

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕ-СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН
НАВОИЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ
НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

Кафедра «Металлургия»

На правах рукописи

Ослоповский Сергей Александрович

**ИССЛЕДОВАНИЕ, РАЗРАБОТКА И ВНЕДРЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ
ПЕРЕРАБОТКИ ГЛИНИСТЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД
МЕСТОРОЖДЕНИЯ «АДЖИБУГУТ»**

Специальность 5А520403 «Металлургия цветных и благородных металлов»

ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание степени магистра технических наук

Работа рассмотрена и допускается

к защите

Зав. кафедрой «Металлургия»

_____ доцент. **Абдурахманов Э.**

« ____ » _____ 2009 г.

Научный руководитель:

_____ д.т.н. проф. **Саттаров Г.С.**

« ____ » _____ 2009 г.

НАВОИ-2009 г.

СОДЕРЖАНИЕ

	стр.
Введение	3
1. Современное состояние теории и практики технологии извлечения золота	6
1.1. Современные схемы и методы переработки золотосодержащих руд	6
1.2. Современное состояние технологии переработки упорных руд.....	12
1.3. Влияние глинистых веществ на процесс сорбционного цианирования.....	15
1.4. Опыт переработки глинистых руд в НГМК (на примере окисленных руд месторождения Даугызтау)	20
1.5. Выводы по данным научно – технической информации и направление исследований.....	26
2. Объект и методика исследований	27
2.1. Методика выполнения измерений массовой доли золота в руде месторождения Аджибугут.....	27
2.2. Методика выполнения исследований по сгущаемости пульп.....	37
3. Экспериментальная часть	42
3.1. Лабораторные исследования.....	42
3.2. Результаты опытно-промышленных испытаний.....	56
3.3. Рекомендуемая технологическая схема.....	72
4. Техника безопасности ведения работ	83
5. Техничко-экономический расчёт технологии переработки руд месторождения Аджибугут	90
Заключение	91
Список использованной литературы	93

ВВЕДЕНИЕ

Несмотря на то, что в настоящее время основным источником золоторудного сырья являются окисленные силикатные руды месторождения Мурунтау, доля этих руд в общем объёме перерабатываемого сырья будет снижаться. Это подтверждается и общей мировой тенденцией переработки золотосодержащих руд: доля богатых окисленных руд снижается, а доля упорных (глинистых, сульфидных, углистых) руд возрастает.

Актуальность работы заключается в необходимости повышения добычи золота путём вовлечения в переработку упорных (глинистых) руд, в частности руд месторождения Аджибугут.

Степень проработанности проблемы. В научно-технической литературе описаны технологии, а в производственной практике Навоийского ГМК имеется определённый опыт переработки глинистых золотосодержащих руд, например, месторождения Даугыстау. Однако, опыта переработки руд с таким высоким содержанием глинистых веществ в мировой практике не существует. Нет информации об основных технологических свойствах руды, рациональном составе руды. Не изучены вопросы классификации пульп и их осветления, нет сведений и о сорбционном цианировании золота из пульп с высоким содержанием глинистых веществ.

Цель работы состояла в проведении исследований и разработке на их основе приемлемой технологии переработки глинистых руд месторождения Аджибугут на базе действующей схемы и с использованием существующего оборудования.

Объектом исследований явились руды месторождения Аджибугут текущей добычи.

Методы исследований включают анализ научно-технической информации и опыта переработки глинистых золотосодержащих руд, методы химического и физико-химического анализа, фазовый (рациональный) анализ, технологические методы исследований (исследования характеристик сгущения, сорбции золота и др.).

Идея работы заключалась в том, чтобы с использованием новых технологических приёмов обеспечить переработку глинистых руд на существующих производственных мощностях, с использованием имеющегося оборудования.

На защиту вносятся исследования по:

–химическому, гранулометрическому минеральному составу сырья и продуктов переработки;

–рациональному анализу исходной руды и хвостов процесса сорбционного выщелачивания;

–выбору крупности помола исходного сырья, с учетом изменения шаровой загрузки мельниц и использования дополнительного классифицирующего оборудования;

–условиям оптимизации процесса сгущения;

–выбору режима сорбционного выщелачивания.

Научная новизна работы заключается в том, что впервые разработана и внедрена технология переработки высокоглинистых руд (на примере руды месторождения Аджибугут); получены новые зависимости по сгущаемости пульпы сорбционному цианированию золота.

Практическая значимость работы состоит в повышении добычи золота путём вовлечения в переработку упорных глинистых руд месторождения Аджибугут. Экономический эффект от внедрения технологической схемы переработки золотосодержащей руды месторождения Аджибугут составляет 150% в сравнении с базовым вариантом и достигается за счёт:

а) увеличения производительности технологической схемы в 1,5 раза;

б) увеличения выпуска золота в 1,5 раза.

Апробация работы: Основные положения работы доложены на научно-технических совещаниях по вопросу вовлечения в переработку руд новых месторождений (2007, 2008г.г.), по материалам диссертации подготовлена и направлена в редакцию «Горного вестника Узбекистана» статья.

Структура и объем диссертации. Диссертация состоит из введения, 5 разделов и заключения, содержит 94 страниц текста, включая 9 иллюстраций, 39 таблиц, список литературы из 23 наименований.

Выражаю глубокую благодарность всем сотрудникам кафедры «Металлургия» НГТИ за постоянную методическую помощь и ценные консультации при подготовке диссертации.

1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ТЕОРИИ И ПРАКТИКИ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА

1.1. Современные схемы и методы переработки золотосодержащих руд

Золотосодержащие руды разведанных месторождений Узбекистана весьма разнообразны по минеральному составу. В эксплуатацию вовлекаются руды со все более низким содержанием золота и более сложные по вещественному составу, который иногда значительно изменяется качественно и количественно в пределах одного месторождения. Это вызывает необходимость изучать технологические свойства руд уже в первые стадии разведки месторождений и выделять их технологические типы. Под геолого-технологическим типом понимается руда, обладающая специфическими технологическими свойствами и требующая переработки по определенной, характерной только для нее технологической схеме. Многообразие свойств золотых руд и рудного золота создает значительные трудности при изучении их вещественного состава и разработки технологии извлечения ценных компонентов. Во многих рудах, помимо золота, в промышленных концентрациях присутствует серебро, минеральные формы которого еще более разнообразны.

Основными факторами, определяющими технологическую сложность или «упорность» золотосодержащего сырья являются [1]: наличие в рудах тонко- и дисперсно вкрапленного золота в сульфидах, из которых прямым цианированием оно практически не извлекается; присутствие в исходном сырье теллуридов золота, медленно растворяющихся в цианидах; наличие на поверхности золотинок пленок первичного или вторичного характера, ухудшающих контакт золота с цианистым раствором; присутствие в исходных рудах компонентов, играющих при цианировании роль восстановителей (поглотителей кислорода) или цианисидов (поглотителей цианида); восстановителями являются минералы сурьмы (антимонит), мышьяка (реальгар и аурипигмент), железа (марказит, пирротин), поглотителями цианида – самородная медь, соединения меди в форме оксидов, сульфатов, карбонатов и некоторых сульфидов; наличие в рудах минералов, которые могут вызвать преждевременную сорбцию золота и свободного цианида из промышленных цианистых растворов. Наиболее сильным природным сорбентом золота является углистое вещество.

Технологические свойства руд выделяемых типов предопределяются геологическим строением месторождений, морфологией рудных тел, минерально-химическими и текстурно-структурными особенностями руд, из которых определяющими

являются минеральная форма ценного компонента (золота), характер его ассоциаций с рудными и нерудными минералами, характер и степень изменения руд гипогенными и гипергенными процессами. Необходимо также учитывать экономическую целесообразность селективной отработки выделяемого типа в условиях данного месторождения. На структуру технологической схемы влияют компоненты, представляющие ценность для попутного извлечения, и компоненты, осложняющие технологию переработки руд.

Изучение обогатимости руд [2] позволяет уже в стадии предварительной разведки выявить возможные технологические типы, методически правильно отобрать пробы для разработки технологии, способствует проведению разведочных работ на более интересных для промышленного использования типах, позволяет более полно решать вопросы комплексного извлечения ценных компонентов и более объективно производить технико-экономическую оценку месторождений, в период эксплуатации месторождения – обеспечить плановый состав и содержание ценных компонентов в руде текущей добычи.

Повысить извлечение золота и других ценных компонентов можно усложнением технологических схем: многостадийным измельчением, обработкой промпродуктов по самостоятельным схемам, многостадийной флотацией или цианированием, гравитационным обогащением хвостов и промпродуктов, обработкой песковой фракции отвалных хвостов, использованием термохимических способов. Чем больше запасы исследуемой руды и чем выше содержание в ней полезных компонентов, тем сложнее может быть предложена технологическая схема для ее обработки. В результате могут быть разработаны два варианта схемы: более простой, но дающий относительно низкое извлечение золота и спутников, и более сложный, а следовательно, более дорогой, но позволяющий полнее извлекать ценные компоненты из руды. Оптимальный вариант определяется технико-экономическим расчетом.

Наиболее распространенными методами извлечения золота из руд месторождений Узбекистана являются гравитация, флотация и цианирование. Гравитационное обогащение обычно используется перед сорбционным цианированием, включает операции отсадки и концентрации на столах и используется на всех ЗИФ. В последние годы этот наиболее старый способ концентрации золота получил развитие в результате использования новых эффективных аппаратов. Анализ работы зарубежных золотоизвлекательных фабрик показывает, что общее извлечение золота из руд, перерабатываемых по комбинированным схемам, тем выше, чем полнее извлечение гравитационными способами. Это объясняется тем, что ни флотация, ни цианирование не

обеспечивают извлечения всех форм свободного золота. При флотации не извлекаются крупные частицы металла (крупнее 0,07 мм) и частицы с покрытиями из гидроксидов железа и марганца, а также глинистых минералов. При цианировании с хвостами теряются частицы с плотными покрытиями, непроницаемыми для цианистых растворов, и не успевшие раствориться крупные частицы. Кроме того, цианирование более богатого золотом материала, как правило, сопровождается повышенными потерями растворимого золота. В промышленности для гравитационного обогащения золотых руд наиболее распространенными аппаратами являются отсадочные машины и концентрационные столы, которые устанавливаются в цикле измельчения. Нередко схемы гравитационного обогащения довольно сложные. Один из вариантов такой схемы описан ниже. Руда после классификации в бутаре по классу -6+0 мм подвергается отсадке, тяжелая фракция которой поступает на концентрационный стол. Промпродукт стола и легкая фракция отсадки доизмельчаются до 0,25 мм и направляются на вторую отсадку, тяжелая фракция которой также перечищается на столе.

Эффективными и высокопроизводительными аппаратами для извлечения мелкого золота являются короткоконусные гидроциклоны (центробежные концентраторы). Эти аппараты по сравнению с обычными классифицирующими гидроциклонами обеспечивают более полную концентрацию золота в пески с меньшим выходом последних. С помощью короткоконусных гидроциклонов обогащают готовые продукты измельчительно-классификационных циклов. Извлечение золота в гравикоцентрат возрастает на 10-20%, и потери металла с хвостами последующего процесса (флотации или цианирования) сокращаются 1,5-2,5%. Общее извлечение золота на фабриках за счет гравитационного обогащения повышается на 1-2%.

На отвалах золотоизвлекающих фабрик ЮАР для повышения извлечения золота применяют мокрую магнитную сепарацию в сильном поле. С ее помощью удается успешно перерабатывать материал крупностью до 15 мкм. Эффективность магнитной сепарации резко снижается для очень тонких частиц, имеющих меньшую магнитную восприимчивость, чем крупные. Нижний предел крупности – 10-15 мкм, верхний – около 100 мкм. Оптимальный диапазон крупности обогащаемого материала – 100+30 мкм, плотность пульпы – 25-40%. Считается, что такой процесс экономически выгоден для извлечения золота из хвостов флотации и цианирования.

В ИМРе разработаны флотационные и комбинированные схемы обогащения для переработки сульфидных руд месторождений Даугызтау, Амантайтау, Сарыбатыр, Колчиктау, Бесапантау, Аджибугут, Булуткан, Сармич и др. (табл. 1) [23].

**Рекомендуемые схемы и показатели извлечения золота из сульфидных руд
Узбекистана**

Месторождение	Рекомендуемая схема	Извлечение золота по схеме, %
Даугызтау	Двухстадиальная схема флотации с доизмельчением промпродуктов в отдельном цикле	93,0
Амантайтау	Двухстадиальная схема флотации	97,02
Сарыбатыр	Двухстадиальная схема флотации	90,63
Колчиктау	Одностадиальная схема флотации с одной контрольной флотацией и двумя перечистками концентрата	81,5
Бесапантау	Флотационная схема с последующим цианированием хвостов флотации	$65,0+29,6=94,6$
Аджибугут	Коллективная флотация сульфидов с последующим биоксидным выщелачиванием и цианированием концентрата	88,1
Булуткан	Гравитационно-флотационная схема с последующим сорбционным цианированием отстоев флотации	$49,1+33,72=82,82$
Сармич, уч.Пирали	Гравитационно-цианистая схема переработки (сорбционное цианирование хвостов гравитации)	$39,3+57,0=96,3$

Наиболее рациональной схемой для обогащения руд рассматриваемых месторождений является двух- либо одностадиальная схема флотации. При обогащении руд месторождений Бесапантау и Булуткан требуется операция доизвлечения золота из хвостов флотации цианированием, а руды месторождения Сармич с высокой эффективностью обогащаются по гравитационно-цианистой схеме: в гравииоконцентрат извлекается 39,3% золота, а при цианировании доизвлекается 57,0 %, суммарное извлечение золота по схеме составляет 96,3 %. При флотации руд использовались традиционные реагенты: кальцинированная сода, бутиловый ксантогенат калия, медный купорос, вспениватель Т-80. Окисленные руды обогащались по гравитационно-цианистой

схеме. Легкие фракции отсадочной машины и концентрационного стола доизмельчались до крупности 90 %-ного класса – 0,074 мм и после сгущения подвергались цианированию при плотности пульпы 38-42%. Расход цианистого натрия составлял 500-1000 г/т, извести (по СаО) – 1,5-3,5 кг/т. Извлечение золота из проб руды по этой схеме варьировало в пределах 85-95 %.

Гравиоконцентраты, полученные при обогащении окисленных руд, обычно содержат мышьяк в количествах, превышающих требуемые содержания по техническим условиям (не более 0,7%). Поэтому для извлечения из них золота наиболее рациональной схемой будет доизмельчение до крупности 90–95%-ного класса – 0,074 мм и последующее сорбционное цианирование [3].

1.2. Современное состояние технологии переработки упорных руд

Выделяют следующие основные типы золотосодержащих упорных руд [10] (табл. 2). Как видно из табл. 2 наиболее благоприятный объект для цианирования – кварцевая золотосодержащая руда. При цианировании глинистой руды также достигается высокое извлечение золота в раствор. Однако чрезвычайно плохая плохая фильтруемость (осветляемость) пульпы заставляет отнести эту руду к категории упорных. Низкое извлечение золота из сульфидной руды объясняется тонкой дисперсацией золота в сульфидных минералах. При выщелачивании этой руды в раствор переходит лишь незначительная часть золота. При цианировании углистой руды одновременно с растворением золота происходит сорбция его углистыми минералами. За счет покрытия золотин плотными пленками выщелачивание золота из сурьмянистых руд невысокое. Технологические показатели цианирования золотосодержащих руд приведены в табл. 3.

Таблица 2

Типы упорных руд

Тип руды	Факторы, характеризующие упорность
С тонковкрапленным золотом	Тонкая дисперсация золота в кварце или сульфидах
Медистые	Образование на золоте вторичных пленок, тормозящих растворение
Сурьмянистые	Образование на золоте плотных пленок, замедляющих растворение
Углистые	Сорбция растворенного золота углистым веществом
Глинистые	Плохая фильтруемость пульпы, заметная сорбция

	растворенного золота глинистыми минералами
Феррозолотые	Присутствие на золотилах пленок оксидов железа, затрудняющих растворение золота

На практике часто встречаются руды, упорность которых обусловлена не одной, а несколькими причинами. Для разработки технологии переработки упорных руд предварительно проводят их фазовый (или рациональный) анализ. Как пример в табл. 4 приведены результаты такого анализа для проб некоторых сульфидных руд, а в табл. 5 – для углистых пород.

Таблица 3

Технологические показатели цианирования некоторых золотосодержащих руд

Показатели	Тип руды				
	кварцевая	глинистая	сульфидная	углистая	сурьмянистая
Содержание золота в руде, г/т	6,8	5,2	7,0	10,4	33,0
Степень измельчения, мм	-0,15	-0,3	-0,15	-0,15	-0,10
Время цианирования, ч	8	8	24	8	24
Содержание золота в хвостах, г/т	0,3	0,4	5,4	5,8	8,2
В т.ч. тонковкрапленного в сульфидах, г/т	-	-	5,1	1,0	0,4
Удельная площадь фильтрования, м ² /т*сут	0,21	6,25	-	-	-

Таблица 4

Фазовый анализ проб сульфидных руд

Формы нахождения золота в руде	Содержание, г/т	
	Проба №1	Проба №2
Свободное золото	0,75	2,05
Золото в пленках, разрушаемых щелочью	0,11	0,68
Золото в пленках окисленных минералов	0,05	0,37
Золото в пирите и арсенопирите	0,45	1,49
Золото тонковкрапленное	0,79	0,86
Золото общее	2,15	5,45

Наиболее распространенная причина упорности золотых руд – это тонкая вкрапленность золота. Руды этого типа делят на две основные категории:

1. Руды, где золото ассоциировано с кварцем;
2. Руды, где золото ассоциировано с сульфидами.

Таблица 5

Результаты фазового анализа углеродистых пород

Формы нахождения золота	Содержание, г/т	Выход золота, %
Свободное и в сростках (легкоцианируемое)	0,472 – 0,4	70,0 – 65,7
Ассоциированное с кислоторастворимыми минералами	0,021 – 0,012	3,1 – 2,1
Заключенное в сульфидах	0,018 – 0,011	2,7 – 1,9
Заключенное в породообразующих минералах (трудноцианируемое)	0,191 – 0,148	25,0 – 25,8

Для повышения эффективности переработки руд, относящихся к первой категории, рекомендуется использовать тонкое или сверхтонкое их измельчение, например 90 – 95% класса -0,04 мм. Для руд второй категории обычно характерно значительно более тонкая вкрапленность золота, главным образом, в пирите, арсенопирите и халькопирите [17].

1.3. Влияние глинистых веществ на процесс сорбционного цианирования

Глинистые золотосодержащие руды относят к рудам с природной (естественной) сорбционной активностью. На основании исследований «Иргиредмета» принята следующая классификация руд с природной активностью [6]:

А. Руды со слабой сорбционной активностью, которые в принципе не являются упорными для цианирования и могут быть эффективно переработаны по обычной цианистой технологии.

Б. Руды с умеренной сорбционной активностью (типа Сухого лога, Наталкинского и других месторождений РФ).

В. Руды с сильно выраженной сорбционной активностью (месторождения «Бакырчик», «Миндяк» и др.).

Иргиредметом разработана методика количественной оценки сорбционной активности руд на основе сопоставления результатов их цианирования в режиме обычного и сорбционного выщелачивания (в последнем случае – с высокой загрузкой

сорбента, например, ионообменной смолы АМ-2Б, полностью подавляющей естественную сорбционную активность руды). Величина сорбционной активности (СА) в данном случае определяется из соотношения:

$$CA = (1 - (R \times C_p) / (C - C_x)) \times 100\%$$

Где **R** – отношение Ж:Т в пульпе;

C_p – концентрация Au в растворах обычного выщелачивания, г/м³;

C – содержание золота в исходном материале (руда, концентрат), г/т;

C_x – содержание Au в хвостах сорбционного выщелачивания, г/т.

К группе «А» могут быть отнесены руды и концентраты с СА < 5%. Соответственно для руд с умеренной сорбционной активностью значения СА составляют 5-25%, а для руд с сильно выраженной сорбционной активностью – СА > 25%.

Несмотря на определенную условность приведенных граничных значений СА (5 и 25%), они тем не менее, позволяют с достаточной степенью надежности оценивать возможность цианирования и произвести выбор рационального способа переработки конкретных углеродосодержащих золотых руд.

Как показывает мировая практика, извлечение золота из руд с умеренной сорбционной активностью может быть осуществлено прямым цианированием с соблюдением специальных режимов, основными из которых является совмещение процесса выщелачивания с одновременным выведением золота из пульпы синтетическими гранулированными сорбентами (сорбционное выщелачивание: GIL, RIL). Возможно введение в цианистую пульпу различных химических добавок (флотационные масла, керосин, крезоловая кислота, ализарин и др.), которые образуют на поверхности углеродистых частиц пленки, изолирующие их от контакта с золотосодержащим раствором.

Переработку руд с сильно выраженной сорбционной активностью (СА > 25%) рекомендовано производить путем обработки их газообразным хлором (или другими хлорсодержащими окислителями углерода) и далее – цианированием в режиме сорбционного выщелачивания. Такая технология, в частности, реализована на американских фабриках «Джеррит Кеньон» и «Керлин». Наиболее радикальным способом подготовки углистых руд и концентратов с повышенной сорбционной активностью к цианированию является окислительный обжиг с полным выжиганием углерода. Эффективность данного метода доказана практикой работы многих крупных предприятий мира: Нью-Консорт, Барбрук в ЮАР; Мору Велью Кверос в Бразилии; Кортес, Беррик Голдстрайк, Джеррит Кеньон в США; Биг Спрингс в Австралии др. [11]

Важно подчеркнуть, что на большинстве указанных предприятий перерабатывают золотые руды и концентраты с «двойной» технологической упорностью, содержащие одновременно сорбционноактивное углистое вещество и сульфиды железа (пирит, арсенопирит) с дисперсным золотом. Поэтому окислительный обжиг, как способ подготовки к цианированию, решает сразу две проблемы: «уничтожение» углерода (путем его окисления до CO_2) и вскрытие тонковкрапленного золота в сульфидах.

К такого рода материалам относятся и концентраты, выделяемые при гравитационно-флотационном обогащении руд Бакырчика. Для этих концентратов, содержащих 64 г/т Au, 10% S, 5,8% As и 11,8% C, Иргиредметом разработана, апробирована в опытно-промышленных масштабах (г. Усть-Каменогорск, ОСЗ ВНИИцветмета) и положена в основу технологического регламента на проектирование металлургического завода технология, включающая двухстадиальный окислительный обжиг с последующим цианированием получаемых огарков. При этом установлен интересный факт, что одновременно с выгоранием углистого вещества в процессе окислительного обжига происходит заметная активация остающегося в огарках углерода. Удельная сорбционная активность углерода в огарках обжига при температуре 400-450⁰, рассчитанная в граммах Au на единицу массы углерода, оказалась примерно в 3 раза выше, чем сорбционная активность углерода в исходном концентрате. Поэтому даже достижение такой высокой степени обезуглераживания концентрата при обжиге как 92-94% (массовая доля C в огарках – 0,8%) еще не является гарантией получения достаточно качественных огарков для цианирования. В этой связи в рекомендуемую технологическую схему включена дополнительная операция флотационной доводки огарка, позволяющая относительно легко выделить остающийся в нем углерод вместе с недообоженными сульфидами в концентрат, возвращаемый на 1-ю стадию обжига, и тем самым снизить содержание C в материале, поступающем на цианирование, с 0,8 до 0,2-0,3% [12].

Последующее работы Иргиредмета на упорных в технологическом отношении углисто-сульфидных золотых рудах и концентратах различных месторождений (Кокпатас, Даугызтау в Узбекистане, Маломыр в Амурской обл. и др.) показали, что отрицательное влияние углерода на цианирование указанных материалов не ограничивается его сорбционной активностью, а может проявляться и в других формах, на которые ранее не обращалось особого внимания.

Так, например, установлено, что углеродистое вещество в рудах перечисленных выше месторождений характеризуется четко выраженной золотоносностью, которая обусловлена присутствием в данном веществе тончайших включений золотосодержащих

сульфидов железа. Иными словами, углерод в рудах способен играть роль естественного коллектора дисперсного золота, связанного с пиритом и арсенопиритом, изолируя частицы золота (и сульфидов) от взаимодействия с химическими реагентами, в том числе – кислотами, бактериальными и цианистыми растворами. Доля такого золота по данным рационального (технического) анализа может достигать 10-20% и выше от его исходного содержания в рудах.

Совершенно очевидно, что «окклюзия» сульфидов и связанного с ними углистым веществом дисперсного золота может явиться существенным препятствием для осуществления гидрометаллургической технологии извлечения золота, включая такие процессы, как автоклавное и биоокислительное выщелачивание. Поэтому на данную проблему должно быть обращено самое серьезное внимание.

На Международном симпозиуме по обработке золотых руд, состоявшемся в Канаде в августе 2005 года, озвучен (а затем опубликован в печати) доклад австралийских ученых на тему: «Поведение углистого вещества в процессе извлечения золота». В докладе отражены результаты лабораторных экспериментов по изучению взаимодействия органического углерода, сульфидов, силикатов и металлического золота в условиях измельчения и цианистого выщелачивания руд. Отмечено, что, даже не обладая заметной сорбционной активностью, графитизированное углистое вещество, будучи перетертым с минеральной массой, содержащей указанные компоненты, может образовывать на поверхности золотых частиц плотные углистые покрытия, препятствующие переходу золота в цианистые растворы.

Приведенные выше материалы существенно расширяют существующее представление о влиянии органического углерода на процесс цианирования и о тех факторах, которые вызывают технологическую упорность углеродистых золотых руд и рудных концентратов в данном процессе.

Вместе с тем, они свидетельствуют о необходимости внесения существенных корректив в методику минералого-технологических исследований такого типа руд, проводимых с целью оценки возможности их переработки гидрометаллургическими методами.

1.4. Опыт переработки глинистых руд в НГМК (на примере окисленных руд месторождения Даугызтау)

Переделы измельчения и сгущения

Вовлечение в совместную переработку руд месторождения Даугызтау прежде всего отрицательно отразилось на показателях процесса сгущения пульпы: уровень осветленного слоя в сгустителе снизился с 1,95-2,0 м до появления в нем шлама, а содержание жидкой фазы в сгущенном продукте возросло с Т:Ж = 1:0,89-1,01 до Т:Ж = 1:1,2-1,4. Для установления причины ухудшения сгущаемости пульпы был проведен минералогический анализ руды месторождения Даугызтау. Минералогический анализ показал, что в руде основную часть класса – 0,074 мм составляют глинистые минералы – каолинит и гидрослюды. Эти минералы находятся в виде агрегатов чисто глинистых или шламистых частиц в сростках с другими минералами размером от 0,005 до 0,1 мм. При сгущении пульпы медленнее всех осаждаются частицы пластической формы с непостоянным удельным весом, а таковыми в классе – 0,074 мм являются агрегаты глинистых минералов – каолина и особенно гидрослюды.

Были проведены исследования по сгущению пульп полученных в результате измельчения руд месторождений Кокпатас и Даугызтау. В табл. 6 приведены данные этих исследований.

Как видно из результатов таблицы 6, пульпа руды месторождения Даугызтау осветляется с заметно худшими показателями: скорость осветления меньше в 1,75 раза, а Ж:Т сгущенного продукта в 1,3 раза выше, чем для пульпы месторождения Кокпатас.

Таблица 6

Сравнительные данные по сгущению пульп

Расход ПАА-20 г/т, рН=10,6, t=21⁰С

№	Наименование продукта	Показатели		
		Скорость осаднения, м/г	Удельный производительность, т/м ² сут	Т:Ж (кон)
1.	Пульпа руды «Д» (78,8% кл. – 0,074 мм)	0,20	1,56	1:1,2
2.	Пульпа руды «К» (74,8% кл. – 0,074 мм)	0,35	2,55	1:0,94
3.	Пульпа шихты руды	0,27	2,12	1:1,07

«К»:«Д»=1:3 Измельчение совместное, 77,7% кл. – 0,074 мм			
--	--	--	--

Для достижения в производственных условиях приемлемых показателей по сгущению пульпы на ГМЗ-3 было реализовано два технических мероприятия:

- снижение тонины помола руды, т.е. повышение содержания песков (класс +0,15 мм) в пульпе, поступающей на сгущение;
- повышение расхода ПАА.

Повышение содержания песков в пульпе регулировалось снижением загрузки шаров в мельничный блок. Как видно из результатов табл. 7, начиная с декабря 2001 года, за счет снижения загрузки шаров содержание песков в пульпе повысилось до 22-25 г/л (по регламенту – до 20 г/л).

Второй важный фактор, влияющий на показатели сгущения, - это расход ПАА. В результате промышленных испытаний по влиянию расхода ПАА на показатели осветления (табл. 8) установлено, что достигнуть двухметрового уровня осветленного слоя возможно при расходе ПАА не менее 20 г/т. Отметим, что поддерживать уровень осветленного слоя не менее 2 м необходимо в силу конструктивных особенностей сгустителя Ц-100. Семилетний опыт эксплуатации сгустителя показал, что в силу большой инерционности, снижение осветленного слоя менее 2,0 м приводит к его полной потери.

Таблица 7

Анализ передела измельчения

Период опробования	Переработка руд (соотношение в %)		Загрузка шаров в мельницы, т		Содержание песков, г/л
	Кокпатас	Даугызтау	ММС	МШЦ	
2001 год					
Июль	100	0	37	155	14,7
Август	98,1	1,9	40	158	14,0
Сентябрь	73,3	26,7	40	152	15,5
Октябрь	64,2	35,8	41	150	15,7
Ноябрь	59,9	40,1	43	153	15,4
Декабрь	43,1	56,9	30	130	25,0
2002 год					
Январь	44,1	55,9	30	130	23,5

Февраль	54,1	45,9	30	118	25,0
Март	38,4	61,6	41	129	23,0
Апрель	48,4	51,6	39	141	22,0

Помимо уровня осветленного важным показателем работы сгустителя является отношение Т:Ж сгущенного продукта. С вовлечением в переработку руд месторождения Даугызтау содержание жидкой фазы в сгущенном продукте увеличилось. Как видно из данных табл. 9, поддерживать отношение Т:Ж=1:0,98-1,05 в сгущенном продукте возможно лишь при условии накопления твердой фазы в сгустителе, что приводит к потере осветленного слоя и снижению производительности работы сгустителя. Стабильной можно считать работу сгустителя при поддержании в сгущенном продукте Т:Ж=1:1,2÷1,3.

Таблица 8

Влияние расхода ПАА на показатели работы сгустителей

(среднестатистическая выборка по данным ГМЗ-3)

Номер опробования	Расход ПАА, г/т	Уровень осветленного слоя, м		Т:Ж сгущенного продукта
		Сгуститель №1	Сгуститель №2	
1	17,60	1,20	0,70	1:1,28
2	17,60	1,10	0,60	1:1,23
3	18,86	1,40	2,00	1:1,25
4	18,45	2,00	1,65	1:1,40
5	19,70	1,80	1,90	1:1,40
6	20,04	1,90	2,00	1:1,32
7	20,20	1,95	2,00	1:1,32
8	20,60	1,95	2,00	1:1,32

Таблица 9

Данные промышленных испытаний по работе сгустителя

Соотношение руд «Д» : «К»=1,94:1

Время, ч	Среднее Ж:Т пульпы подаваемой на сгущение	Нагрузка на сгуститель, (ток на проводах), А	Откачка сгущенного продукта, м ³ /час	Ж:Т сгущенной пульпы	Уровень осветленного слоя, м
0	6,85	10,0	900	1,32	2,00
2	6,85	9,0	840	1,28	2,00
4	6,85	9,5	680	1,19	2,00
6	6,11	9,5	680	1,23	2,00
8	6,11	10,5	680	1,15	2,00
10	6,11	11,0	680	1,08	2,00
12	6,45	11,5	840	1,05	2,00
14	6,45	11,5	900	1,05	1,80
16	6,45	13,0	900	1,05	1,80
18	6,45	13,5	900	0,98	1,80
20	6,58	14,5	900	1,05	1,85
22	6,58	16,0	900	1,05	1,90
24	6,40	16,5	900	1,12	1,90
26	6,40	17,0	900	1,12	1,90
28	5,97	17,0	900	1,12	1,90
30	5,97	16,5	900	1,08	1,90
32	5,97	16,0	900	1,12	1,90
34	6,20	16,0	900	1,12	1,90
36	6,20	16,5	900	1,15	2,00
38	6,20	15,0	900	1,15	2,00
40	6,36	14,0	900	1,19	2,00

Передел цианидного сорбционного выщелачивания

Совместная переработка руд месторождений Кокпатас и Даугызтау выявила необходимость дополнительных лабораторных исследований, с целью уточнения влияния концентрации NaCN на показатели извлечения. Как видно из результатов табл. 10, удельный расход NaCN при выщелачивании этих руд одинаков. Поддержание конечной

концентрации NaCN в жидкой фазе пульпы 90 мг/л обеспечивает извлечение золота из руд на уровне 80%.

Таблица 10

Лабораторные исследования по сорбционному выщелачиванию золота из руд месторождений Кокпатаг и Даугызтау

Продукт	Условия выщелачивания				Показатели выщелачивания		
	рН	Конечн. конц. NaCN, мг/л	Расход, кг/т		Содержание Au, г/т		Извлечение Au, %
			NaCN	CaO	Исх.	Хвосты	
Руда «Д»	10,5	90,0	0,58	1,46	2,2	0,43	80,4
Руда «К»	10,5	90,0	0,60	1,30	2,0	0,44	78,0
Шихта руд, «К»:«Д»=1:3	10,5	90,0	0,60	1,32	2,1	0,43	79,0

Результаты промышленных испытаний (табл. 11) позволили констатировать, что повышение в пульпе, поступающей на сорбцию, содержания песков и жидкой фазы существенно не отразилось на показателях извлечения золота при условии поддержания исходной концентрации NaCN в жидкой фазе пульпы на уровне 140 ± 4 мг/л.

В заключении можно констатировать следующее: за период промышленного освоения схемы доля руд месторождения Даугызтау в шихте увеличилось с 1,9 до 50-60%. Вовлечение в переработку руд месторождения Даугызтау отразилось на показателях практически всех технологических переделов и привело к необходимости совершенствования технологии.

В результате лабораторных исследований и промышленных испытаний установлена возможность стабильной переработки шихты руд с приемлемыми технологическими показателями при условии:

- снижения тонины помола с содержанием песков в измельченной руде до 30 г/л;
- поддержания в сгущенной пульпе Т:Ж=1:1,2-1,4;
- расхода ПАА на сгущение 20 г/т;
- поддержания исходной концентрации цианида натрия в жидкой фазе пульпы в пределах 135-145 мг/л.

**Результаты промышленных испытаний по сорбционному цианидному
выщелачиванию**

№	Переработка руд, (соотношение в %)		Пульпа на сорбцию		Исход. конц. NaCN, мг/л	Содержание Au, г/т		Извле- чение Au, %
	Кокпатаг	Даугыз-тау	Ж:Т	Содерж. песков, г/л		Исходн ое	Хвос- товое	
1	58,3	41,7	1,29	28,3	138-141	1,98	0,41	79,29
2	35,3	64,7	1,37	30,0	136-140	2,06	0,32	84,47
3	41,5	58,5	1,29	42,0	137-144	2,02	0,36	82,18
4	58,5	41,5	1,41	33,3	142-144	1,95	0,32	83,59
5	67,4	32,6	1,38	36,7	138-144	1,92	0,38	80,21
6	54,6	45,2	1,41	23,3	140-143	1,96	0,42	78,57

**1.5. Выводы по данным научно – технической информации и направление
исследований**

1. Несмотря на то, что в настоящее время основным источником золоторудного сырья являются окисленные силикатные руды месторождения Мурунтау, доля этих руд в общем объеме перерабатываемого сырья будет снижаться. Это подтверждается и общей мировой тенденцией переработки золотосодержащих руд: доля богатых окисленных руд снижается, а доля упорных (глинистых, сульфидных, углистых) руд возрастает.

2. Новое перспективное месторождение Аджибугут относится именно к типу глинистых руд, технология переработки которых требует совершенствования, а иногда и коренной реконструкции действующей технологической схемы.

3. Из опыта переработки глинистых руд на других заводах следует, что основными проблемами являются:

- на стадии измельчения – классификации возникает сложность, связанная с классификацией сырья, которое выражается в невозможности выделения готового класса (-0,074 мм) из-за высокой вязкости пульпы;

- на стадии сгущения происходит значительное снижение скорости осаждения и плотности сгущённой пульпы;

- возрастают объёмы пульпы, поступающей на сорбцию и увеличиваются расходы реагентов (цианида натрия, извести).

Целью работы явилось проведение исследований и разработка на их основе приемлемой технологии переработки глинистых руд месторождения Аджибугут на базе действующей схемы и использования существующего оборудования.

2. ОБЪЕКТ И МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЙ

2.1. Методика выполнения измерений массовой доли золота в руде месторождения Аджибугут

1. Область применения

Настоящий документ устанавливает методику определения массовой доли золота в кварцевых рудах и продуктах их технологической переработки месторождения «Аджибугут» пробирным методом в диапазоне от 0,10 до 50,0 ppm (g/t).

Метод основан на коллектировании золота свинцом с последующим купелированием и отделением серебра, в результате чего получается золотая корточка, взвешиванием которой определяют массовую долю золота в исходном материале.

При каждом измерении выполняют не менее двух параллельных определений при проведении рядовых анализов геологических и технологических проб; трех параллельных определений при проведении анализов балансовых проб с массовой концентрацией золота более 0,50 ppm (g/t); четырех параллельных определений при проведении анализов балансовых проб с массовой концентрацией золота от 0,10 до 0,50 ppm (g/t). При проведении анализов проб внешнего контроля анализы выполняют со 100% внутренним контролем.

2. Требования к погрешности измерений

Методика выполнения измерений массовой доли золота обеспечивает выполнение измерений при значении верхней границы относительного среднего квадратического отклонения ($^B Sr$), неопределенности (U) при количестве параллельных наблюдений $n=2$, $n=3$, $n=4$ и доверительной вероятности $P=95\%$ в зависимости от поддиапазона содержания золота, приведенного в табл. 12.

Показатели точности результатов измерений

Содержание золота, ppm (g/t)	n=2			n=3			n=4		
	^h Sr	σ_B g/t.	U g/t	^h Sr	σ_B g/t.	U g/t	^h Sr	σ_B g/t.	U g/t
От 0,10 до 0,20 включ	-	-	-	-	-	-	0,22	0,03	0,07
Св 0,20 до 0,50 включ	-	-	-	-	-	-	0,20	0,07	0,13
Св. 0,50 до 2,00 включ	0,16	0,20	0,40	0,15	0,19	0,38	-		
Св. 2,00 до 5,00 включ	0,12	0,41	0,82	-			-		
Св. 5,00 до 10,00 включ	0,10	0,75	1,51	-			-		
Св. 10,00 до 20,00 включ	0,07	1,08	2,16	-			-		
Св. 20,00 до 50,00 включ	0,06	2,20	4,40	-			-		

Примечания:

1. Количество параллельных наблюдений n=4 в интервале (0,10 – 0,50) ppm (g/t) - для балансовых проб;

n=3 в интервале от 0,50 до 2,00 ppm (g/t) - для балансовых проб;

n=2 в интервале от 2,00 до 50,00 ppm (g/t) - для геологических и технологических проб.

2. ^hSr – верхняя граница относительного среднего квадратического отклонения результатов измерений

3. U –расширенная неопределенность, g/t

4. σ_B - случайная составляющая погрешности измерений, g/t.

3. Метод измерения

Измерения массовой доли золота в диапазоне от 0,10 до 50,0 ppm (g/t) выполняют пробирным методом, основанным на сплавлении навески анализируемого материала при температуре от 1000°C до 1100°C с шихтой, содержащей свинец-коллектор благородных металлов с получением веркблея, его купелировании на капли при температуре 950°C с получением золото-серебряного королька, дальнейшем растворении серебра азотной кислотой, промывке, прокаливании и взвешивании золотой корточкой [9].

4. Средства измерений, вспомогательные устройства, реактивы, растворы и материалы

4.1. Средства измерений и вспомогательные устройства:

- весы пробирные МТ-5 фирмы «Mettler Toledo» с погрешностью + 20 μg ;
- весы аналитические типа АГ-204 фирмы «Mettler Toledo» с погрешностью + 0,20mg;
- весы технические марки ВНЦ -10 II класса точности по ГОСТ 24104;
- наборы гирь Г-2-210 и Г-3-1110 по ГОСТ-7328;
- ареометры и цилиндры стеклянные по ГОСТ 18481- посуда и оборудование лабораторные фарфоровые по ГОСТ 9147;
- пипетки градуированные по ГОСТ 29227 вместимостью 10 cm^3 ;
- колбы мерные по ГОСТ 1770 вместимостью 1000 cm^3 ;
- мензурки по ГОСТ 1770 вместимостью 50; 100 cm^3 ;
- тигли фарфоровые низкие по ГОСТ 9147, №3;
- стаканы химические высокие по ГОСТ 23932 вместимостью 200 и 1000 cm^3 ;
- тигли шамотные по ГОСТ 390 вместимостью 750 cm^3 ;
- печь плавильная SCF-8 фирмы «Carbolite» и щипцы вилочные (комплект);
- печь купеляционная CF-24 фирмы «Carbolite» и щипцы для капелей (комплект);
- электропечь сопротивления камерная типа SNOL с температурой нагрева до 700°C;
- электроплитка закрытого типа ЭПТ1-1,0/220 по ГОСТ 14919;
- пресс для изготовления капелей по проекту № 7502 Государственного проектного института «Цветметпроект», Москва;
- мельницы стержневые и шаровые лабораторные по ГОСТ 10141;
- электроплиты, электроплитки и жарочные электрошкафы бытовые по ГОСТ 14919;
- дробилка щековая лабораторная ДЛЩ 80 150А по ГОСТ 12376;
- наковальня стальная $D=100\text{mm}$, сталь №3;
- изложницы металлические вместимостью 0,2 dm^3 ;
- молоток стальной слесарный по ГОСТ 2310-77;
- пинцет стальной дюралюминиевый по ГОСТ 21241 длиной 95 mm.

4.2. Реактивы, растворы и материалы:

- серебро азотнокислое по ГОСТ 1277;
- вода дистиллированная по ГОСТ 6709;
- кислота азотная по ГОСТ 4461 ч.д.а. плотностью от 1,34 g/cm^3 до 1,36 g/cm^3 и разбавленная в соотношении 1:6 с плотностью 1,06 g/cm^3 ;

- кислота серная по ГОСТ 4204 ч.д.а. плотностью от 1,82 g/cm³ до 1,84g/cm³ и раствор с объемной долей H₂SO₄ = 5%;
- натрий углекислый (сода кальцинированная) по ГОСТ 83;
- натрий тетраборнокислый 10-водный (бура) по ГОСТ 4199;
- мука пшеничная хлебопекарная по ГОСТ 26574;
- кварц пылевидный или измельченное стекло, или речной песок с размером частиц не более 0,15 mm;
- глет (оксид свинца) по ГОСТ 5539;
- магнезитовый кирпич по ГОСТ 4689;
- бумага мешочная по ГОСТ 2228.

Допускается использовать средства измерений, оборудование, лабораторную посуду, приспособления, химические реактивы и материалы, имеющие аналогичные характеристики [13].

5. Требование безопасности и охрана окружающей среды

5.1 При выполнении измерений необходимо руководствоваться «Основными правилами безопасности работы в химических лабораториях», утвержденными 27.07.1977г. Министерством химической промышленности, и введенными в действие приказом министра № 260 от 03.07.1980г., внесенными в справочник «Система управления охраной труда (ЕСУОТ)», введенного в действие приказом № 228 от 24.07.1995г

5.2 Лабораторные помещения должны быть оборудованы системой приточно-вытяжной вентиляции по ГОСТ 12.4.021.

5.3 Содержание вредных веществ в воздухе рабочей зоны не должно превышать установленных норм по ГОСТ 12.1.005-88.

5.4 Все электроустановки и электроаппаратура должны соответствовать действующим в НГМК правилам и положениям:

- «Правила устройства электроустановок (ПУЭ)», утверждённые приказом №84 «Узгосэнергонадзора» от 13.02.2004г.;
- «Правила технической эксплуатации электроустановок потребителей (ПТЭ)», утверждённые приказом №207 «Узгосэнергонадзора» от 21.05.2004г.;
- «Правил техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей (ПТБ)», утверждённые приказом №271 «Узгосэнергонадзора» от 02.08.2004г.;

- «Правил пожарной безопасности для энергетических предприятий (ППБ)», утверждённые приказом №107 «Узгосэнергонадзора» от 12.03.2004г.;
- Положение об организации работ по обеспечению пожарной безопасности в подразделениях комбината, утверждённое приказом №50 от 01.02.2008г.

6. Условия выполнения измерений

Измерения проводят в условиях, регламентированных документами по эксплуатации соответствующих средств измерений и оборудования.

7. Подготовка к выполнению измерений

7.1 Приготовление шихты и покрывки.

7.1.1 Для проведения плавки готовят шихту следующего состава: 6 kg кальцинированной соды и 2,5 kg буры взвешивают на весах ВНЦ-10 с погрешностью + 5,0 g засыпают в шаровую (или стержневую) мельницу и перемешивают в течение 30 min.

7.1.2 Для приготовления покрывки в мельницу загружают кальцинированную соду и буру в соотношении 1:1 и перемешивают в течение 30 min.

7.2. Измельчение оксида свинца.

Оксид свинца измельчают (при необходимости) в шаровой мельнице в течение 30 min.

7.3 Приготовление раствора азотнокислого серебра с массовой концентрацией 5 mg/cm³.

7.3.1 В термостойкий стакан вместимостью 200 cm³ помещают 7,874 g азотнокислого серебра, добавляют 100 cm³ дистиллированной воды, выдерживают на электроплите до полного растворения азотнокислого серебра, охлаждают, переносят в мерную колбу вместимостью 1000 cm³ и доводят до метки дистиллированной водой.

7.3.2 Для приготовления раствора азотнокислого серебра можно использовать металлическое серебро, извлеченное из сливных растворов после операции «разварка»: в термостойкий стакан вместимостью 200 cm³ помещают 5 g металлического серебра, добавляют 100 cm³ азотной кислоты, разбавленной 1:6, выдерживают на электроплите до полного растворения металлического серебра, охлаждают, переносят в мерную колбу вместимостью 1000 cm³ и доводят до метки дистиллированной водой.

7.4 Изготовление капелей. Магнетитовый кирпич измельчают на щековой дробилке и доизмельчают в шаровой мельнице до крупности частиц от 0,15 до 0,07 mm. Из 10 kg полученной магнетитовой «муки» и 1 dm³ 5%-ной (по объему) серной кислоты замешивают однородную массу. Капели изготавливают на механическом прессе и сушат при комнатной температуре на стеллажах в течение трех суток.

7.5 Изготовление бумажных кульков. Кульки изготавливают из листов крафт-бумаги размером (300x410) mm.

8. Выполнение измерений

8.1 Шихтовка проб (подготовка проб к плавке).

Навеску пробы руды, измельченной до класса -0.074mm (100%), оксида свинца (глета) и муки, согласно табл. 12, помещают в стеклянную банку вместимостью 1000 см³, закрывают крышкой и тщательно перемешивают для обеспечения контакта оксида свинца, муки и частиц пробы.

К полученной смеси прибавляют необходимое количество шихты, кварцевого песка (согласно табл. 13) и снова тщательно перемешивают. Смесь помещают в бумажный кулек, приливают пипеткой необходимое количество раствора азотнокислого серебра (согласно табл. 13), сверху смесь равномерно засыпают крышкой толщиной от 3 mm до 5 mm и упаковывают.

8.2 Плавка.

8.2.1 В плавильную печь устанавливают тигли, прогревают их до температуры 1100 °C и помещают в них бумажные кульки с зашихтованными пробами. По окончании загрузки закрывают дверцу печи. После набора печью температуры (1050-1100)°C фиксируют время начала плавки, которая длится от 50 до 60 min.

Таблица 13

Масса навесок рудного материала, реактивов в зависимости от диапазона массовой доли золота

Диапазон массовой доли золота, g/t	Навеска материала, g	Масса реактивов, g				AgNO ₃ , см ³	Количество определений
		глет	шихта	мука	кварц		
От 0,10 до 0,50 включ.	100	60	130	10	-	1	4

Св. 0,50 до 10,0 включ.	50	50	100	10	-	1	3
Св. 10,0 до 50,0 включ.	25	40	75	10	25	2	3

По истечении времени плавки расплав разливают в изложницы, предварительно смазанные раствором мела и установленные в вытяжном шкафу.

8.2.3 После остывания расплава (в течение от 20 до 30 min) изложницу опрокидывают на наковальню и отделяют свинцовый сплав (веркблей) от шлака. Шлак должен быть однородным, стекловидным, без застрявших частиц свинца и легко отделяться от веркблея. Веркблей очищают от шлака молотком, придают ему форму куба, взвешивают на технических весах. Веркблей должен иметь массу от 30 до 50 g.

Купеляция.

8.3.1 В предварительно нагретую до температуры от 900 до 950°C купеляционную печь помещают капли и прогревают их до температуры купеляционной печи (по внешнему виду они должны иметь цветкаления печи).

Загрузка веркблеев производится при закрытой вентиляционной заслонке. Когда веркблеи полностью расплавятся и с поверхности капли исчезнет темная пленка (произойдет «бликование») вентиляционную заслонку открывают. Время купеляции от 40 до 45 min.

Капли с корольками осторожно извлекают из печи, устанавливают в вытяжной шкаф и охлаждают от 15 до 20 min.

Разварка корольков.

8.4.1 Полученные корольки снимают с капли пинцетом, расковыывают на наковальне молотком в тонкий диск без утолщений, помещают в подписанные фарфоровые тигли вместимостью 30 cm³ и заливают горячим (от 60 до 80°C) раствором азотной кислоты плотностью 1,06 g/cm³ из стеклянного или фарфорового стакана вместимостью 250 cm³ по стеклянной палочке.

8.4.2 Тигли с кислотой устанавливают на электроплиту и нагревают от 30 до 40 min. Для поддержания объема раствора в тигле добавляют горячий раствор азотной кислоты по мере упаривания.

8.4.3 Раствор из тиглей сливают в специальную посуду по стеклянной палочке. Собранный раствор используют для последующей регенерации серебра.

8.4.4 Полученные в результате разварки золотые корточки трижды промывают дистиллированной водой. Промывочная вода собирается вместе со сливным раствором в ту же посуду.

8.4.5 Промытые корточки устанавливают на электроплиту, высушивают от 3 до 5 min, устанавливают в предварительно нагретую до 650°C муфельную печь, прокаливают 3 min, извлекают и охлаждают до температуры помещения.

Взвешивание.

8.5.1 Корточку пинцетом помещают на чашечку и устанавливают на весы. Показания весов снимают в течение первых 10 s.

9. Контроль точности измерений

9.1 Контроль точности ведется по стандартным образцам.

9.2 Результат анализа считают правильным, если абсолютное значение разности между измеренной массовой долей золота в стандартном образце и соответствующим аттестованным значением, указанным в свидетельстве на стандартный образец, удовлетворяет нормам погрешности результатов анализа и не превышает величины a :

$$a \leq \sqrt{\Delta^2 \text{ со} + 0,5 * \Delta^2},$$

где, $\Delta \text{ со}$ - погрешность аттестации стандартного образца, g/t;

Δ - допустимая погрешность результатов измерений, g/t.

2.2. Методика выполнения исследований по сгущаемости пульп

Эксперименты проводят на материале заданной крупности, например 80% класса – 0,074мм. В качестве материала можно использовать руду, флотоконцентрат, угольные шламы и т.д. Сгущение пульп осуществляют в цилиндрах отградуированных по высоте с помощью ленты миллиметровой бумаги. В качестве флокулянта используют, например раствор ПАА концентрацией 0,1% при расходе 0, 10, 20 и 40 г/т материала. В качестве коагулянтов можно использовать 1%-ные растворы извести или железного купороса при расходе 0, 10, 20, 50 и 100г/т материала. Пульпы готовят с заданным разжижением $R_{исх}$ (Ж:Т) 20:1, 10:1, 5:1, 2:1 и 1:1 [14].

Каждый опыт I серии ведут в следующей последовательности. По известным $R_{исх}$ и объёму цилиндров $V_{исх}$ определяют массу исходных навесок Q (г) по формуле:

$$Q = V_{\text{исх}} \cdot \rho / (\rho \cdot R_{\text{исх}} + 1),$$

где, $V_{\text{исх}}$ – объём исходной пульпы, см^3 ;

ρ - плотность зёрен исходного материала, $\text{г}/\text{см}^3$.

Навеску исходной пробы засыпают в мерный цилиндр, в который доливают воду до заданного объёма [20]. Приготовленную пульпу тщательно перемешивают, после чего начинают вести наблюдение в течение времени τ_i за нижней границей осветлённого раствора H_i . Примерные периоды времени 0,5; 1; 2 мин и т. д. до прекращения осаждения твёрдой фазы в цилиндре. В процессе опыта желательно зафиксировать время достижения уровня критической точки.

Для опытов второй серии (с применением реагентов) определяют требуемые объёмы растворов применяемых реагентов по формуле

$$V_p = Q \cdot g \cdot 10^{-4} / C$$

где, g - заданный удельный расход реагента, $\text{г}/\text{т}$;

C - концентрация раствора реагента, %;

Q – масса исходной навески материала, г .

В подготовленную в цилиндре пульпу, перемешивая, вливают с помощью бюретки требуемый объём раствора реагента и далее аналогично описанному ведут наблюдение. Данные измерений заносят в табл.16

Таблица 16

Результаты сгущения пульп без агрегации частиц

Время от начала наблюдений, τ_i , мин	№ и условия опыта								
	1. $R_{\text{исх}}$ (Ж:Т=)			2. $R_{\text{исх}}$ (Ж:Т=)			n. $R_{\text{исх}}$ (Ж:Т=)		
	H_i , см	V_i , см^3	R_i	H_i , см	V_i , см^3	R_i	H_i , см	V_i , см^3	R_i
0									
0,5									
и т. д.									

Для каждой точки измерения в опыте рассчитывают R_i в сгущённом продукте по формуле

$$R_i = (V_i \cdot \rho - Q) / Q$$

где V_i – объём зоны сгущения пульпы к данному моменту времени τ_i , см^3 .

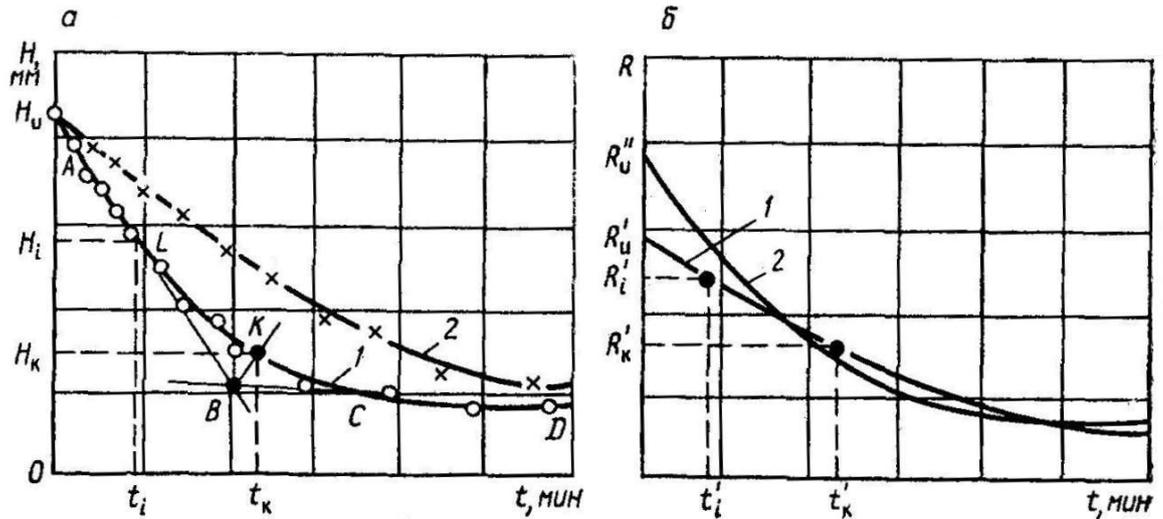


Рис.1 Зависимость изменения границы раздела осветлённой жидкости (а) и разжижения сгущённого продукта (б) от времени

H – граница раздела осветленной жидкости,

R – разжижение (также Т:Ж) сгущенного продукта,

1 – с применением флокулянта,

2 – без флокулянта.

Максимальное значение удельной площади, определённое по графику, соответствует концентрации суспензии с минимальной пропускной способностью и представляет собой требуемую удельную площадь для сгущения данного состава пульпы.

По данным второй серии опытов определяют эффективность действия коагулянтов и флокулянтов

$$\mathcal{E} = (v_{\text{кр. фл.}} - v_{\text{кр.}}) / v_{\text{кр.}} \cdot g$$

где, \mathcal{E} – критерий эффективности действия коагулянтов и флокулянтов, т/г;

$v_{\text{кр. фл.}}$ и $v_{\text{кр.}}$ – средние скорости сгущения (осветления) пульпы для критической точки соответственно флокулированных (коагулированных) и нефлокулированных частиц, м/сут;

g – расход флокулянта или коагулянта, г/т.

Зависимость изменения удельных площадей сгущения, эффективности и разрыхления осадка $R_{\text{кон}}$ от режимов флокуляции (коагуляции) оформляются графически [22]. Общий вид таких зависимостей приведен на рис.2.

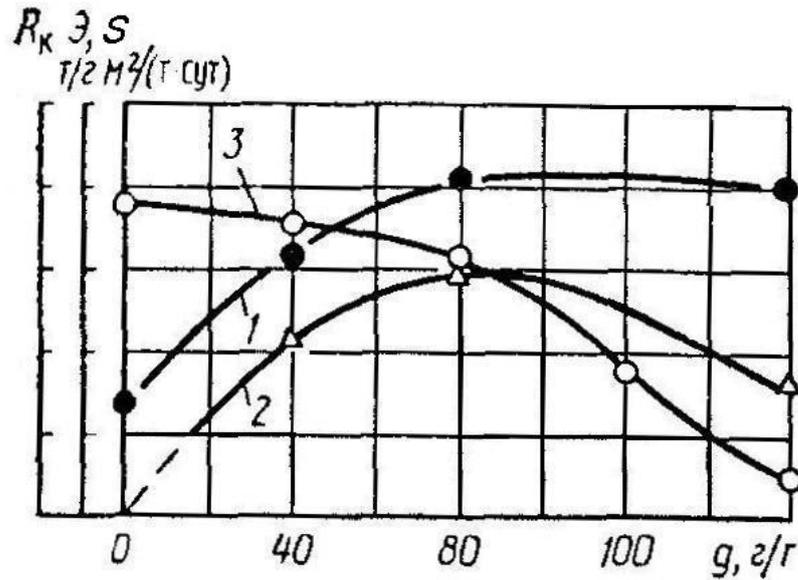


Рис.2 Влияние расхода ПАА на результаты сгущения:

$$1 - S = f(g); \quad 2 - Э = f(g); \quad 3 - R_k = f(g).$$

3. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

3.1. Лабораторные исследования

В данном разделе представлены результаты лабораторных исследований руд месторождения Аджибугут.

Приводится минералогический анализ, форма нахождения золота, химсостав, гранулометрическая характеристика с распределением золота по классам крупности. Даны результаты по цианируемости исходной руды, её гравитационной обогатимости, результаты по определению сгущаемости пульп без и с добавкой полиакриламида.

3.1.1. Минералогический анализ руды месторождения Аджибугут.

Первичные руды

По сочетанию золотопродуктивных минеральных ассоциаций и с учетом их морфологических особенностей рудонесущих тел выделено четыре типа первичных руд развитых на гор.-453м шахты 110:

Тип А. Проявление золото-арсенопирит-пирит-(карбонат-хлорит)-кварц-хлоритовые сланцы темно-серого цвета ассоциации 1-ой продуктивной, собственно **субпластовые прожилково-вкрапленные золото-арсенопирит-пиритовые руды.**

Тип Б. Совмещение 1-ой продуктивной ассоциации с золото-пирит-арсенопирит-полевошпатово-кварцевой (2-ой продуктивной) гнездово-прожилковыми породами. Ассоциация представляет второй природный тип руд – **прослойных вкраплено прожилково-жилвных золото-арсенопирит-пирит-кварцевых руд.**

Тип В. Совмещение 1-ой продуктивной ассоциации с золото-пирит-арсенопирит-альбит-кварцевой прожилковой (3-ей продуктивной) секущего морфотипа характеризует 3-ий природный тип руд – **вкраплено прожилковых золото-арсенопирит-пирит-полевошпат-кварцевых руд.**

Тип Г. Совмещение всех трех продуктивных ассоциаций в благоприятной локализирующей обстановке выделено в 4-ый природный тип руд – **прожилковых-жилвных золото-сульфидно-кварцевых комбинированного морфотипа.**

Анализ статистического распределения содержаний золота и серебра по данным типам золотопродуктивных руд приводит к выводу о том, что класс рядовых руд наиболее разнообразен по природным типам руд, минеральные ассоциации в которых часто проявлены в экстенсивном варианте. Типа Б руды относятся к природным типам Б и Г с интенсивным типом совмещенной минерализации.

Валовой минеральный состав природных типов руд, изученный по эталонам для природных типов А, Б и Г пробам показывает, что главными рудными минералами являются пирит (2-5%) и арсенопирит (частые значения – 5%) причем доля последнего возрастает к природным типам Б и Г. Минералогический интерес представляют пирротин, марказит, халькопирит, овелин. Из нерудных минералов наибольшее распространение имеют кварц (42-49%), серицит и гидрослюда (24-31%), полевые шпаты (13-17%), входящие как в состав пород, так и жильно-прожилковые образования. Содержание хлорита и карбонатов достигает 1-3%, апатит – 0,2-0,4%, акцессорных минералов пород – не превышают первых десятых долей процента.

Результаты химического анализа руд по технологическим пробам отражает усредненный состав большого объема. Основу проб составляет кремнезем (62,0-72,8%), значительно уступает ему глинозем (10,0-13,2%). Содержание оксидов Fe, Ti, Ca, P, S изменяется в пределах (%): Fe_2O_3 – 1,43-4,06; TiO_2 – 0,60-0,28; MnO – 0,03-0,7; MgO – 1,30-6,40; CaO – 0,26-1,12; Na_2O – 1,21-2,70; K_2O – 1,90-3,26; P_2O_5 – 0,12-0,32; SO_3 – менее 0,1; $S_{общ}$ – 1,54-2,15; CO_2 – 0,08-0,88; As – 0,11-0,75; Au – 1,4-19,8 г/т; Ag – 1,6-11,0 г/т.

3.1.2. Окисленные руды

В приповерхностной части месторождения, до глубины 35-90 м от поверхности, сульфиды замещаются вторичными зонами окисления (экзогенного преобразования). Окисленные руды представляют собой продукт полного или частичного окисления сульфидов, углеродистого вещества и других минералов первичных руд с развитием псевдоморфных, метасоматических и прожилковых новообразований ярозита, алунита, скородита, оксидов и гидроокиси железа, гипса, барита. Золото в них присутствует в самородном состоянии, однако значительная его часть представлена ультрамелкими зернами (до 0,01 мм). Относительно крупными (до 0,9 мм) выделениями самородного золота характеризуются окисленные руды в интервалах интенсивно окварцованных вмещающих породах. В этих интервалах иногда устанавливаются высокие содержания серебра до сотен г/т.

Минералогический состав окисленных по материалам технологических исследований имеет следующие вариации содержания (%): кварц – 33,5-88,0; альбит – 4,6-35,3; серицит, гидрослюда, глинистые минералы – 4,1-28-9; хлорит – 1,0-10,0; пирит – 1,0-2,1; арсенопирит – 0,4-0,5; скородит – 0,0-0,6; лимонит – 0,1-1,2; содержание других минералов составляют от частых (золото самородное, углистое вещество, лейкоксен, карбонаты, барит и др.) до единичных (минералы серебра, буланжерит, блеклая руда, акцессорные минералы пород) знаков. Объемную основу составляют кварц, альбит, слюдяные минералы (гидрослюда, серицит), карбонаты, хлорит, сульфиды, а также продукты гипергенных преобразований первичных минералов – глинистые минералы, гидроокислы железа, ярозит, гипс.

Химический состав окисленных руд по результатам опробования изменяются в следующих пределах (%): SiO_2 – 51,14-68,63; Al_2O_3 – 11,07,-17,32; Fe_2O_3 – 3,76-7,25; FeO – 0,31-1,07; TiO_2 – 0,58-1,06; MnO – 0,03-0,08; MgO – 0,61-3,03; CaO – 0,56-14,02; Na_2O – 2,0-3,51; K_2O – 1,42-4,40; P_2O_5 – 0,02-0,21; SO_3 – 0,30-3,51; Ss – 0,05-0,2; CO_2 – 0,2-0,44; Au – 0,7-5,8 г/т; Ag – 2,0-102,5 г/т.

Таблица 18

Гранулометрическая характеристика исходной пробы руды с распределением золота по классам крупности. Удельный вес 2,7 г/см³

Классы крупности, мм	Выход классов крупности, %	Содержание золота по классам крупности, г/т	Распределение золота по классам крупности, %
+40	1,5	1,5	13,2
-40,0+20,0	14,4		
-20,0+10,0	5,5	1,0	3,1
-10,0+7,0	3,4	1,0	3,5
7,0+5,0	2,9		
-5,0+2,5	4,4	2,8	6,8
-2,5+1,0	17,4	1,0	7,4
-1,0+0,4	6,5	1,5	5,4
-0,4+0,16	8,7	2,0	9,7
-0,16+0,10	2,8	1,0	2,9
-0,1+0,074	2,5		
-0,074+0,05	2,7	1,2	1,8
-0,05	27,3	3,0	45,6
Итого:	100,0	16	100,0

Таблица 19

Химический состав руды

Наименование элементов	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	MnO	TiO ₂	P ₂ O ₅	CuO
Содержание, %	63	14,1	0,11	0,28	1,4	3,8	0,013	0,66	0,84	0,01
Наименование элементов	H ₂ O	п.п.п.	Fe _{общ}	As	S _{общ}	Ss	CO ₂	C _{орг}	Ац, г/т	-
Содержание, %	0,56	5,4	5,1	0,19	0,76	0,03	0,15	0,17	2,0	-

Таблица 20

Результаты спектрального анализа исходной пробы руды месторождения Аджибугут

Содержание, n*10 ⁻³ %											
Элемент	Ag	Cu	Pb	Zn	Cd	Bi	Ge	Co	Ni	Tl	Sb
Содержание	02	5	<05	<10	-	-	-	5	10	-	-

Элемент	Cr	Mn	V	Ti	Mo	W	Sn	In	Ba	As	Ib
Содержание	100	50	10	100	5	-	-	-	10	50	<01
Элемент	I	Li	P	Ga	Sr	Ta	Hf	Nb	Zn	Be	Sc
Содержание	<1	-	<100	05	~20	-	-	-	15	01	1

Таблица 21

**Результаты рационального анализа проб исходной руды и хвостов шлюза
месторождения Аджибугут**

№	Формы нахождения золота и характер его связи с рудными компонентами	Распределение золота							
		Исходная руда				Хвосты шлюза			
		№104		№109		№104		№109	
		г/т	%	г/т	%	г/т	%	г/т	%
1	Свободное и в виде сростков (цианируемое)	1,52	88,4	1,41	70,5	1,1	84,6	0,96	60,0
2	Цианируемое после обработки NaOH (покрытое пленками, ассоциированное с антимонитом и аморфным кремнеземом)	0,05	2,9	н/о	-	0,04	3,1	н/о	-
3	Цианируемое после обработки HCl (связанное с оксидами, гидроксидами железа, карбонатами, хлоритами)	н/о	-	0,27	13,5	н/о	-	0,52	32,5
4	Ассоциированное с сульфидами и углеродистым веществом в том числе: а) извлекаемое цианированием после обработки HNO ₃ (ассоциированное с сульфидами); б) извлекаемое цианированием после окислительного обжига при t=650 ⁰ C (ассоциированное с углеродистым веществом и тонковкрапленными в него сульфидами)	0,02	1,2	0,14	7,0	0,01	0,8	0,01	0,6
		н/о	-	0,03	1,5	н/о	-	0,03	1,9

5	Тонковкрапленное в породообразующие минералы	0,13	7,5	0,15	7,5	0,15	11,5	0,08	5,0
Итого в исходной пробе (по балансу):		1,72	100,0	2,0	100	1,3	100,0	1,6	100

Показатели сгущаемости пульп исходной руды и хвостов флотации

Показатели	№104		№109		Текущая руда ГМЗ-1		Текущая поставка руды на ГМЗ-1 в феврале 2009 г.			
	исх. руда	хв. шлюза	исх. руда	хв. шлюза	исх. руда	хв. шлюза	при различном рН			
							10,0	10,5	11,0	11,5
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Без флокулянта										
(Ж:Т) _{кон}	0,94	1,93	1,2	1,5	1,22	-	1,53	1,64	1,75	1,97
Скорость осаждения, м/ч	0,21	0,20	0,21	0,20	0,18	-	0,13	0,13	0,15	0,15
Удельная производительность сгущения, т/м ² *сут	1,8	1,15	2,1	1,70	1,45	-	0,78	0,78	0,99	1,07
Флокулянт ПАА – ГС 10 г/т										
(Ж:Т) _{кон}	0,92	1,71	1,2	1,5	1,13	-	1,52	1,58	1,73	1,84
Скорость осаждения, м/ч	0,43	0,21	0,22	0,22	0,28	-	0,17	0,16	0,20	0,16
Удельная производительность сгущения, т/м ² *сут	3,5	1,16	2,30	1,80	2,34	-	1,03	1,02	1,31	1,16
Флокулянт ПАА – ГС 12 г/т										
(Ж:Т) _{кон}	0,90	1,71	1,2	1,5	1,15	-	-	-	-	-
Скорость осаждения, м/ч	0,40	0,22	0,21	0,20	0,30	-	-	-	-	-
Удельная производительность сгущения, т/м ² *сут	3,20	1,20	2,20	1,70	2,48	-	-	-	-	-

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Флокулянт ПАА – ГС 15 г/т										
(Ж:Т) _{кон}	0,86	1,91	1,2	1,5	1,13	-	-	-	-	-
Скорость осаждения, м/ч	0,43	0,19	0,20	0,20	0,27	-	-	-	-	-
Удельная производительность сгущения, т/м ² *сут	3,4	1,02	2,3	1,70	2,23	-	-	-	-	-

Таблица 23

**Технологические показатели извлечения золота из проб руды месторождения Аджибугут
(лабораторные исследования)**

№	Шифр пробы	Место отбора пробы	Содержание Au, г/г		Вес пробы, кг	Химический состав, %						Схема извлечения золота					
			Пас.	Лаб.		Fe	S _{общ}	S _s	As	C _{орг}	CO ₂	Прямое сорбционное цианирование		Гравитационно-сорбционная			
												Содержание Au в хв., г/г	Извлечение, %	Выход к-та шлюза, %	Au в к-те, г/г	Извлечение в к-те, %	Извлечение по схеме, %
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
1.	№68	Горизонт (+453), отвал шахты 110, ноябрь 2003 г.	5,03	3,3	20	3,8	1,5	1,5	0,34	0,21	0,55	0,25	92,42	0,3	534,6	48,60	90,95

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
2.	СФ-1	Горизонт (493),(453), отвал шахты 110, 17 частных проб, ноябрь 2003 г.	1,49	2,0	20	4,1	2,2	2,1	0,45	0,17	3,6	0,43	78,50	0,4	201,2	40,24	79,30
3.	СФ-2	Горизонт (493),(453), отвал шахты 110, 10 частных проб, ноябрь 2003 г.	2,4	2,2	20	4,0	2,2	2,1	0,26	<0,2	3,5	0,61	72,3	0,5	161,4	36,68	76,10
4.	Ш 111-1	Горизонт (+493), отвал шахты 111, окисленный тип руд.	2,1	2,3	20	4,0	0,48	0,48	0,41	0,66	0,44	0,40	82,6	0,1	402,5	17,5	85,6
5.	Ш 111-2	Пробы сформированы из частных проб, отобранных с	1,1	1,4	20	4,2	1,10	0,76	0,35	0,62	0,44	0,23	83,6	0,11	374,2	29,4	84,1
6.	Ш 111-3	поверхности и бортов отвала шахты 111, ноябрь 2003 г.	0,8	1,0	20	4,0	0,32	н.о	0,33	0,88	0,59	0,28	72,0	0,06	267,5	16,1	73,7
7.	Ш 112-1		2,5	2,3	20	5,0	0,52	<0,2	0,24	0,65	0,44	0,40	82,6	0,15	668,0	43,6	85,6
8.	АР-1	Горизонты отметок (+480-520м). Проба сформирована из 475 дубликатов проб, декабрь 2003 г.	1,79	1,6	20	4,4	0,66	0,11	0,3	0,56	0,11	0,23	85,6	0,13	385,0	31,3	86,23

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
9.	AP-2	Горизонты отметок (+440-480). Проба сформирована из 199 дубликатов проб, декабрь 2003 г.	2,16	2,24	20	4,5	0,61	0,36	0,27	н.о	0,22	0,25	88,8	0,38	222,2	37,7	86,76
10.	AP-4	Горизонты отметок (+280- 360м). Проба сформирована из 31 дубликата проб, декабрь 2003 г.	2,16	2,57	20	3,3	1,90	1,70	0,40	н.о	1,3	0,27	89,5	0,25	350,0	34,0	87,97
11.	Без номера	Первичная руда опытно-промышленного карьера мест-я Аджибугут, май 2008 г.	-	0,48	500	3,0	1,7	1,6	0,12	0,94	0,07	0,42	12,5	-	-	-	-
12.	№ 104	Окисленные руды, май 2007 г.	-	1,72	150	4,0	0,61	0,47	<0,2	0,26	н.о	0,17	90,12	0,08	527,0	24,5	88,7
13.	№ 109	Окисленные руды, дамба №2	1,48	2,0	200	4,2	0,28	<0,2	0,45	0,42	0,33	0,15	92,5	0,05	800,0	20,0	88,7

Результаты показывают (см. табл. 23), что содержание золота на различных горизонтах колеблется от 1 до 3,3 г/т. Руды, окисленные с содержанием серы сульфидной <1%, мышьяка 0,2-0,4%. При прямом сорбционном цианировании содержание золота в хвостах 0,23-0,28 г/т, исключения составляют руды с горизонта 493, отвалы шахт 110 и 111. В этих рудах содержание серы сульфидной 2,1% и содержание золота в хвостах 0,4-0,6 г/т.

Гравитационная обогатимость руды Аджибугут определялась на лабораторном шлюзе. Хвосты шлюза цианировались. Переработка пробы руды, поставленной с шахты 110 по схеме прямого сорбционного цианирования показала содержание золота в хвостах 0,45 г/т при извлечении 67,3%. Четыре пробы с карьера Аджибугут показали содержание золота в исходной руде 2,48 г/т, 1,45 г/т, 1,33 г/т, 1,81 г/т. Содержание золота при переработке руды по схеме прямого сорбционного цианирования 0,26-0,31 г/т.

Испытания показали особенность руд месторождения Аджибугут, заключающуюся в её мягкости; при измельчении руды до 80% - 0,074 мм – 76% находится в классе крупности – 0,05 мм.

В лабораторных условиях проведены опыты по определению сорбционной цианируемости руды и хвостов шлюза месторождения Аджибугут. На пробе исходной руды и регенерированном сорбенте из процесса ГМЗ-1 снята изотерма сорбции методом переменных объемов ионита и пульпы при времени сорбционного цианирования 72 часа $pH=10,5\div 10,8$, остаточной концентрации NaCN на сорбции 0,15 г/л, Т:Ж=1:2,25. Результаты представлены на рис.3.

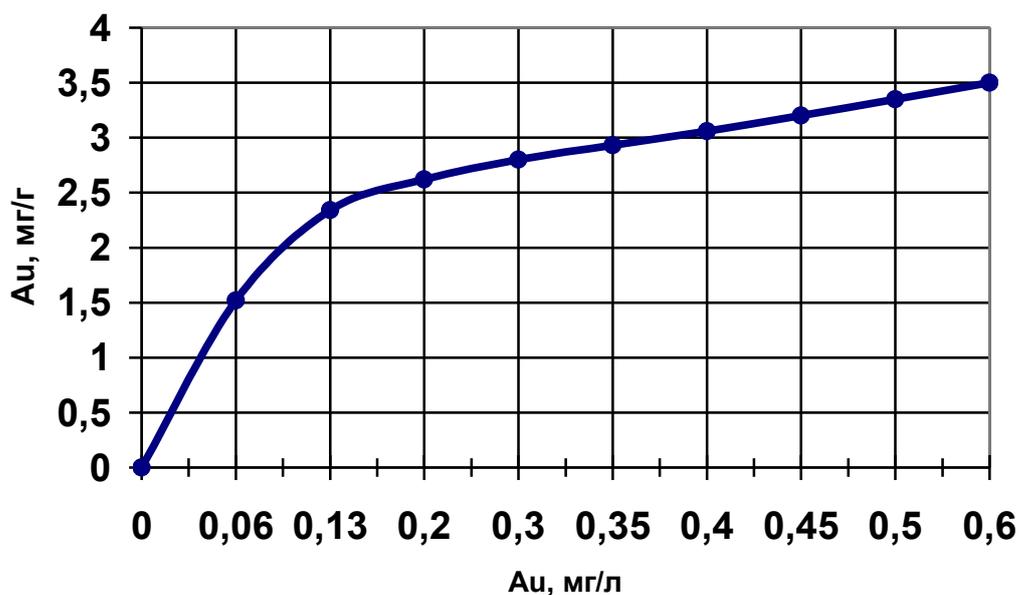


Рис. 3 Изотерма сорбции золота на отрегенированном ионите АМ-2Б из пульпы предварительного цианирования руды месторождения Аджибугут

Изотерма сорбции имеет форму Ленгмюра. Обеспечивается емкость ионита при концентрации золота в жидкой фазе 0,6 г/л равная 3,5 мг/г. количество ступеней 4. Следует отметить, что в растворах с повышенной концентрацией емкость ниже согласно характеру изотермы.

Определена также кинетика сорбционного цианирования на пульпе предварительного цианирования руды Аджибугут при соотношении $V_{см}:V_{р-ра}=1:2000$, $pH=10,5\div 10,8$, остаточной концентрации NaCN на сорбции 0,15 г/л, Т:Ж=1:2,25 и времени воздушного перемешивания до 72 ч..

В табл. 24 приведен химический состав жидкой фазы, на рис.4 – кинетика сорбции.

Таблица 24

Состав жидкой фазы

Элементы	Au	Ag	Fe	Co	Ni	Zn	Cu
Содержание, мг/л	0,40	0,52	0,95	<0,2	0,2	0,36	1,5

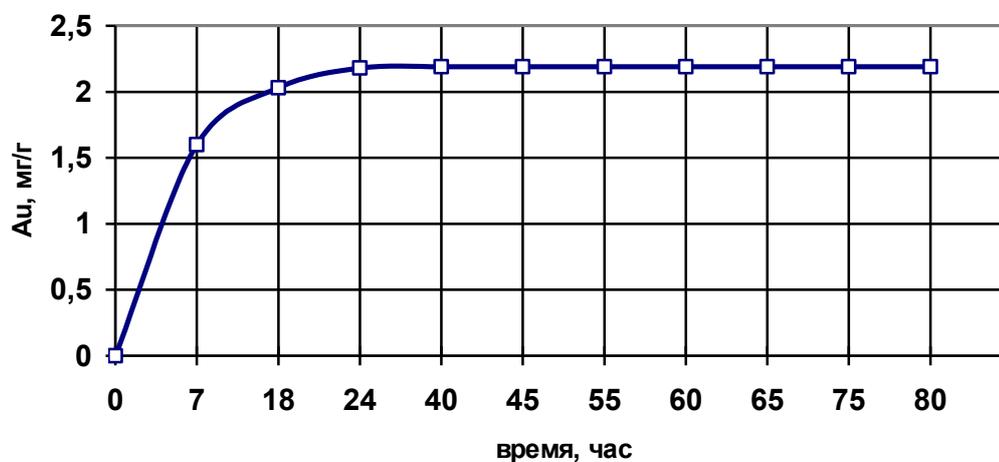


Рис.4 Кинетика сорбции золота на отрегенированном ионите из пульпы предварительного цианирования руды месторождения Аджибугут

Данные табл. 24 показывают, что для полного насыщения ионита время составляет 24 часа. Руда обогащается гравитацией. Извлечение золота в гравеоконцентрат колеблется от 16% до 48,6%, в зависимости от места отбора проб руды. В руде отобранной с горизонтов +453, +493 извлечение золота в гравеоконцентрат шлюза 40-48%. В руде,

отобранной с поверхности бортов шахты 111, представляющей окисленный тип руды, извлечение золота в гравиконоцентрат шлюза составляет 16-29%.

Пробы руды №104 и №109 представляют окисленный тип руд с содержанием золота 1,7-2,0 г/т и извлечением золота в гравиконоцентрат шлюза 20-24%. Причем, по схеме прямого сорбционного цианирования извлечение золота составляет 72-92%, в то время как по гравитационно-сорбционной схеме 73,3-91%.

Данные результаты позволяют произвести выбор технологической схемы извлечения золота из окисленной руды месторождения Аджибугут.

Следует обратить на твердость руды, составляющую 4-5 по шкале Протодяконова. При измельчении руды до 80% – 0,074 мм, т.е. требуемой крупности для процесса сорбционного цианирования 76,1% находится в классе – 0,05 мм (табл. 25).

Таблица 25

Ситовый анализ измельченной руды

Классы крупности, мм	Выход классов крупности, %
+0,074	17,0
-0,074+0,05	6,9
-0,05	76,1
Итого:	100,0

При сгущении пульпы для процесса сорбционного цианирования не происходит разделения фаз до Т:Ж=1:1,0 даже с полиакриламидом; в статических условиях Т:Ж в сгущенной части составляет 1:1,5, в динамических 1:1,7÷1,8. Увеличиваются затраты на воду и реагенты.

Таким образом, лабораторные исследования показали, что руда месторождения Аджибугут на исследованной части месторождения относится к категории легковскрываемых руд, мягких руд с мелким золотом. Для уточнения результатов лабораторных исследований в опытном цехе №1 ГМЗ-1 проведены полупромышленные испытания.

3.2. Результаты опытно-промышленных испытаний

Испытания по переработке руд месторождения Аджибугут на ГМЗ-1 проводились по существующей технологической схеме рудоподготовки и гидрометаллургической переработке пульп.

Целью испытаний является:

-анализ изменения технологических показателей отдельных операций технологической схемы переработки золотосодержащих руд, в сравнении с переработкой руды м/р Мурунтау;

-определение оптимальных режимов переработки руды;

-определение расходных коэффициентов материалов и химреагентов;

-постановка задач для дальнейших исследований технологических особенностей руды м/р Аджибугут.

-определение предельной производительности схемы переработки золотосодержащих руд, выявление операций лимитирующих общую производительность и вариантов её повышения.

Усредненный гранулометрический состав руды, поступающей в переработку во время проведения испытаний приведен в табл. 26, а результаты рационального анализа – в табл. 27.

Анализ таблицы 26 показывает, что 89,8% рудного материала представлено классом крупности -1,6 мм, при этом содержание первичных шламов (-0,074 мм) в руде составляет 23,5%. Гранулометрический состав и низкая твердость данной руды обуславливают высокую удельную производительность измельчения.

Таблица 26

Гранулометрический состав руды

Классы крупности, мм	Выход классов крупности, %
+2,5	0,4
2,5-1,6	9,8
1,6-1,0	18,9
1,0-0,4	22,0
0,4-0,16	17,2
0,16-0,1	6,9
0,1-0,074	1,3
-0,074	23,5
Итого	100,0

Результаты рационального анализа проб исходной руды опытно-промышленных испытаний по переработке руд месторождения «Аджибугут»

Формы нахождения золота и характер его связи с рудными компонентами	Распределение золота	
	г/т	%
1. Свободное и в виде сростков (цианируемое)	1,41	70,5
2. Цианируемое после обработки HCl (связанное с оксидами, гидрооксидами железа, карбонатами, хлоритами)	0,27	13,5
3. Ассоциированное с сульфидами (извлекаемое цианированием после обработки HNO ₃)	0,14	7,0
4. Ассоциированное с углеродистым веществом и тонковкрапленными в него сульфидами (извлекаемое цианированием после окислительного обжига при t=650 ⁰ C)	0,03	1,5
5. Тонковкрапленное в породообразующие минералы	0,15	7,5
Итого	2,0	100,0

Фазовый анализ золота (табл.27) показывает, что 16% золота является неизвлекаемым цианированием (т.е. тонковкрапленное, ассоциированное с сульфидами и углеродистым веществом). Таким образом, теоретически, максимально возможное извлечение золота сорбционным цианированием составляет 84%.

Измельчение и классификация. При переработке руды Мурунтау процесс измельчения велся при шаровой загрузке в мельницу ММС 70*23 – 70...75 т, при этом Ж:Т слива мельницы поддерживалось в пределах 0,2...0,25.

Переработка руды Аджибугут при таком режиме измельчения приводит к переизмельчению.

Способом предотвращения переизмельчения может служить повышение производительности мельницы первой стадии измельчения, но практически повышение производительности измельчения лимитируется производительностью классификатора по сливу. Максимальная производительность классификатора 2КСП-24 по сливу составляет 77 т/час, по пескам – 311 т/час.

Уменьшение влияния переизмельчения при переработке руды м/р Аджибугут было достигнуто снижением шаровой загрузки мельницы ММС 70*23 до 60 тонн, и увеличением Ж:Т слива мельницы до 0,3...0,35.

Наличие глинистых компонентов и тонких шламов в исходной руде оказывает отрицательное влияние на процесс гидравлической классификации. На практике при поддержании регламентного значения плотности пульпы слива классификатора (1110-1140 г/л) содержание песков класса +0,15 мм составляет 5-7 (до 10) г/л, при регламенте 3г/л. Это обусловлено повышением динамической вязкости пульпы за счёт высокого содержания переизмельченных частиц руды, т.о. при этих условиях происходит вынос в слив крупных частиц (+0,15мм) одновременно с очень тонкими (-0,05 мм).

Так, исследования гранулометрического состава слива классификатора показали, что при содержании класса -0,05 мм 83% (т.е. при переизмельчении), содержание класса +0,15 мм при этом в сливе составляет 1,4%. Снижение плотности слива классификатора (до 1090 г/л), за счёт подачи в него дополнительно воды, не уменьшает содержания класса +0,15мм в сливе, что связано с возрастанием восходящего потока в корыте классификатора и созданием условий для выноса более крупных частиц. Также при снижении плотности, слив классификатора становится ещё тоньше, т.е. возрастает степень переизмельчения.

Таким образом, как снижение, так и повышение плотности слива классификатора ведет к повышению содержания в нем песков. Практически установлено, что оптимальная плотность слива классификатора в данных условиях составляет 1120 г/л. Гранулометрический состав пульпы слива классификатора приведен в табл.28.

При проведении испытаний производилось опробование схемы рудоподготовки с определением гранулометрического состава и плотности пульпы слива мельницы, слива и песков классификатора, третьего продукта классификатора, слива мельниц доизмельчения, слива и песков классифицирующих гидроциклонов отделения доизмельчения.

Результаты опробования указанных продуктов приведены в табл. 29-36.

Таблица 28

Гранулометрическая характеристика слива классификатора

Классы крупности, мм	Выход классов крупности, %
+0,16	1,4
0,16-0,074	11,2
0,074-0,05	4,1
-0,05	83,3
Итого	100,0

Таблица 29

Гранулометрическая характеристика разгрузки мельницы М-7

Классы крупности, мм	Выход классов крупности, %
+0,4	44,1
-0,4+0,16	20,9
-0,16+0,074	7,6
-0,074+0,05	3,0
-0,05	24,4
Итого	100,0
Плотность пульпы	1905,0

Таблица 30

Гранулометрическая характеристика песков классификатора 2КСП-24

Классы крупности, мм	Выход классов крупности, %
+0,4	67,9
-0,4+0,16	22,9
-0,16+0,074	2,1
-0,074+0,05	0,6
-0,05	6,5
Итого	100,0
Влажность, %	19,0

Таблица 31

Гранулометрическая характеристика слива классификатора 2КСП-24

Классы крупности, мм	Выход классов крупности, %
+0,16	7,0
-0,16+0,074	12,3
-0,074+0,05	3,1
-0,05	77,6
Итого	100,0
Плотность пульпы	1150,0

Таблица 32

Гранулометрическая характеристика III-го продукта классификатора 2КСП-24

Классы крупности, мм	Выход классов крупности, %
+0,4	9,9
-0,4+0,16	32,2
-0,16+0,074	14,3
-0,074+0,05	5,4
-0,05	38,2
Итого	100,0
Плотность пульпы	1240,0

Таблица 33

Гранулометрическая характеристика разгрузки мельниц доизмельчения

Классы крупности, мм	Выход классов крупности, %
+0,4	0,5
-0,4+0,16	36,7
-0,16+0,074	33,0
-0,074+0,05	8,3
-0,05	21,5
Итого	100,0
Плотность пульпы	1600,0

Таблица 34

Гранулометрическая характеристика песков гидроциклонов ГЦ-350

Классы крупности, мм	Выход классов крупности, %
+0,4	3,0
-0,4+0,16	49,1
-0,16+0,074	29,7
-0,074+0,05	5,1
-0,05	13,1
Итого	100,0
Плотность пульпы	1670,0

Таблица 35

Гранулометрическая характеристика песков гидроциклонов ГЦ-250

Классы крупности, мм	Выход классов крупности, %
+0,4	-
-0,4+0,16	24,0
-0,16+0,074	43,8
-0,074+0,05	11,0
-0,05	21,2
Итого	100,0
Плотность пульпы	1525,0

Таблица 36

Гранулометрическая характеристика слива гидроциклонов ГЦ-250

Классы крупности, мм	Выход классов крупности, %
+0,16	6,4
-0,16+0,074	17,1
-0,074+0,05	10,8
-0,05	65,7
Итого	100,0
Плотность пульпы	1210,0

По результатам опробования рассчитана вводно-шламовая схема отделения рудоподготовки (табл. 37).

Таблица 37

Водно-шламовая схема рудоподготовки

Наименование операции или продукта	Количество твердого в продукте Q, т/ч	Отношение Ж:Т R	Количество воды в продукте W, м ³	Объем продукта V, м ³
1	2	3	4	5

Измельчение				
Поступает:				
Исходная руда	130,000	0,020	2,653	50,80
Пески классификатора	341,330	0,260	88,746	215,16
Свежая вода			61,783	61,78
итого:	471,330	0,325	153,182	327,75
Выходит:				
Слив мельницы	471,330	0,325	153,182	327,75
Отсадка				
Поступает:				
Слив мельницы	471,330	0,325	153,182	327,75
Свежая вода			328,249	328,25
итого:	471,330	1,021	481,431	656,00
Выходит:				
Концентрат отсадки	2,000	3,000	6,000	6,74
Хвосты отсадки	469,330	1,013	475,431	649,26
итого:	471,330	1,021	481,431	656,00
Классификация				
Поступает:				
Хвосты отсадки	469,330	1,013	475,431	649,26
Свежая вода			32,878	32,88
итого:	469,330	1,083	508,310	682,14
Выходит:				
Слив классификатора	70,000	4,127	288,890	314,82
Пески классификатора	341,330	0,260	88,746	215,16
Третий продукт	58,000	2,253	130,674	152,16
итого:	469,330	1,083	508,310	682,14
Гидроциклонирование 1				
Поступает:				
Третий продукт	58,000	2,253	130,674	152,16
Пески гидроциклонирования 2	124,286	0,569	70,719	116,75
Слив мельниц	381,143	0,584	222,587	363,75
1	2	3	4	5
Свежая вода			37,170	37,17
итого:	563,429	0,818	461,150	669,83
Выходит:				
Слив г/циклонирования 1	182,286	1,606	292,685	360,20
Пески г/циклонирования 1	381,143	0,442	168,465	309,63
итого:	563,429	0,818	461,150	669,83
Доизмельчение				
Поступает:				
Пески гидроциклонирования 1	381,143	0,442	168,465	309,63
итого:	381,143	0,442	168,465	309,63
Выходит:				
Слив мельниц	381,143	0,584	222,587	363,75
итого:	381,143	0,584	222,587	363,75
Гидроциклонирование 2				
Поступает:				

Слив гидроциклонирования 1	182,286	1,606	292,685	360,20
итого:	182,286	1,606	292,685	360,20
Выходит:				
Слив г/циклонирования 2	58,000	3,827	221,966	243,45
Пески гидроциклонирования 2	124,286	0,569	70,719	116,75
итого:	182,286	1,606	292,685	360,20
Сгущение				
Поступает:				
Слив классификатора	70,000	4,127	288,890	314,82
Слив гидроциклонирования 2	58,000	3,827	221,966	243,45
итого:	128,000	3,991	510,856	558,26
Выходит:				
Сгущенный продукт	128,000	1,600	204,800	252,21
Слив сгустителя			306,056	306,06
итого:	128,000	3,991	510,856	558,26

Таким образом, повышение производительности схемы рудоподготовки лимитируется производительностью спирального классификатора. Для снижения нагрузки на классификатор, в схеме первой стадии измельчения был установлен классифицирующий гидроциклон диаметром 750 мм, в который подается часть (примерно 50%) разгрузки мельницы. Слив гидроциклона направляется в классификатор, а пески гидроциклона объединяются с песками классификатора и направляются в мельницу. Таким образом, установка гидроциклона позволила увеличить производительность измельчения до 155 т/ч за счёт выделения готового класса из слива мельницы и возврата песков на доизмельчение, минуя классификатор. Водно-шламовая схема рудоподготовки с использованием гидроциклона приведена в табл. 38.

Таблица 38

Водно-шламовая схема рудоподготовки с использованием ГЦ-750

Наименование операции или продукта	Количество твердого в продукте Q, т/ч	Отношение Ж:Т R	Количество воды в продукте W, м ³	Объем продукта V, м ³
1	2	3	4	5
Измельчение				
Поступает:				
Исходная руда	155,000	0,020	3,163	60,57
Пески классификатора	193,965	0,370	71,839	143,68
Пески гидроциклона	192,515	0,516	99,421	170,72
Свежая вода			107,519	107,52

итого:	541,480	0,337	182,521	482,49
Выходит:				
Слив мельницы	541,480	0,337	182,521	482,49
Отсадка				
Поступает:				
Слив мельницы (часть 1)	300,822	0,337	182,521	482,49
Свежая вода			266,178	266,18
итого:	300,822	1,492	448,699	560,11
Выходит:				
Концентрат отсадки	2,000	3,000	6,000	6,74
Хвосты отсадки	298,822	1,481	442,699	553,37
итого:	300,822	1,492	448,699	560,11
Гидроциклонирование				
Поступает:				
Слив мельницы (часть 2)	240,658	0,337	81,121	170,25
свежая вода			23,177	23,18
итого:	240,658	0,433	104,297	193,430
1	2	3	4	5
Выходит:				
слив ГЦ	48,143	4,877	4,877	22,71
Пески ГЦ	192,515	0,516	99,421	170,723
итого:	240,658	0,433	104,297	193,430
Классификация				
Поступает:				
Хвосты отсадки	298,822	1,481	442,699	553,37
слив ГЦ	48,143	4,877	234,769	22,707
Свежая вода				0,00
итого:	346,965	1,540	534,367	662,87
Выходит:				
Слив классификатора	75,000	4,127	309,524	337,30
Пески классификатора	193,965	0,370	71,839	143,68
Третий продукт	78,000	1,962	153,004	181,89
итого:	346,965	1,540	534,367	662,87
Гидроциклонирование 1				
Поступает:				
Третий продукт	78,000	1,962	153,004	181,89
Пески гидроциклонирования 2	167,143	0,569	95,104	157,01
Слив мельниц	512,571	0,584	299,342	489,18
Свежая вода			72,717	72,72
итого:	757,714	0,818	620,167	900,80
Выходит:				
Слив г/циклонирования 1	245,143	1,606	393,610	484,40
Пески г/циклонирования 1	512,571	0,442	226,557	416,40
итого:	757,714	0,818	620,167	900,80
Доизмельчение				
Поступает:				
Пески гидроциклонирования 1	512,571	0,442	226,557	416,40

итого:	512,571	0,442	226,557	416,40
Выходит:				
Слив мельниц	512,571	0,584	299,342	489,18
итого:	512,571	0,584	299,342	489,18
Гидроциклонирование 2				
Поступает:				
Слив гидроциклонирования 1	245,143	1,606	393,610	484,40
итого:	245,143	1,606	393,610	484,40
1	2	3	4	5
Выходит:				
Слив г/циклонирования 2	78,000	3,827	298,506	327,39
Пески гидроциклонирования 2	167,143	0,569	95,104	157,01
итого:	245,143	1,606	393,610	484,40
Сгущение				
Поступает:				
Слив классификатора	75,000	4,127	309,524	337,30
Слив гидроциклонирования 2	78,000	3,827	298,506	327,39
итого:	153,000	3,974	608,030	664,70
Выходит:				
Сгущенный продукт	153,000	1,600	244,800	301,47
Слив сгустителя			363,230	363,23
итого:	153,000	3,974	608,030	664,70

Сгущение. Технологическая упорность руды Аджибугут обусловлена значительным содержанием глинистых компонентов, которые оказывают отрицательное влияние на эффективность процесса сгущения. Частицы глины имеют форму чешуек или пластинок размерами менее 5 мкм. Поскольку эти частицы имеют большую удельную поверхность, то и молекулярная сила взаимодействия между частицами глины и воды также велика, что осложняет их разделение. Глинистые частицы образуют с водой коллоидную систему, в которых скорости осаждения чрезвычайно низкие, что обусловлено высокой динамической вязкостью среды. Степень уплотнения частиц также значительно снижается.

На практике с началом переработки руды Аджибугут выявились трудности связанные со сгущением. Плотность сгущенной пульпы снизилась до 1250...1270 г/л (при переработке руды Мурунтау и по регламенту плотность составляет не менее 1400 г/л), уровень осветленного слоя уменьшился до 5 см, слив сгустителя представлял собой пульпу шламов, работа сгустителя дестабилизировалась.

Для стабилизации процесса сгущения был изменен способ подачи раствора флокулянта (0,05% раствора ПАА), который стали подавать на зеркало сгустителя через смонтированный кольцевой желоб. С изменением способа подачи ПАА уровень

осветленного слоя увеличился до 130-140 см, тем самым была решена проблема стабильного оборотного водоснабжения и ликвидирована рециркуляция и накопление шламов в оборотной воде.

Согласно ранее проведенным лабораторным исследованиям, конечная плотность сгущенной пульпы, полученная в лабораторных условиях, составляет 1285-1300 г/л. На практике средневзвешенная плотность сгущенной пульпы составляет 1285 г/л, что свидетельствует о стабильной работе сгустителя и практическом достижении конечной плотности сгущенной пульпы. Попытки уменьшения объемов откачиваемой со сгустителя пульпы не приводят к увеличению плотности сгущенной пульпы, а лишь увеличивают уровень промежуточного (взвешенного) слоя и уменьшению осветленного слоя сгустителя.

Способом разгрузки сгустителя по твердому и создания условий для повышения производительности может служить установка гидроциклонов для сгущения пульпы слива классификатора. При этом пески гидроциклона (сгущенный продукт с содержанием не менее 50% твердого) подавать в процесс цианирования, а слив самотеком подавать в сгуститель, пульпу сгущения слива гидроциклона и пески гидроциклона объединять и направлять на цианирование. Таким образом, включение в схему операции сгущения на гидроциклонах позволит:

- повысить производительность сгущения;
- повысить плотность сгущенной пульпы;
- уменьшить расход ПАА;
- уменьшить удельный расход цианистого натрия;
- уменьшить расход технической воды и электроэнергии;
- уменьшить объемы пульпы, направляемые на цианирование и сорбцию, следовательно, повысить время сорбционного выщелачивания и содержание золота в жидкой фазе, повысить емкость смолы по золоту и уменьшить удельный расход смолы и сетки, а также снизить расход сульфата железа для обезвреживания хвостовой пульпы.

Предварительное цианирование. В связи с увеличением среднечасовой переработки руды и при низкой плотности сгущенной пульпы, поток пульпы в отделении предварительного цианирования увеличился в 1,5 раза. При этом время предварительного цианирования уменьшилось до 3,5 часов, при переработке руды Мурунтау оно составляло 5,2 ч.

Следующим шагом в проведении исследований промышленной переработки руды Аджибугут в условиях ГМЗ-1 является проведение исследований кинетики цианирования с определением изменения содержания золота в жидкой фазе от времени, что позволит определить требуемое время предварительного цианирования, подобрать объем пачуков предварительного цианирования, а также проверить имеет ли место сорбция растворенного золота глинистыми и углистыми составляющими пульпы.

Сорбционное выщелачивание. Увеличившиеся в 1,5 раза объемы пульпы, а также её низкая плотность привели к следующим отрицательным факторам:

-снизилось время сорбционного выщелачивания с 12 часов до 8 часов;

-повышенному износу ионообменной смолы, что объясняется, во-первых, её абразивным износом песковой составляющей пульпы, что особенно проявляется при снижении плотности пульпы, во-вторых из-за механического разрушения от соударения с сетчатыми дренажами пачуков сорбции; за счёт увеличившихся потоков перекачиваемой пульпы соответственно возросло и влияние механического разрушения;

-повышенному расходу воздуха низкого давления используемого для транспортировки пульпы и перемешивания в пачуках сорбции, что требует постоянного одновременного использования трёх компрессоров, тогда как при переработке руды Мурунтау для поддержания требуемого давления в коллекторе было достаточно двух;

-повышенному расходу нержавеющей стальной сетки;

Для стабилизации технологических показателей сорбционного извлечения золота была увеличена единовременная загрузка ионообменной смолы с 0,6% до 1% с одновременным увеличением потоков смолы. Увеличившийся поток смолы позволил повысить скорость протекания процесса сорбции на каждой стадии за счёт увеличившегося градиента концентраций золота в жидкой фазе и смоле. Отрицательным фактором явилось снижение емкости по золоту насыщенной смолы.

Таблица 39

Результаты рационального анализа исходной и хвостов сорбции

Формы нахождения золота и характер его связи с рудными компонентами	Распределение золота			
	Исходная		Хвосты	
	г/т	%	г/т	%
1. Свободное и в виде сростков (цианируемое)	0,67	78,8	н.обн.	0

2. Цианируемое после обработки NaOH (покрытое пленками, ассоциированное с антимонитом и аморфным кремнеземом)	0,02	2,4	0,02	10,5
3. Цианируемое после обработки HCl (связанное с оксидами, гидрооксидами, гидроокислами железа, карбонатами, хлоритами)	н.обн.	0	н.обн.	0
4. Цианируемое после обработки HNO ₃ (ассоциированное с сульфидами).	0,04	4,7	0,04	21,1
5. Тонковкрапленное в порообразующие минералы	0,12	14,1	0,13	68,4
Итого	0,85	100,0	0,19	100,0

Данные таблицы показывают высокую эффективность процесса сорбционного цианирования, цианируемое (извлекаемое) золото в хвостах отсутствует т.е. полностью извлекается в смолу.

3.3. Рекомендуемая технологическая схема

Схема цепи аппаратов

Схема цепи аппаратов узла приема и складирования руды приведена на рис.5

Схема цепи аппаратов первой стадии измельчения и гравитационного обогащения приведена на рис.6

Схема цепи аппаратов второй стадии измельчения приведена на рис.7.

Схема цепи аппаратов сгущения и цианирования приведена на рис.8

Схема цепи аппаратов сорбции и обезвреживания приведена на рис.9

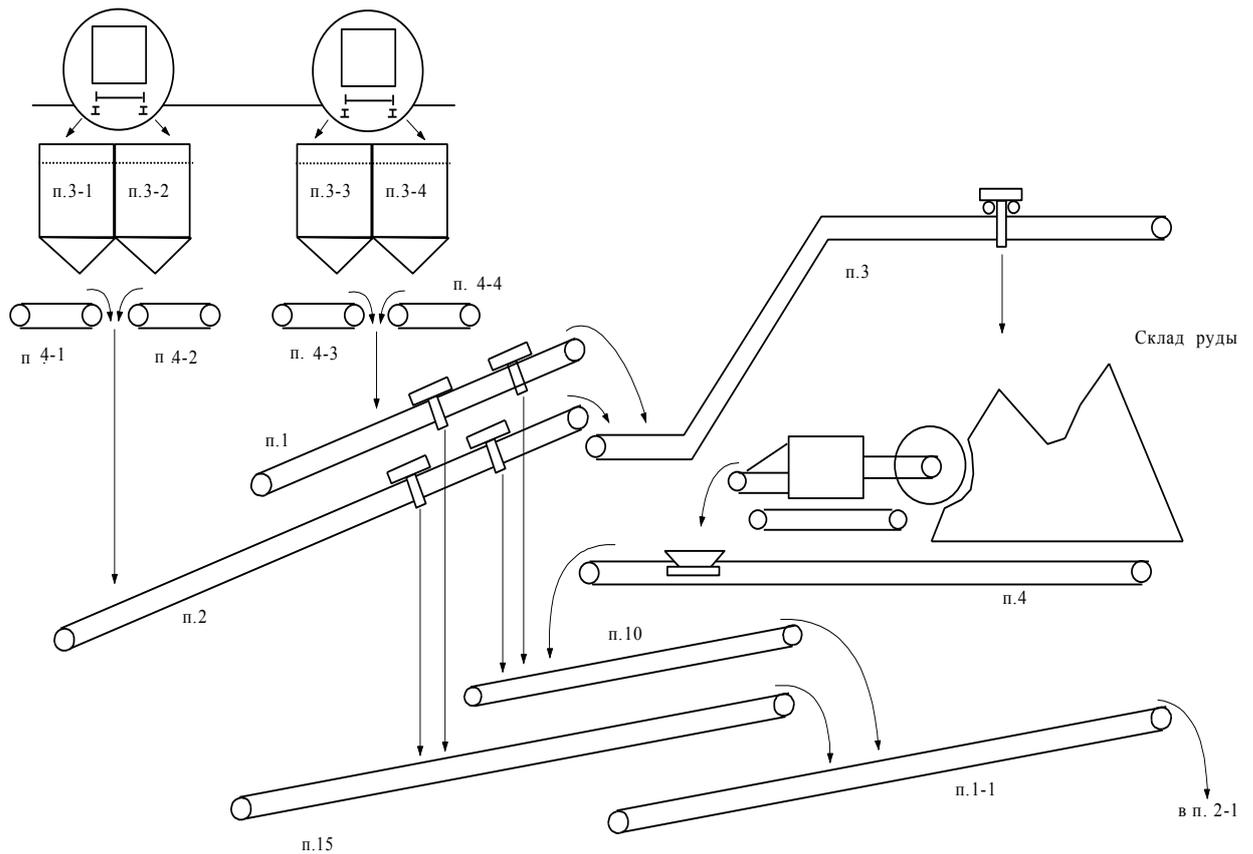


Рис.5 Схема цепи аппаратов узла приема и складирования руды

Описание схемы цепи аппаратов

Исходная руда крупностью -200мм. доставляется железнодорожным транспортом в полувагонах, грузоподъемностью 60т.

Из полувагонов руду вагоноопрокидывателем разгружают в приемные бункера (п.3-1,2,3,4)

Из бункеров, через решетку с размерами отверстий 300х300мм, руда с помощью пластинчатых питателей (п.4-1,2,3,4) поступает на наклонные ленточные конвейера (п.1,п.2).

Ленточными конвейерами руда может транспортироваться сразу в процесс или на склад руды.

При транспортировке на склад, руда по конвейерам (п.1,п.2) поступает на наклонный конвейер (п.3.) откуда саморазгружающей тележкой разгружается на склад руды.

При транспортировке сразу в процесс, руда с конвейеров (п.1,п.2) сбрасывается с помощью плужковых сбрасывателей на наклонные конвейера (п.15,п.10.).

С конвейеров (п.15,п.10.) руда поступает на наклонный конвейер (п.1-1) и транспортируется на горизонтальный конвейер (п.2-1).

С конвейера (п.2-1) руда с помощью плужковых сбрасывателей выгружается в расходные бункера (п.3-5,п.3-6).

При транспортировке руды со склада в процесс, используются роторный экскаватор, ленточный конвейер (п.4), ленточный конвейер (п.10), ленточный конвейер (п.1-1) и ленточный конвейер (п.2-1).

Из расходных бункеров (п.3-5 и п.3-6) с помощью пластинчатых питателей (п.4-5, п.4-6) и ленточного горизонтального конвейера (п.1-2) руда поступает в мельницу ММС-70х23 (п.5).

Слив мельницы поступает самотеком в зумпф (п.8-1) откуда насосами (п.6-1,2,3) подается в пульподелитель (п.25). Часть слива мельницы подается в гидроциклон ГЦ-750, пески гидроциклона объединяются с песками классификатора и поступают в мельницу (поз.5), а слив гидроциклона объединяется с хвостами отсадочных машин (поз.26-1,2) и поступает в классификатор (поз.9-1).

Из пульподелителя (поз.25) пульпа равномерно распределяется в отсадочные машины (26-1,2 и 26-3,4). Концентрат отсадочной машины (п.26-1,2) поступает самотеком на концентрационный стол (п.27-1). Концентрат отсадочной машины (п.26-3,4) самотеком поступает на концентрационный стол (п.27-4). Хвосты отсадочных машин объединяются и самотеком поступают в классификатор 2КСП-24 (п.9-1). Хвосты концентрационных столов (п.27-1,27-4) самотеком поступают в зумпф (п.8-1). Концентраты столов самотеком поступают в барабанный грохот (п.28). Надрешётный продукт грохочения самотеком поступает в мельницу (п.5), подрешётный продукт самотеком поступает в накопительный бункер (п.29).

Из накопительного бункера (п.29) концентрат поступает на концентрационный стол (п.27-3). Хвосты стола аэролифтом возвращаются на концентрационный стол (п.27-1). Промежуточный продукт стола (п.27-3) аэролифтом подается на концентрационный стол (п.27-2).

Хвосты стола (п.27-2) поступают в зумпф (п.8-1). Промежуточный продукт аэролифтом возвращается на этот же стол. Концентраты столов (п.27-2,27-3) объединяются и подвергаются ручной магнитной сепарации. Магнитная фракция

сбрасывается в хвосты стола (п.27-2). Немагнитная фракция сушится в сушильном шкафу. После сушки продукт взвешивается и складывается.

Слив классификатора поступает в зумпф (п.8-3), откуда насосами (п.6-4,5) подается в щелевик сгустителя и далее в сгуститель (п.226). Пески классификатора самотеком поступают в мельницу (п.5). Третий продукт классификатора поступает в зумпфы (п.8-2 и п.8-4).

Из зумпфа (п.8-2) насосами (п.29-1,2) продукт транспортируется, через пульподелитель и исходный щелевой расходомер, в зумпф (п.219-1), откуда насосами (п.220-1,2,15,10) транспортируется в гидроциклоны (п.225-1-1, п.225-1-2, п.225-1-15, п.225-1-10). Пески гидроциклонов самотеком поступают в мельницу (п.218-1). Слив гидроциклонов поступает на гидроциклоны (п.225-2-1,225-2-2, 225-2-15, 225-2-10). Пески гидроциклонов самотеком возвращаются в зумпф (п.219-1). Слив гидроциклонов поступает в щелевой расходомер готового измельченного продукта и далее самотеком поступает в сгуститель (п.226).

Из зумпфа (п.8-4) насосами (п.29-3,4) продукт транспортируется, через пульподелитель и исходный щелевой расходомер, в зумпф (п.219-2) откуда насосами (п.220-3,4,9) транспортируется в гидроциклоны (п.225-1-3, п.225-1-4, п.225-1-9). Пески гидроциклонов самотеком поступают в мельницу (п.218-2). Слив гидроциклонов поступает на гидроциклоны (п.225-2-3, п.225-2-4, п.225-2-9). Пески гидроциклонов самотеком возвращаются в зумпф (п.219-2). Слив гидроциклонов поступает в щелевой расходомер готового измельченного продукта и далее самотеком поступает в сгуститель (п.226).

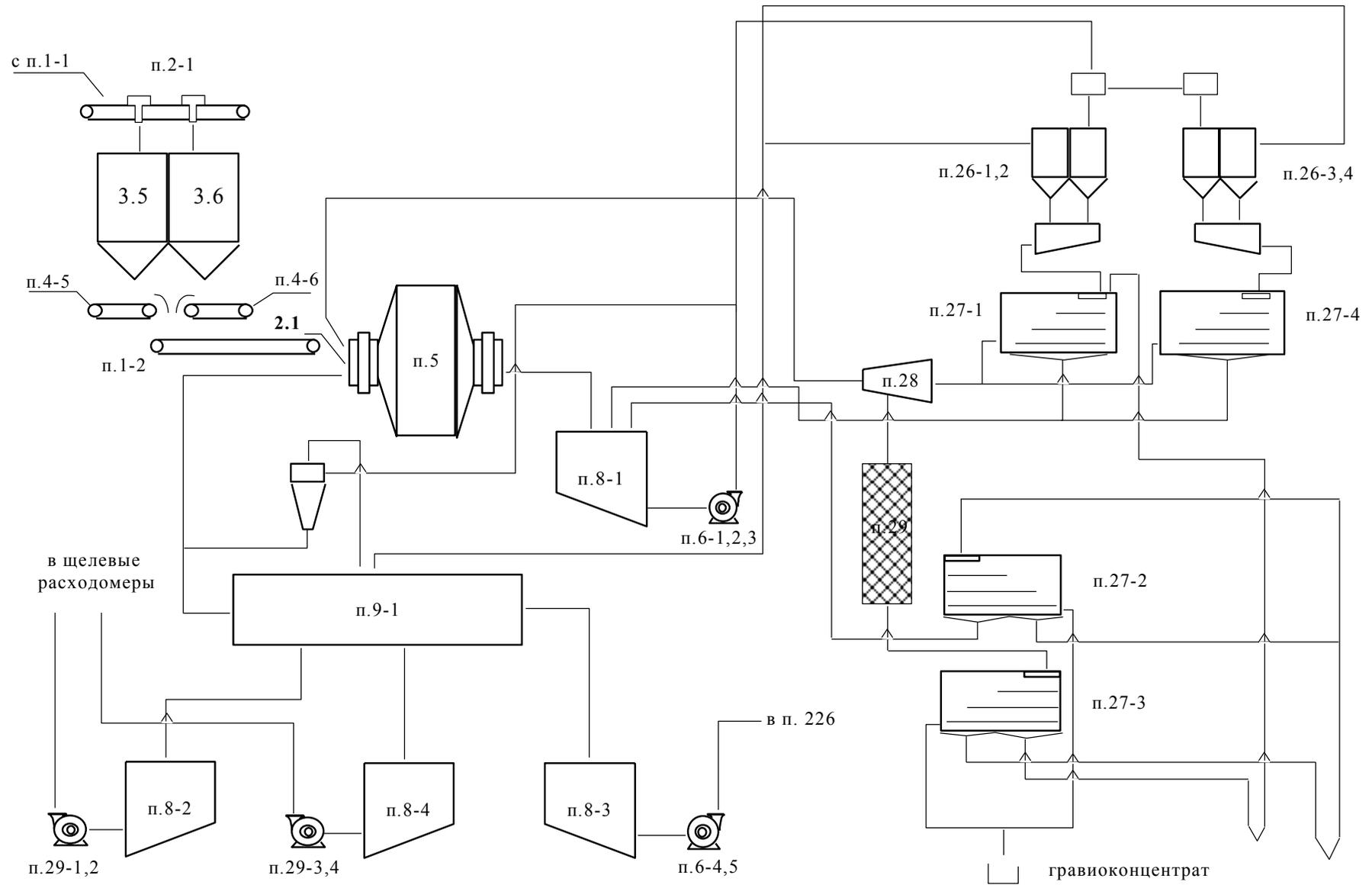


Рис.6 Схема контроля первой стадии измельчения и гравитационного обогащения

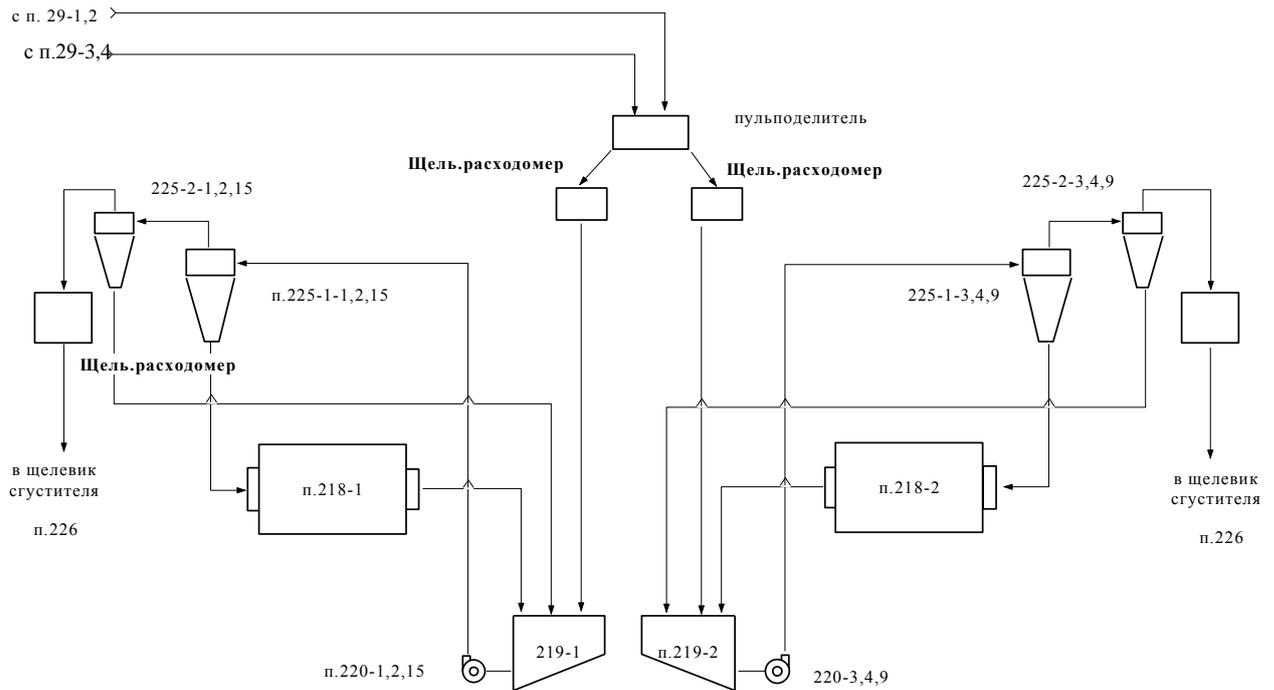


Рис.7 Схема цепи аппаратов второй стадии измельчения

Слив классификатора (п.9-1) плотностью 1110...1140 г/л подаётся в щелевой расходомер, откуда поступает в самотёчный пульпопровод, где объединяется со сливом гидроциклонов (п.225/2) плотностью 1110...1140г/л. Объединённые сливы классификатора (п.9-1) и гидроциклонов (п.225-2) по самотёчному пульпопроводу поступают в сгуститель (п.226). В щелевой расходомер также подается известковое молоко ($\text{Ca}(\text{OH})_2$) из поз.57-6 для поддержания $\text{pH}=10,5...11,2$. Раствор полиакриламида подается в сгуститель из емкости (поз.227-3) насосом (поз.228-3,4,5)

Слив сгустителя самотеком поступает в зумпф оборотной воды (п.236) откуда насосами (п.232-3,4,5) транспортируется в классификатор (п.9-1), мельницу (п.5) и т.д.

Стушенный продукт насосами (п.231-1,2,3,4) транспортируется в щелевой расходомер, откуда через автоматический пробоотборник (п.330) самотеком поступает в первый пачук цианирования:

в п.57-5 – при переработке руды с трудноискрываемым золотом;

в п.80-5 – при переработке руды с легко вскрываемым золотом;

в п.80-6 – при переработке руды, в состав которой входят такие рудные компоненты, как глина, угольные сланцы, графит и др., которые являются природными сорбентами.

Схема цепи аппаратов предусматривает использование 5-ти, 4-х и 1-го пачука цианирования в зависимости от характеристик перерабатываемого сырья.

В первый пачук цианирования подается раствор цианистого натрия из емкости (п.320) для поддержания концентрации NaCN в пределах 150...250 мг/л.

Из первого пачука цианирования пульпа последовательно поступает в следующие пачуки цианирования. Из пачука (п.80-6) пульпа насосами (п.231-5,6,7,8) транспортируется в пульподелитель (п.50-0). Перемешивание в пачуках цианирования осуществляется сжатым воздухом. Каждый пачук цианирования оборудован тремя перемешиваниями.

Все оборудование отделения цианирования оборудовано местными вентиляционными системами. Газы с пачуков цианирования (п.57-5, 80-5,3,4,6), емкостей хранения цианистого натрия (п.4-1,2, 3-2), расходной ёмкости цианистого натрия (п.320), пачуков обезвреживания (п.66-1,2,3) и хвостового зумпфа (п.219-9) поступают в тарельчатый скруббер (п.315) где проходят очистку и выбрасываются в атмосферу вентиляторами (п.317-1,2). Очистка газов в скруббере осуществляется орошением щелочным раствором. Циркуляция раствора в скруббере осуществляется насосами (п.316-1,2). Щелочной раствор в скруббер подается из расходной емкости (п.322), избыток раствора из п.315 сбрасывается в пачук (п.80-3).

В пульподелителе (п.50-0) пульпа равномерно делится на два потока и поступает в щелевые расходомеры первой (82-I) и второй (82-II) цепочек сорбции и далее в первый пачук сорбции (п.82-I-1 и п.82-II-1). Из первого пачука пульпа последовательно поступает в пачуки (п.82-I-2...13 п.82-II-2...13). Отрегенерированная (или свежая) смола загружается в бункеры (п.103-2 и п.103-3), откуда через дозатор объемом 55л поступает в предпоследний пачук сорбции (п.82-I-12 и 82-II-12).

Насыщенная смола из пачука (п.82-I-1) аэролифтом откачивается в барабанный грохот (п.91-13) где отделяется от пульпы. Подрешетный продукт возвращается в пачук (п.82-I-1), надрешетный продукт самотеком поступает в отмывочную колонну (п.92-13). Насыщенная смола из пачука (п.82-II-1) аэролифтом откачивается в барабанный грохот (п.91-6). Подрешетный продукт самотеком возвращается в пачук (п.82-II-1), надрешетный продукт аэролифтом транспортируется в отмывочную колонну (п.92-13). Пески, осевшие в колонне, аэролифтом транспортируются на концентрационный стол (п.94-2). Концентрат стола загружается в контейнер ($v=1\text{м}^3$), хвосты стола (смола) возвращаются в отмывочную колонну. Слив отмывочной колонны самотеком поступает в барабанный грохот (п.91-14) с размером отверстий 2мм. Надрешетный продукт барабанного грохота

(п.91-14), представляющий собой щепу, загружается в контейнер. Щепы по мере накопления сжигаются. Зола, полученная при сжигании щепы направляется в мельницу (п.5). Подрешетный продукт грохота (п.91-14) самотеком поступает в грохот (п.91-1) для обезвоживания.

Обезвоженная смола с грохота (п.91-1) поступает в бункер насыщенной смолы (п.104). Из бункера смола вибропитателем (п.100) загружается в контейнера (п.105). Контейнера с насыщенной смолой спец. автотранспортом отправляются на ГМЗ-2. Подрешетный продукт грохота (п.91-1), представляющий собой воду, дренажным насосом (п.109-2А) откачивается в грохот (п.87-6), откуда самотеком поступает в сгуститель (п.226); в случае высокого уровня в сгустителе (п.226) вода откачивается в пачук (п.82-I-11).

Пульпа из хвостовых пачуков сорбции (п.82-I-13 и п.82-II-13) самотеком поступает в барабанные грохота (п.87-1,2,3,4,5). Надрешетный продукт (смола) барабанных грохотов (п.87-1,2,3,4,5,6) объединяется и аэролифтом откачивается в один из пачуков (п.82-I-8, п.82-II-9). Подрешетный продукт грохотов (п.87-1,2,3,4,5) смешивается с раствором железного купороса, который самотеком подается в трубопровод хвостов сорбции из расходной емкости (п.112) и далее аэролифтом транспортируется в пачук обезвреживания (п.66-1). Из пачука (п.66-1) пульпа самотеком поступает в пачук (п.66-2) и далее в пачук (п.66-3). Из пачука (п.66-3) пульпа через балансированный автоматический пробоотборник (п.323) самотеком поступает в хвостовой зумпф (п.219-9).

Из хвостового зумпфа пульпа насосами (п.НХ-1,2,3) транспортируется по пульпопроводам ("левая", "правая") на хвостохранилище ГМЗ-1.

Газы из пачуков первой цепочки сорбции поступают на очистку в скруббера (п.300-1,2,3) и вентиляторами (п.303-1...6) выбрасываются в атмосферу. Газы с пачуков второй цепочки сорбции выбрасываются в атмосферу вентиляторами (п. ВС7-1,2 ВС10-1,2), газы с барабанных грохотов (п.87-1...5) выбрасываются в атмосферу вентиляторами (п. ВС 14-1,2).

4. ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ВЕДЕНИЯ РАБОТ

Мероприятия по технике безопасности

Общие требования:

1. Все вводимые в эксплуатацию цеха, агрегаты, установки должны иметь разработанные предприятием инструкции по безопасному обслуживанию оборудования, а также технологические инструкции (карты) по данному процессу производства.

2. Все рабочие и служащие, обслуживающие комплекс должны пройти медицинское освидетельствование и не иметь медицинских противопоказаний к выполнению обязанностей по профессии.

3. Все рабочие, ранее не работавшие на данном производстве, должны пройти предварительное обучение по технике безопасности по специальной программе в течении трех дней, а ранее работавшие - в течении двух дней.

4. К самостоятельному обслуживанию машин и агрегатов разрешается допускать лиц, прошедших обучение по специальной программе и получивших соответствующее удостоверение.

5. Все рабочие должны быть проинструктированы и обучены оказанию первой медицинской помощи пострадавшим при несчастных случаях, профессиональных отравлениях и поражениях электрическим током.

6. При внедрении новых технологических процессов и методов труда, а также при изменении требований или введении новых инструкций по технике безопасности все рабочие должны пройти инструктаж в объеме и в сроки, установленные администрацией.

7. Администрация обязана своевременно обеспечивать рабочих соответствующей спецодеждой и индивидуальными средствами по установленным нормам и в соответствии с «Инструкцией о порядке выдачи, хранения и использования спецодежды и предохранительных приспособлений». Спецодежда должна быть исправной, исключающей возможность захвата ее движущимися и вращающимися частями оборудования.

8. Рабочие места и проходы должны содержаться в чистоте и порядке. Загромождение рабочих мест и проходов не допускается.

9. Запрещается курение и прием пищи непосредственно на рабочем месте, запрещается пить воду из производственного или технического водопроводов.

Противопожарная защита

Строительство и оснащение должно осуществляться в соответствии с категорией пожарной опасности согласно классификации строительных норм и правил (СНиП) и действующих положений.

1. Горюче-смазочные и обтирочные материалы на рабочих местах должны храниться в закрытых металлических сосудах в количествах не свыше суточной потребности в каждом виде материалов. Хранение легковоспламеняющихся веществ (бензин, керосин и др.) на рабочих местах не разрешается.

2. Все производственные и подсобные помещения, установки, сооружения и склады должны быть обеспечены первичными средствами тушения пожара и пожарным инвентарем, количество этих средств и их содержание должно соответствовать ГОСТ-12.4.009-75 «ССБТ Пожарная техника для защиты объектов. Общие требования». Месторасположение первичных средств пожаротушения и пожарного инвентаря должно быть согласовано с органами пожарного надзора.

Техника безопасности при рудоподготовке

Основные производственные вредности:

1. На тракте транспортировки руды - кремнийсодержащая пыль.
2. Шум от работающего оборудования достигает 110 децибел по шкале "А".

Для исключения запыленности в цехе применена приточно - вытяжная вентиляция, а также орошение руды при транспортировке. Орошение производится в точках перепада и загрузочных тележках водо-воздушной смесью. Освещенность здания и рабочих мест достигается использованием естественного и искусственного освещения. Весь персонал, работающий в цехе, должен быть обучен особенностям работы в многоэтажных зданиях, правилам ведения особо опасных работ, безопасным приемам и методам по профессии, правилам оказания первой медицинской помощи и пожарной безопасности.

В качестве индивидуальных средств защиты применяются противопылевые респираторы типа ШБ-1-200 "Лепесток", противозумные вкладыши типа "Беруши", наушники противозумные СОМЗ-1 Т25-1924-003-88.

Техника безопасности при приготовлении известкового молока

Основными опасностями на узле приготовления известкового молока являются:

- пыление негашеной извести,
- химическое воздействие извести на организм человека

Допустимая концентрация пыли составляет 2 мг/м³. Известковая пыль может вызвать ожоги кожи и верхних дыхательных путей человека. Попадание известковой пыли в глаза может вызвать стекловидный отек и помутнение роговицы глаза.

Индивидуальными средствами защиты от воздействия известковой пыли являются: защитные очки, респираторы, марлевые повязки.

При вдыхании пыли извести пострадавшему необходимо проводить ингаляцию водяными парами (предварительно к воде добавить несколько кристалликов лимонной кислоты). Дать выпить кодеин или дионин. Наложить горчичники на область грудной клетки, по показаниям – сердечные средства.

При попадании извести в глаза необходимо срочно промыть широко раскрытый глаз струёй питьевой воды в течение 20...30 мин, затем 5%-м раствором хлористого аммония. После чего закапать в глаз 0,5% раствор дикаина. Оставшиеся кусочки извести необходимо немедленно удалить влажным тампоном. Те частицы, которые не удалось вынуть, можно покрыть смесью глицерина с вода (1:3).

При ожоге кожи необходимо удалить приставшие остатки извести минеральным или растительным маслом, затем делать примочки 5%-м раствором лимонной, виннокаменной или уксусной кислоты.

Техника безопасности при ведении процессов цианирования и сорбции

К работе по профессии аппаратчик-гидрометаллург допускаются лица, достигшие 18-летнего возраста, прошедшие медицинский осмотр, прошедшие обучение безопасности труда и практически освоившие безопасные приёмы и методы работы, умеющие пользоваться противогазами и другими средствами защиты, оказывать первую помощь при несчастных случаях.

В процессе цианирования и сорбции цианид натрия частично разлагается с образованием синильной кислоты (HCN) - сильнодействующим ядом.

Все пачуки и другое оборудование, связанное с цианистыми соединениями, оснащено местными вытяжными вентиляционными системами, которые обеспечивают полное удаление вредных веществ из аппаратов. Кроме того, в корпусах цеха имеется приточная вентиляция.

Рабочие отметки узла сорбции и насосная склада СДЯВ оборудованы газоанализаторами «Миндаль». Для исключения загазованности в цехе необходимо следить за герметичностью технологического оборудования, не допускать разливов

пульпы и цианистых растворов, контролировать состояние приточно-вытяжной вентиляции, контролировать рН пульпы.

Работать в производственных помещениях разрешается только при непрерывно действующей общеобменной вентиляции.

В случае возникновения аварийной ситуации на рабочем месте, действовать согласно «Плана ликвидации аварий на складе СДЯВ», «Плана ликвидации аварий на узле цианирования», «Плана ликвидации аварий на узле сорбции».

Во всех случаях воздействия на организм цианидов и других вредных веществ, при несчастных случаях, действовать согласно «Схемы оповещения при несчастных случаях» и инструкций по оказанию первой медицинской помощи.

Запрещается курить и принимать пищу на рабочем месте, выходить из цеха в спецодежде, в которой проводились работы с цианистыми пульпами и растворами.

К работе с растворами цианистого натрия допускаются лица, достигшие 18-летнего возраста, прошедшие медицинский осмотр, прошедшие обучение безопасности труда при работе с цианистыми соединениями, умеющие пользоваться противогазами и другими средствами защиты, оказывать первую помощь при отравлении цианистыми соединениями. К работе с растворами цианистого натрия допускаются аппаратчики-гидрометаллурги, знающие технологический процесс, устройство и принцип действия установленного оборудования. Работы по сливу раствора цианистого натрия из ж/д цистерн производить по наряду-допуску на проведение особоопасных работ и только в дневную смену. Находиться на складе СДЯВ разрешается только в спецодежде и спецобуви, имея при себе противогаз с коробкой марки "В" или «БКФ». Все работы с цианистым натрием производить в средствах индивидуальной защиты.

Цианистый натрий - сильнодействующее ядовитое вещество. При попадании внутрь организма вызывает смерть, вследствие паралича дыхательных путей. Смертельная доза при попадании во внутрь – 0,1 г. При гидролизе цианистого натрия образуется синильная кислота, которая также является сильнодействующим ядовитым веществом, кроме того, синильная кислота в смеси с воздухом образует взрывчатую смесь. Интервал взрываемости от 3,6% до 12,8% объемных.

Раствор цианистого натрия при попадании на кожные покровы может вызвать химические ожоги.

При отравлении цианистыми соединениями необходимо быстро надеть на себя противогаз и вывести (вынести) пострадавшего на свежий воздух, быстро снять с него загрязненную

одежду и противогаз. При нарушении дыхания необходимо делать искусственное дыхание и вызвать "скорую помощь".

При отравлении цианистым водородом следует в первые же минуты дать пострадавшему вдыхать 5-8 капель амилнитрита на ватке, а при отравлении заглываемой пылью – промыть желудок 3%-м раствором перекиси водорода или 0,2%-м раствором перманганата калия. Через каждые 15 минут следует давать пить по 1 ст. ложке раствора сульфата железа и жженой магнезии (по одной чайной ложке на стакан воды).

При попадании на кожу растворов цианида натрия следует быстро смыть их большим количеством воды, затем наложить мокрую повязку с борной кислотой или борную мазь.

При попадании растворов цианида натрия в глаза, следует промыть их большим количеством воды.

Техника безопасности при обезвреживании

Серноокислые растворы при попадании на кожу вызывают химические ожоги. Попадание серноокислых растворов в глаза приводит к ожогу роговицы. Кроме того, при смешивании раствора железного купороса с цианосодержащей пульпой происходит образование синильной кислоты, вследствие протекающего гидролиза цианида.

Работы, связанные с обслуживанием узла обезвреживания хвостовой пульпы необходимо выполнять с применением средств индивидуальной защиты. Для защиты применяются защитные очки с резиновой полумаской, перчатки резиновые кислотостойкие, фартуки и нарукавники кислотостойкие. При себе также необходимо иметь фильтрующий противогаз марки В или БКФ.

При раздражении слизистой оболочки верхних дыхательных путей парами серной кислоты пострадавшего необходимо вынести на свежий воздух и сделать ингаляцию содовым раствором. При попадании на кожу и в глаза кислоту удаляют обильным промыванием водой.

5. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ АДЖИБУГУТ

Внедрение на ГМЗ-1 технологической схемы переработки золотосодержащей руды месторождения Аджибугут на базе действующей технологической схемы переработки золотосодержащих руд карьера Мурунтау не требует капитальных затрат связанных с приобретением и монтажом дополнительного технологического оборудования, не требуется увеличение численности обслуживающего персонала, не увеличиваются суммы амортизационных отчислений.

Относительный экономический эффект от внедрения технологической схемы переработки золотосодержащей руды месторождения Аджибугут составляет 150% в сравнении с базовым вариантом и достигается за счёт:

1. Увеличения производительности технологической схемы в 1,5 раза
2. Увеличения выпуска золота в 1,5 раза.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. Анализ научно-технической информации в области золотодобычи показывает, что доля богатых окисленных руд в общем объёме переработки снижается, а доля упорных (глинистых, сульфидных, углистых) руд возрастает. Новое перспективное месторождение Аджибугут относится именно к типу глинистых руд, технология переработки которых требует совершенствования, а иногда и коренной реконструкции действующей технологической схемы.

2. Проведены минералогический и химический анализы проб руды месторождения Аджибугут, которые позволили отнести эти руды к категории глинистых, с высоким содержанием кремнезёма (до 70%) и глинозёма (до 13%) и низким содержанием сульфидной серы (до 0,2%) и карбонатов (до 0,4%). В результате рационального анализа установлено, что до 90% золота находится в виде свободного цианируемого золота.

3. Лабораторные исследования выявили особенность руды месторождения Аджибугут, заключающуюся в её мягкости; при измельчении руды до 80% - 0,074 мм – 76% находится в классе крупности – 0,05 мм. Это обстоятельство обуславливает низкие скорости сгущения пульп.

4. Изучена кинетика сорбционного цианирования золота на анионите АМ-2Б. Установлено оптимальное время сорбции, равное 24 ч. Снята изотерма сорбции золота на анионите АМ-2Б, определена максимальная ёмкость, равная 3,5 мг/г.

5. Проведены исследования по сорбционному цианированию золота по схеме прямого сорбционного цианирования и гравитационно-сорбционной схеме.

Установлено, что по схеме прямого сорбционного цианирования извлечение золота составляет 72-92 %. По гравитационно-сорбционной схеме извлечение золота составляет 73,3-91 %, при этом извлечение золота на стадии гравитации находится в пределах 20-40%.

6. При промышленном освоении схемы переработки руд месторождения Аджибугут, с целью снижения переизмельчения была снижена шаровая загрузка и снижена плотность слива мельницы с Т:Ж=1:0,2 до Т:Ж= 1:0,35.

Для увеличения производительности измельчения и снижения нагрузки на классификатор, был установлен классифицирующий гидроциклон, пески которого возвращались в мельницу (минуя классификатор), а слив направлялся в классификатор.

7. Для стабилизации процесса сгущения был изменён способ подачи флокулянта, который обеспечил повышение производительности сгущения пульпы и стабильное поддержание уровня осветлённого слоя.

8. Относительный экономический эффект от внедрения технологической схемы переработки золотосодержащей руды месторождения Аджибугут составляет 150% в сравнении с базовым вариантом и достигается за счёт:

1. Увеличения производительности технологической схемы в 1,5 раза
2. Увеличения выпуска золота в 1,5 раза.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Зеленов В.И. Методика исследования золотосодержащих руд.- М.: Недра, 1978.
2. Полькин С.И. Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов.- М.: Недра, 1987
3. Рудные месторождения Узбекистана. – Ташкент: ГИДРОИНГЕО, 2001. – 611 с.
4. Некрасов Б.В. "Основы общей химии". М., Химия, 1973
5. Глинка Н.Л. "Общая химия". Л., Химия, 1979
6. Барченков В.В. "Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд". М.: Металлургия, 1982
7. Борбат В.Ф. "Гидрометаллургия". М., Металлургия, 1986
8. Дуденков С.В., Шубов Л.Я. "Обогащение руд цветных и редких металлов". М., Недра, 1976
9. Н.М. Базанова, А.В. Курочкина "Опробование и контроль процессов обогащения". М., Недра, 1983
10. О.Ф. Петухов, Е.А. Толстов, О.А. Михин, В.Е.Латышев "Окислительно-восстановительные реакции при выщелачивании". Ташкент, издательство "ФАН" АН РУз, 2005
11. Зеликман А.Н., Вольдман Г.М., Белявская Л.В. "Теория гидрометаллургических процессов". М., Металлургия 1983
12. Уткин Н.И. Металлургия цветных металлов. М.: Металлургия. 2000 г. 442 с.
13. Металлургия: Учебник для вузов/ В. И. Коротич и др. Екатеринбург: УГТУ, 2001. 395 с.

14. Кассандрова О.Н., Лебедев В.В. Обработка результатов наблюдений. – М.: Наука, 1970. – 104 с.
15. Румшицкий Л.З. Математическая обработка результатов эксперимента. – М.: Наука, 1971. – 192 с.
16. Гмурман В.Е. Теория вероятностей и математическая статистика. М.: Высшая школа. 1999. – 479 с.
17. Митрафанов С.И., Мещанинова В.И., Курочкина А.В. и др. Комбинированные процессы переработки руд цветных металлов. М.: Недра, 1984, 216 с.
18. Андреев С. Е., Перов В. А., Зверевич В. В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. Уч-к для вузов, 3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1980. 415 с.
19. Перов В. А., Андреев Е. Е., Биленко Л. Ф. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. Уч. пособие для вузов.-4-е изд., перераб.и доп. М.: Недра,1990. 232 с.
20. Разумов К. А. Проектирование обогатительных фабрик. Уч-к для вузов- 3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1970. 592 с.
21. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы./ Под ред.О. С. Богданова, В. А. Олевского и др. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1982. 366 с.
22. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик- Кн.1 и 2/Под ред. В.Ф. Баранов, П. С. Вольфсон, П. И. Крупа и др. М.: Недра, 1988. 374 с.
23. Интернет сайты: www.ngmk.uz, www.agmk.uz, www.uzbeksteel.com, www.referat.students.ru, www.ilm.uz, www.metall.ru, www.bilimdon.uz, www.elibrary.ru, www.mining-journal.com, www.minenet.com, www.picanal.narod.ru, www.mineral.ru, www.profstroy.ru