состоянии), перемешивали на мешалке бутылочного типа с пульпой золотосодержащей руды, в которую были добавлены щелочной цианид и окислитель, необходимые для растворения золота. Во все опыты вводили количество смолы, заведомо избыточное по отношению к содержанию благородных металлов в растворе.

Сорбционная технология извлечения золота из растворов в цианистом процессе с помощью активированного угля впервые была применена в Австралии, а затем в США. Извлечение золота из пульп с помощью активированного угля применяется в США на золотоизвлекательной фабрике

«Хоумстейк», где в 1973 году была введена в действие секция, на которой осуществлен процесс с сорбцией золота из пульпы на активированном угле.

Последние годы активно изучаются параметры сорбции на активном угле и смоле АМ-2Б. Интересно отметить, что показатель интенсивности сорбции, полученный для угля марки ИГИ-57, совпадает по величине с показателями, полученными на смоле АМ-2Б. наряду с этим, в течение многих лет исследуются электрофизические свойства угля.

В СНГ сорбционная технология извлечения благородных металлов из цианистых пульп, в основном, базируется на применении анионитов АМ-2Б и других марок, гранулированных активированных углей, в некоторых случаях для извлечения золота из растворов (сливы сгустителей) применяют порошкообразные активированные угли, которые после насыщения отправляют на пиromеталлургическую переработку.

Практический интерес для извлечения золота имеют как активированные угли, так и ионообменные смолы. Вопрос определения преимущества одного вида сорбента по сравнению с другим (уголь – смола) является довольно сложным и может быть решен исходя из конкретных условий каждого месторождения, технологической схемы и экономических расчетов.

Каждый тип этих сорбентов имеет свои преимущества и недостатки. В отличие от ионообменных смол угли обладают достаточной селективностью по отношению к благородным металлам, имеют жесткую структуру, не подвергаются деструкции при контакте с различными растворами, что исключает загрязнение растворов органическими соединениями. Высокая химическая и термическая стойкость активированных углей позволяет при необходимости проводить элюацию сорбированных веществ концентрированными кислотами на холоду и при нагревании; водяным паром при температуре, превышающей 100 °С. Кроме того, активированные угли значительно дешевле ионообменных смол.

Сорбция золота и серебра на активированных углях носит сложный характер и обусловлена взаимодействием угля с кислородом воздуха. Если уголь после активирования вступает в контакт с кислородом воздуха при комнатной температуре, то на нем образуются соединения, имеющие основной характер. Кислород в этих соединениях связан относительно не прочно и при соприкосновении с водными растворами переходит в раствор в виде ОН-групп. Поверхность угля заряжается положительно и является электрохимическим анионообменником. Для сорбции комплексных анионов благородных металлов применяют «положительные» угли, в частности торфяной уголь СКТ; каменноугольный АГ – 3, АГ – 5; древесные угли БАУ и ДРК; битумный уголь САЛ; уголь промежуточного структурного типа КАД; высокотемпературный бакелитовый уголь АУ – 50. Изучена кинетика сорбции золота с использованием угля марки ИПИ-Т.

Большинство зарубежных предприятий используют уголь, полученный из скорлупы кокосовых орехов, обладающий большой механической

прочностью и стойкостью против износа, а также достаточной емкостью по золоту. Для сорбционного выщелачивания лежалых хвостов и рудных пульп фирмой American Cyanamid (США) используется активированный уголь с магнитными свойствами – уголь Magchar.

В ТНИИХТ разработан способ получения активированного угля на основе местного сырья.

Экспериментально доказано, что при синтезе активированного угля можно использовать разные синтетические полимеры, причем его предварительное измельчение перед смешением с активирующим агентом и сушка реакционной смеси не оказывают влияния на адсорбционные свойства.

Предварительная карбонизация (предпиролиз), приводящая к уменьшению содержания элементного кислорода в сырье, позволяет увеличить выход углеродных адсорбентов почти на 40 % и снизить расход гидроксида натрия, и является одним из факторов регулирования пористой структуры и адсорбционных свойств.

На заводах использующих для извлечения золота из цианидных растворов и пульп активные угли, их регенерацию (после десорбции) проводят при температурах около 650-850 °С в атмосфере водяного пара. Однако показаны что такого же результата можно достигнуть при использовании МВ-нагрева- что позволяет экономить энергозатраты, повысить абразивную прочность угля и упростить контроль за температурой. Объектами МВ-облучения также могут быть тиомочевинные растворы элюирования и растворы в цикле электролиза.

Выбор схемы переработки золотосодержащего сырья определяется совокупностью факторов. Существующие технологии переработки золотосодержащих руд, как правило, включают гравитационную концентрацию, флотацию и цианирование своеобразие конкретной схемы зависит от вещественного состава сырья. Там, где золото в экономически выгодных количествах находится в свободной форме (относительно крупное), применяют гравитационные процессы в комплексе с другими или непосредственно в цикле измельчения. Там, где золото находится в ассоциации с сульфидами, применяют гравитационную концентрацию с последующим тонким доизмельчением и цианированием флотационного концентрата. Если золото мелкое и находится в свободном виде или ассоциировано с сульфидами, то применяют цианирование всей руды, возможно, с предшествующей гравитационной концентрацией руд.

Результаты проведенных исследований доказывают, что применение цианирования допустимо и оправдывает себя только при освоении легкообогатимых месторождений и при извлечении золота в условиях растущей тенденции освоения труднообогатимых руд становится все менее рентабельным и эффективным. Недостатком данной технологии является сравнительно высокое остаточное содержание недоизвлеченного золота (вкрапленного в упорные породы) в хвостах выщелачивания и большая степень загрязнения экосистемы. Причиной этому является применение

цианирования на этапе секционного вскрытия измельченной руды. Замещение цианистого выщелачивания бактериальным позволит включить в переработку тонкодисперсное золото, содержащееся в упорной руде.

А так же извлечения золота из упорных, сульфидных, мышьяковистых руд эндогенных месторождений открываются большие перспективы применения бесцианидной, электрохимической технологии.

В итоге наиболее очевидны два варианта развития отрасли: извлечение золота из упорных месторождений и переработка техногенных отвалов и хвостохранилищ, содержащих ценные компоненты. Помимо решения актуальной народнохозяйственной проблемы – ресурсосбережения и расширения сырьевой базы золота, изучение и освоение техногенных объектов важно с точки зрения экологии.

Оба варианта связаны с поиском рационального способа извлечения благородных металлов из обедненных источников. При выборе методов обогащения необходимо учитывать их влияние на окружающую среду, так как большинство традиционных технологий считаются опасными для окружающей среды.

В настоящее время переработка отходов, отработанных продуктов извлечением ценных компонентов является один из важных задач горнодобывающих производств.

Многих золотоизвлекательных фабриках складировается продукты в виде отработанного активированного угля с остаточным содержанием золота. Переработка их классическими известными технологиями представляет собой значительную проблему, так как золото в отработанных активированных углях находится в виде микродисперсных (наноразмерных) включений.

Одной из проблем угольно-сорбционной технологии, широко используемой в гидрометаллургии золота, являются механические потери угля, обусловленные его измельчением в условиях пульпового процесса, а также при транспортировке, элюировании и регенерации. Частицы угля, меньше 0,8-0,9 мм, проходят через разделительные сита и вместе с пульпой или раствором попадают в хвосты, минуя операцию элюирования. Обследование 36 зарубежных золотодобывающих предприятий показало, что потери активного угля на отдельном предприятии могут достигать 2 тыс. т/год, а содержание золота в измельченном угле, попадающем в отвал, в среднем составляет 0,11-0,14 кг/т.

Для извлечения золота из отработанного угля испытаны: электрохимическая отработка в щелочном электролите, связка флотация-элюирование и конкурентная адсорбция, основанная на перераспределении адсорбционного золота между мелкими и крупными частицами угля.

В работе для сжигания угля использована стандартная печь сопротивления. Так как активный уголь не содержит летучих компонентов, позволяющих проводить процесс автогенно, полное озоление материала происходило лишь при высоких температурах (вплоть до 1200 °C). Поэтому в работе для снижения температуры процесса до 700-800 °C (с целью

предотвращения спекания и оплавления материала) «отвальный» уголь смешивали с угольным порошком, древесными опилками, оксидом кальция и глиной, после чего смесь гранулировали и обжигали. Когда с этой же целью отработанный уголь подвергали механохимической активации, это позволило снизить температуру обжига до 450 °С. Для последующего извлечения золота из золы испытаны гравитационное обогащение, прямое цианирование, плавка и электролиз.

В работе изучено МВ-сжигание переизмельченного активного угля Norit RO 3515 (фракция -0,9 мм), используемого в промышленном масштабе в СІР- и СІІ-процессах.

На текущий момент нет малотоннажной технологии для извлечения золота из угля содержащих отходов. Удаление золотосодержащих угольных отходов с площадки с получением ценного металла позволяет освободить площади завода от накопившихся отходов за несколько лет и получить дополнительный доход за счет получения золота из отходов.

Ключевым вопросом является поэтому использование новых инновационных технологии, способных извлекать нанозолота в угольных отходах. Без использования такого подхода к оценке масштаба наносостояния золота величина его технологических потерь может составить существенную величину.

Исследования отвальных угольных отходов (проба и промпродукт) на физико-химический состав были выполнены на современных контрольно-измерительных приборах.

2 Изучение физико- химических свойств исходного золотосодержащего техногенного сырья

На основании приведенного анализа сырьевой ситуации золотосодержащего техногенного сырья в Республике Казахстан для проведения экспериментов был выбран объект:

- отвальные угольные отходы золотоизвлекательной фабрики «Акбакай». В отходах ЗИФ «Акбакай» - около 60 тонн содержится до 13 кг золота.

Акбакайское золоторудное месторождение расположено в Республике Казахстан, Мойынкумском районе Жамбылской области, в 60 км к северо-востоку от аула Мойнкум. Акбакайская группа была открыта в 1968 геологом Д.Дуйсенбековым. В данной группе месторождений встречается золото 4 видов: мелкодисперсное золото в минералах арсенопирита, свободное золото в кварце, мелкоузелковое и тонкопластинчатое золото в кварцевых жилах, тонкопластинчатое и дендритовое гипергенное золото. Кроме самого Акбакайского месторождения в данную группу входят месторождения, связанные с Кызылжартасским массивом: Карьерное и Бескемпир; а также месторождения, локализованные в терригенных толщах ордовика: Аксакал, Кенжем, Думан-Шуак и Светинское.

Руды характеризуются поликомпонентным минеральным составом с преобладанием железосодержащих сульфидов – арсенопирита и пирита. Общее количество сульфидов в руде достигает 3,93 %, остальная часть приходится на порообразующие минералы: кварц, полевые шпаты, слюду, амфибол, кальцит.

Руды месторождения сформировались в четыре стадии: пирит-арсенопиритовую, халькопирит-тетраэдритовую, бурнонит-сульфоантимонитовую и антимонитовую.

Главные рудные минералы представлены пиритом (1–10 %) и арсенопиритом (1–10 %). Присутствуют в виде рудных включений и единичных зерен: пирротин, халькопирит, мельниковит-марказит, магнетит, ильменит, рутил. Главные нерудные минералы – кварц (30–80 %), серицит (10–40 %), биотит (1–15 %). Второстепенные – апатит, альбит, кальцит, мусковит, барит, полевые шпаты.

Арсенопирит преимущественно развит в виде зерен изометрической формы (призмы, ромбики), которые интенсивно катаклазированы. Трещины дробления заполнены нерудными минералами, реже антимонитом и в отдельных случаях самородным золотом. Арсенопирит наблюдается также в сростках с пиритом и сфалеритом.

Преобладающий размер зерен изометрической формы от 0,01–0,025 до 0,2–0,075 мм; зерен неправильной формы от – от 0,01 до 0,45 мм.

Пирит представлен кубическими кристаллами и неправильной формы зернами, вкрапленными в нерудной массе или находящиеся в сростании со сфалеритом, арсенопиритом, халькопиритом. Основная масса зерен пирита

катаклазирована. По трещинам дробления развиты тонкие прожилки или неправильной формы зерна сфалерита, реже – халькопирита. Мощность отдельных прожилков от 0,002 до 0,025 мм.

Размер зерен пирита меняется от 0,025 до 0,060 мм.

Самородное золото (основное количество), электрум, теллуриды золота приурочено к арсенопиритовым и пиритовым агрегатам. Серебро в рудах присутствует в виде примеси в золоте, блеклой руды, теллуридов серебра.

Микроскопически золото наблюдается в трещинках дробления и межзерновых промежутках катаклазированного арсенопирита, в кварце, по границе срастания арсенопирита и кварца, сфалерита – арсенопирита – кварца и реже в пирите. Форма золотинок в срезе полированного шлифа меняется от овальной до неправильной с остроугольными очертаниями. Линии срастания золота с другими минералами гладкие, цвет золота желтый.

Золото находится в разных минеральных ассоциациях: 1) раннее – тонкодисперсное в сульфидных (арсенопирит и пирит) серицитизированных осадочных породах; 2) мелкое между блоками пирита и арсенопирита березитизированных пород; 3) гидротермальное, отторгнутое золото от сульфидов в хлорит- мусковит- кварцевых, хлориткальцит- кварцевых прожилках (хлорита, кварца, сульфидов); 4) переотложенное – в гидроксидах железа, иногда с ярозитом.

Размеры золотинок варьируют от 2 до 4 мкм в пирите и до 0,45–0,5 мм – в кварце. В арсенопирите размер золотинок от 0,002 до 0,010 мм, в трещинах дробления арсенопирита и его межзерновых промежутках – от 0,002 до 0,055 мкм.

2.1 Методика выполнения анализа состава угольных отходов

Методика подготовки золотосодержащего техногенного сырья к анализу. Подготовка сырья к рентгенофлуоресцентному и атомно абсорбционному анализу производилась следующим образом:

- рассев угольных отходов по фракциям;
- отмывка щепы от основной массы отходов, последующем высушиванием и взвешиванием;
- усреднение пробы методом двойного квартование и методом кольца и конуса;
- отмывка навески пробы на кислотных растворах.

2.2 Характеристика пробы отвального измельченного угля золотоизвлекательной фабрики

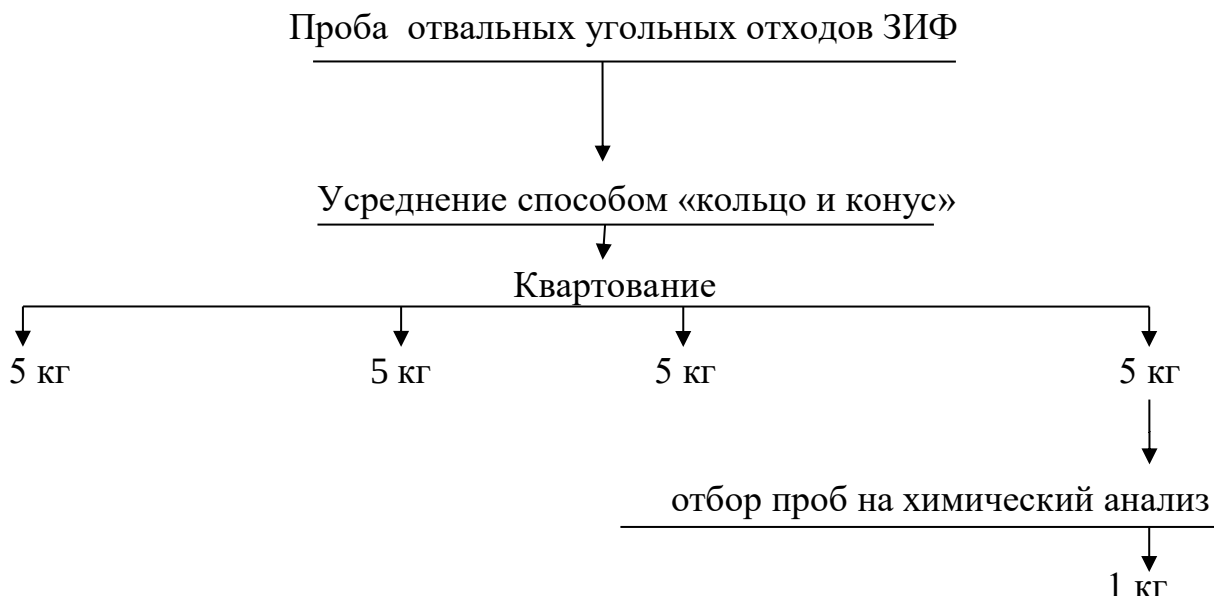


Рисунок 2 – схема подготовки пробы отвальных измельченных углей к исследованиям

Фазовый и химический состав руды изучали с использованием комплекса современных физико-химических методов анализа, таких как рентгенофлуоресцентный (элементный, полуколичественный), пробирный, атомно-адсорбционный.

Перспективным представляется использование тест-методов (методов индукции, интенсификации или качественного анализа). В этой работе для предварительной оценки проб для определения наличия золота применяли качественный анализ. Обычно количественному определению целевых компонентов, их содержания и требуемой точности анализа. Обычно количественному анализу целевых компонентов предшествует обзорный рентгенофлуоресцентный и атомно-эмиссионный анализы, дающие представление о полном химическом составе сырья.

Анализ угольных отходов

Учитывая специфический состав пробы, в котором содержится и щепа, тонкоизмельченный уголь и минеральные включения, а также неминеральные включения (нерудные, металл, камни до 3 см и др). Затем пробы были просеяны на сите, чтобы отделить основные отходы от крупных включений.

Рассев угольных отходов «Старая проба» показал следующее:

Таблица 4 - «Старая проба» (влажность материала более низкая чем в «новой пробе»)

Фракция	Вес, грамм	%
мелкая фракция	1855	9,9
средняя фракция	13330	70,9
крупная фракция	3520	18,7
щебенка крупная	85	0,5
Всего	18790	100

Таблица 5 - Рассев угольных отходов «Новая проба» (влажность более высокая)

Фракция	Вес, грамм	%
мелкая фракция	Незначительно	0
средняя фракция	13900	65,2
крупная фракция	7400	34,7
щебенка крупная	25	0,1
Всего	21325	100

Содержание щепы в пробах

Для уточнения содержания щепы в пробах на пробе весом в 1 кг (старая и новая) был проведен отмывка щепы от основной массы отходов. После отмывки щепы, остатки высушивали и взвешивали для определения соотношения щепы и основной массы пробы.

Данные показали, что щепы составляет до 5% в «старой пробе», и до 20% в «новой пробе».

Качественный анализ содержания угля и минеральных включений

Для уточнения соотношения минеральных включений (кварц, и др) и угля была произведена отмывка навески пробы (50 грамм) после усреднения кварцеванием. Отмывка специально приготовленных кислотных растворах позволила визуально определить угольную часть в пробе и минеральную фракцию.

Эти данные объясняют значительный вес проб, и их высокую плотность. Визуально объем темной части на 10-20% больше объема минеральной (отмытой) части. И хотя в общем виде объем угольной части визуально больше минеральной части, но на рисунки, где определены темные крупинки от светлых заметно, что отмытой минеральной фракции больше по объему, при этом обе части по весу одинаковы. Возможно часть темной части угольной

фракции имеют включения других минералов (неугольных и значительных по плотности).

Следует отметить, что после отмывки в кислотах (10 мл) угольная фракция не всплывала в воде. Это подтвердило упорность золота в угольных отходах. Результаты анализа по содержанию показано на таблице 6.



Рисунок 3- Вид навески после отмывки от поверхностных включений на угле и минеральной фракции



Рисунок 4- Отбор навески квартованием

Качественный анализ проб показал состав угольных отходов:

- из щепы от 5 до 20% («старая» и «новая» проба)
- крупная щебенка до 3%
- угольная фракция до 50% (в пробе без щепы)
- минеральная фракция свыше 50% (в пробе без щепы).

Таблица 6 - Результаты анализа по содержанию

Состав	Содержание, % №1	Содержание, % №2
Al	3,116	3,674
Si	11,127	16,682
P	0,420	0,456
Cl	0,183	0,083
K	1,998	2,646
Ca	4,178	2,228
Ti	0,325	0,410
Fe	2,668	3,892
Ni	0,268	0,097
As	0,046	0,029
Rb	0,019	0,024
Mg	0,636	0,778
S	0,219	0,118
V	0,006	0,010
Cr	0,011	0,012
Mn	0,034	0,045
Cu	0,088	0,026
Zn	0,016	0,015
Ga	0,001	0,002
Se	0,003	0,001
Y	0,002	0,001
Zr	0,0016	0,001
Au	0,018	0,014

Исходные пробы анализировались несколькими методами на металл. Но высокий разброс по содержанию объясняется высокой разнородностью материала. Усреднение различными методами не обеспечивает высокой однородности проб.

Высокая вариабельность содержания золота объясняется малым весом навески (1 грамм). По нашим анализам в исходных пробах содержание золота составляло около 120-140 г/т.

Следует отметить высокое содержание редкоземельных металлов, но стоимость этих металлов на мировом рынке составляет от 100 дол/ кг до 500 дол/ кг. В связи с этим получение редкоземельных металлов из малого объема отходов (10 тонн) экономически нерентабельно. Данные пробирного анализа на различных навесках дали различные данные.

3 Опробование технологии по извлечению золота из отвальных угольных отходов

Способы, которые были предложены для предварительной обработки и извлечения золота из отработанного углерода, обычно можно классифицировать следующим образом: сжигание, флотация-элюирования, электрохимическое и конкурентная адсорбция.

Попытки отделить оставшееся золото с помощью растворов на основе гидроксида натрия или сульфида натрия оказались безуспешными из-за низкой эффективности элюирования и повторной адсорбции золота.

Повышение качества материала путем пенной флотации также исследовали с использованием различных обычных флотационных реагентов, которые имели определенный успех при концентрировании свободного металлического золота, однако качество и извлечение считали менее желательными по сравнению другими процессами раскрытия наночастиц. Были также опробованы растворы на основе сульфида натрия, хлорида натрия и хлорида аммония, но они оказались менее успешными из-за их неспособности мобилизовать золото. Никакой значительной концентрации золота не было обнаружено ни в одном из отобранных образцов раствора.

Разделение материала путем флотации возможно, но вряд ли это даст решение для дешевой обработки на месте, если только высокие потери не считаются приемлемыми. Перенос золота в первичный активированный уголь оказался более перспективным, но в конечном итоге он ограничен тем, что он имеет такое же сродство к золоту, что и материал образца, и поэтому требуется большое количество первичного углерода.

Сжигание угля при использовании стандартных печах позволило только лишь при высоких температурах (вплоть до 1200 °C) полному озолению. Поэтому для снижения температуры процесса предложены способы сжигание после гранулировании смеси отвальных углей угольным порошком, древесными опилками, оксидом кальция и глиной при температуре 700-800 °C.

Для окисления отработанного активированного угля необходимо высокая температура, но это приводит спеканием золы.

В этом исследовании оценивается метод, которые способствуют сжиганию активированного угля.

Целью проводимых исследований является исследование применимости разработанной технологии для переработки отходов измельченного активированного угля. Разработанную технологию можно эффективно применить в условиях ЗИФ Акбакай для переработки свыше 130 тонн угольных отходов. Полученный золотосодержащий промпродукт перерабатывается в дальнейшем по действующей схеме фабрики.

3.1 Обработка технологических параметров переработки активированных угольных отходов

Золото часто генетически связано с углеродистым веществом в природных экзогенных и эндогенных процессах. Оно находится в них как в рассеянном виде (сорбированном на поверхности углеродистого вещества), так и образует видимые концентрации в случае гидротермальной проработки углеродсодержащих пород.

Предварительный анализ эффективности процесса сорбции золота проведен при сравнительно небольшом увеличении (1-3 тысячи крат). Этот анализ показал, что осаждение золота на активированных углях происходит весьма избирательно (рис. 5). В частности, поверхность некоторых из них почти полностью покрыта скоплениями относительно крупных (более 1 мкм) частиц золота, в то время как на других плотность их расположения на поверхности весьма низкая, а частицы золота в основном значительно мельче. При увеличениях порядка 15 тыс. крат отчетливо проявляется агрегатное строение основной массы частиц золота на поверхности угля (рис. 6). При этом среди агрегатов выявляется два морфологических типа: плотные шарообразные скопления частиц золота размером в несколько микрометров и цепочечные образования аналогичных по размеру частиц.

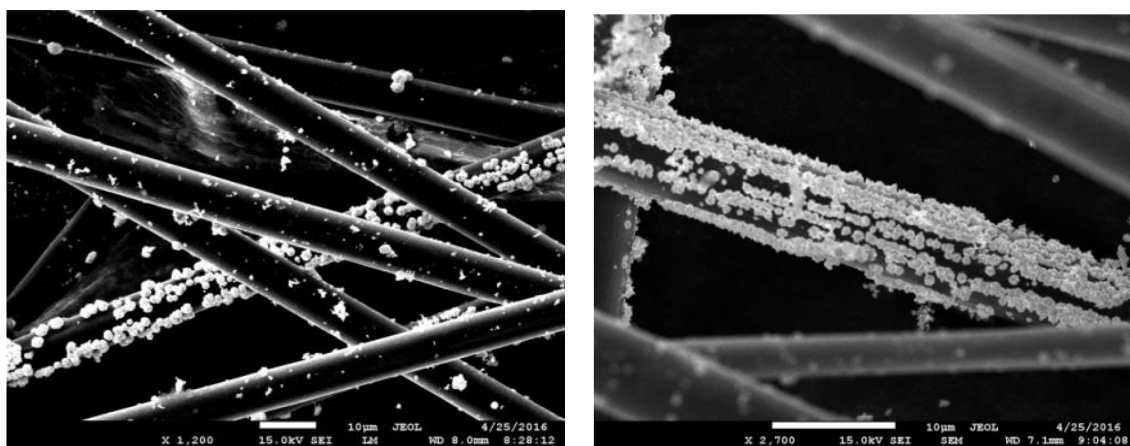


Рисунок 5 – Частицы золота на активированном угле (масштабная линейка 10 мкм)

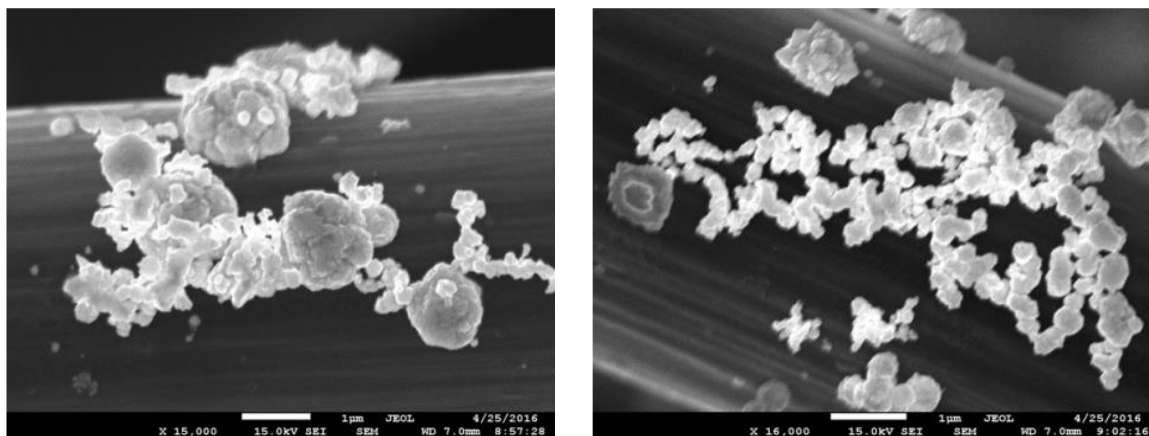


Рисунок 6 - Агрегаты частиц золота микронных размеров на активированном угле (масштабная линейка 1 мкм)

В формах нахождения частиц золота на угольном веществе представляют собой округлые агрегаты размером в несколько микрометров (иногда десятки микрометров), сложенные наночастицами золота размером 30-70 нм. Осаждение золота на угле происходит в результате сорбции и восстановления наночастиц золота до металлического состояния.

Формируются сплошные пленки золота толщиной до нескольких десятков микрометров, а также «каркасные» и «массивные» покрытия поверхности частиц угля.

Соединению наночастиц золота в плотные агрегаты способствует также выпадение из растворов неструктурированных масс золота (аморфного строения), которые становятся цементирующей массой для наночастиц металла. А так же неравномерное выпадение золота на поверхность сорбента может быть вызвано специфическими свойствами поверхности, различной доступностью золотосодержащего раствора и другими причинами.

Эти показатели показывают то, что различный размер наночастиц золота на активированном угле определяет неодинаковые удельную поверхностную энергию, растворимость и термическую стабильность.

При повышении температуры нагрева от комнатной до 370 °C не изменяется, после наименьшие частицы золота (<2) растворяется. При больше 370 °C наночастицы более крупных частиц способны увеличивать размер. Свыше 600°C меньшие частицы золота постепенно уменьшает свой размер, и при 650°C наблюдается исчезновения частиц. Причиной является, большие по размеру наночастицы золота растут за счет меньших.

Эти данные показывают, что наночастицы золота в активированных углях могут существовать и оставаться устойчивыми при температурах вплоть до 400°C. Кроме того, при обжиге в условиях массового перехода различных элементов и соединений из твердой фазы в газовую фазу происходит сонос микрочастиц золота при температурах, не характерных массивного состояния.

Результаты анализа подтвердили упорность золота в угольных отходах.

Для извлечение такие наночастицы традиционными процессами

(цианирование) нерентабельно. Термическая обработка сравнимая другими процессами является более эффективной для получения золотосодержащих промпродуктов для последующей переработки действующими технологиями золотоизвлекательной фабрики.

3.2 Определение оптимальных условий для удаления мелкоизмельченного угля из отходов

Золотосодержащий отработанный активированный уголь обычно включает графитоподобные структуры, которые представляют собой смеси оксидов, силикатов и карбонатов Na, K, Si и других (SiO_2 , Al_2O_3 и т.д), которые приводит к увеличению их механической структурной стойкости и повышению их устойчивости к химической реакции (окислению).

Полное озолотение отходов активированных углей стандартных печей происходит лишь при высоких температурах (>1000). Но это приводит к спеканию и оплавлению материала, так же процесс требует больше электроэнергии. Однако применение высоких температур (выше 650°C) для принудительного сжигания углеродных частиц обычно приводит к остекловыванию графитоподобных структур тонкодисперсного углерода. В результате наночастицы золота внутри тонкодисперсного углерода покрывается стекловидной пленкой (или слоем), что предотвращает дальнейшее извлечение золота. Соответственно, предлагаемая технология обеспечивает окислению частиц углерода при низких температурах, что устраняет трудности, связанные с любым потенциальным остекловыванием графитоподобных структур. Для этого используется предварительная химическая обработка отработанного угля и последующим извлечением на измельченном оборудовании после термической обработки.

Предварительная химическая обработка растворением некоторых материалов породы, связанных с тонким углеродным материалом облегчает удаление угля и щепы в отходах низкой температуре печи ($450-550^\circ\text{C}$). Химическая обработка углерода реагентом (пропитывание кислородом) и газификацию углеродных частиц пропитанного кислородом тонкодисперсного углерода приводит к получению неуглеродистого золотосодержащего промпродукта.

Перед термической переработки отработанный уголь сначала пропитывают кислородом, используя водный раствор реагента, который, как правило, состоит из одного или нескольких соединений, способствующих окислению. Реагенты такие, как способствующие окислению, могут включать комбинацию оксидов, но предпочтительно гидроксиды щелочных металлов, и источники кислорода могут быть получены из различных солей: нитратов (например, KNO_3 , NaNO_3 , NH_4NO_3), персульфаты (например, $\text{K}_2\text{S}_2\text{O}_8$ (NH_4), S_2O_8 , $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_8$), перманганаты (например, KMnO_4) или другие.

Как правило, гидроксиды щелочных металлов облегчают процесс окисления следующими хорошо известными способами:

- образование фенолятных групп, которые деформируют и разрушают углерод-углеродные (С-С) связи;
- изомеризация фенолятных групп производных углерода с образованием карбонатных и переносных зарядов;
- способствует проникновению кислорода O_2 в межслоевое пространство с образованием оксида графита;
- образования калиевого интеркалатуса вместе с оксидом графита, атомы углерода которого находятся в орбитальной конфигурации SP^3 , способствуют разрушительному окислению полициклических природных структур с разрывом связей С-С вдоль периферийных областей графита и основных областей, что сильно ускоряет процесс окисления.

Приготовление водного раствора реагента включает растворение заданного количества гидроксидов щелочных металлов в воде и затем добавление кислородных присадок к водному раствору гидроксидов щелочных металлов с образованием водного раствора реагента.

Оптимальный параметр температуры сжигания для удаления мелкоизмельченного угля из отходов является $450^\circ C$. Так как при низких температурах $200-250^\circ C$ происходит лишь изменение кристаллической структуре угля. Активированный уголь не содержит достаточно летучих веществ для поддержания автогенного обжига. После удаления мелкоизмельченного угля из отходов получением золотосодержащих промпродуктов подвергается механической обработке для раскрытия упорных частиц золота. Значительная часть активированного угля фрагментирована поэтому механохимическое действие приводит к изменениям в кристаллической структуре углерода: некоторые мелкие частицы активированного угля (отходы активированного угля) и щепы отделяются.

4 Изучение и выбор оптимальной технологии переработки золотосодержащего промпродукта

Извлечение золота из золотосодержащих промпродуктов после раскрытия удалением отходов блокирующих поверхность будет реализовано традиционными процессами. Таких случаях, для извлечения наночастицы золота хорошо справляется цианидный процесс, который является основным процессом переработки золотосодержащих продуктов имеющий преимущества перед другими процессами, которые не могут быть раскрыты даже при тонком измельчении. Раствор цианида по трещинам и порам способен просачиваться к мелким золотинам и растворять их.

В известных процессах цианидного растворения используется растворы с повышенной концентрацией цианида (20-40 г/дм³), защитной щелочи и с добавкой химических реагентов и окислителя.

Динамика реакции выщелачивания зависит от объема ионов цианида и кислорода, растворенного в пульпе. Именно по этой причине кислород подается в чаны выщелачивания в виде сжатого воздуха. Сжатый воздух добавляется в чаны по дополнительной трубе от воздуха и до основания каждого чана и через диспергатор равномерно распределяется по всему объему чана.

Качественно новым этапом развития цианистого процесса явилась разработка и внедрение в промышленную практику методов извлечения золота непосредственно из цианистых рудных пульп (без предварительного обезвоживания: сгущения, фильтрации) с помощью искусственных гранулированных сорбентов. Растворенное в цианиде золото выделяется из пульпы на гранулах сорбента, размер которых значительно превышает крупность частиц измельчаемой руды. Нагруженный золотом сорбент затем отделяют от пульпы на специальных дренажных устройствах и обрабатывается в отдельном цикле до получения товарного золотосодержащего продукта.

В зависимости от характера перерабатываемой руды и других факторов сорбция золота из пульп осуществляется либо после предварительного выщелачивания, либо одновременно с выщелачиванием руды.

Процесс «уголь в пульпе» обеспечивает короткое время обработки и низкие эксплуатационные затраты.

После цианирования цианидные соединения золота, серебра и др. сорбируются активированным углем в резервуарах процесса «уголь в пульпе». В качестве сорбента используется гранулированный активированный уголь.

Активированный уголь смешивается с пульпой из цикла выщелачивания и оставляется на время, достаточное для сорбции золота и серебра из раствора на уголь. Золото сорбируется активированным углем в резервуарах. Свежий или обеззолоченный уголь добавляется в последний резервуар процесса (CIP) и затем откачивается погружным насосом вверх резервуара. На выходном

отверстии каждого резервуара устанавливается грохот, который не дает углю стечь вниз смешаться с пульпой. Когда уголь достигает первого резервуара, где содержание золота в растворе самое высокое, он уже насыщен золотом и серебром и поэтому называется насыщенным углем. В каждом резервуаре есть механическая мешалка, которая помогает постоянно поддерживать твердые примеси и уголь во взвешенном состоянии.

Сорбция (уголь в пульпе) используется для восстановления золота из предварительно выщелоченной пульпы. Золото в цианидно-щелочном растворе вырабатывает $[\text{Au}(\text{CN})]^-$ комплекс закрепленный с кальцием Ca^{2+} катионы содержатся в большом количестве из извести, используемой в качестве рН модификатора. Золото в цианидно-щелочном растворе преимущественно выступает как $\text{Ca}^{2+}[\text{2}[\text{Au}(\text{CN})]]^-$.

В цикле сорбции, растворенное золото содержащее пульпу, смешивается с активированным углем. Избирательные поверхности активированного угля способны поглощать растворенное золото, давая 95% извлечения.

Полная реакция выщелачивания и цикла адсорбирования:



Благоприятные условия поглощения золото-цианидного раствора углем:

- высокая концентрация Ca^{2+} . Уровень Ca^{2+} всегда высок в выделениях из извести, которая добавляется в пульпу в качестве рН модификатора;
- достаточная концентрация CN^- ;
- высокая сорбционная активность угля;
- низкая температура внешней среды.

Требуемая концентрация цианида в щелочных растворах для благоприятной абсорбции золото-цианидного раствора углем составляет 90-120 мл/л. Низкое содержание цианида приводит к снижению процесса абсорбции на уголь и увеличения содержания металла в жидкой фазе в хвостах.

4.1 Определение оптимальных условий переработки золотосодержащего промпродукта

Щелочность пульпы должна поддерживаться при рН показателях примерно 10,5-11. Самая токсичная форма цианида - свободный цианид, который включает собственно анион цианида и ион водорода, HCN , в газообразном или в жидком состоянии. При показателе рН равном 9,3-9,5 CN^- и HCN находятся в равновесии, каждое соединение присутствует в одинаковом объеме. При показателе рН равном 11, более 99% цианида остается в растворе в форме CN^- , в то время как при показателе рН равном 7,

более 99% цианида будет присутствовать в форме HCN. Хотя HCN сильно растворим в воде, его растворимость уменьшается с увеличением температуры и при высоком содержании солей.

Концентрация кислорода в растворе является весьма капризным фактором. Даже увеличив концентрацию кислорода при предварительной подготовке раствора за счет дополнительной аэрации или насыщением при высоком давлении в автоклаве, удержать эту концентрацию сложно, так как при возвращении раствора в нормальные условия кислород стремится выйти из раствора. Поэтому создать требуемую концентрацию кислорода в растворе можно только за счет обеспечения определенных условий, а именно насыщая раствор кислородом непосредственно в реакционной зоне. Однако это приводит к большим конструкционным изысканиям и высоким капиталовложениям.

Как известно, повышение температуры в реакционной зоне положительной влияет на скорость реакции, но отрицательно влияет на концентрацию O_2 в растворе, что вызывает определенные ограничения либо в использовании кислорода, либо в проведении процесса при высоких температурах.

Для интенсивного выщелачивания использовали окислитель LeachAid. Окислитель более стабильный и технологичный, так как его можно добавить единовременно, как твердый продукт, при старте реакции выщелачивания. Окислитель LeachAid также классифицируется как безопасный материал, что делает его безвредной, чистой и простой добавкой.

Главным преимуществом окислителя LeachAid является его неокислородная основа. Это дало возможность использования данного окислителя при повышении температуры до 70°C в течение цикла выщелачивания с преимуществом улучшения времени реакции и общего роста извлечения.

Введение сильного окислителя является основой ускорения цианистого выщелачивания, имеет ограничение. Вполне очевидно, что ограничивающим фактором является окислительно-восстановительный потенциал выщелачивающей системы. Этот параметр должен обеспечивать интенсификацию окисления золота, но быть меньше значения, при котором становится возможным окислительное разложение цианида.

Применение дополнительных реагентов-окислителей дает положительный эффект, скорость цианирования возрастает. Подогрев раствора также оказывает положительное действие.

5 Методика выполнения эксперимента

Извлечению золота из золотосодержащей промпродукта по действующей схеме ЗИФ эффективно проведено после раскрытия золота с термической обработкой последующим извлечением на барабанной шаровой мельнице.

Цель цикла измельчения- измельчение золотосодержащего промпродукта до конечного размера 75-80% до – 0,074 мм при подготовке к сорбционному выщелачиванию. В процессе измельчения, крупность руды уменьшается для дальнейшего извлечения золота. Применение термической обработки показали эффективность удаления мелкоизмельченного угля из отходов.

5.1 Переработка отходов измельченного активированного угля

Эксперименты проводили на стандартной печи. Угольные отходы отработали специальным реагентом и подавали партиями по 20 кг в экспериментальную установку. Время отработки варьировалось от 2 часов до 3 часов. После переработки угольных отходов на экспериментальной установке были получены следующие результаты.

Печь нагревали до 450°C. При температуре ниже 200°C: испаряются и улетучиваются текучие и летучие адсорбируемые вещества. Повышением температуры наблюдается изменение структуре угля. В результате при температуре 400-450°C поверхность активированного угля расслаивается, это характеризуется удалением остаточных углеводородных групп и щепы. В результате содержание углерода в золотосодержащей промпродукте уменьшилось с 40 % до 1,8%.

Начальная проба для отработки технологии составила 19,630 кг. На этой части были отработаны режимы подготовки пробы к удалению угля и щепы.

После того как режим отработки был проверен, то оставшаяся часть пробы была переработана на экспериментальной установке в течение 5 дней. По новой пробе общий вес составил 66,7 кг. Старая проба общий вес составил 8,271 кг. При подготовке пробы к переработке добавлялся реагент обеспечивающий высокую эффективность процесса в количестве до 15% от общего веса пробы. Итого на переработку поступило 110 кг из старой и новой пробы. Из пробы было оставлено для проведения дополнительных исследований.

Таблица 7- режим термической обработки угольных отходов

Температура, °С	Время переработки, ч	Выход Au %
350-370	3	37
370-400	4	44
400-500	5	50

Как указано в приведенной выше таблице 7, для извлечения наибольшего процента золота оптимальная температура и время составляет приблизительно от 400 до 500 ° С в течение приблизительно 4,5-5 часа, что приводит к потере массы около 30% (газификация углерода) с выходом золота до 50%.

5.2 Переработка золотосодержащего промпродукта

Для исследования привели цианирование золотосодержащего промпродукта. Результаты цианидного выщелачивания золотосодержащего промпродукта приведены в таблице.

Условия цианирования Т:Ж=1:5

1. Старые 100 гр. рН=12 + Leachaid 2,5 г. 500 мл.воды. Концентрация NaCN – 15 г/л. В течении 24 час. Температура 18°.
2. Новые 100 гр. рН=12 + Leachaid 2,5 г. 500 мл.воды. Концентрация NaCN – 15 г/л. В течении 24 час. Температура 18°.
3. Новые 100 гр. рН=12,3 + Leachaid 10 г. 500 мл воды, цианидного раствора. Концентрация NaCN – 20г/л. Цианирование в течении 18 час. Температура 30°.
4. Новые 100 гр. рН=12,3 + Leachaid 10 г. 500 мл, цианидного раствора. Концентрация NaCN – 20г/л. Цианирование в течении 24 час. Температура 30°.

Таблица 8 - Результаты цианидного выщелачивания

Наименование	1	2	3	4
Навеска	100	100	100	100
Жидкая фаза, л	0,5	0,5	0,5	0,5

Продолжение таблицы 8

Наименование	1	2	3	4
Концентрация цианида, г/л	15	15	20	20
Содержание золота в кеке, мг (общий)	5,39	7,48	6,16	3,14
Содержание золота в исходной пробе, мг (общий)	14,6	17,70	17,70	17,70
Извлечение золота % по кеку	63,0	57,7	65,1	82,2

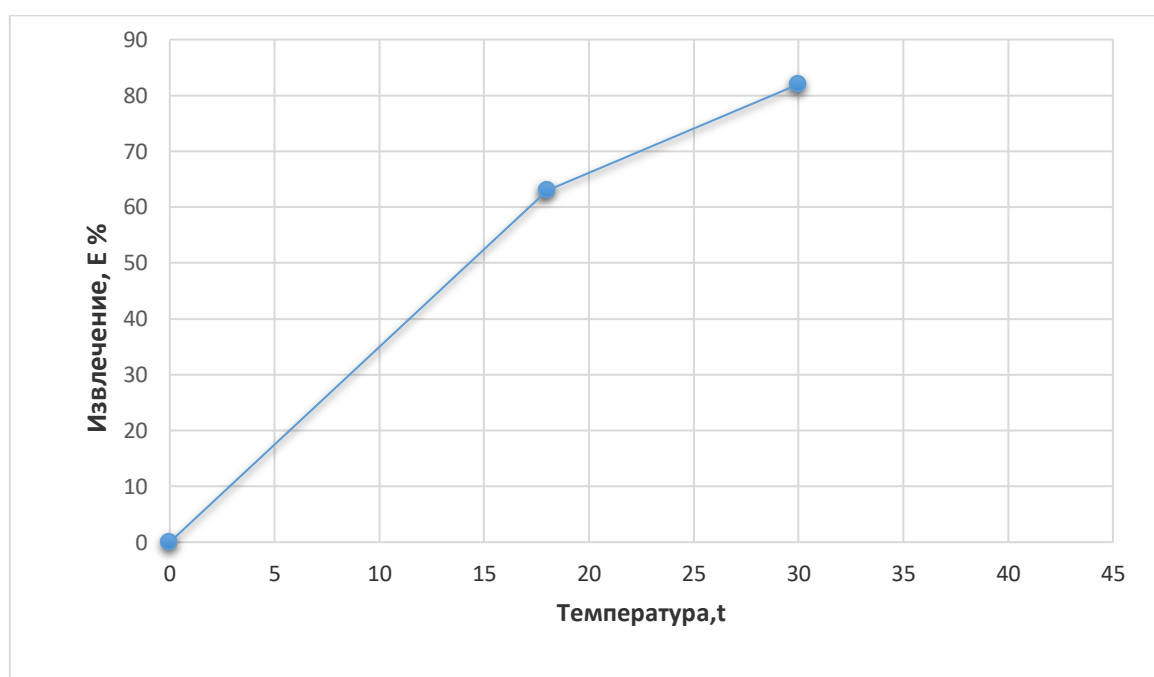


Рисунок 7 – Извлечение золота при цианировании золы после термической обработки активного угля

На цианирование взяли 100 г пробы из каждой старой и новой пробы. И пробы после измельчения на шаровой мельнице цианировали высоко щелочной среде при $pH=12-12,3$. Концентрация цианида варьировалась $NaCN$ от 5 до 20 г/л и соотношение Ж:Т=1:5. Цианирование проводили от 18 до 24 часов. За 18 часов обработки выщелачивалась около 60% золота, за 24 часа

свыше 80%. Как видно из приведенных данных, повышение температуры раствора положительно влияет на растворение золота. При температуре 18°C в течение 24 часа золото извлекается только на 63-58%, в то время как при повышении температуры до 30°C скорость реакции увеличивается. При температуре 30°C за 18 часа извлечение золота повышается до 65%, а за 24 часа составляет 82,2%. Необходимо отметить, что при повышении температуры процесса повышается расход цианида. При 18°C за 24 часа цианирования золотосодержащего промпродукта расход цианида составил 15 г/л, в то время как при 30°C - 20 г/л.

Представление результатов технологии переработки пробы для принятия дальнейших решений о промышленной переработке угольных золотосодержащих отходов.

По анализам в исходных пробах содержание золота составляло около 120-140 г/т

Выход золотосодержащего промпродукта составил 50% после термообработки с повышением содержания золота в два раза в зависимости от исходного содержания в угольных отходах. Пробирный анализ после удаления угля показал наличие золота до 247 г/т промпродукте.

5.3 Предлагаемая технологическая схема

Проведенные исследования позволили применительно к угольным отходам ЗИФ Акбакай предложить следующую технологическую схему (рисунок 6):

- Подготовка угольных отходов к переработке (смешивание реагентов и отходов). При необходимости к переработке могут быть поданы пылевидные угольные отходы после отделения регенерации активированного угля.
- Сжигание: удаление угля и щепы. Стандартная обжиговая печь производительностью от 1-3 т угольных отходов в сутки.
- Доизмельчение отходов 80% до класса - 0.074 мм на шаровой мельнице производительностью до 2т/час
- Цианирование золотосодержащего промпродукта без угольной фракции и щепы.

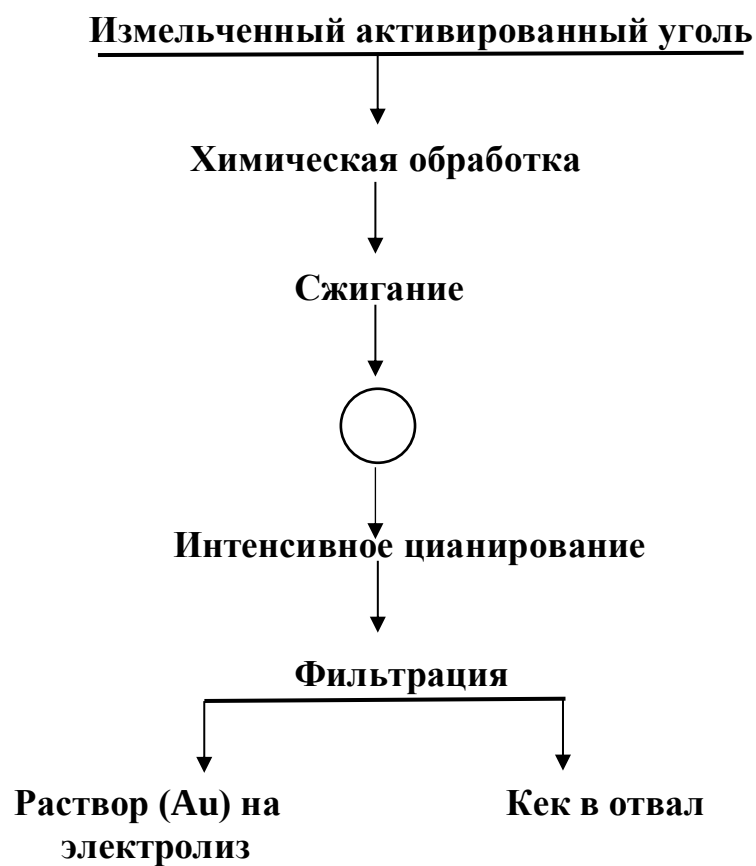


Рисунок 6 - технологическая схема доизвлечение золота из отработанных активированных углей

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате выполнения магистерской работы решены все поставленные задачи:

- проведены анализы литературных и патентных данных с целью обобщения сведений о путях переработки отходов из мелкоизмельченного активированного угля образующегося при цианировании золота;
- представлены характеристики золотосодержащего продукта, используемого в работе с применением современных методов физико-химического анализа;
- отработаны технологические параметры метода выделения золотосодержащего промпродукта для последующей переработки;
- изучен и подобран оптимальной технологии извлечения золота;
- проведены лабораторные исследования удаления активированного угля и щепы из мелкоизмельченных угольных отходов образующегося на ЗИФ.

Таким образом, достигнута цель магистерской работы - разработка технологии извлечения золота из отвального активированного угля золотоизвлекательной фабрики.

Ценность работы заключается в том, что при научном подходе и глубоком понимании определены оптимальные условия удаления угля и щепы в отходах, получением золотосодержащих промпродуктов для последующей переработки по действующей технологической схеме данной ЗИФ.

В соответствии с выполненным анализом литературных данных и полученными в ходе выполнения магистерской работы результатами сделаны следующие выводы:

- изучен химический состав отвальных угольных отходов Акбакайской ЗИФ с использованием химических, современных физических методов анализа.

Установлено, что в пробах щепа составляет от 5% до 20% в старый и новой пробе. В оставшейся части состоящей из угольного остатка и других включений составляет по весу 50% с преобладанием по весу минеральной фракции. Отмечено, что исходная проба характеризуется специфическим составом и включает разнородные нерудные примеси и камни размером до 3 см. Установлено, что эти факторы не влияют на эффективность отделения угля и щепы из проб. В исследовании использованы пробирный, рентгенофлуоресцентный и атомно-абсорбционный виды анализа проб и промпродуктов.

Так же отмечено, что золота в пробах распределено неравномерно. Пробы усредняли методом двойного квартования и методом кольца и конуса. Тем не менее содержания золота при разных отборах пробы варьировалось от 120-200 г/т, что объясняется разнородностью распределения золота в угле и минеральной части в зависимости от размера навески.

На основании полученных данных для удаления угля и щепы из отходов рекомендован термическая обработка низких температура. Отработанный уголь подвергали механохимической активаций, это позволило снизить температуру обжига до 450°C. Отработанный уголь предварительно химический активировали специальным реагентом для удаления угля и щепы из отходов, улучшая окисления активного угля и раскрытия упорных наночастиц золота. Последовательная термическая обработка позволило удалить отходы и остаточные углеводородные группы и щепы получением золотосодержащего промпродукта. После термической обработкой промпродукт подвергали механической переработке. Здесь золотосодержащий промпродукт измельчали до класса -0,074 мм 80% шаровой мельнице для последующей проведения цианирования. Термическая обработка предварительной химической активации позволило получать золотосодержащий промпродукт с повышенным содержанием золота в два раза в зависимости от исходного содержания в угольных отходах. Выход золотосодержащего промпродукта составил 50%. Пробирный анализ после удаления угля показал наличие золота до 247г/т.

Начальная проба для отработки технологии составила 19,63 кг. На этой части пробы были отработаны режимы подготовки пробы к удалению угля и щепы. После того как режим отработки был проверен, то оставшаяся часть пробы была термической отработана. По новой пробе общий вес составил 66,7 кг, а старый пробе-8,271 кг. При подготовке пробы к переработке добавлялся реагент обеспечивающий высокую эффективность процесса в количестве до 15% от общего веса пробы. Итого на переработку поступило 110кг из старый и новой пробы.

Измельченный золотосодержащий промпродукт цианировали. Концентрация цианидов варьировалась от 5г/л до 20 г/л с окислительными добавками. В качестве окислителя использовали LeachAid. Окислитель позволило повысить температуру от 18° до 30°. Цианирование проводили от 18 до 24 часа.

За 18 часов обработки выщелачивалась около 60% золота, за 24 часа свыше 80%. Повышение температуры раствора положительно влияло на растворение золота. При температуре 18°C в течение 24 часа золото извлекался только на 63-58%, в то время как при повышении температуры до 30°C скорость реакции увеличивался. При температуре 30°C за 18 часа извлечение золота поднялся 65%, а за 24 часа составил 82,2%.

В результате выполнения магистерской работы проведены лабораторные испытания технологии извлечения золота из отработанных активированных углей золотоизвлекательной фабрики в производственных условиях. Установлено, что наиболее оптимальной технологией извлечения золота из отработанных активированных углей ЗИФ является термическая обработка с предварительной химической активации, с получением золотосодержащего промпродукта с повышенным содержанием золота в два раза в зависимости от исходного содержания в угольных отходах. Результаты

исследований показали эффективность использования этой малотоннажной технологии для переработки золотосодержащих лежалых отработанных угольных отходов ЗИФ.

По результатам исследований разработана и рекомендована технологическая схема малотоннажной переработки угольных отходов.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Aulmore M., Muir D. // Miner.Eng.-2001.-V.14. - P.135-174.
2. Wan R., Brierley J. // Min.Eng.-1997.-V.76. - P.76-80
3. Hisshion R., Waller C. // Min.Mag.-1984.-V.151.-№3. - P.237-243.
4. Millard M. // Advances in gold ore processing. / Ed.M. Adams.-Elsevier. Amsterdam, 2005.-P.985-991
5. Deschenes G. // GIM Bull. - 1986. –V.79. -№895. - P.76-83.
6. Marsden J., House L. The chemistry of gold extraction. - Ellis Horwood. N. Y.-1993.-597 p.
7. Muir C., Stett R. // Proc.3 Int. Sump. Hydromet / 112 AIME Ann.Meet.-Atlanta, USA. 1983. March 6-10.- Warrendale, USA. – 1983. – P.825-838.
8. Potter G. // Skilling Min.Rev.- 1982.-V.10-№10. - P.9-12.
9. Меретуков М.А., Орлов А.М. Metallurgy благородных металлов. Зарубежный опыт. – М.: Metallurgy,1991. - 416с.
10. Ramadarai G. // Proc.17 Int.Conf.: Precious Metals 1993.- Newport, USA.- 1993. IPMI. Allentown, USA. - 1993.- P. 21-54.
11. Qian G., Jiexue H. // Randol Gold Forum: Sacramento'99. – Sacramento, USA. – 1999. – P.145-151.
12. Aulmore M., Muir D. // Miner. Metall.Proc.-2001.-V.14.- P.1387-1402.
13. Wan R., Brierley J. // Min.Eng.-1997.-V.76.-P.76-80
14. Wan R., Le Vier M., Clayton R. Hydrometallurgical process for the recovery of precious metal values from precious metal ores with thiosulfate lixiviant / US Pat.5354359(1994).
15. Brierley J., Hill D. Biooxidation process for recovery of gold from heaps of low grade sulfidic and carbonaceous sulfidic ore materials / US Pat.5246486 (1993).
16. Marchbank A., Thomas K., Dreisinger D., Fleming C. Gold recovery from refractory carbonaceous ores by pressure oxidation and thiosulfate leaching / US Pat.5536297 (1996).
17. Thomas K., Fleming C., Marchbank A., Dreisinger D. Gold recovery from refractory carbonaceous ores by pressure oxidation and thiosulfate leaching and resin-in-pulp adsorbtion / US Pat.5785736 (1998).
18. Braul P. // CIM Mag.-2013. –V.8.-№1.-P.42-45.
19. Heath J., Jeffrey M., Zhang H., Rumball J. // Miner. Eng. -2008.-V.21.-P.424-433.
20. Scmitz P., Duyvesteyn S., Johnson W.et al. // Hydrometallurgy.-2001.-V.21.-P.424-433.
21. Jeffrey M., Heath J., Hewitt D., et al. // Proc. 6th Int. Sump.: Hydrometallurgy 2008. Ed. C. Young, P. Tay. C. Anderson, Y. Choi / SME.-2008.-P.791-800.
22. Finkelstein N., Noare R., James G., Howat D. // Saimm J. – 1966. – V.67.-P.196-215.

23. Fagin R. // Proc. 5th AusIMM Conf.: Extractive metallurgy. Perth, Aus.-1991. Oct.02-04 / Melbourne, Aus.-1991.- P.109-114.
24. Greaves J., Palmer G., White W. // JOM.-1990.-V.42.-№9.-P.12-14.
25. Ximing L., Jiajun K., Xinkui M., Bin L.// Hydrometallurgy.1992.V.29.P.205-215.
26. Wassink B., Dreisinger D., Fisher N. // Proc. Int. Symp.: Treatment of gold ores/ Ed.G.Deschenes, D. Hodouin, L. Lorenzen / Calgary, Canada. – 2005. – Aug. 21-24 / CIM. – 2005. - P.225-241.
27. Pesic B., Sergeant R. // Metall. Trans. B. -1993. –V.24B.-P.419-429.
28. Mensah-Biney R., Hepworth M., Reid K. // Miner. Eng. -1993.-V.6-P.173-191.
29. Sergeant R., Dadgar A., Shin C., Reid K.- Precious and rare metal technologies / Ed.A.Torma, I. Gundiler. – Elsevier.N.Y.-1989.-P. 149-156.
30. Dadgar A. // Proc. Int. Conf.: Precious metals. Las Vegas, USA. 1989. Feb.27-March 02. - P.227-240.
31. McGrew K., Murphy J. Lodine leach for the dissolution of gold / US Pat.4557759 (1985).
32. Jacobs A. // Gold recovery process / US Pat.3625674 (1971).
33. Murakami H., Nakao Y. // Int. Conf.: Asia workshop on the state-of-art of science and technology to protect the environment and people. Bandung, Indonesia.-2006.-Nov.27-29. -16p.
34. Бектурганов Н.С., Арыстанова Г.А., Койжанова А.К, Ерденова М.Б. Сравнительные изучения эффективности способов доизвлечения золота из техногенного сырья // Цветные металлы. – 2016. – № 10. – С. 69-74. DOI: /10.17580/tsm.2016.10.10.
35. Ковалев В.Н., Голиков В.В., Рылов Н.В. Анализ и выбор технологии переработки упорной золотосульфидной углеродсодержащей руды месторождения Бакырчик. // Обогащение руд. – 2017. – № 2. – С. 21–26. DOI: 10.17580/or.2017.02.04.
36. Турысбекова Г.С, Меретуков М.А, Бектай Е.К. Монография «Золото: Инновации в химии и металлургии» -2015.- 640 стр.
37. Турысбекова Г.С, Меретуков М.А, Бектай Е.К. Монография «Золото: Новые сырьевые источники, вторичная металлургия и аффинаж» -2016. - 359 стр.
38. Лолейт С.И., Меретуков М.А., Стрижко Л.С., Гурин К.К. Современные проблемы металлургии и материаловедения благородных металлов: учеб.пособие. – М.: Изд.-во Дом МИСиС, 2012. – 196 с.
39. Струков К.И., Плотников С.Н., Николаев Ю.Л., Пацкевич П.Г. Совершенствование технологий переработки золотоносных руд на обогатительных фабриках ЮГК. // Цветные металлы. – 2017. – № 6. – С. 29-35. DOI: 10:17580/tsm.2017.06.04
40. Койжанова А.К., Седельникова Г. В., Камалов Э.М., Ерденова М.Б., Абдылдаев Н.Н. Извлечение золота из лежалых хвостов золотоизвлекательной фабрики. // Отечественная геология. – 2017. – № 6. – С. 98–102.

41. Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Анализ современных направлений комплексного использования упорных руд цветных металлов. // Обогащение руд. – 2015. – №5. – С. 46–50. DOI: /10.17580/or.2015.05.08.
42. Седельникова Г.В., Савари Е.Е., Заулочный П.А., Кошель Е.А. Извлечение золота из упорных высокосульфидных концентратов с применением биогидрометаллургии // Цветные металлы. – 2012. – №4. – С. 37-41.
43. Watling H.R., Shiers D.W., Colinson D.M. Extremophiles in mineral sulphide heaps: Some bacterial responses to variable temperature, Acidity and Solution composition//microorganisms. – 2015. – №3. – Р. 364-390. DOI:103390/microorganisma 303364.
44. Абдыкирова Г.Ж., Бектурганов Н.С., Дюсенова С.Б., Танекеева М.Ш., Сукуров Б. М. Исследование возможности извлечения золота из лежалых хвостов золотоизвлекательной фабрики // Обогащение руд. – 2015. – № 5. – С. 46–53. DOI: /10.17580/or.2015.03.03.
45. Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Юшина Т.И., Чантурия Е.Л. Рациональная переработка пиритно-пиритинового природного и техногенного комплексного сырья цветных металлов // Горный журнал. – 2017. – № 9. – С. 77–85. DOI: 10.17580/gzh 2017.09.04.
46. Полежаев С.Ю., Черемисина О.В. Комплексная технология переработки золотосодержащих концентратов: автоклавное выщелачивание с последующим обжигом // Цветная металлургия. – 2015. – № 3. – С. 34–40. DOI: 10.17073/0021-3438-2015-3-34-39
47. Игнаткина В.А., Бочаров В.А. Выбор сульфгидрильных собирателей при флотации сульфидов цветных металлов из упорных руд. // Цветная металлургия. – 2015. – № 1. – С. 3–11. DOI:10.17073/0021-3438-2015-1-3-11.
48. The study on heap bioleaching for gold recovery from refractory ores using non-cyanide lixiviant. // 19th International Biohydrometallurgy symposium (IBS).2011. Changsha. – V. 2. – Р. 813-817.
49. Струков К.И., Плотников С.Н., Николаев Ю.Л., Плотникова И.Е. Опыт внедрения технологии кучного выщелачивания золота на рудниках «Куросан», «Светлинский» и «Березняковский». // Цветные металлы. – 2017. – № 9. – С. 46–52. DOI: 10.17580/hsa.2017.09.07.
50. Жмурова В.В., Немчинова Н.В., Минеев Г.Г. Кислотное выщелачивание примесей золотосодержащего катодного осадка // Цветные металлы. – 2017. – № 7. – С. 41–46. DOI: 10.17580/tsm.2017.07.07.
51. Кожихметов С.М., Квятковский С.А., Оспанов Е.А., Семенова А.С. Пирометаллургическое вскрытие упорных углисто-мышьяковистых коренных руд золота с извлечением благородных металлов в штейны. // Цветные металлы. – 2017. – № 9. – С. 53–58. DOI: 10.17580/tsm.2017.09.08.
52. Евдокимов С.И., Герасименко Т.Е. Выделение из продуктов обогащения россыпей шлихового золота методом магнитно-жидкостной сепарации // Цветная металлургия. – 2017. – № 5. – С. 4–13. DOI:/10.17073/0021-3438/-2017-4-12.

53. Рыльникова М.В., Ежов В.А., Никифорова И.Л., Плотников С.Н. Энергоэффективные технологии добычи и переработки золотоносных руд Светлинского месторождения // Цветная металлургия. – 2017. – № 9. – С. 35–41. DOI: 10.17580./gzh 2017.09.07.
54. Lattorre M., Ehrenfeld N., Cortes M.P., Travisany D., Budinish M. Global transcriptional responses of *Acidithiobasillus Ferrooxidans* grown under different Sulphide Minerals // 21st International Biohydrometallurgy Symposium (IBS). Bali. – 2015. – P.425-429.
55. Ващенко А.А., Марочко Л. Г., Ульберг З.Р. // Колл.ж. -2006. –Т.68.- №4. – С.445-453.
56. Сосипаторов А.И, Панченко Г.М, Высотин В.В, Винокурова М.А, Чикин Ю.А. Перспектива использования реагента-депрессора отечественного производства при флотации углистых золотосодержащих руд. // Вестник ИРГТУ.2018. Т.22. № 9. С.185-193.
57. Меретуков М.А. Золото и природное углеродистое вещество. М.: Руда и металлы, 2007. 63 с.
58. Развозжаева Э.А. Геохимия углерода и благородных металлов в осадочно-метаморфических комплексах складчатого обрамления Сибирской платформы. Новосибирск: АИ «Гео», 2015. 135 с.
59. Ковалев В.Н., Голиков В.В., Рылов Н.В. Анализ и выбор технологии переработки упорной золото-сульфидной углеродсодержащей руды месторождения Бакырчик // Обогащение руд. 2017. № 2. С. 21–25.
60. Abotsi M.K. Osseo-Asare K. Surface Chemistry of carbonaceous gold ores I. Characterization of the carbonaceous matter and adsorption behavior in aurocyanide solution // International Journal of Mineral Processing.1986. №. 18. P. 217–236.
61. Зайцева М.Л. Исследование сорбционных свойств углистых веществ при цианировании золотых руд // Цветные металлы. 1973. № 1. С. 77–79.
62. Барченков В.В. Технология гидрометаллургической переработки золотосодержащих концентратов с применением активных углей. Чита: Поиск. 2004.242 с.
63. Hasab M., Rashchi F., Raygan S. // Phyicochem. Probl. Miner. Process.-2013.-V.49.-P.61-70.
64. Amankwah R., Ofori-Sarpong G. // Miner. Eng.-2011.-V.24.-P.541-544.
65. Amankwah R., Khan A., Pickles C., Yen W. // Trans.Inst.Min.Metall.C.-2005.-V.114-P.30-36.
66. Amankwah R., Pickles C. // Miner.Eng.-2009.-V.22.-P.1095-1101.