

РЕСПУБЛИКА УЗБЕКИСТАН
НАВОИЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ
НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

На правах рукописи

Уразов Дилишод

**ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ
РАБОТА**

на тему:

**Автоматизация технологического процесса извлечения
золото золотосодержащих углистых руд**

по направлению: 5521800 – «Автоматизация и управления»

Работа рассмотрена и допускается к
защите

Зав. кафедрой «АиУТПиП»:

Руководитель:

_____ проф. Базаров М.Б.

_____ доц. Уринов Ш.Р.

« ____ » _____ 2014 г.

« ____ » _____ 2014 г.

НАВОИЙ – 2014

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	3
ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	4
ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПЕРЕРАБОТКИ СЫРЬЯ ПОДГОТОВКА РУД К ИЗВЛЕЧЕНИЮ ЗОЛОТА ИЗ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КВАРЦЕВЫХ РУД	4
ДРОБЛЕНИЕ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КВАРЦЕВЫХ РУД	4
ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ КОРЕННЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КВАРЦЕВЫХ РУД	5
ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА АМАЛЬГАМАЦИЕЙ.....	5
СГУЩЕНИЕ	6
ЦИАНИРОВАНИЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КВАРЦЕВЫХ РУД.....	6
СОРБЦИЯ ИЗ ПУЛЬП (СОРБЦИОННОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ).....	7
РОЛЬ ПРОЦЕССА ВЫДЕЛЕНИЯ ЗОЛОТА В ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЕ	8
РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ	Ошибка! Закладка не определена.
Автоматизация процесса измельчения и классификации золотосодержащей кварцевых руды	Ошибка! Закладка не определена.
Выбор и обоснование контролируемых и регулируемых параметров процесса измельчения и классификации золотосодержащей кварцевые руды .	Ошибка! Закладка не определена.
Выбор приборов и средств автоматизации процесса измельчения и классификации кварцевые руды	Ошибка! Закладка не определена.
Выбор микропроцессорного контроллера для АСУ ТП	Ошибка! Закладка не определена.
Выбор ЭВМ	
Структура и функции АСУ ТП измельчения и классификации.....	Ошибка! Закладка не определена.
Разработка схем автоматизации гравитационных процессов обогащения кварцевых руд	Ошибка! Закладка не определена.
Расчет автоматической системы регулирования плотности слива классификатора КСН 2	Ошибка! Закладка не определена.
ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	
БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ.....	Ошибка! Закладка не определена.
ЛИТЕРАТУРА	13

ВВЕДЕНИЕ

Вопрос увеличения количества добываемого золота стоит перед государством на одном из первых мест и совершенствование методов и процессов извлечения золота из кварцевых руд, снижение его себестоимости является важной государственной задачей.

В настоящее время успешно решаются задачи более полного и комплексного извлечения драгоценных металлов из руд россыпных и коренных месторождений. Широким фронтом ведутся работы по извлечению упорного тонко вкрапленного золота из сульфидных углистых и мышьяковистых руд. На многих фабриках широко осваивается сорбционная технология.

По мере увеличения добычи золота приходится вовлекать в переработку более упорные руды с малым содержанием золота. Примером переработки золотосодержащих руд с малым содержанием, является ЮРУ, имеющий уникальную технологию ионообменного процесса золота, обеспечивающую на сегодняшний день достаточно высокое (до 94%) извлечение.

Целью ВКР является практическое применение навыков расчетов, умения пользования литературой и, в конечном итоге, знаний, накопленных за время обучения в институте.

Задачей, является обобщение опыта работы предприятия, в выявлении узких мест технологии на основании анализа практической деятельности и показателей действующего предприятия, а также выявление достоинств технологической схемы с целью применения достигнутых показателей при выборе и расчете проектируемой фабрики.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПЕРЕРАБОТКИ СЫРЬЯ ПОДГОТОВКА РУД К ИЗВЛЕЧЕНИЮ ЗОЛОТА ИЗ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КВАРЦЕВЫХ РУД

В настоящее время золото и серебро извлекаются из коренных руд или с помощью гидрометаллургических процессов, или с применением комбинированных схем, в которых большую роль играют приемы обогащения различными методами. Так добытая руда бывает представлена крупными кусками до 500мм, а иногда и крупнее, то ее прежде всего дробят и измельчают.

ДРОБЛЕНИЕ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КВАРЦЕВЫХ РУД

Задача этих операций -- полное или частичное раскрытие зерен золотосодержащих минералов, в основном частиц самородного золота, и приведение руды в состояние, обеспечивающее успешное протекание последующих обогатительных и гидрометаллургических процессов. Операции дробления и особенно тонкого измельчения энергоемкие и расходы на них составляют значительную долю (от 40 до 60 %). Поэтому нужно иметь в виду, что измельчение всегда нужно заканчивать на той стадии, когда благородные металлы окажутся достаточно вскрытыми для окончательного их извлечения или для промежуточной их концентрации. Поскольку основной прием извлечения золота и серебра для большинства руд -- гидрометаллургические операции, то необходимая степень измельчения должна обеспечить возможность контакта растворов с раскрытыми зернами золотых и серебряных минералов. Достоинство вскрытия этих минералов для данной руды обычно определяется предварительными лабораторными технологическими испытаниями по извлечению благородных металлов. Для этого пробы руды подвергают технологической обработке после различной степени измельчения с одновременным определением извлечения золота и сопутствующего ему серебра. Ясно, что чем тоньше вкрапленность золота тем более глубоко должно быть осуществлено измельчение. Для руд с более крупным золотом обычно бывает достаточно грубого измельчения (90% класса --0,4 мм). Однако поскольку в большинстве руд наряду с крупным золотом присутствует и мелкое, то чаще всего руды измельчают более тонко (до --0,074 мм). В отдельных случаях приходится подвергать еще более тонкому измельчению (до -0,043мм).

Однако экономически целесообразную степень измельчения устанавливают по совокупности ряда факторов:

- 1, степени извлечения металла из руды;
- 2, возрастания расхода реагентов при более интенсивном измельчении;
- 3, затрат на дополнительное измельчение при доведении руды до заданной крупности;

4,возрастания ошламования при более тонком измельчении и связанные с этим дополнительные расходы на операции обезвоживания (сгущение, фильтрация).

Схемы дробления и измельчения варьируют в зависимости от вещественного состава руд и их физических свойств. Как правило, руду вначале подвергают крупному и среднему дроблению в щековых и конусных дробилках с поверочным грохочением. Иногда применяют третью стадию мелкого дробления, осуществляемую в короткоконусных дробилках. После двухстадиального дробления обычно получают материал -- 20 мм, после трехстадиального крупность материала иногда снижается до --6 мм. Дробленый материал поступает на мокрое измельчение, которое чаще осуществляют в шаровых и стержневых мельницах. Руды обычно измельчают в две стадии, причем для первой стадии предпочитают использовать стержневые дробилки.[1]

ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ КОРЕННЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КВАРЦЕВЫХ РУД

При извлечении золота из коренных руд гравитационное обогащение в настоящее время имеет существенное значение.

В подавляющем большинстве золотосодержащих руд имеется то или иное количество крупного золота (+0,246 мм и крупнее), которое плохо извлекается не только флотационным обогащением, но и при гидрометаллургической переработке. Поэтому предварительное выделение его гравитационным обогащением в начале технологического процесса может избавить от лишних потерь золота. Кроме того извлечение свободного золота в начале процесса обработки золотых руд позволяет быстрее реализовать эту часть металла и снизить потери недорастворенного и неотмытого золота.

Наибольшее распространение в качестве первичного гравитационного прибора, улавливающего золото на сливе мельниц, получили отсадочные машины.[1]

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА АМАЛЬГАМАЦИЕЙ

Процесс амальгамации основан на способности ртути смачивать частицы благородных металлов, проникать в них и образовывать в избытке ртути соединения этих металлов с ртутью. В процессе амальгамации благородных металлов ртуть по существу является коллектором, собирающим мельчайшие частицы благородных металлов в укрупненный агрегат-амальгаму, которая оседает и задерживается в определенных частях приборов или на наклонной поверхности специальных приборов-шлюзов и отсюда периодически снимается. Переход благородных металлов в амальгаму создает условия для быстрого и полного улавливания их из рудной пульпы, что уменьшает возможность выноса мельчайших частиц благородных металлов из цикла и потери их с хвостами.[1]

Применение амальгамации в схемах золотоизвлекательных фабрик

В мировой практике процесс амальгамации широко применяли для извлечения золота из руд. В настоящее время его используют редко, вызвано это, во-первых, постоянным изменением качества золотосодержащих руд,

вследствие чего повышается содержание золота, связанного с сульфидами, имеющего покровные образования, а также низко-- пробного золота, т. е. таких форм, которые не извлекаются амальгамацией; во-вторых, амальгамация-- трудоемкий процесс, всегда сопровождающийся потерями золота в виде амальгамы, которая в последующих звеньях техно-логического процесса не извлекается; в-третьих, вследствие сильной токсичности паров ртути использование больших ее объемов создает опасность ртутного отравления людей и окружающей среды.

Тем не менее, амальгамация сохранила свое значение для извлечения свободного золота из гравитационных кон-центраторов, получаемых при переработке коренных и рос-сыпных руд. В этом случае приходится обрабатывать не-большое количество богатого материала, и амальгамационный процесс сохраняет свое основное преимущество -- дешевую и быструю реализацию золота в виде металла. Этим методом, в частности, перерабатывают основную мас-су гравитационных концентраторов в ЮАР.[3]

СГУЩЕНИЕ

Сгущение -- следующий после измельчения этап обработки пульпы. Оно состоит в частичном обезвоживании пульпы отстаи-ванием -- оседанием твердых частиц на дно чана-сгустителя и сли-вом осветленного раствора. В большинстве случаев в осевшем материале остается около 50% (по массе) воды. что соответствует отношению $ж : т = 1 : 1$. Предел сгущения зависит от крупности, плотности и физико-химических свойств измельченных частиц обрабатываемой руды.

Содержащиеся в пульпе частицы обычно сильно различаются по размерам. Наряду со сравнительно крупными зернистыми частицами (свыше 0,1 мм) в пульпе обычно содержится значительное количество частиц размером в несколько микронов и даже мельче (меньше 0,001 мм). Более крупные частицы оседают быстрее, а мелкие удерживаются во взвешенном состоянии в течение дол-гого времени.[1]

ЦИАНИРОВАНИЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КВАРЦЕВЫХ РУД

Рассмотренные выше методы гравитационного обогащения и амальгамации позволяют извлекать из руд только относительно крупное золото. Однако подавляющее большинство золотосодер-жащих руд наряду с крупным золотом содержит значительное, а иногда и преобладающее количество мелкого золота, практически неизвлекаемого этими методами, вследствие чего хвосты гравитационного обогащения и амальгамации, как правило, содержат значительное количество золота, представленного мелкими золотинами. Основным методом извлечения мелкого золота является процесс цианирования.

Сущность этого процесса заключается в выщелачивании благородных металлов с помощью разбавленных растворов цианистых солей щелочных или щелочноземельных металлов $[KCN, NaCN, Ca(CN)_2]$. Полученные золотосодержащие растворы отделяют от твердой фазы (отвальных хвостов) сгущением или фильтрацией и направляют на осаждение благородных металлов металлическим цинком. Осадок благородных металлов после

соответствующей обработки отправляют на аффинаж для получения чистых золота и серебра.[1]

СОРБЦИЯ ИЗ ПУЛЬП (СОРБЦИОННОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ)

Особенностью процесса сорбции из пульп является несколько меньшая скорость процесса вследствие повышенной вязкости пульп (при $j : t = 1 \dots 2 : 1$) и осаждения шламовых покровов на поверхности частиц ионита, затрудняющих диффузию ионов. Кроме того, следует учитывать неизбежность повышенных потерь ионита вследствие разрушения его зерен при абразивном воздействии рудных частиц. Поэтому сорбцию из пульп в производственных условиях следует проводить при крупности рудных частиц не более 0,15 мм. Кинетика сорбции золота и серебра из цианистой пульпы свидетельствует о том, что большая часть золота переходит в фазу ионита за первые 2 ч перемешивания пульпы. Увеличение продолжительности контакта дает малый эффект вследствие приближения системы смола--пульпа к равновесию: через 8 ч сорбция золота составила только 68,4%. Значительно уменьшается извлечение в фазу смолы серебра: 2% через 2 ч и 28% через 8 ч контакта смолы с пульпой. Полная сорбция благородных металлов происходит при значительном увеличении количества загружаемой смолы.

Показана возможность полной сорбции из пульп растворенного золота анионитами и разработан метод применения данного процесса для определения содержания растворенного неотмытого золота в кеках фильтров

или сбросной пульпе ЗИФ (И.Д.Фридман). Использование сорбционного метода позволяет извлечь из проб большее количество золота, и следовательно, получить большую точность анализа по сравнению с обычно применяемым методом декантационной промывки. Сорбция золота из пульп применяется не только для анализа хвостов ЗИФ, но непосредственно в технологическом процессе цианирования руд и концентратов. В последнем случае сорбция из пульпы обычно совмещается с процессом выщелачивания золота и серебра из руд и процесс носит название «сорбционное выщелачивание». Первые исследования по сорбционному выщелачиванию золотосодержащих руд в нашей стране проводились И.Н.Плаксыным с сотрудниками. Дальнейшее развитие исследования данного процесса получили в работах Б.Н.Ласкорина и его сотрудников, которые разработали и внедрили в производство противоточную схему сорбционного выщелачивания золотосодержащих руд. В результате исследований и производственной работы установлено, что сорбционное выщелачивание ведет к значительному ускорению процесса растворения золота и сокращению продолжительности цианирования в 2--3 раза. Кроме того, в ряде случаев повышается степень извлечения золота, и заметно

уменьшаются потери нерастворенного золота с хвостами цианирования. При сорбционном выщелачивании кварцевой руды, измельченной до 95,4% класса --0,044 мм

(при $j : t = 2 : 1$), в лабораторных условиях уже за первые 4 ч извлечение золота составило 85,5%, а за 8 ч оно увеличилось до 96,8% (рис.8). В условиях обычного цианирования за 4 ч перешло в раствор только 61,2% золота, а 96,0%

-- за 24 ч цианирования. Таким образом, при совмещении процессов выщелачивания и сорбции растворенного золота скорость процесса цианирования возросла в 3 раза (8 ч вместо 24 ч), при этом потери золота с хвостами снизились с 1-1,2 до 0,8 г/т. В этом случае также скорость процесса при сорбционном выщелачивании увеличилась в 3 раза, так как максимальное извлечение золота 94,9% достигнуто при этом за 3,5 ч; при обычном цианировании такое извлечение получено за 10,3 ч. Ускорение процесса при сорбционном выщелачивании объясняется сдвигом равновесия реакции растворения золота в сторону образования аниона $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ при понижении концентрации его в растворе вследствие сорбции анионитом: $2\text{Au} + 4\text{CN}^- + \text{SO}_2 + \text{H}_2\text{O} = 2[\text{Au}(\text{CN})_2]^- + 2\text{OH}^-$. Анализ кинетики процесса показывает, что увеличение градиента концентрации аниона $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ ускоряет диффузионный отвод его из зоны реакции и процесс растворения в целом. На повышение скорости растворения золота и серебра влияет также и удаление ионов сопутствующих неблагородных металлов в результате сорбции их из раствора смолой. [2]

РОЛЬ ПРОЦЕССА ВЫДЕЛЕНИЯ ЗОЛОТА В ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЕ

Извлечение золота из кислого тиомочевинного элюата является завершающей операцией переработки практически любого типа руд, если в технологической схеме была использована операция тиокарбамидного выщелачивания золота. Наиболее подготовленным к промышленному использованию при пере-работке золотых руд технологического типа В является тиокарбамид.

Об эффективности данного растворителя, в частности, можно судить по результатам экспериментов, приведенных в табл. 1. Выщелачивание золота производилось из рудных смесей, составленных из золотосодержащего кварца (2 пробы руды с содержанием Au соответственно равным 12,9 и 2,3 г/т) и вводимых в него различных минеральных добавок. В качестве последних использованы: борнит-халькозиновый концентрат (содержание Cu 70, S 20 %), штуфной антимонит (98 % Sb_2S_3), смесь реальгара и аурипигмента, содержащая 53 % As и 32 % S, а также активированный уголь марки ОУ. Доля вводимых добавок составляла 1 % от массы кварцевой основы. Из приведенной таблицы видно, что процесс тиокарбамидного выщелачивания, обеспечивая примерно одинаковые с цианированием показатели извлечения золота из простых кварцевых руд, менее чувствителен к примесям (медь, сурьма, мышьяк), что позволяет рассматривать его в качестве одного из возможных вариантов гидрометаллургической переработки руд, относящихся к технологическому типу "В".

Таблица 1

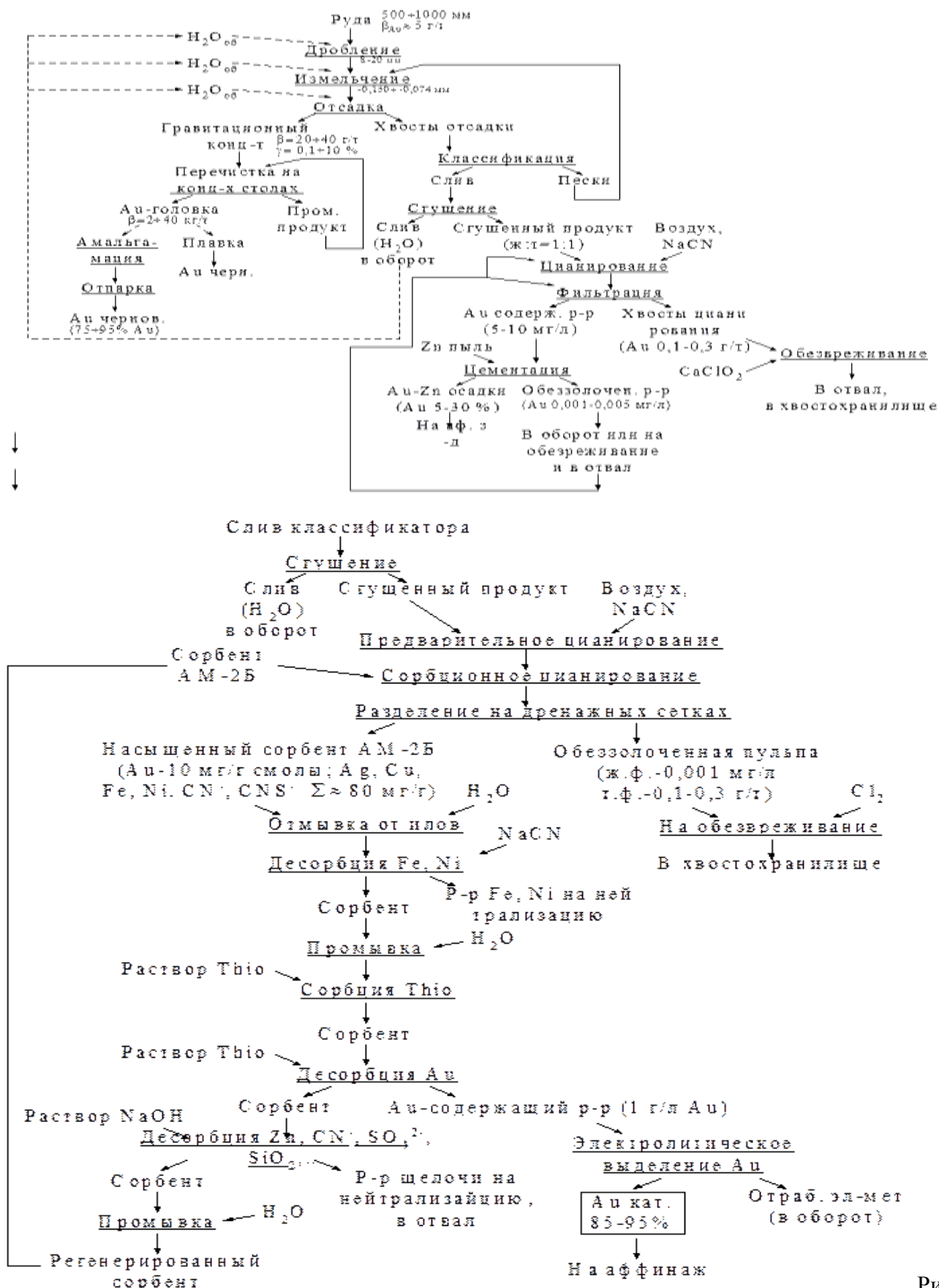
Результаты сопоставительных опытов по извлечению золота из минеральных смесей цианистыми и тиокарбамидными растворами

Исходный материал для выщелачивания	Извлечение Au в растворы, %	
	Цианирование	Тиокарбамидное

		выщелачивание
Руда (1) с исходным содержанием Au 12, 9 г/т	93-97	87-96
Руда (2) с исходным содержанием Au 2,3 г/т	80-85	75-78
Руда (1) с добавкой борнит-халькозинового концентрата	50-60	87-91
	концентрация Cu в растворах, мг/л 740 27	
Руда (2) с добавкой борнит-халькозинового концентрата	17-22	65-74
Руда (1) с добавкой антимонита	0	75-79
Руда (2) с добавкой реальгар-аурипигмента	22-43	65-70
Руда (1) с добавкой активированного угля	0	0

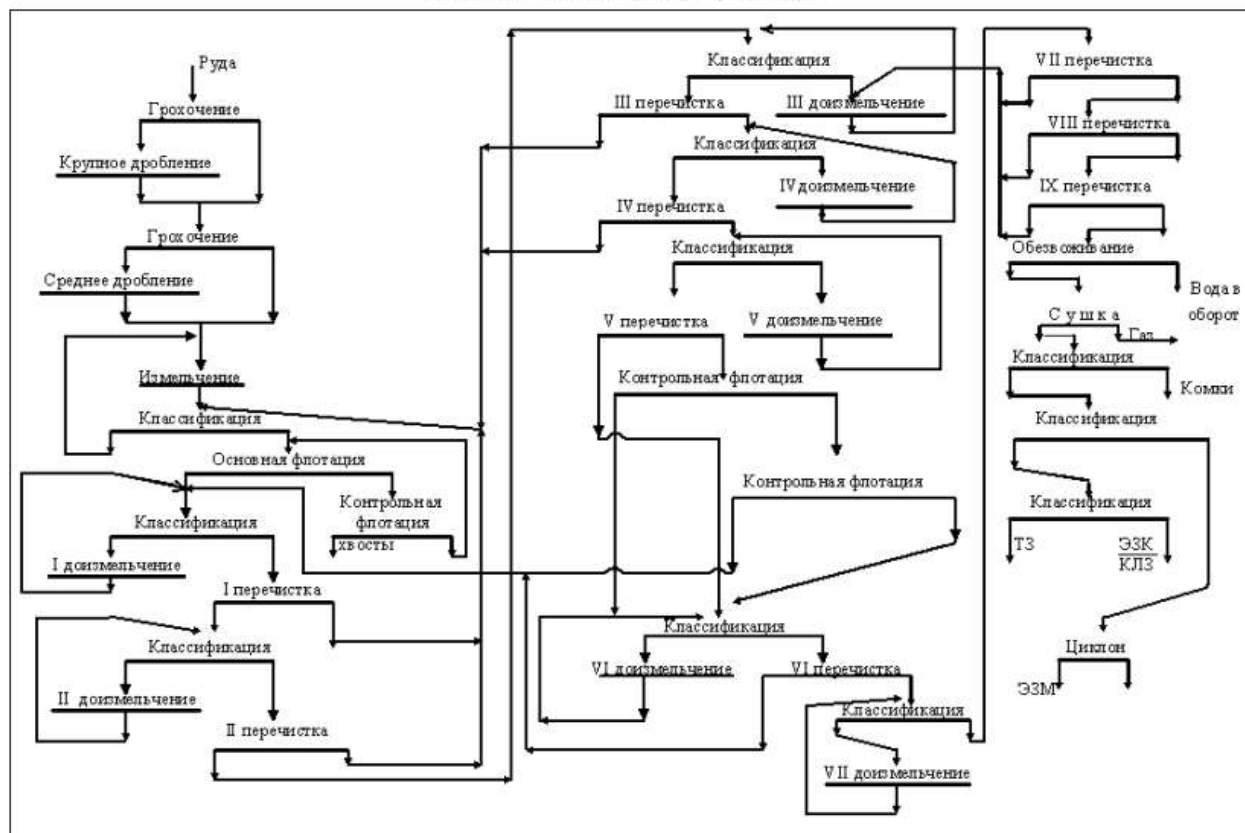
Примечание: Общие условия выщелачивания: температура 20-25 °С, продолжительность 6 ч; Ж:Т=2:1; исходная концентрация NaCN и растворах 2.5 г/л; сослав тиокарбамидных растворов (г/л): ThiO - 20; Fe2(SO4)3 (окислитель) - 3,0; H2SO4 (регулятор среды) - 5.0.

В период 1964-1984 гг. специалистами Иргиредмета проведен комплекс теоретических и эксперименталь-ных исследований по изучению общих закономерностей процесса растворения золота и его химических соединений в кислых раство-рах тиокарбамида с последующей разработкой технологии извлечения металлов из руд на основе тиокарбамидного выщелачивания, включая операции осаждения золота и серебра из растворов и нейтрализации сточных вод технологического процесса. Однако данная операция достаточно сложная, так как процесс малоизучен и трудноосуществим так как руды достаточно бедные и экономически невыгодно применять данную операцию.



с.1. Технологическая схема сорбционного выщелачивания золота из золотосодержащих кварцевых руд

Схемы обогащения



Заключение

В данной выпускной квалификационной работе рассмотрен процесс регулирования способа переработки золотосодержащих кварцевых руд.

Анализ технологии измельчения и классификации золотосодержащей углистой руды позволяет сделать вывод о необходимости внедрения в данный процесс автоматизации с целью осуществления контроля и регулирования ряда параметров, что в свою очередь позволит добиться повышения безопасности данного производства и снизить его издержки.

В разделе «Автоматизация» сделан анализ процесса измельчения и классификации углистой золотосодержащей руды как объекта автоматизации, разработана трехуровневая структура АСУ ТП. Нижний уровень технических средств включает в себя приборы и аппаратуру контроля и регулирования. К среднему уровню относится АРМ оператора, реализующее функции контроля состояния основного оборудования, выбора режима управления, обработки сигналов, вывода информации о состоянии технологических объектов на экран монитора, накопления и передачи данных. В качестве микропроцессорного контроллера выбран Simatic S7-300. Микропроцессорный контроллер Simatic S7-300 объединен с центральной рабочей станцией в единую локальную вычислительную сеть и после начальной загрузки функционирует автономно, но может передавать и принимать информацию с верхнего уровня. Также в разделе выявлены основные контролируемые и регулируемые параметры. Сделан выбор и обоснование средств автоматизации данного процесса.

В данной курсового проекта произведен расчет АСР плотности слива спирального классификатора, в результате которого найдена передаточная функция объекта, выбран промышленный ПИД-регулятор непрерывного действия и найдены его оптимальные настройки ($K_p = 10,2858 \text{ мА}/(\text{г}/\text{см}^3)$, $T_n = 29,555 \text{ с}$, $T_d = 5,818 \text{ с}$). Разработанная АСР исследована на устойчивость и робастность. Анализ устойчивости показал, что система обладает достаточным запасом по амплитуде и фазе ($\Delta a = 0,452$ и по фазе $\Delta \gamma = 44^\circ$), проверка на грубость доказала робастность системы к изменениям параметров объекта.

ЛИТЕРАТУРА

1. Ключев А.С. и др. Проектирование систем автоматизации технологических процессов; 2-е издание. М.: Энергоатомиздат, 1990, 464с.
2. Ключев А.С. и др. Техника чтения схем автоматического управления и технологического контроля. 3-е издание. М.: Энергоатомиздат, 1990, 464с.
3. Трегуб и др. Проектирование, монтаж и эксплуатация систем автоматизации в пищевой промышленности. М.: Агропромиздат, 1991, 352с.
4. Лодейщиков В. В., Скобеев И. К. Оптимальные условия упорных золотосодержащих концентратов перед их цианированием. Труды Ирпиредмета, вып. 10. Госгортехиздат, 1991.
5. Полькин С.И. «Обогащение руд россицей редких и благородных металлов» М., 1987 г.
6. Разумов К.А., Перов В.П. «Проектирование обогатительных фабрик». Москва 1982 г.
7. Аскарлов М.А., Чаплыгина А.Г. «Методическое пособие по проектированию гравитационных обогатительных фабрик» Ташкент 1991 г
8. Шохин В.М., Лопатин А.Г. «Гравитационные методы обогащения». Недрa 1980 г, Недрa 1992 г.
9. Степанов Б.А. «Расчеты технологических схем золотоизвлекательных заводов и выбор оборудования» (Учебное пособие). Ташкент 1998 г.
10. Разумов К.А, Перов В.П. «Проектирование обогатительных фабрик» М., 1982 г.
11. Масленицкий И.Н, Чугаев Л.В, Стрижко Л.С. «Металлургия благородных металлов» М., 1987 г.
12. Стрижко Л.С. Абдурахмонов С.А, Раимжонов Б.Р., Аскарлов М.А. «Металлургия благородных металлов» (технологические расчеты). Навои 2001 г.
13. Кунбазаров А. «Металлургия золота и серебра» Т. «Фан» 1991 г.
14. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. «Гравитационные методы обогащения». М., 1980 г.
15. СТО 4.2–07–2008 Система менеджмента качества. Общие требования к построению, изложению и оформлению документов учебной и научной деятельности. – Введ. впервые; дата введ. 01.07.2008. – Красноярск: ИПК СФУ, 2008. – 47 с.
16. Лапаев И. И., Буралков А. А. Автоматизация технологических процессов металлургических предприятий: Учебно - методическое пособие/ ГАЦМиЗ.- Красноярск, 1998. – 136 с.
17. Автоматизация управления обогатительными фабриками [Текст]: уч.пособ./ Б.Д. Кошарский, А.Я. Ситковский, А.В. Красномовец и др. – Изд. 2-е, перераб. и доп. М.: "Недра", 1977. – 527 с.
18. Дробление, измельчение и подготовка руд к обогащению: учеб. пособие/ М.В. Верхотуров, Л.П. Пехова, Т.А. Колесникова; ГОУ ВПО

«Государственный университет цветных металлов и золота». – Красноярск, 2005. – 106 с.

19. Автоматизация обогатительных фабрик: учебное пособие/ Г.А. Хан, В.П. Картушин, Л.В. Сорокер, Д.А. Скрипчак М.: «Недра», 1974. – 280 с.
20. Теория автоматического управления [Текст]: учеб. для вузов / В.Н. Брюханов, М.Г. Косов, С.П. Протопопов и др., Под ред. Ю.М. Соломенцева. – 3-е изд., стер. – М.: Высш. шк.; 2000. – 268 с.
21. ГОСТ 12.2.085-2002.
22. ГОСТ 21.404-85.
23. ГОСТ 21.408-93.
24. www.metran.ru.
25. URL <http://www.tenco.ru/>