

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет  
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургии и обогащения полезных ископаемых»

Кошманова Айдана Омирбеккызы

Исследование технологии переработки Васильковского золоторудного месторождения с получение золота

**ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА**

к дипломному проекту

5В070900 – «Металлургия»

Алматы 2019

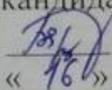
МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет  
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургии и обогащения полезных ископаемых»

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ  
НАО «КазНТУ им. К.И. Сатпаева»  
Горно-металлургический  
институт им. О.А. Байконурова

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ  
Зав. кафедрой МиОПИ  
кандидат технических наук  
 Барменшинова М.Б.  
« 16 » 05 2019 г.

**ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА**  
к дипломному проекту

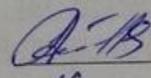
на тему: «Исследование технологии переработки Васильковского золоторуд-  
ного месторождения с получение золота»

5B070900 – «Металлургия»

Выполнила:

Кошманова А.О.

Научный руководитель:  
PhD, лектор

 Алтайбаев Б.Т.  
« 16 » 05 2019 г.

Алматы 2019

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет  
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургии и обогащения полезных ископаемых»

5В070900 – «Металлургия»



**ЗАДАНИЕ**  
**на выполнение дипломного проекта**

Обучающемуся *Кошмановой Айдане Омирбеккызы*

Тема «Исследование технологии переработки Васильковского золоторудного месторождения с получением золота».

Утверждена приказом Ректора Университета № 1113-п от 8 октября 2018 г.

Срок сдачи законченного проекта «24» мая 2019 г.

Исходные данные к дипломному проекту (работы): технологические данные переработки Васильковского золоторудного месторождения.

Перечень подлежащих разработке в дипломной работе вопросов или краткое содержание дипломной работы

а) Гидрометаллургические методы извлечения золота из руд и концентратов;

б) Анализ работы действующего предприятия по переработке золотосодержащих руд – АО «Васильковский горно-обогатительный комбинат»;

в) экономическая часть;

г) Техника безопасности.

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей) демонстрационный материал представить на слайдах, дипломный проект состоит из 58 страниц, 3 таблиц, 12 иллюстрации.

Рекомендуемая основная литература из 12 наименований

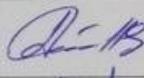
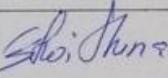
### ГРАФИК

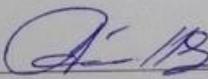
подготовки дипломного проекта

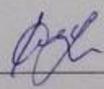
Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю или консультанту	Примечание
Введение	11.02.2019 г.	выполнено
Литературный обзор	19.03.2019 г.	выполнено
Технология переработки руды на ЗИФ ТОО «Altyntau Kokshetau»	09.04.2019 г.	выполнено
Экономическая часть	13.04.2019 г.	выполнено
Заключение	23.04.2019 г.	выполнено
Нормоконтроль	30.04.2019 г.	выполнено

### Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченного дипломного проекта с указанием относящихся к ним разделов проекта

Наименования разделов	Научный руководитель, консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Экономическая часть	Б.Т.Алтайбаев, PhD, лектор	16.05.2019	
Нормоконтроль	Г.М. Койшина, PhD, лектор	16.05.2019	

Научный руководитель \_\_\_\_\_  \_\_\_\_\_ Алтайбаев Б.Т.

Задание принял к исполнению обучающийся \_\_\_\_\_  \_\_\_\_\_ А.О.Кошманова

Дата

«14» январь 2019 г.

## АНДАТПА

Осы дипломдық жобада "Васильковское" кен орнында алтын құрамды шикізатты цианидтік шаймалау технологиясы мен тәжірибесі, "Altyntau Kokshetau"ЗИФ зерттелді.

Құрамында алтын бар шикізаттан алтынды гидрометаллургиялық алу әдістеріне шолу жүргізілді. Әдістер тиомочевинді (тиокарбамидті), тиосульфатты және аммиакты-тиосульфатты, тотықтырғыш және бактериялық сілтілеу сияқты процестерді қамтиды.

"Васильковский" кенінен алтын алу технологиясында ең озық технологиялық шешімдер қолданылады, олар жоғары тиімділігі бар тіректі кеннен бағалы металл алуға мүмкіндік береді. "Васильковское" кен орны-Қазақстанның алтын өндіру саласындағы ең ірі әлемдік деңгейдегі алтын кен орны.

Ұсынылған дипломдық жобада алтын металлургиясының қазіргі жай-күйін сипаттайтын мәліметтер келтірілген, бұл ретте кендер мен концентраттардан алтынды гидрометаллургиялық алудың теориялық және практикалық аспектілеріне ерекше көңіл бөлінген.

"Altyntau Kokshetau" АҚ ЗИФ кендерін өңдеу технологиясы қарастырылды және ЗИФ гидрометаллургиялық бөлімінің технологиялық операцияларының параметрлерін реттеу тәсілдері сипатталған.

## АННОТАЦИЯ

В данном дипломном проекте изучена технология и практика цианидного выщелачивания золотосодержащего сырья месторождения «Васильковское», ЗИФ «Altyntau Kokshetau».

Проведен обзор методов гидрометаллургического извлечения золота из золотосодержащего сырья. Методы охватывают такие процессы, как тиомочевинного (тиокарбамидного), тиосульфатного и аммиачно-тиосульфатного, окислительного и бактериального выщелачивания.

В предлагаемом дипломном проекте приведены сведения, характеризующие современное состояние металлургии золота, при этом особое внимание уделено теоретическим и практическим аспектам гидрометаллургического извлечения золота из руд и концентратов.

Рассмотрена технология переработки руды на ЗИФАО «Altyntau Kokshetau» и описаны способы регулирования параметров технологических операций гидрометаллургического отделения ЗИФ.

В технологии получения золота из руды «Васильковского» месторождения применяются самые прогрессивные технологические решения, которые позволяют извлекать ценный металл из руды с высокой эффективностью. Месторождение «Васильковское» – это золоторудное месторождение мирового класса, самое крупное в золотодобывающей отрасли Казахстана.

## ABSTRACT

In this thesis project, the technology and practice of cyanide leaching of gold-bearing raw materials from the Vasilkovsky deposit, ZIF Altyntau Kokshetau was studied.

A review of the methods of hydrometallurgical extraction of gold from gold-bearing raw materials. Methods include processes such as thiourea (thiocarbamide), thiosulfate and ammonium thiosulfate, oxidative and bacterial leaching.

In the technology of obtaining gold from the ore of the Vasilkovsky deposit, the most advanced technological solutions are used, which make it possible to extract valuable metal from refractory ore with high efficiency. The Vasilkovsky deposit is a world-class gold ore deposit, the largest in the gold mining industry in Kazakhstan.

The proposed thesis project provides information characterizing the current state of gold metallurgy, with particular attention paid to the theoretical and practical aspects of the hydrometallurgical extraction of gold from ores and concentrates.

The technology of ore processing at the ZIF LLP Altyntau Kokshetau was considered and methods for regulating the parameters of the technological operations of the hydrometallurgical department of the ZIF were described.

## СОДЕРЖАНИЕ

Введение	9
1 Литературный обзор	10
1.1 Общие сведения о золоте	10
1.2 Сведения о формах нахождения золота в природе	11
1.3 Гидрометаллургические методы извлечения золота из руд и концентратов	13
1.3.1 Теоретические основы процесса цианирования	13
1.3.1.1 Механизм растворения золота в цианистых растворах	14
1.3.2 Тиомочевинное (тиокарбамидное) выщелачивание	17
1.3.3 Тиосульфатное и аммиачно-тиосульфатное выщелачивание	18
1.3.4 Окислительное выщелачивание минеральными кислотами и солями	19
1.3.5 Бактериальное выщелачивание	20
2 Технология переработки руды на ЗИФ ТОО «Altyntau Kokshetau»	23
2.1 Анализ работы действующего предприятия по переработке золотосодержащих руд – АО «Васильковский горно-обогатительный комбинат» (далее – ВГОК)	23
2.1.1 Краткая характеристика предприятия	23
2.2 Сведения о сырье	24
2.2.1 Характеристика руды месторождения «Васильковское»	25
2.3 Технологическая схема и показатели переработки руды на ЗИФ	27
2.4 Параметры технологических операций переработки концентрата, способы регулирования параметров на практике	34
2.4.1 Атмосферное окисление концентрата	35
2.4.2 Предварительное и сорбционное цианирование	38
2.4.3 Отмывка насыщенного сорбента от шламов и его кислотная обработка	45
2.4.4 Десорбция золота с угля	47
2.4.5 Отделение угольной мелочи и термическая реактивация сорбента	49
2.4.6 Подготовка свежего угля к загрузке в процесс	50
2.4.7 Обезвреживание хвостов выщелачивания	52
2.4.8 Электролитическое осаждение золота	54
Заключение	57
Список использованной литературы	58
Приложение А – Охрана труда и окружающей среды	59
Приложение Б – Экономика производства золота	62
Приложение В - Проект цеха аффинажа золота	67

## ВВЕДЕНИЕ

В настоящее время расширение минерально-сырьевой базы и увеличение золотого запаса Республики Казахстан являются актуальными задачами форсированного индустриально-инновационного развития страны. В мировой и отечественной практике для переработки золотосодержащего сырья широко применяют недорогие цианидные методы.

Процесс цианирования является основным методом извлечения золота и серебра из руд и концентратов. Сущность этого процесса заключается в том, что измельченный материал, содержащий благородные металлы, приводится в контакт с разбавленными щелочными растворами цианистого натрия, под действием которого золото и серебро переходят в раствор.

По данному методу переработки золотосодержащего сырья, в Казахстане ЗИФ АО «Altyntau Kokshetau» занимается добычей и переработкой золота по сложной комбинированной технологией с применением традиционных операций извлечения золота из руд, включающие: процесса окисления концентрата флотации, а также ведению процессов цианирования и сорбции золота из пульпы после ультратонкого измельчения.

В настоящем проекте приведены технологическое и технико-экономическое обоснование *новых технических решений* по проекту усовершенствования способа и участка цианидного выщелачивания золотосодержащих руд, а также рассмотрены вопросы охраны труда, промышленной санитарии и обезвреживания цианида в отработанных растворах и хвостах выщелачивания по хлорной технологии и мышьяка по известково-купоросной технологии и проведен расчет технико-экономических показателей, который свидетельствует об экономической эффективности выполненной работы, по которому прибыль составит 2428296000 тенге, рентабельность будет равна 52%, срок окупаемости проекта составит 4,1 года.

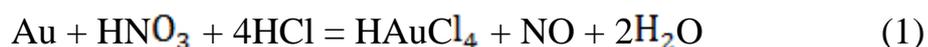
## 1 Литературный обзор

### 1.1 Общие сведения о золоте

Золото –единственный в природе металл, который в чистом виде обладает приятным ярким соломенно-желтым цветом. Блеск золота при полировке еще более усиливается. Это очень мягкий, ковкий, пластичный и тягучий металл. Из одного грамма золота можно протянуть проволоку длиной 3,5 км. Золото можно расковать так, что оно будет пропускать свет. Толщина такого листа будет не более 0,0001 мм, он будет иметь зеленоватый оттенок. Эти тончайшие листочки носят название сусального золота и применяются для декоративных покрытий.

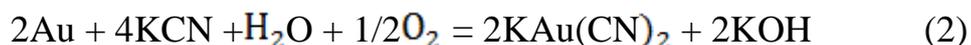
В периодической таблице Менделеева золото стоит под номером 79, атомный вес его 197,2, плотность золота составляет 19,26 г/см<sup>3</sup>, температура плавления -1063°С. Шар из чистого золота диаметром всего лишь 46 мм имеет массу 1 кг. Если плотно заполнить золотыми слитками комнату площадью 20 м<sup>2</sup> и высотой 3 м, их масса составит 1150 т - вес тяжело груженного железнодорожного состава.

Золото можно считать самым благородным металлом из группы благородных: серебра, платины, палладия и других. Ценнейшее свойство золота – его химическая инертность. Золото не окисляется на воздухе даже при нагревании, устойчиво при воздействии на него влаги, не реагирует с кислотами, щелочами, солями. Тем не менее, золото можно растворить в царской водке, которая представляет собой смесь из трех частей соляной кислоты и одной части азотной. При этом идет реакция:



Из полученного по этой реакции раствора после осторожного выпаривания можно выделить желтые кристаллы золотохлористоводородной кислоты  $\text{HAuCl}_4 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ .

Как уже говорилось выше, основой цианистой технологии извлечения золота из руд является реакция растворения золота в щелочных цианистых растворах:



Кроме этого, хорошим растворителем золота является водный раствор тиомочевины, содержащий в качестве окислителя хлорид или сульфат железа, а также ряд других комплексообразователей.

В своих химических соединениях золото может иметь степень окисления +1 и +3. Все химические соединения золота относительно непрочны, и оно легко восстанавливается до металла даже простым прокаливанием. Эти свойства соединений золота используются при получении химически чистого металла при аффинаже.

## 1.2 Сведения о формах нахождения золота в природе

Геохимики подсчитали, что содержание золота в земной коре в среднем составляет  $5 \cdot 10^{-7}\%$  или 5 мг/т, серебра – в 20 раз больше. Значительное количество золота содержится в морской воде, однако, из-за малой концентрации ( $0,001\text{--}0,01$  мг/м<sup>3</sup>) извлекать его из морской воды пока невыгодно.

Как и другие полезные ископаемые, золото в земной коре распределяется весьма неравномерно: только в отдельных участках наблюдается его повышенная концентрация. Например, в гранитах, составляющих основную массу горных пород, золота содержится в среднем 2 мг/т. В то же время в жилах горных пород наблюдается значительная обогащенность золотом.

Вследствие своей химической инертности золото находится в рудах почти исключительно в виде самородного металла. Химический состав частиц самородного золота весьма непостоянный и колеблется в широких пределах, но обычно с преобладанием золота. В качестве типичных примесей в самородном золоте присутствуют серебро, медь, железо, реже в малых количествах — мышьяк, висмут, теллур, платина и другие элементы. Пробность самородного золота (содержание Au по массе в 1000 частях природного сплава) в рудах и россыпях чаще всего колеблется в пределах от 600 до 950.

В рудах самородное золото находится в виде разнообразных неправильной формы частиц и кусков; крючковатых, проволочковидных, прожилковых, губчатых, чешуйчатых, дендритовидных и других образований.

Крупность частиц самородного золота изменяется в широком диапазоне от мельчайших частиц, невидимых даже под микроскопом, до гигантских самородков массой от 1 до 100 кг. Однако, крупные самородки золота в настоящее время встречаются очень редко. Подавляющая масса золота присутствует в рудах в виде мелких частиц размером не более 0,5 мм.

Крупность частиц золота является одной из важнейших его технологических характеристик. Исходя из поведения золота в последующих технологических операциях переработки руды, принято условно различать три группы по крупности:

- крупное золото с размером золотинок более 0,07 мм;
- мелкое золото с размером частиц от 0,01 до 0,07 мм;
- тонкодисперсное размером менее 0,01 мм.

Крупное золото при измельчении руды освобождается от связи с горной породой и минералами и легко улавливается при гравитационном обогащении, но плохо флотируется и медленно растворяется в процессах цианирования.

Мелкое золото в измельченной руде частично находится в свободном состоянии, а частью – в сростках с другими минералами. Мелкое свободное золото хорошо флотируется, быстро растворяется при цианировании, но с трудом извлекается гравитационными методами. Флотационная активность такого золота определяется флотационными свойствами связанного с ним минерала

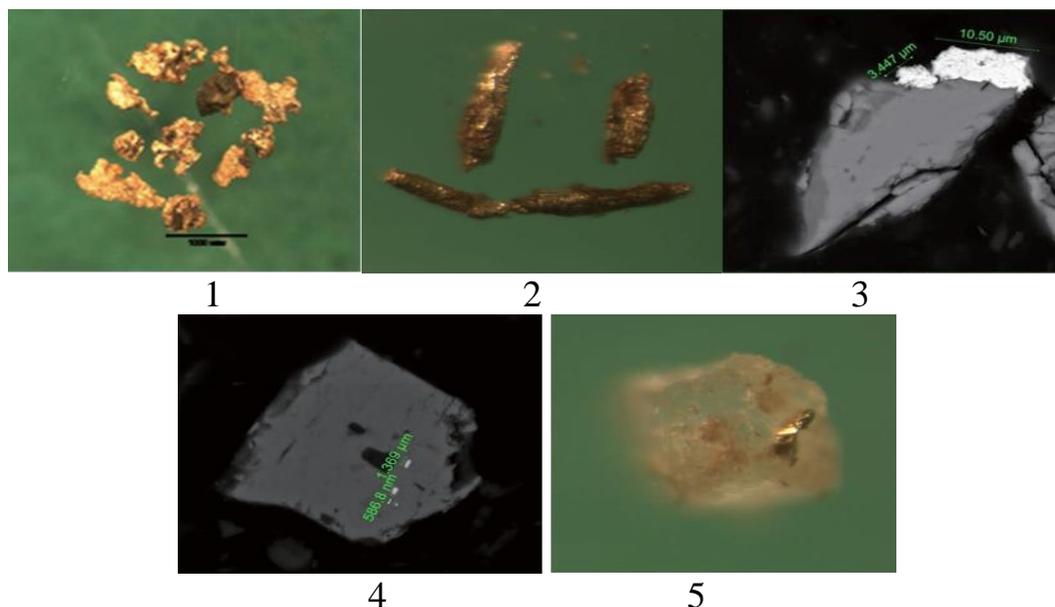
Тонкодисперсное золото, ассоциированное в большинстве случаев с сульфидными минералами, при измельчении руды вскрывается лишь незначительно, основная масса его остается в минералах. При цианировании такое золото не растворяется, а в процессах гравитации и флотации извлекается вместе с минералами-носителями.

Руды, содержащие тонкодисперсное золото, относятся к категории упорных, и для их переработки применяют специальные методы. В реальных рудах частицы самородного золота имеют различные размеры, поэтому перед началом переработки таких руд очень важно установить процентное содержание и соотношение крупного, мелкого и тонкодисперсного золота, чтобы правильно выбрать степень измельчения руды и дальнейшую технологическую схему переработки.

По характеру ассоциации с рудными компонентами частицы золота разделяют на следующие виды (фазы):

- золото свободное с чистой поверхностью;
- золото в сростках (цианируемое);
- золото в сульфидах;
- золото в кварце.

На рисунке 1 показаны примеры частиц золота, соответствующих указанным фазам.



1 – крупные (1 мм и более) частицы свободного золота с чистой поверхностью; 2 – частицы золота в пленках (ржавое золото); 3 – золото в сростках сарсенопиритом; 4 – золото внутри частицы пирита; 5 – золото в кварцевой рубашке.

Рисунок 1 – Частицы золота, соответствующие различным фазам

Большое значение для эффективного извлечения золота цианированием имеет состояние поверхности золотин. Поверхность золотин в ряде случаев покрыта пленками окислов цветных и черных металлов, что весьма затрудняет процесс растворения.

Покровные образования встречаются довольно часто. Пленки состоят из оксидов железа и марганца, аргентита  $\text{Ag}_2\text{S}$ , сульфида меди  $\text{CuS}$ , галенита  $\text{PbS}$  и некоторых других минералов. Пленки на поверхности частиц золота могут образовываться также в результате наклепа железа и минеральных частиц в процессе измельчения руды.

Поведение такого золота в технологических операциях зависит от характера пленок: сплошные и плотные пленки препятствуют растворению золота при цианировании. Если покрытия пористые или занимают только часть поверхности, то цианирование возможно, но оно протекает с меньшей скоростью. При гравитационном обогащении крупное покрытое пленками золото попадает в концентрат, однако, дальнейшее его извлечение из концентрата требует специальных методов.

### **1.3 Гидрометаллургические методы извлечения золота из руд и концентратов**

#### **1.3.1 Теоретические основы процесса цианирования**

Процесс цианирования является основным методом извлечения золота и серебра из руд и концентратов. Сущность этого процесса заключается в том, что измельченный материал, содержащий благородные металлы, приводится в контакт с разбавленными щелочными растворами цианистого натрия, под действием которого золото и серебро переходят в раствор.

Относительная селективность цианида натрия, как растворителя, удачное сочетание процессов растворения и осаждения благородных металлов, простота аппаратного оформления и другие преимущества цианирования делают этот процесс весьма эффективным и производительным, обеспечивая возможность применения данной технологии не только к концентратам, но и к рядовым золотым рудам и даже к хвостам обогащения, содержащим 1–2 г/т золота.

На использовании цианистого процесса основана золотодобывающая промышленность ЮАР, Канады, США, Австралии и других стран, являющихся главными производителями золота. В Советском Союзе в 1990 г. методом цианирования переработано более 85% всех золотых руд. В настоящее время в России и странах СНГ эта величина возросла до 95% за счет вовлечения в эксплуатацию новых золоторудных месторождений и перевода ряда действующих фабрик на законченный цикл обработки руды.

К достоинствам цианистого процесса выщелачивания золота, как это не парадоксально звучит на первый взгляд, следует отнести его экологичность.

Хорошо известно, что щелочные цианиды калия и натрия относятся к категории сильнодействующих ядовитых веществ (СДЯВ), что предъявляет особые жесткие требования к условиям их использования, хранения и транспортировки. Смертельная доза цианида в случае одномоментного попадания его в организм человека определена величиной 100 мг. На цианистые соединения установлены жесткие нормы ПДК (предельно допустимые концентрации) в воде, составляющие для хозяйственно-питьевых водоемов 0,1 мг/л, а для рыбохозяйственных водоемов — 0,05 мг/л. Это определяет недопустимость проникновения цианидов в поверхностные и грунтовые воды и необходимость их глубокого обеззараживания перед сбросом в хвостохранилище.

Вместе с тем, отработанные и выводимые из технологического процесса цианистые растворы относительно легко поддаются разложению различными химическими окислителями (хлор, озон, перекись водорода и др.) с образованием в конечном итоге азотсодержащих соединений и углекислоты, которые не только не представляют опасности для окружающей среды, но, наоборот, способствуют развитию флоры и фауны.

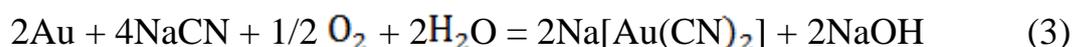
Все сказанное в сочетании с относительно низкой концентрацией цианидов в рабочих растворах, неагрессивностью цианистых растворов по отношению к различным конструкционным материалам и реальной возможностью их химической очистки до требуемых норм ПДК делает использование цианида в технологии получения золота наиболее удобным по сравнению с кислотами, концентрированными щелочами или солевыми растворами.

Таким образом, освоенный промышленностью более 100 лет назад процесс цианирования золотых руд в настоящее время не только не утрачивает своего значения, но и наоборот, имеет тенденцию к дальнейшему развитию и совершенствованию, занимая доминирующее положение среди остальных методов металлургической переработки золоторудного сырья.

### 1.3.1.1 Механизм растворения золота в цианистых растворах

О том, что золото растворяется в водных растворах цианидов, стало известно еще в середине XIX века. Впервые растворимость золота в щелочном растворе цианистого калия обнаружил в 1843 году русский ученый-химик П. Р. Багратион, брат героя Отечественной войны 1812 года русского полководца П. И. Багратиона. Спустя 10 лет английские ученые Эльснер и Фарадей объяснили эту реакцию и дали классическое уравнение, которое легло в основу цианистого процесса переработки золотосодержащих руд и концентратов.

Установлено, что растворение золота в цианистых растворах протекает в присутствии кислорода по реакции:



По данной реакции золото переходит в раствор в виде золотоцианистой соли натрия, которая диссоциирует в растворе на ионы:



Растворенное золото находится в составе сложного иона, представляющего собой комплексный цианистый анион с одним отрицательным зарядом.

Рассмотрим подробно механизм растворения золота в цианистом растворе: почему и как золото переходит в раствор, какие для этого нужно создать условия. Согласно современным представлениям процесс растворения золота в цианистых растворах является по своей природе электрохимическим и подчиняется общим законам электрохимии.

Известно, что для растворения какого-либо металла необходимо создать как минимум два условия:

- иметь в наличии раствор электролита, в котором растворенное вещество диссоциировано на ионы и проводит электрический ток;
- обеспечить разность потенциалов в форме электрической пары двух металлов, находящихся в растворе в твердом состоянии.

В нашем случае раствор цианистого натрия является электролитом, в нем имеет место реакция диссоциации:



Золото находится в виде природного сплава с другими металлами, а в руде оно рассеяно в виде частиц. Трудно допустить, что в процессе тонкого измельчения руды мы полностью обнажаем и изолируем золотые частицы от окружающей породы, поэтому большая часть золотин остается в контакте с сопровождающей горной породой и ее спутниками, каковыми являются кварц, пирит, медный колчедан, галенит и другие минералы.

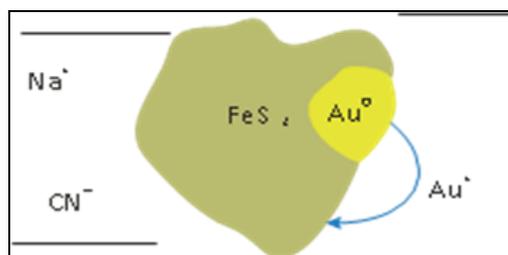


Рисунок 2 – Схема растворения золота, находящегося в контакте с пиритом

Наличие контакта между двумя металлами или между золотиной и минералом способствует возникновению разности потенциалов. Золото в этом случае электропонида натрия частицы золота, находящейся в природном сплаве с серебром или в контакте с пиритом, в растворе цианистого

электролита протекает ток электронов от поверхности золота к поверхности пирита, как схематично показано на рисунке 2.

Под влиянием электрического тока катионы  $\text{Na}^+$  направляются к катоду — пириту, а анионы  $\text{CN}^-$  движутся к аноду - золоту. Катионы  $\text{Na}^+$ , достигнув катода, отдают свой заряд, и натрий реагирует с водой с выделением водорода:



Анионы  $\text{CN}^-$  точно также, соединившись с анодом, разряжаются и соединяются с золотом по уравнению:



При этом образуется цианистое золото, но оно пока не переходит в раствор. Только взаимодействуя дальше с избытком цианида, образуется двойная цианистая соль золота, которая способна переходить в раствор:



Водород, образовавшийся по реакции натрия с водой, концентрируется на поверхности катода и образует с ним гальваническую пару, электродвижущая сила которой направлена в сторону, противоположную направлению первичного тока. И, если при этом не принять мер по удалению водорода, то растворение золота прекратится.

Таким образом, чтобы золото продолжало растворяться, необходимо постоянно убирать с поверхности катода выделяющийся водород. Эту функцию связывания и удаления с поверхности пирита водорода выполняет кислород, растворенный в воде.

Роль кислорода в реакции растворения золота доказали еще в 1921 г. ученые Джулиан и Сمارт, выполнив следующий опыт (рисунок 3). В сосуд, разделенный пористой перегородкой на две половины, наливался раствор цианистого натрия. В одно из отделений погружался электрод из чистого золота, а в другой — кусок пирита. Электроды были соединены через гальванометр. В момент замыкания цепи стрелка отклоняется от нуля, показывая прохождение тока во внешней цепи от золота к пириту. Однако уже после короткого промежутка времени ток в цепи начинает уменьшаться и скоро почти совсем исчезает. Если через раствор, находящийся в отделении с куском пирита, пропустить воздух или кислород, то во внешней цепи опять возникает ток, который будет протекать до тех пор, пока пропускается воздух.

Опыт демонстрирует полную состоятельность теории растворения золота в цианистом растворе. Водород, выделяющийся на катоде, является причиной уменьшения тока, его удаление с поверхности катода при помощи кислорода тут же интенсифицирует процесс растворения золота. Из этого

опыта можно сделать и второе заключение, а именно: кислород в процессе растворения золота непосредственного участия не принимает.

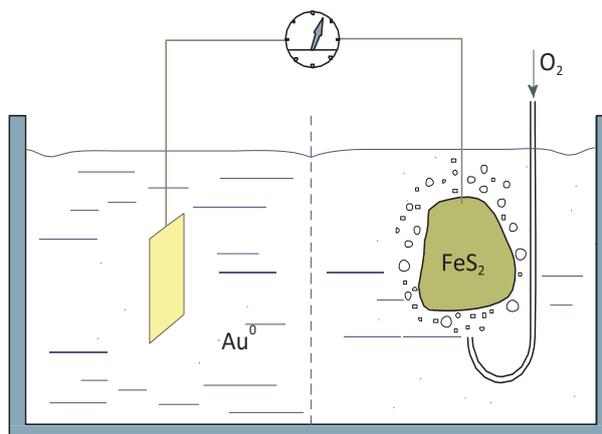


Рисунок 3 – Схема опыта, демонстрирующего роль кислорода при растворении золота в цианистом растворе

### 1.3.2 Тиомочевинное (тиокарбамидное) выщелачивание

Возможным заменителем цианистых растворителей золота являются кислые растворы тиомочевины. Впервые предложения об использовании тиокарбамидного выщелачивания для извлечения золота из сурьмянистых руд были высказаны в начале сороковых годов XX века. Исследования как у нас в стране, так и за рубежом показали следующие преимущества тиомочевинного растворения, по сравнению с цианированием: скорость процесса выше примерно в 10 раз, он менее подвержен воздействию со стороны ионов-примесей, меньше удельный расход и коррозионная активность реагента. Вместе с тем указывались и отрицательные моменты: тиомочевина дороже NaCN на 25%, в окислительных условиях она разлагается, имеются сложности при извлечении золота из тиомочевинных растворов активированным углем.

Тиомочевинная технология перспективна для переработки углеродсодержащих глинистых золотоносных руд, а также мышьяксодержащих. В цианистом процессе серьезные трудности вызывает наличие меди, при тиомочевинном растворении это осложнение частично снимается вследствие значительно меньшей скорости ее разложения, эффективно растворяется золото в кислых растворах в присутствии окислителя. Установлено, что наилучшим из исследованных реагентов является раствор тиомочевины с добавками серной кислоты и трехвалентного железа. При этом окислительно-восстановительный потенциал не может быть ниже 125–130 мВ (из-за осаждения золота) и выше 160–165 мВ (из-за окисления свободной тиомочевины). Стабилизация его в ходе процесса на определенном уровне может осуществляться, например, добавками сернистого газа. Эксперименты показали, что в случае тиомочевинного выщелачивания

золото извлекается с большей полнотой, чем цианированием: 90 – 97% против 81–92%. Показана возможность использования растворов тиомочевины в замкнутом цикле с концентрацией железа *не выше 10–12 г/л*.

В результате промышленных испытаний установлено: тиомочевинное выщелачивание золота возможно, причем извлечение его равно или выше, чем при цианировании; в случае тонкой вкрапленности золота такое выщелачивание не имеет кинетических преимуществ перед цианированием; тиомочевинная технология может оказаться рентабельной даже с низким извлечением (60%) выщелачивания углеродсодержащих руд, которые невозможно перерабатывать иными способами, она может быть использована для переработки низкосортных золотосодержащих отвалов.

В промышленном масштабе тиомочевина применяется лишь на предприятиях с очень богатым концентратом, что оправдывает затраты на реагент. В России в результате испытаний на опытных установках выявлены *недостатки способа*: длительность операции закисления, высокий расход кислоты, обогащение продуктивных растворов элементами-примесями и др.

Эксплуатационные затраты при тиокарбамидном выщелачивании в целом примерно на 25% меньше, чем для цианирования за счет существенно (более чем в три раза) меньших затрат на обезвреживание промышленных стоков.

### 1.3.3 Тиосульфатное и аммиачно-тиосульфатное выщелачивание

Процессы тиосульфатного и аммиачно-тиосульфатного выщелачивания золота протекают по следующим реакциям:



Образующийся тиосульфатный комплекс золота очень прочный (константа диссоциации равна  $10^{-26}$ ).

Наличие растворимой меди и сульфидов может замедлить процесс аммиачно-тиосульфатного растворения золота, если не принять специальных мер. В частности, его рекомендуется проводить в слабоокислительной среде.

Аммиачно-тиосульфатное выщелачивание применимо к упорным для цианистого процесса рудам: марганцевым и медистым. Оптимальные условия сохраняются поддержанием в растворе рН на уровне 7–8 ед. Это обеспечивает устойчивость тиосульфат-ионов. Установлено, что при их отсутствии извлечение золота резко падает, кроме того, для повышения скорости реакции рекомендуется вводить в систему элементарную серу. Испытания, проведенные с рудами ряда месторождений США и Мексики, показали, что выщелачивание реагентом, состоящим из смеси тиосульфата и сульфита аммония, обеспечивает извлечение золота в пределах 50 – 96%. Аммиачными

тиосульфатными растворами можно добывать золото и серебро из хвостов окислительного выщелачивания в присутствии меди.

### **1.3.4 Окислительное выщелачивание минеральными кислотами и солями**

Этот способ применим для добычи серебра и, в меньшей степени, золота. Имеется патент на селективное солянокислое выщелачивание золота, серебра, свинца, сурьмы и висмута из арсенатов. Процесс проводят при  $\text{pH} = 1$  и с наличием в растворе железа (2–4 г/л).

Для переработки материалов, содержащих благородные металлы, рассмотрена возможность использования гидрохлорирования, имеющего некоторые преимущества, по сравнению с цианистым процессом: большая концентрация окислителя (молекулярный хлор) в растворе обуславливает высокую скорость процесса; возможность получения солянокислых растворов, из которых удобно выделять золото электролизом, переработки ряда упорных для цианирования золотосодержащих материалов, в том числе углистых, медистых, мышьяковистых и других, а также разделения золота и серебра при их осаждении из солянокислых растворов.

Экологически чистый способ извлечения благородных металлов из руд, в том числе карбонатных, включает их обработку водным раствором, содержащим хлоридные и гипохлоридные ионы, восстановление металлов цементацией, регенерацию ионов гипохлорита электрохимическим способом и повторное использование выщелачивающего раствора. Гипохлорирование применяется для предварительной обработки углеродсодержащих золотых руд перед цианированием, чтобы извлечь золото из шлака, обогащенного сурьмой.

В опытно-промышленных масштабах исследовано извлечение золота и серебра из анодных шламов электролиза меди с применением смеси концентрированных кислот: 1 объем азотной и 3 – соляной. Кроме того, теоретически и экспериментально прорабатываются варианты выщелачивания золота иодидными, тиоцианатными растворами, а также раствором хлорида меди.

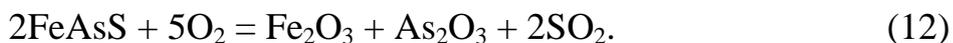
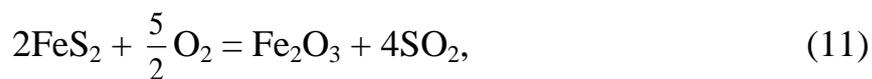
В последнее время в США ведутся исследования по сорбционному извлечению золота из пульпы с помощью активного угля, обладающего магнитными свойствами. Этот способ позволяет селективно извлекать золото в присутствии таких примесей как As, Sb и др. Ввиду того, что большинство руд содержит магнетит в количестве 0.2–3%, необходима предварительная магнитная сепарация руды.

Многие из перечисленных методов химического извлечения золота используются только для чанового выщелачивания, поскольку требуют проведения некоторых дополнительных операций

### 1.3.5 Бактериальное выщелачивание

Существенная интенсификация процесса выщелачивания достигается в присутствии бактерий. Например, тионовые бактерии *Thiobacillusferrooxidans* могут применяться для выщелачивания меди, никеля, цинка, мышьяка, кадмия, золота и других металлов. В России и Канаде разрабатываются технологии бактериального выщелачивания мышьяка и вскрытия тонковкрапленного золота из упорных золотосодержащих концентратов перед их цианированием. Это позволяет исключить дорогостоящий процесс обжига, загрязняющий атмосферу ядовитыми соединениями мышьяка.

Упорные руды характеризуются тонковкрапленным (субмикроскопическим) трудно вскрываемым золотом, присутствием минералов сурьмы, меди, мышьяка, двухвалентного железа, а также сульфидов и углистых сланцев. Они не перерабатываются обычным цианированием. Для пирротиновых, медистых и сурьмянистых руд рекомендуются добавки  $PbO_2$  или  $Pb(NO_3)_2$ , интенсивная аэрация и сравнительно низкая концентрация выщелачивающего раствора  $NaCN$ ; для углистых руд – многостадийные схемы цианирования с быстрым отделением продуктивных растворов от твердой части пульпы; для сульфидных и мышьяковистых руд – окислительный обжиг, в результате которого плотные зерна сульфидов переводят в пористый гематит



Бактериальное выщелачивание позволяет решить проблему переработки труднообогатимых руд.

Проводится поиск новых видов микроорганизмов, которые способны функционировать не только в кислой, но и в нейтральной и в щелочной средах. Как показали опыты, проведенные в СССР и в Индии, специальное внесение бактерий в рудную массу необязательно. Путем адаптации с использованием различных мутагенных факторов можно получить культуру со свойствами, необходимыми для ее промышленного применения.

Пионерами исследований по бактериальному выщелачиванию золота были институт Пастера (Франция) и университет г. Дакар (Сенегал). Информация об этих работах появилась в печати в 60-х годах XX века.

Бактериальные методы извлечения золота из руд базируются на результатах изучения микрофлоры крупных золоторудных месторождений, позволивших выделить культуры доминирующих видов бактерий и грибов. Установлено, что повышенной активностью в процессе растворения золота обладают представители родов *Bacillus*, *Bacterium*, *Chromobacterium*, а также полученные на основе индуцированного мутагенеза штаммы бактерий *Bac. mesentericusniger* 12 и 129.

Микроскопические грибы, в отличие от бактерий, способны аккумулировать золото из растворов. Наиболее эффективны представители родов *Aspergillusniger* и *Aspergillusoryzae*.

В процессах бактериального выщелачивания золота определяющая роль принадлежит продуктам микробного синтеза: аминокислотам, пептидам, белкам и нуклеиновым кислотам. Углеводы в растворении золота участия не принимают. Экспериментально установлено, что в кислой среде белки осаждают золото, а в щелочной – растворяют. Солерастворимые белки микробного синтеза существенно лучше действуют на золото, чем глобулин животного происхождения. Реакционная способность пептидов зависит от их молекулярного веса: чем он меньше, тем выше растворимость золота.

В результате исследований факторов, регулирующих выщелачивание золота продуктами метаболизма гетеротрофных микроорганизмов, определено, что начальной стадией процесса является биосинтез золоторастворяющих соединений, который рекомендуется проводить в течение 2–3 суток при рН среды 5,5–6,5, температуре 30–35°C и загрузке 3–4-х суточного посевного материала в количестве 4–5%. Основной процесс выщелачивания золота следует проводить при рН 9–10 в присутствии окислителя металла.

Исследованы механизм и кинетика растворения золота в водно-щелочных смесях малоно-нитрила. Показано, что наибольшая эффективность его проявляется в области рН 10 – 11, концентрация золота может достигать 65–70 мг/л, но уже при рН > 11,5 растворимость золота резко падает, а в кислой среде она практически не происходит.

Разложение золота существенно возрастает при использовании модифицированных гуминовых кислот, полученных путем нитрирования и сульфирования природных гуматов, а концентрация достигает 48–50 мг/л, что в 15–16 раз выше, чем с природными гуминовыми кислотами.

Для кучного выщелачивания золота аминокислотами микроорганизмов смонтирована установка и проведены испытания на песчаной руде (0,75 г/т Au) крупностью –300 +0 мм. Наибольшей величины концентрация золота в продуктивных растворах достигла в первые 5–6 суток. При средней скорости фильтрации 12–15 л/т \* сутки за 12 суток было извлечено 46,7% золота и израсходовано 0,6 кг аминокислот, 0,4 кг перманганата калия и 4 кг гидроксида натрия на тонну руды.

Одной из наиболее активных по отношению к золоту группой бактерий является разновидность, относящаяся к виду *Aeromonas*. И. Парес, изучавший бактериальное выщелачивание золота, пришел к следующим выводам: наиболее сильной растворяющей способностью обладают бактерии, отобранные на самих золотоносных месторождениях; растворение Au осуществляется в несколько этапов (скрытая фаза, фаза нарастания интенсивности выщелачивания и стабильная фаза), примерно через 12 месяцев интенсивность выщелачивания резко снижается; бактерии, активно действующие на золото, разрушаются обычными микроорганизмами,

живущими в воздухе; на растворение золота в числе других факторов большое влияние оказывает состав питательной среды.

В Иркутском государственном институте редких металлов проводились эксперименты по бактериальному выщелачиванию золота из руд различных месторождений. Изучен состав рудничных вод и пород с целью получения культур, способных интенсифицировать процесс выщелачивания золота. Установлены следующие микроорганизмы: *Bacillus*, *Bacterium*, *Chromobacterium*, *Pseudomonas*, *Micrococcus*, *Sarcina*, *Thiobacillus*. Показано, что в присутствии продуктов метаболизма бактерий выщелачивание протекает быстрее (в 2-4 раза). Разложение золота значительно возрастает с наличием окислителя и при использовании новых мутантов, полученных в результате воздействия на бактерии ультрафиолетового излучения в комбинации с химическим мутагеном – этиленимином: 1,5–2 против 0,4 мг/л без мутантов. Еще большая растворимость золота может быть достигнута путем разрушения клеточных оболочек различными реагентами (до 10–18 мг/л).

## **2 Технология переработки руды на ЗИФ АО «Altyntau Kokshetau»**

### **2.1 Анализ работы действующего предприятия по переработкезолотосодержащих руд ВГОК**

#### **2.1.1 Краткая характеристика предприятия**

АО «Васильковский ГОК» разрабатывает крупнейшее в Республике Казахстан Васильковское золоторудное месторождение (Акмолинская область). Объем добычи составляет около миллиона тонн руды в год, что соответствует объему производства: 900-1000 кг золота и несколько десятков килограмм серебра.

С 2002 года акционерное общество "Васильковский ГОК" входит в состав совместного предприятия "Васильковское золото", созданного Правительством Республики Казахстан с участием нидерландской компании "Флуд Гейт Холдинг Б.В.". За время совместной работы был профинансирован и внедрен ряд научно-технических разработок, а именно: сорбция золота на активированный уголь; капельное орошение рудных штабелей с применением "Вобблеров".

Предприятие находится в стадии интенсивного роста и развития. В настоящее время проводятся работы по увеличению производительности установки кучного выщелачивания, а также работы по строительству новой золотоизвлекательной фабрики по переработке первичных сульфидных руд, в результате чего планируется довести объемы производства: до 7-10 млн. тонн руды и 12-13 тонн золота в год.

В настоящее время в процесс обогащения поступают крепкие сульфидные руды с более высокой затратной частью и низкими технологическими показателями процесса.

Сегодня глубина Васильковского карьера достигает 85 м, ширина - почти 2 км. Персонал компании составляет около тысячи человек.

С выводом производственной мощности предприятия на проектный уровень значительно возрастут объемы отчислений налогов в бюджет страны. В этой связи АО "Васильковский ГОК" уверенно выходит на оперативные просторы, успешно решает задачи, обозначенные Стратегией индустриально-инновационного развития страны до 2015 года.

ЗИФ АО «AltyntauKokshetau» расположена в Зерендинском районе Акмолинской области Республики Казахстан, в 17 км севернее областного центра г. Кокшетау. Введена в эксплуатацию в 2009 году по проекту ООО НИиПИ «ТОМС». Предприятие перерабатывает упорные золотомышьяковые руды «Васильковского» месторождения с проектной производительностью 8 000 000 т руды в год.

ЗИФ АО «AltyntauKokshetau» является современным высокотехнологичным предприятием, на котором реализованы новейшие достижения в области извлечения золота из минерального сырья.

На предприятии установлено современное оборудование ведущих мировых производителей: Sandvik, KHDHumboldtWedag, Warman, Outotec, Polysius, Metso, Knelson, SummitValley и др.

Технологическая схема предприятия включает как традиционные хорошо зарекомендовавшие себя процессы – дробление руды в щековых и конусных дробилках, шаровое измельчение, гравитационное и флотационное обогащение, сорбционное выщелачивание с использованием активированного угля, так и новые высокотехнологические процессы – тонкое дробление руды в роллер-прессе, ультратонкое измельчение концентрата в бисерной мельнице, атмосферное окисление измельченного концентрата. Сочетание современных и традиционных технологических процессов на ЗИФ позволяет рационально перерабатывать минеральное сырье с получением качественного сплава лигатурного золота.

## 2.2 Сведения о сырье

Минеральный состав руды определен рентгеноструктурным и микроскопическим анализами. Как видно из таблицы 1, руда на 95% состоит из породообразующих минералов, основными из которых являются микроклин, олигоклаз, биотит, кварц, гидрослюда, хлорит. Рудные минералы в основном представлены арсенопиритом (2,8 – 3,2%). В единичных зернах в виде тонких редких вкраплений встречаются пирит, халькопирит, окислы и гидроокислы железа. Суммарная доля минералов железа составляет 4 % от общей массы руды.

Таблица 1 - Минеральный состав проб руды

Минералы, группы минералов	Массовая доля, %
Кварц	40
Микроклин	24
Олигоклаз	20
Биотит	5,0
Хлорит, гидрослюда	5,0
Гидроксиды железа: гётит, лимонит	2,0
Оксиды железа: гематит, магнетит	2,0
Сульфиды: арсенопирит	2,8-3,2
Пирит	ед. зн.
Халькопирит	ед. зн.
Акцессорные минералы: апатит	ед. зн.
Циркон	ед. зн.
Циртолит	ед. зн.
Флюорит	ед. зн.
Свободное золото	ед. зн.
Итого:	100,0

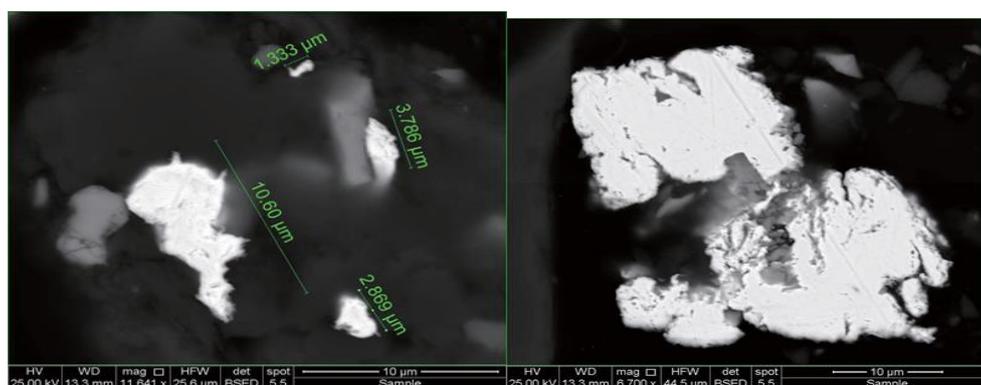
## 2.2.1 Характеристика руды месторождения «Васильковское»

Исходным сырьем на ЗИФ АО «Altyntau Kokshetau» является руда месторождения «Васильковское». Единственным основным ценным компонентом в перерабатываемой руде является золото, содержание которого составляет порядка 2,0–2,3 г/т. Усредненный химический состав руды по основным компонентам представлен в таблице .

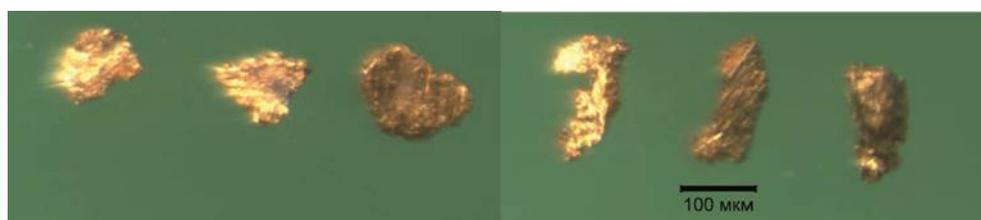
Таблица 2 - Химический состав руды месторождения «Васильковское» по основным компонентам

Компонент	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	MgO	CO <sub>2</sub>	Fe	S	As
Массовая доля, %	64–69	13–15	2–4	4–6	1–3	1	1–2	2–4	0,4–1,0	0,8–1,5

По минеральному составу руда на 97% представлена породообразующими минералами, главными из которых являются кварц, плагиоклаз и калиевые полевые шпаты. Рудная минерализация представлена сульфидами — пиритом и арсенопиритом, их суммарная доля в пробах составляет 3%. По вещественному составу руда месторождения «Васильковское» относится к золото-кварцевому малосульфидному первичному типу руд.



А



Б

А - пылевидное, тонкодисперсное золота в руде (крупность 2–30 мкм); Б - наиболее крупные зерна золота в руде размер (0,1–0,2 мм)

Рисунок 4 – Самородное золото руды месторождения «Васильковское»

Золото в руде находится в самородной форме. Преобладающая доля золота в руде имеет крупность 2–30 мкм и характеризуется как пылевидное, тонкодисперсное (рисунок 4, а). Наиболее крупные зерна золота имеют размер 0,1–0,2 мм (рисунок 4, б) и присутствуют в руде в незначительном количестве (порядка 1% от общей массы металла). Пробность природного золота колеблется в диапазоне 972–990 условных единиц. Единственной примесью в золоте является серебро.

Количество золота в руде, извлекаемого цианированием на крупности 95% – 0,071 мм, составляет 75–82%. Значительная доля золота (18–25% всего металла) недоступна для выщелачивающих растворов, что позволяет отнести руду месторождения «Васильковское» к упорным для цианирования рудам. Основной причиной упорности руды к процессу цианирования является наличие в ней тонкого золота, тесно ассоциированного с сульфидными минералами, прежде всего, с арсенопиритом (рисунок 4), — физическая депрессия золота.

По классификации В.В.Лодейщикова руда месторождения «Васильковское» относится к технологическому типу BS(Fe) – упорные руды с тонковкрапленным золотом. Основной задачей, возникающей при переработке руд данного технологического типа, является разрушение плотной структуры минералов – носителей золота (в данном случае, арсенопирита) и обеспечение доступа раствора к поверхности золотин.

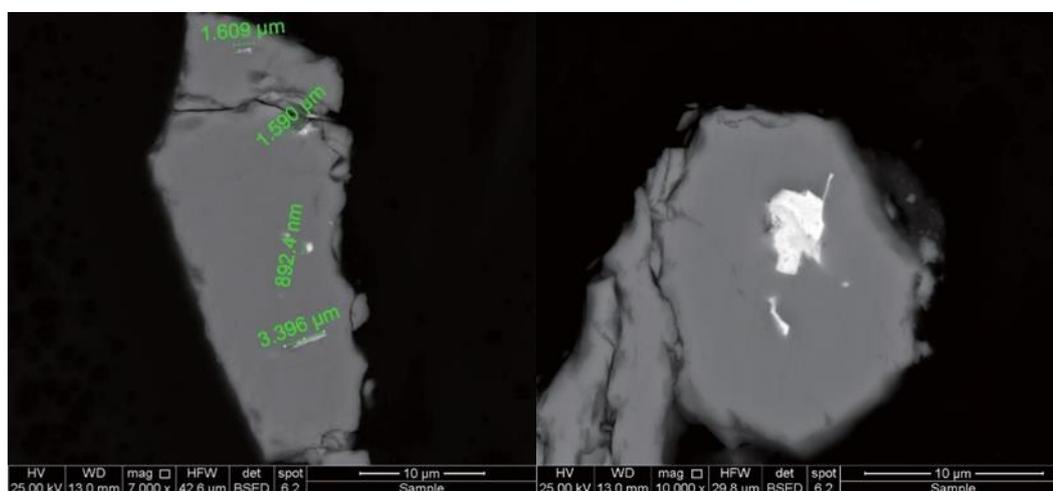


Рисунок 5 – Ассоциация тонкого золота с арсенопиритом

Задача разрушения вмещающих золото минералов с целью вскрытия поверхности металла решается на практике за счет применения специальных технологических процессов подготовки сырья к цианированию (ультратонкое измельчение, обжиг, автоклавное или бактериальное окисление и т.д.). Все процессы вскрытия тонковкрапленного золота являются достаточно высокзатратными, поэтому перед их применением обязательно осуществляют обогащение руды с целью сокращения массы материала.

## 2.3 Технологическая схема и показатели переработки руды на ЗИФ

Действующая на ЗИФ АО «Altyntau Kokshetau» технологическая схема (рисунок 6) в полной мере соответствует вещественному составу руды месторождения «Васильковское» и включает следующие технологические процессы:

- Крупное дробление руды в щековых дробилках на борту карьера.
- Среднее и мелкое дробление в конусных дробилках.
- Тонкое дробление руды в дробилках высокого давления (роллер-прессе).
- Двухстадийное измельчение дробленой руды в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами.
- Гравитационное обогащение руды в цикле измельчения.
- Флотационное обогащение измельченной руды с использованием межцикловой, основной, контрольной и перечистой операций флотации.
- Измельчение коллективного концентрата гравитации и флотации в шаровой мельнице.
- Ультратонкое измельчение концентрата в бисерных мельницах.
- Атмосферное окисление измельченного концентрата.
- Предварительное выщелачивание золота из окисленного концентрата.
- Сорбционное выщелачивание золота с применением в качестве сорбента активированного угля.
- Кислотная обработка сорбента.
- Десорбция золота с угля.
- Электролиз золота из элюата.
- Термическая реактивация сорбента.
- Плавка катодного осадка.
- Обезвреживание хвостов цианирования.

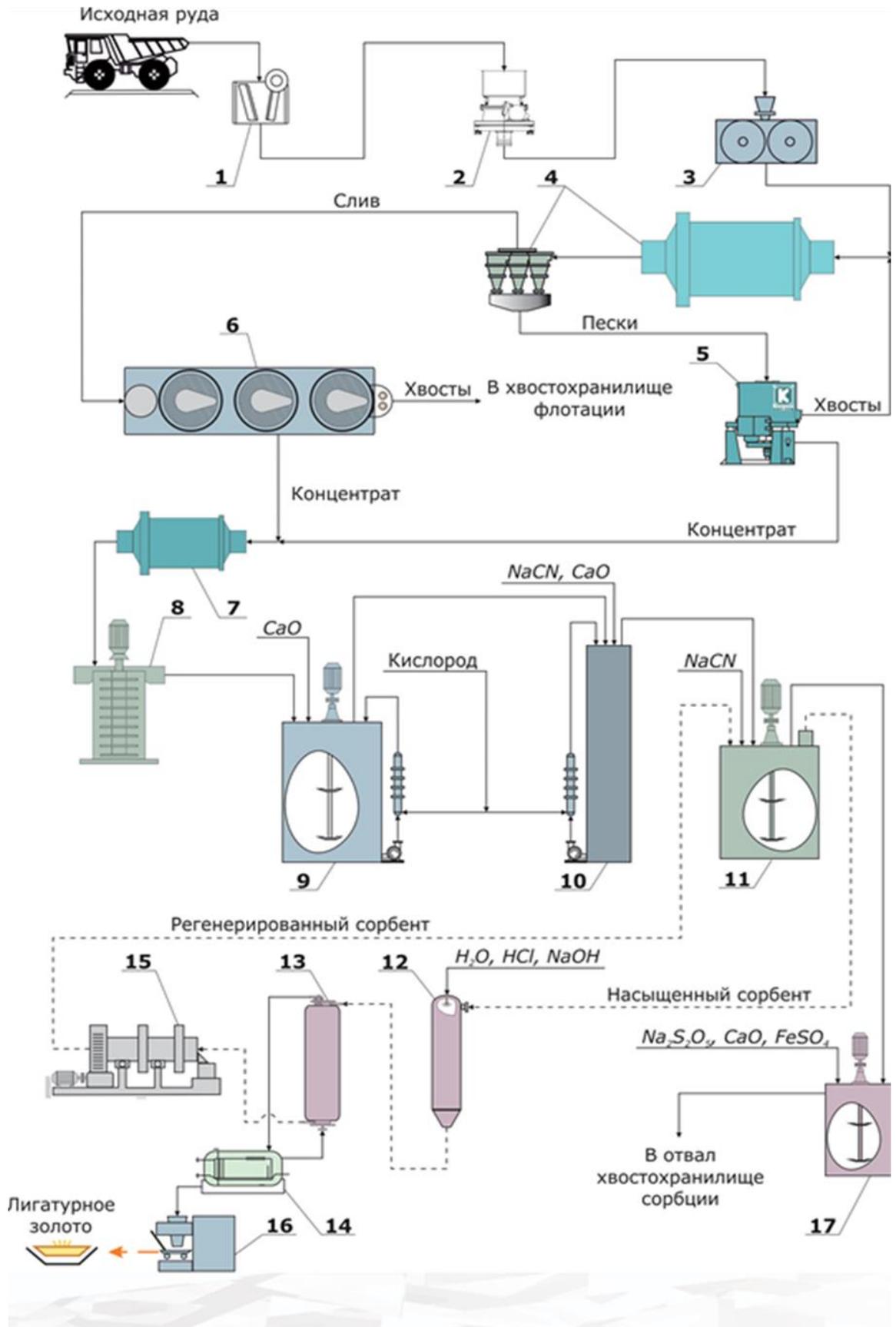
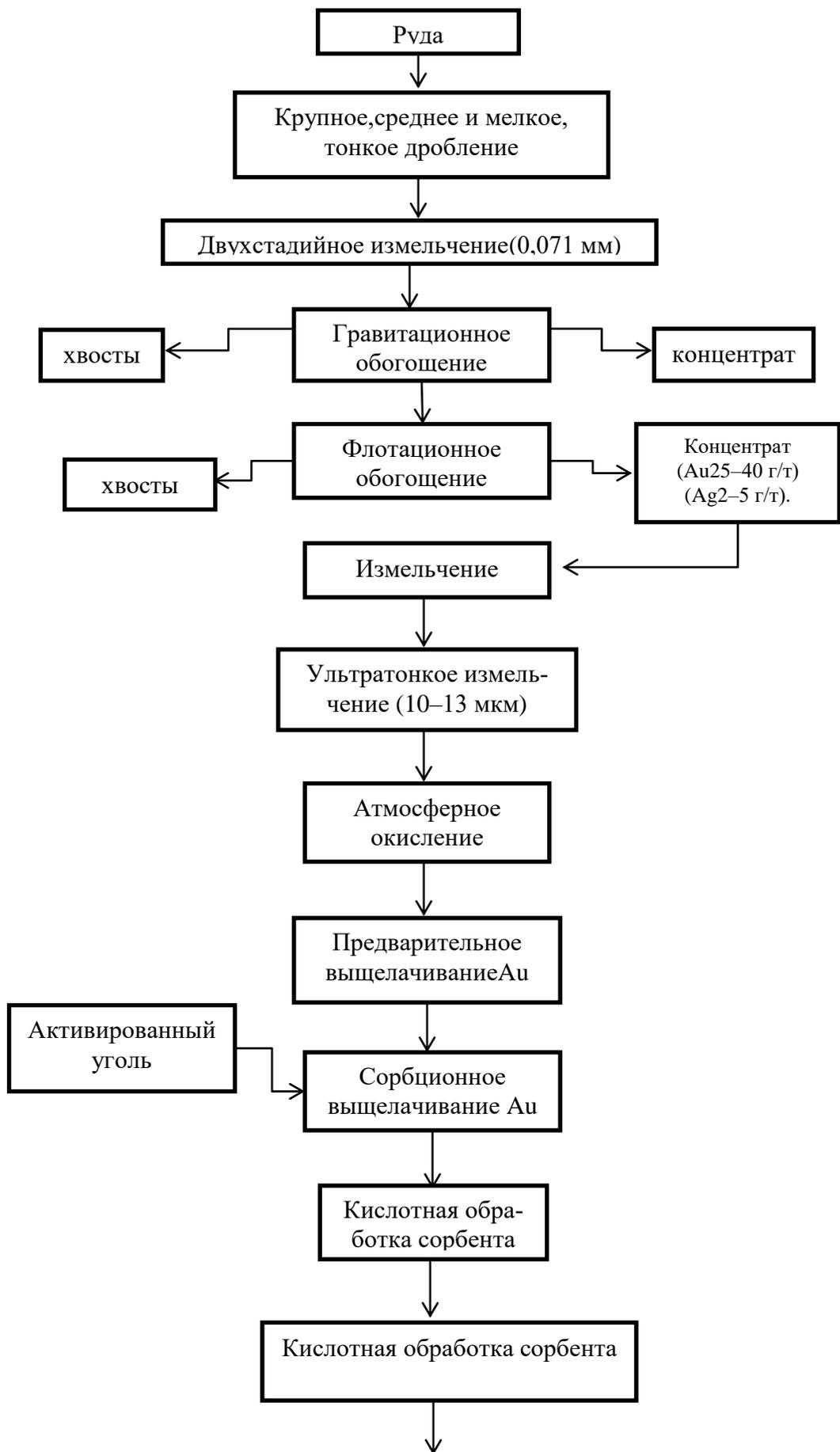


Рисунок 6 - Действующая на ЗИФ АО «AltyntauKokshetau» аппаратная, технологическая схема



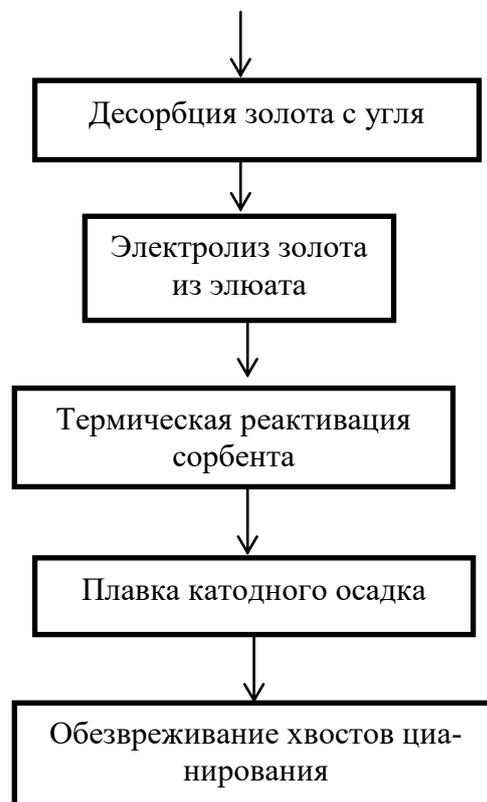


Рисунок 7 - Технологическая схема переработки золотосодержащего сырья месторождения Василькльвский, АО «Altyntau Kokshetau»

Дробление руды на ЗИФ проводится с целью подготовки материала по крупности для процесса шарового помола. Помимо этого, на стадии тонкого дробления за счет использования современных дробилок высокого давления происходит дополнительное разупрочнение руды и снижение ее абразивности. Разупрочнение руды на стадии тонкого дробления оказывает положительное влияние на эффективность последующего процесса измельчения, а снижение абразивности руды позволяет сократить расход помольных шаров и футеровки шаровых мельниц.

Двухстадийное измельчение дробленной руды в шаровых мельницах до крупности порядка 85%  $-0,071$  мм необходимо для отделения зерен золота и арсенопирита (основного минерала-носителя благородного металла) от минералов пустой породы, перед последующими процессами обогащения.

Обогащение измельченной руды на ЗИФ АО «AltyntauKokshetau» позволяет решать две задачи: сконцентрировать золото и убрать основную часть пустой породы в хвосты до стадии гидрометаллургической переработки. За счет концентрирования золота на стадии обогащения его содержание в материале, подаваемом в ГМО, повышается с 2 до 30 г/т, при этом количество материала, направляемого на гидрометаллургическую переработку, сокращается в 15–20 раз по сравнению с количеством руды, подаваемой на ЗИФ. Учитывая, что процессы ультратонкого помола и гидрометаллургической переработки явля-

ются достаточно дорогостоящими, применение операций обогащения позволяет в значительной степени снизить затраты на получение золота из руды месторождения «Васильковское».

Гравитационное обогащение руды на ЗИФ проводится в цикле измельчения с использованием центробежных концентраторов. Применение данного способа обогащения позволяет перевести в концентрат относительно крупное золото, присутствующее в руде месторождения «Васильковское» в малых количествах.

Флотационное обогащение руды на ЗИФ осуществляется в пневмомеханических флотационных машинах чанового типа и включает операции межциклового, основной, контрольной и перечистной флотации. Применение флотационного метода обогащения позволяет извлечь в концентрат тонкое золото, находящееся в руде, как в виде свободных зерен, так и ассоциированное с сульфидными минералами (арсенопиритом).

В результате проведения операций обогащения основная доля золота (порядка 80-85% от общего количества металла в руде) переходит в концентрат. Химический состав, получаемого на ЗИФ АО «AltyntauKokshetau» коллективного концентрата, представлен в таблице 5. В хвостах обогащения остается, главным образом, тонкое золото, ассоциированное с породообразующими минералами.

Таблица 3 - Химический состав коллективного концентрата ЗИФ АО «Altyntau Kokshetau»

Компонент	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	MgO	Fe	S	As	Cu	Au	Ag
Массовая доля, %	30–37	7–9	0,5–2,0	2–4	0,5–1,5	0,5–1,0	16–20	9–15	17–23	0,13–0,16	-	-
Массовая доля, г/т	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	25–40	2–5

Содержание золота в коллективном гравитационно-флотационном концентрате, получаемом в результате процесса обогащения руды месторождения «Васильковское», составляет 25–40 г/т, количество серебра — 2–5 г/т. По минеральному составу концентрат на 40–60% состоит из породообразующих минералов, представленных, главным образом, кварцем, плагиоклазами, слюдой и калиевыми полевыми шпатами. Рудная минерализация представлена в основном сульфидами, главными из которых являются пирит и арсенопирит. Количество арсенопирита в концентрате составляет 37–47%, пирита — до 10%.

Значительная доля золота (порядка 30%), присутствующего в коллективном концентрате обогащения, представлена тонкодисперсным металлом, заключенным внутри зерен арсенопирита. Поверхность таких золотин недоступна для выщелачивающих растворов, поэтому если проводить цианирование исходного концентрата, то существенная доля золота будет

потеряна с кеком выщелачивания. Для вскрытия поверхности золота на ЗИФ ТОО «AltyntauKokshetau» применяют процесс ультратонкого помола концентрата. Применение ультратонкого помола позволяет механически разрушить плотные зерна арсенопирита и тем самым обеспечить доступ растворов к поверхности тонкого золота при последующем цианировании.

Ультратонкое измельчение концентрата является наиболее дешевым из известных в настоящее время способов вскрытия тонковкрапленного золота. На ЗИФ АО «AltyntauKokshetau» данный процесс проводят в вертикальных бисерных мельницах. Для повышения эффективности измельчения перед ультратонким помолом концентрат подвергают тонкому измельчению в шаровой мельнице с крупности 60-70% - 45 мкм до 95-99% - 45 мкм. После ультратонкого измельчения крупность концентрата достигает 80% - 10-13 мкм. Данной крупности концентрата достаточно, чтобы открыть для растворов доступ к поверхности основной доли тонкого золота.

При ультратонком помолу помимо основного процесса механического разрушения зерен минералов и вскрытия тонкого золота протекают побочные негативные процессы химической активации материала. В результате протекания данных процессов происходит активирование поверхности сульфидных минералов и значительный переход вредных примесей в раствор. Цианирование такого активированного материала будет сопровождаться большим расходом цианида натрия и низким извлечением золота вследствие химической депрессии металла. Для устранения негативного влияния последствий химического активирования материала на процесс цианирования на ЗИФ применяется процесс атмосферного окисления.

Атмосферное окисление на предприятии проводится в четырех чанах объемом 500 м<sup>3</sup>. В результате последовательного прохождения пульпы через аппараты окисления происходит снижение активности пульпы, и материал становится менее реакционным по отношению к цианистым растворам. Цианирование такого материала сопровождается высокими показателями процесса.

Цианирование подготовленного концентрата на ЗИФ осуществляется методом сорбционного выщелачивания с использованием в качестве сорбента активированного угля. Сорбционное выщелачивание в данном случае является более предпочтительным перед цианированием в фильтрационном режиме, т.к. за счет применения ультратонкого помола концентрата материал после выщелачивания становится упорным по отношению к процессам разделения твердой и жидкой фаз пульпы.

Для повышения емкости сорбента процесс цианирования проводится в режиме СІР, т.е. с применением предварительного выщелачивания. Процесс предварительного выщелачивания золота проводится в колонне объемом 80 м<sup>3</sup>, а процесс сорбционного выщелачивания - в 10 последовательно установленных чанах объемом по 250 м<sup>3</sup> каждый.

В процессе цианирования происходит растворение 85–90% золота присутствующего в концентрате, при этом в процессе сорбции растворенное

золото практически полностью переходит на активированный уголь. В растворе остается менее 0,5% благородного металла.

Насыщенный по золоту сорбент периодически выводят из процесса сорбционного выщелачивания, отмывают от шламов и направляют на кислотную обработку.

Кислотная обработка сорбента проводится с целью его очистки от примесей. Особенностью данного процесса для АО «AltyntauKokshetau» является то, что помимо удаления соединений кальция в процессе обработки происходит очистка пор угля от оксидов железа. Наличие оксидов железа в угле является следствием ультратонкого помола концентрата. В процессе сорбционного выщелачивания происходит механическое загрязнение пор сорбента шламами, представляющими собой сульфидные минералы — пирит ( $\text{FeS}_2$ ) и арсенопирит ( $\text{FeAsS}$ ). В процессе десорбции и термической реактивации сорбента сульфидные минералы разлагаются с образованием оксидов железа и соединений мышьяка и серы. Оксиды железа сохраняются в порах угля и удаляются только в следующем цикле регенерации сорбента на стадии кислотной обработки, а соединения мышьяка и серы переходят либо в раствор (на стадии десорбции), либо в газовую фазу (в процессе термической реактивации).

После кислотной обработки проводят промывку угля водой, нейтрализацию сорбента раствором едкого натра и повторную промывку водой от раствора нейтрализации. Далее насыщенный сорбент направляют на стадию десорбции.

Десорбцию золота с насыщенного сорбента на предприятии проводят в двух установках десорбции, работающих параллельно: производства компании SummitValley и производства КНР. Установка десорбции SummitValley имеет производительность, равную 6 т сорбента за цикл, установка десорбции производства КНР - 5 т сорбента за цикл. В процессе десорбции золото, находящееся в угле, переходит обратно в раствор. Полученный золотосодержащий раствор (элюат) направляют на электролиз для извлечения золота, а обезметалленный раствор после электролиза возвращают на операцию десорбции. В процессе электролиза золото осаждается на катоде в виде тонких частиц, так называемого катодного осадка. После накопления катодного осадка проводят его разгрузку из электролизера. Полученный катодный осадок направляют в плавильное отделение.

Обезметалленный сорбент после десорбции подвергают грохочению для отделения угольной мелочи и направляют на термическую реактивацию. Термическую реактивацию сорбента на ЗИФ проводят в двух трубчатых вращающихся печах, работающих параллельно. В процессе термической реактивации происходит очистка угля от органических примесей, разложение сульфидных минералов, присутствующих в порах сорбента, и восстановление его сорбционной активности. Органические примеси накапливаются в сорбенте за счет присутствия в цианируемом концентрате флотационных реагентов.

Обезметалленный сорбент после термической реактивации повторно подвергают очистке от угольной мелочи на грохоте и затем возвращают в процесс сорбционного выщелачивания.

Катодный осадок, полученный в результате электролиза золота из элюатов, сушат, прокаливают и плавят в индукционной печи с получением товарной продукции - слитка лигатурного золота.

Пульпу после выщелачивания подвергают двухстадийному обезвреживанию от цианистых соединений и мышьяка метабисульфитом натрия и железным купоросом. Процесс обезвреживания хвостов выщелачивания метабисульфитом натрия на ЗИФ АО «AltyntauKokshetau» является более предпочтительным по сравнению с процессом хлорирования, т.к. тонкоизмельченные сульфидные минералы имеют повышенную реакционную способность по отношению к гипохлориту кальция и применение данного процесса на производстве было бы нерациональным по причине высокого расхода реагентов. Обезвреживание проводят в трех последовательно установленных чанах объемом по 100 м<sup>3</sup>, причем первые два чана используют для проведения обезвреживания хвостов метабисульфитом натрия, а последний чан - для обезвреживания хвостов железным купоросом. Пульпу после обезвреживания направляют в хвостохранилище хвостов выщелачивания.

## **2.4 Параметры технологических операций переработки концентрата, способы регулирования параметров на практике**

Главной задачей стоящей перед аппаратчиком гидрометаллургического отделения является поддержание параметров технологических процессов на требуемом уровне, а также наблюдение за работой оборудования.

Во время работы аппаратчик должен постоянно и неукоснительно соблюдать требования техники безопасности и технологических инструкций предприятия. В случае возникновения на производстве аварийных или внештатных ситуаций аппаратчик должен незамедлительно сообщить об этом инженерно-техническому персоналу ЗИФ.

Гидрометаллургическое отделение ЗИФ АО «Altyntau Kokshetau» включает следующие основные технологические процессы:

- атмосферное окисление;
- предварительное и сорбционное выщелачивание;
- отмывка насыщенного сорбента от шламов и его кислотная обработка;
- десорбция золота с угля;
- отделение угольной мелочи и термическая реактивация сорбента;
- подготовка свежего угля к загрузке в процесс;
- обезвреживание хвостов выщелачивания.

Сведения о текущем состоянии технологического процесса технологи могут получить из показаний измерительных приборов, установленных непосредственно в точках измерения, путем самостоятельного измерения параметра вручную (замер плотности пульпы, содержания угля в аппаратах и т.д.), а также из показаний на дисплеях АСУТП, установленных в цехе гидromеталлургии в комнате аппаратчика.

#### **2.4.1 Атмосферное окисление концентрата**

Процесс атмосферного выщелачивания является одним из основных процессов переработки концентрата на ЗИФ. От его эффективности во многом зависит степень извлечения золота в раствор и расход цианида натрия.

Основными параметрами, оказывающими влияние на эффективность процесса окисления, являются производительность процесса по пульпе, содержание твердого в пульпе, концентрация растворенного кислорода в пульпе и уровень рН пульпы.

Производительность процесса по пульпе оказывает непосредственное влияние на продолжительность процесса окисления. Превышение величины потока пульпы установленного в технологической инструкции значения приводит к сокращению продолжительности нахождения пульпы в аппаратах и, следовательно, к сокращению продолжительности окисления. Снижение продолжительности окисления, в свою очередь, приводит к тому, что процесс окисления пульпы после ультратонкого помола протекает не полностью, за счет этого последующий процесс цианирования концентрата будет сопровождаться повышенным расходом цианида натрия и низким извлечением золота.

Возможны две причины повышенной производительности процесса по пульпе:

- чрезмерное разбавление пульпы водой;
- повышенная производительность процесса по концентрату.

Первая причина может возникнуть в случае нарушений в работе процесса сгущения концентрата или избыточной подачи воды в процесс ультратонкого помола. Признаком избыточного разбавления пульпы водой является повышенная производительность процесса по пульпе при одновременном пониженном содержании твердого в пульпе.

Вторая причина повышенной производительности процесса по пульпе может возникнуть в результате нарушения в работе процессов сгущения концентрата (повышенный вывод сгущенного продукта) или перечистой флотации (разубоживание концентрата пустой породой). Признаком повышенной производительности процесса по концентрату является повышенная производительность процесса по пульпе при близком к оптимальному значению содержания твердого в пульпе.

В случае повышенной производительности процесса по пульпе

аппаратчик должен оповестить об этом мастера смены и инженерно-технический персонал предприятия.

Снижение производительности процесса по пульпе ниже требуемой величины не оказывает негативного влияния на процесс окисления или последующего цианирования.

При нормальной работе производительность по пульпе питания процесса окисления составляет около  $100 \text{ м}^3/\text{ч}$ .

Содержание твердого в пульпе питания процесса окисления на ЗИФ «Altyntau Kokshetau» составляет около 40%. Отклонение содержания твердого в пульпе от оптимального значения может оказывать двоякое влияние на процесс окисления. Снижение содержания твердого в пульпе, как уже отмечалось ранее, может привести к повышенной производительности процесса по пульпе. Избыточное содержание твердого в пульпе негативно сказывается на текучести и вязкости пульпы. Ухудшение реологических свойств пульпы влечет за собой снижение эффективности массообмена и может быть причиной неполного протекания процесса окисления, которое в свою очередь окажет негативное влияние на извлечение золота и расход цианида натрия при последующем выщелачивании.

К наиболее важным параметрам процесса окисления относятся концентрация растворенного кислорода в пульпе и уровень pH пульпы.

Концентрация растворенного кислорода в пульпе. Для полного протекания процесса окисления необходимо, чтобы концентрация растворенного кислорода в пульпе в последних трех чанах окисления была более 20–30 мг/л (ppm). Отсутствие растворенного кислорода в пульпе или его низкая концентрация (менее 10 мг/л) свидетельствуют о неполном протекании процесса окисления. В результате этого пульпа после окисления будет иметь повышенную реакционную способность по отношению к цианиду натрия, что повлечет повышенный расход данного реагента при выщелачивании. Кроме этого, процесс растворения золота при цианировании идет с участием кислорода. При его отсутствии в жидкой фазе пульпы будет происходить замедление скорости растворения золота, что в конечном итоге окажет негативное влияние на уровень извлечения благородного металла.

Концентрация растворенного кислорода в пульпе во многом зависит от вещественного состава концентрата и от его крупности, поэтому даже при постоянной подаче кислорода в чаны его концентрация в растворе может меняться в значительных пределах. В этой связи необходимо обязательно контролировать значение данного параметра. На ЗИФ «Altyntau Kokshetau» концентрация растворенного кислорода в пульпе определяется как автоматически (рисунок 8, а) с помощью стационарных датчиков, так и по результатам периодических ручных замеров. В случае расхождения показаний стационарного датчика и переносного прибора необходимо руководствоваться результатами ручного замера. Переносной прибор в свою очередь необходимо постоянно поддерживать в рабочем состоянии: надлежаще обслуживать, своевременно проводить калибровку и поверку

прибора. На основании результатов замеров необходимо регулировать подачу кислорода в чаны окисления, увеличивая расход газа в аппараты с низкой концентрацией растворенного кислорода.

Уровень рН является показателем степени очистки жидкой фазы пульпы от примесей. В процессе окисления данный параметр определяется непрерывно (рисунок 8, б) с помощью стационарных датчиков и поддерживается автоматически с помощью системы автоматического дозирования известкового молока.

Оптимальным для процесса окисления является рН пульпы равный 9,0. Поддержание рН пульпы на данном уровне будет сопровождаться надлежащей степенью осаждения примесей из раствора в процессе окисления.

Низкий уровень рН пульпы в процессе окисления приведет к недостаточному осаждению соединений мышьяка, железа и серы из раствора. В результате этого при последующем цианировании указанные примеси будут активно взаимодействовать с цианидом натрия, приводя к его повышенному расходу.



А



Б

Рисунок 8 – Автоматический контроль в процессе окисления концентрации растворенного кислорода (а) и уровня рН пульпы (б)

Повышенный уровень рН пульпы не окажет негативного влияния на показатель извлечения золота при последующем цианировании, однако приведет к избыточному и нерациональному расходу извести.

Помимо указанных параметров процесса аппаратчик должен осуществлять общий контроль процесса:

- следить за уровнем пульпы в чанах окисления и уровнем извести в расходной емкости;
- осуществлять контроль работы мешалок и клапанов подачи известковой пульпы, установленных на чанах окисления;
- следить за производительностью и исправностью пульпового насоса подачи окисленной пульпы на цианирование;

- не допускать избыточного разбавления пульпы за счет неконтролируемой подачи воды в процесс;
- поддерживать в исправном состоянии дренажные насосы;
- осуществлять контроль подачи кислорода в чаны окисления, а также поддерживать телескопические диспергационные системы (ТДС) в рабочем состоянии.

Периодически при нарушении работы ТДС вследствие забивания керамического диспергатора пульпой необходимо проводить их очистку.

Особое внимание в процессе окисления аппаратчик должен уделять пожарной безопасности. Аппаратчик должен помнить, что в процессе окисления используется кислород, являющийся сильным окислителем и веществом поддерживающим горение. При контакте с маслами и нефтепродуктами, а также при наличии открытого источника огня может происходить возгорание.

## **2.4.2 Предварительное и сорбционное цианирование**

Предварительное и сорбционное цианирование являются наиболее важными технологическими процессами, проводимым в гидрометаллургическом отделении переработки концентрата на ЗИФ «Altyntau Kokshetau». Данные процессы оказывают прямое влияние на показатели работы как ГМО, так и предприятия в целом.

Основными параметрами, оказывающими влияние на эффективность процесса цианирования и сорбции, являются производительность процесса по пульпе, содержание твердого в пульпе, концентрация растворенного кислорода, концентрация цианида натрия в растворе, уровень рН пульпы, расход нитрата свинца (II), содержание угля в аппаратах сорбции, поток сорбента. Практически каждый из указанных параметров оказывает влияние, как на процесс цианирования, так и на процесс сорбции.

Производительность процесса по пульпе оказывает прямое влияние на продолжительность нахождения пульпы в аппаратах цианирования и сорбции.

По отношению к процессу цианирования превышение величины потока пульпы установленного значения приводит к сокращению продолжительности цианирования. Снижение продолжительности цианирования, в свою очередь, приводит к неполному растворению золота и увеличению его потерь с хвостами выщелачивания.

На процесс сорбции превышение производительности процесса по пульпе требуемого значения оказывает двойное негативное влияние. С одной стороны, сокращается продолжительность сорбции, что приведет к неполному извлечению золота из раствора на активированный уголь. С другой стороны, при повышенном потоке пульпы будет происходить снижение концентрации золота в жидкой фазе пульпы, поступающей на сорбцию, что приведет к понижению содержания золота в насыщенном сорбенте.

Как и в процессе окисления, при цианировании повышенная производительность процесса по пульпе может быть вызвана двумя факторами:

- чрезмерное разбавление пульпы водой;
- повышенная производительность процесса по концентрату.

Еще одной причиной повышенного разбавления пульпы водой может выступать избыточная подача воды в процессе окисления.

Производительность процесса цианирования по пульпе определяется автоматически с помощью расходомера, полученные значения отображаются на мнемосхеме процесса цианирования (рисунок 7). В случае повышенной производительности процесса по пульпе аппаратчик должен оповестить об этом мастера смены и инженерно-технический персонал предприятия.

Из практики работы ГМО ЗИФ следует, что содержание твердого в пульпе на стадии цианирования постепенно снижается от 30–35% в питании процесса до 25% к концу процесса. Снижение содержания твердого в пульпе при цианировании связано с подачей в процесс растворов реагентов, а также воды со вспомогательных процессов: дренажи, промывка насыщенного сорбента на грохоте.

Отклонение содержания твердого в пульпе от требуемого значения оказывает негативное влияние, как на процесс цианирования, так и на процесс сорбции.

Влияние содержания твердого в пульпе на процесс цианирования аналогично влиянию данного показателя на процесс окисления. Низкое содержание твердого в пульпе приводит к повышенной производительности процесса по пульпе, избыточное содержание твердого – негативно сказывается на реологических свойствах (вязкость, текучесть) пульпы. Высокая вязкость и плохая текучесть пульпы снижают эффективность массообмена в процессе цианирования, что может привести к неполному растворению золота при выщелачивании.

Пониженное содержание твердого в пульпе оказывает тройное негативное влияние на процесс сорбции:

- возрастает производительность процесса по пульпе, что приводит к сокращению продолжительности сорбции и увеличению потерь металла;
- снижается концентрация растворенного золота в жидкой фазе пульпы, что оказывает негативное влияние на емкость сорбента. Уменьшение емкости сорбента, в свою очередь, влечет за собой ухудшение показателей десорбции, повышенный поток и, вследствие этого, высокий износ сорбента;
- при значительном разбавлении водой снижается вязкость пульпы и может происходить оседание активированного угля на дно аппаратов. Осаждение активированного угля на дно чанов выщелачивания приведет к снижению эффективности сорбции и неполному извлечению золота из раствора.

Высокое содержание твердого в пульпе, за счет избыточной вязкости, негативно сказывается на эффективности массообмена между сорбентом и

раствором. В результате этого может происходить неполное извлечение золота из раствора. Кроме этого, в более плотных пульпах будет происходить повышенное забивание пор угля шламами сульфидных минералов, что приведет к снижению емкости сорбента и скорости сорбции золота.

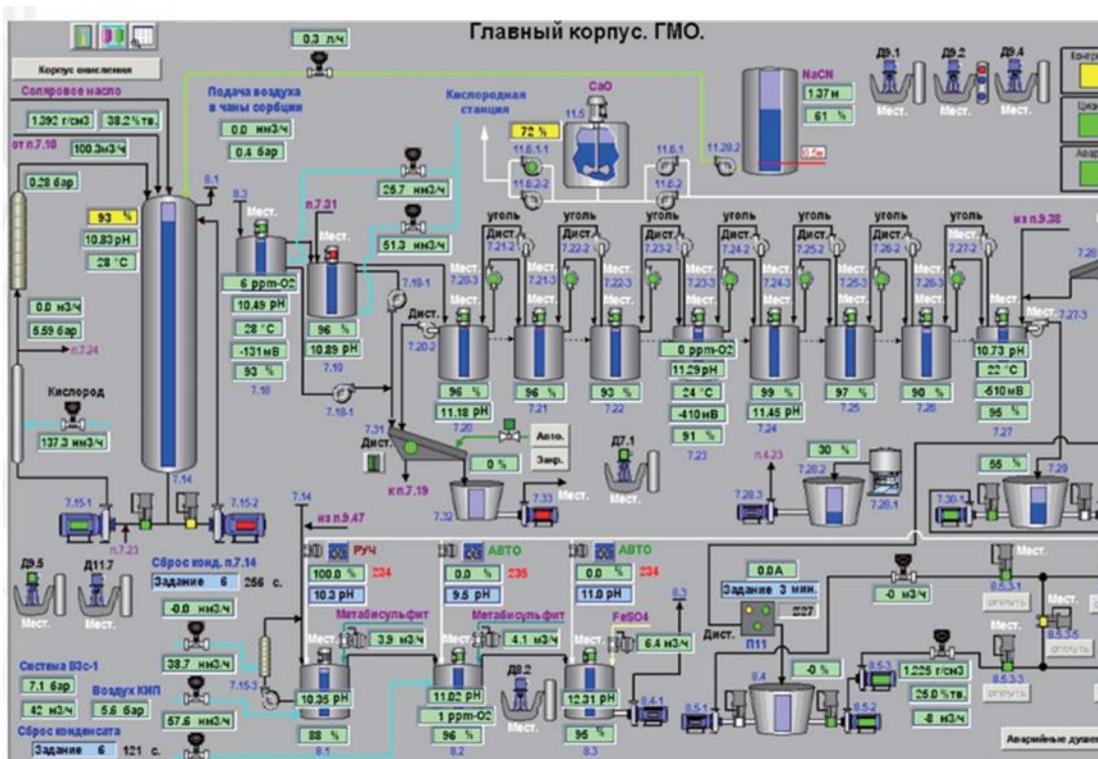


Рисунок 9 – Мнемосхема процесса цианирования концентрата на ЗИФ АО «Altyntau Kokshetau»

Безопасным для процесса цианирования и сорбции можно считать содержание твердого в пульпе на уровне 35%. Превышение данной величины может привести к описанным негативным последствиям. В то же время, аппаратчик должен минимизировать подачу воды в процесс цианирования и вовремя предотвращать избыточное разбавление пульпы водой. Чем выше содержание твердого в пульпе приблизится к указанному значению, тем выше вероятность получения высоких показателей в процессе цианирования.

Цианид натрия применяется в процессе выщелачивания в качестве растворителя золота, поэтому его концентрация в жидкой фазе пульпы оказывает первостепенное влияние на извлечение золота в раствор.

Низкая концентрация цианида натрия в растворе приведет к снижению динамики растворения золота и его неполному извлечению в процессе выщелачивания. Повышенная концентрация цианида натрия, хотя и положительно скажется на скорости растворения золота, приведет к нерациональному расходу достаточно дорогостоящего реагента, что негативно повлияет на экономику процесса.

На процесс сорбции концентрация цианида натрия оказывает меньшее, но все же ощутимое влияние. Для сорбции золота на активированный уголь

оптимальна минимально возможная концентрация цианида натрия в растворе, т.к. с ее понижением возрастает скорость сорбции и емкость насыщенного сорбента по золоту.

Оптимально проводить цианирование концентрата на ЗИФ «Altyntau Kokshetau» с поддержанием в первых чанах выщелачивания концентрации NaCN на уровне 0,15 - 0,20% с постепенным ее снижением до 0,08–0,10% к концу процесса.

Регулирование концентрации NaCN в растворе проводится изменением подачи «крепкого» раствора цианида натрия из реagentного отделения в процесс выщелачивания. Данный процесс организован на ЗИФ в автоматическом режиме. Для этого на предприятии установлена система автоматического контроля концентрации цианида «Cynoprobe».

В реакции растворения золота помимо цианида натрия участвует кислород в качестве окислителя, поэтому его концентрация в растворе также оказывает существенное влияние на величину извлечения золота. Источником кислорода на ЗИФ является технический кислород, подаваемый в колонну предварительного цианирования и в первые два чана сорбции, и воздух, подаваемый в прочие аппараты выщелачивания. Для активного протекания процесса выщелачивания золота необходимо, чтобы концентрация растворенного кислорода в колонне предварительного цианирования и первых двух аппаратах выщелачивания была не менее 10–15 мг/л, а в прочих аппаратах выщелачивания — не менее 5–7 мг/л. При понижении концентрации растворенного кислорода менее 3–4 мг/л будет происходить снижение скорости растворения золота и существенно возрастает риск неполного извлечения благородного металла в процессе выщелачивания.



Рисунок 10 – Система автоматического контроля концентрации цианида в процессе выщелачивания на ЗИФ «Altyntau Kokshetau»

Как и в процессе окисления, концентрацию растворенного кислорода в процессе выщелачивания регулируют за счет изменения подачи в процесс воздуха и технического кислорода.

От уровня pH пульпы зависит безопасность процесса выщелачивания, т.к. при pH пульпы менее 9,0 происходит активный гидролиз цианида натрия с образованием летучей высокотоксичной синильной кислоты (HCN). В качестве «защитной щелочи» для поддержания pH на требуемом уровне на

ЗИФ «Altyntau Kokshetau» используют известь, подаваемую в процесс в виде известкового молока.

Оптимальным для ведения процесса цианирования на ЗИФ «Altyntau Kokshetau» считается рН пульпы на уровне 10,5. Снижение уровня рН менее указанного значения резко повышает риск загрязнения атмосферы цеха ядовитой синильной кислотой и нерационального расхода цианида натрия. Значительное превышение уровня рН пульпы негативно отразится на расходе извести и приведет к резкому снижению эффективности обезвреживания хвостов выщелачивания метабисульфитом натрия.

Нитрат свинца (II) применяется на предприятии для снижения расхода цианида натрия. Ионы свинца осаждают растворимые ионы  $S_2^{2-}$  в форме нерастворимого сульфида свинца. За счет этого исключается взаимодействие ионов  $S_2^{2-}$  с цианидом натрия.

При снижении расхода нитрата свинца (II) ниже установленного значения 0,62 кг/т руды будет происходить неполное удаление из раствора сульфид-иона. Оставшийся в растворе сульфид-ион будет взаимодействовать с цианидом натрия, приводя к его повышенному расходу.

Увеличение расхода  $Pb(NO_3)_2$  выше требуемой величины не окажет негативного влияния на процесс цианирования, но приведет к нерациональному расходу реагента.

Содержание угля в аппаратах сорбции обычно находится в пределах 4,0–7,5% от объема пульпы в чане. Данный параметр оказывает влияние, прежде всего, на емкость сорбента, а также на потери золота с хвостами выщелачивания. Количество угля в аппаратах сорбции должно быть достаточным для практически полного извлечения растворенного золота на сорбент. Допускается наличие остаточной концентрации золота в жидкой фазе хвостов выщелачивания 0,05 мг/л и менее. Емкость насыщенного сорбента при этом должна находиться на приемлемом уровне, обеспечивающем умеренный поток сорбента и высокие показатели процесса десорбции золота.

Чем выше содержание угля в аппаратах сорбции, тем выше емкость сорбента и ниже остаточная концентрация золота в жидкой фазе хвостов выщелачивания. Однако с повышением содержания угля в аппаратах происходит увеличение потерь сорбента за счет его истирания в процессе выщелачивания. Учитывая, что сорбент, находящийся в процессе выщелачивания, содержит значительное количество золота (от 200 до 6000 г/т), процесс его разрушения сопровождается значительной потерей благородного металла с твердой фазой хвостов цианирования. Таким образом, содержание угля в аппаратах должно быть на минимально возможном уровне, обеспечивающем высокие показатели сорбции.

В ходе процесса сорбции аппаратчик должен периодически контролировать количество угля в аппаратах сорбции. В случае изменения содержания угля в аппарате в условиях отсутствия передвижки сорбента необходимо немедленно доложить об этом мастеру смены или инженерно-техническому персоналу предприятия, т.к. данный факт является признаком

нарушения целостности просеивающей поверхности системы PumpScreen установленной на чане сорбции.

В процессе передвижки сорбента необходимо также отслеживать содержание угля в аппаратах сорбции, чтобы не допустить перегрузки отдельных чанов активированным углем. В случае перегрузки аппарата сорбции активированным углем происходит повышенное истирание золотосодержащего сорбента и увеличиваются потери металла с хвостами выщелачивания. Кроме этого, усиливается нагрузка на привод импеллера мешалки, установленной на данном чане, что может спровоцировать его поломку.

Другим параметром, оказывающим непосредственное влияние на потери золота с жидкой фазой хвостов выщелачивания, является поток сорбента. На производстве поток сорбента можно регулировать, изменяя продолжительность и периодичность передвижки сорбента.

От продолжительности передвижки сорбента зависит количество выводимого из процесса угля. Чем выше продолжительность передвижки сорбента, тем больше насыщенного угля будет выводиться за одну передвижку из процесса и наоборот, чем ниже продолжительность передвижки, тем меньше количество выводимого из процесса угля. Количество сорбента, выводимое за один час передвижки, – величина индивидуальная для каждого предприятия, зависящая, прежде всего, от количества сорбента в аппаратах и от установленного оборудования по выводу сорбента. Количество выводимого за одну передвижку угля должно быть таким, чтобы обеспечить полную производительность установки десорбции по сорбенту: 5 т для установки десорбции производства КНР и 6 т — для установки десорбции компании Summit Valley.

Периодичность передвижки сорбента определяет частоту вывода угля из процесса сорбции. Чем чаще проводят передвижку угля при постоянной продолжительности самой передвижки, тем выше поток сорбента и наоборот, увеличивая продолжительность между двумя передвижками можно снизить поток сорбента. Периодичность передвижки сорбента на каждом предприятии индивидуальна и может меняться в широких пределах от 8 до 24 ч.

На ЗИФ «Altyntau Kokshetau» цикл вывода угля может быть непостоянным и зависеть от конкретных задач по получению насыщенного сорбента определенного количества и качества. Продолжительность и периодичность вывода сорбента определяется инженерно-техническим персоналом предприятия.

Рассмотрим влияние потока сорбента на показатели сорбции. Как увеличение, так и снижение потока сорбента могут оказывать двойное влияние на процесс сорбции. С одной стороны, повышение потока сорбента сопровождается увеличением количества свежего и регенерированного угля, загружаемого в процесс сорбции, что приводит к повышению ее эффективности и снижению потерь растворенного золота с жидкой фазой хвостов. С другой стороны, повышение потока сорбента будет приводить к

тому, что уголь в процессе сорбции не будет полностью насыщаться золотом, и емкость выводимого сорбента по золоту будет снижаться. Кроме этого, основное разрушение сорбента происходит в процессе перекачки угля, поэтому при увеличении потока сорбента повышаются также безвозвратные потери угля и связанного с ним золота на истирание в процессе сорбции. Снижение потока сорбента напротив приводит к увеличению количества растворенного золота теряемого с жидкой фазой хвостов выщелачивания, снижению потерь сорбента и связанного с ним золота, вызванных разрушением угля, а также к росту емкости насыщенного угля по золоту. Таким образом, поток сорбента должен обеспечивать достаточно полное извлечение растворенного золота при умеренных потерях угля на истирание и приемлемом содержании золота в насыщенном сорбенте.

Содержание золота в насыщенном сорбенте на ЗИФ обычно находится в пределах от 2,0 до 6,0 кг/т.

Помимо указанных параметров процесса аппаратчик должен осуществлять общий контроль процесса:

- следить за уровнем пульпы в зумпфах, чанах выщелачивания и уровнем реагентов в расходных емкостях;

- осуществлять контроль работы мешалок и систем подачи реагентов, установленных на чанах выщелачивания и сорбции;

- следить за производительностью и исправностью пульповых насосов, систем

- PumpScreen и насосов перекачки сорбента;

- не допускать избыточного разбавления пульпы за счет неконтролируемой подачи воды в процесс;

- поддерживать в исправном состоянии дренажные насосы;

- осуществлять контроль подачи кислорода и воздуха в чаны выщелачивания;

- отслеживать исправность и правильность работы установки «Супоробе»;

- осуществлять контроль работы газоанализаторов и количества паров синильной кислоты в атмосфере цеха.

В процессах предварительного и сорбционного выщелачивания участвуют богатые по золоту продукты: исходный концентрат с содержанием золота порядка 30 г/т и активированный уголь, емкость которого по золоту может достигать 6–7 кг/т. Аппаратчик должен проводить процесс таким образом, чтобы минимизировать просыпи или переливы указанных продуктов из технологических емкостей, а в случае их возникновения — исключить возможность потери данных продуктов с хвостами выщелачивания.

В процессе выщелачивания применяется цианид натрия, относящийся к группе сильнодействующих ядовитых веществ (СДЯВ), поэтому аппаратчик в своей работе должен постоянно и неукоснительно соблюдать требования по охране труда. Для обеспечения безопасности в ГМО запрещается употреблять пищу, курить, пить воду (кроме специально организованных источников

питьевой воды), находиться без средств индивидуальной защиты. Аппаратчик должен помнить, что после работы в ГМО на его руках и спецодежде могут быть остатки цианида натрия, поэтому перед приемом пищи аппаратчик должен тщательно помыть руки с мылом, в случае загрязнения одежды — заменить ее.

### **2.4.3 Отмывка насыщенного сорбента от шламов и его кислотная обработка**

Отмывку насыщенного сорбента от шламов на ЗИФ «AltyntauKokshetau» осуществляют на грохоте и в колонне. Остаточное количество шламов в угле после промывки должно быть менее 0,2–0,4%.

Основным параметром, оказывающим влияние на эффективность отмывки шламов в двух указанных процессах, является количество воды, подаваемое на промывку. С увеличением количества воды, подаваемой на промывку, эффективность отмывки угля от шламов повышается. Однако чрезмерно высокий поток воды на промывку может привести к негативным или даже аварийным последствиям.

При отмывке сорбента на грохоте промывные воды вместе со шламами возвращаются в аппарат выщелачивания. Избыточная подача воды на промывку приведет к снижению содержания твердого в пульпе на стадии цианирования. Негативные последствия разбавления пульпы в процессе выщелачивания водой описаны в предыдущем разделе.

При отмывке сорбента от шламов в колонне чрезмерно высокий поток воды на промывку может привести к выносу угля из колонны и его потерям с промывными водами. Учитывая, что насыщенный активированный уголь имеет высокое содержание золота, это может привести к большим потерям металла. Таким образом, количество воды, подаваемой на промывку сорбента, должно быть минимально необходимым, чтобы обеспечить высокую степень удаления шламов.

При отмывке угля в колонне немаловажное значение также имеет продолжительность отмывки сорбента. Чем дольше проводится промывка, тем выше степень удаления шламов.

Недостаточная степень отмывки сорбента от шламов может привести к ряду негативных последствий при десорбции и регенерации сорбента: повышенный расход реагентов, отложение солей в трубопроводах, загрязнение катодного осадка и т.д.

Кислотная обработка сорбента состоит из 4 последовательных стадий: собственно кислотной обработки, промывки угля водой от кислоты, нейтрализации сорбента и промывки угля водой от щелочи.

На эффективность кислотной обработки влияют три фактора: поток раствора на обработку, продолжительность обработки и концентрация соляной кислоты в растворе. Кислотную обработку необходимо проводить в таком

режиме, чтобы стабильно обеспечить рН растворов в сливе колонны в конце процесса не более 1,0–1,5. При более высоком уровне рН не обеспечится требуемая степень очистки сорбента от железа. Кроме этого, при повышении уровня рН растворов более 1,8 может происходить выпадение осадка гидроксида железа (III) из растворов и загрязнение им сорбента. Осадок гидроксидов железа окажет негативное влияние на процесс десорбции, аналогичное влиянию шламов концентрата.

Поток раствора и продолжительность кислотной обработки определяют количество растворов, прошедших через сорбент. Для эффективного протекания процесса количество растворов, пошедших на кислотную обработку, должно быть равным  $5 \text{ м}^3$  на одну тонну угля. Таким образом, поток растворов в колонну оказывает непосредственное влияние на продолжительность обработки. Чем выше поток раствора на обработку, тем меньше должна быть продолжительность обработки для достижения необходимого объема прошедшего через колонну раствора. Низкий поток растворов в колонну потребует большой продолжительности кислотной обработки. В свою очередь, чрезмерно высокий поток раствора может привести к выносу богатого по золоту сорбента из колонны и к его безвозвратным потерям с хвостами ЗИФ. Для растворения всех примесей, находящихся в порах сорбента требуется время, поэтому при повышенном потоке растворов продолжительности обработки может не хватить для полного протекания процессов очистки угля от железа и кальция.

Концентрация соляной кислоты в растворе, подаваемом в колонну, должна составлять 5,0%. Низкая концентрация кислоты может не позволить получить требуемый уровень рН сливов к концу процесса, а более высокая концентрация кислоты приведет к ее повышенному нерациональному расходу.

Промывка угля водой после кислотной обработки необходима, чтобы удалить остатки кислоты и растворившихся примесей до стадии нейтрализации. При проведении нейтрализации без промывки сорбента водой за счет повышения уровня рН может происходить выпадение гидроксидов железа и кальция из раствора и загрязнение угля образовавшимся осадком.

Ключевыми для эффективного проведения процесса нейтрализации сорбента являются три параметра: поток раствора на нейтрализацию, продолжительность нейтрализации и концентрация едкого натра в растворе. Нейтрализацию сорбента необходимо проводить в таком режиме, чтобы стабильно обеспечить рН растворов в сливе колонны в конце процесса не менее 10,5–11,0. Данный уровень рН обеспечит надежную нейтрализацию кислоты, находящейся в порах сорбента.

Поток раствора и продолжительность процесса при нейтрализации оказывают такое же влияние, что и при кислотной обработке. Для эффективного протекания процесса нейтрализации количество растворов, прошедших через сорбент, должно быть равным  $5 \text{ м}^3$  на одну тонну угля.

Концентрация едкого натра в растворе, подаваемом в колонну, должна составлять 5,0%. Низкая концентрация щелочи может не позволить получить

требуемый уровень рН сливов к концу процесса, а более высокая концентрация приведет к повышенному нерациональному расходу NaOH.

Промывка угля водой после нейтрализации проводится с целью вымывания оставшегося в угле после нейтрализации хлорида натрия. Отсутствие данной операции может негативно сказаться на солевом фоне растворов десорбции, а также привести к ухудшению ее показателей.

Помимо указанных параметров процесса аппаратчик должен осуществлять общий контроль процесса:

- следить за уровнем растворов в чанах;
- осуществлять контроль целостности просеивающей поверхности и работы грохота;
- следить за производительностью и исправностью насосов растворов и насосов перекачки сорбента;
- поддерживать в исправном состоянии дренажные насосы;
- осуществлять контроль работы газоанализаторов и количества паров хлороводорода в атмосфере цеха.

В процессе работы аппаратчик должен помнить, что в описанных в настоящем подразделе процесса используется богатый по золоту уголь, поэтому необходимо не допускать просыпи сорбента и исключить возможность его потери с хвостами выщелачивания.

В процессе кислотной обработки применяются высокотоксичные и едкие реагенты, поэтому аппаратчик в своей работе должен постоянно и неукоснительно соблюдать требования по охране труда, избегать контакта растворов реагентов с поверхностью кожи. Особое внимание при работе с соляной кислотой необходимо уделять защите органов дыхания.

#### **2.4.4 Десорбция золота с угля**

Эффективность обезметалливания сорбента на стадии десорбции зависит от трех параметров: температуры внутри десорбера, состава элюента и продолжительности процесса.

Температура в процессе десорбции должна составлять 145–150°C. Превышение данной величины может привести к росту давления внутри десорбера и, вследствие этого, к аварийной остановке процесса. Низкая температура процесса приведет к неполному извлечению золота в раствор и высокой остаточной емкости сорбента по золоту.

Состав элюента. Процесс десорбции можно проводить с использованием в качестве элюента едкого натра или смеси едкого натра с цианидом натрия. В первом случае, концентрация едкого натра в элюенте должна составлять 1,0–4,5%. Во втором случае, концентрация едкого натра - 2,5% и концентрация цианида натрия - 0,5%.

Повышение концентрации едкого натра выше требуемых значений приведет к повышению солевого фона и вязкости раствора. В результате этого

будет происходить снижение эффективности процесса десорбции и неполное извлечение золота с активированного угля. Кроме этого, с увеличением вязкости повышается риск механического захвата и выноса растворами из электролизера катодного осадка, что может привести к большим потерям благородного металла. Снижение концентрации едкого натра меньше оптимального значения может привести к снижению извлечения золота в раствор и неполному обезметалливанью сорбента.

Цианид натрия может добавляться в элюент для интенсификации процесса дечительно снизить положительный эффект от такой добавки. С другой стороны, увеличение концентрации цианида натрия в элюенте приведет только к повышенному расходу реагента без значительного изменения эффективности десорбции.

Продолжительность процесса индивидуальна для каждого цикла десорбции и зависит от концентрации золота в элюате, т.е. процесс десорбции останавливают на основании результатов анализа золота в растворах после снижения концентрации металла ниже определенного предела.

Богатые по золоту элюаты, получаемые в процессе десорбции, направляются на стадию электролиза для осаждения из них золота. Для процесса электролиза ключевыми являются три основных параметра, оказывающих существенное влияние на эффективность процесса: сила тока, напряжение и степень загрузки электролизера катодным осадком.

Напряжение на электролизере должно находиться в пределах 2-5 В. При регулировании напряжения на ванне необходимо иметь в виду, что чем выше напряжение на электролизере, тем выше расход электроэнергии на осуществление процесса. Однако чрезмерное снижение напряжения на ванне может привести к остановке процесса электролиза.

Сила тока в процессе электролиза оказывает прямое влияние на эффективность осаждения золота из раствора. Для установки десорбции производства Summit Valley сила тока на электролизере должна составлять не более 2000–2500 А, для установки десорбции производства КНР — в пределах 2000–4000 А. Чем больше сила тока на электролизере, тем выше степень осаждения золота из раствора на катоде и наоборот, чем ниже сила тока, тем больше металла будет оставаться в растворе на выходе из электролизера.

Сила тока зависит от двух параметров: напряжения на электролизере и электропроводности раствора. Электропроводность раствора зависит от его химического состава и от расстояния между анодом и катодом в электролизере. Чем больше концентрация едкого натра (основного компонента) в растворе и меньше межполюсное расстояние между электродами, тем выше электропроводность раствора.

Степень загрузки электролизера катодным осадком. При проведении процесса электролиза необходимо своевременно проводить съем катодного осадка с электролизера. Избыточное количество катодного осадка в электролизере может приводить к его вымыванию из аппарата потоком раствора и, тем самым, к значительным потерям золота.

Помимо указанных параметров процесса аппаратчик должен осуществлять общий контроль процесса:

- следить за уровнем растворов в чанах;
- осуществлять контроль температуры и давления растворов в аппаратах;
- следить за производительностью и исправностью насосов растворов и насосов перекачки сорбента;
- поддерживать в исправном состоянии дренажные насосы;
- осуществлять контроль работы газоанализаторов и количества паров синильной кислоты в атмосфере цеха.

Аппаратчик в процессе своей работы всегда должен помнить, что в процессе десорбции участвуют богатые по золоту продукты: активированный уголь с содержанием золота до 5000 г/т, растворы с концентрацией золота до 200 мг/л и катодный осадок с содержанием золота до 80%. Аппаратчик должен организовать процесс десорбции и свою работу таким образом, чтобы не допускать просыпи или пролива золотосодержащих продуктов и исключить возможность их потери с хвостами выщелачивания. Особое внимание аппаратчик должен уделять осадкообразованию в оборотных растворах десорбции. В случае его обнаружения необходимо немедленно сообщить об этом мастеру смены и инженерно-техническому персоналу ЗИФ, ни в коем случае не следует сливать данный осадок в дренаж, т.к. это может привести к большим потерям золота.

В процессе десорбции применяются высокотоксичные и едкие реагенты, а также аппараты, работающие при высокой температуре и давлении, поэтому аппаратчик в своей работе должен постоянно и неукоснительно соблюдать требования по охране труда. Для обеспечения своей безопасности аппаратчик должен избегать контакта растворов реагентов и горячих поверхностей с поверхностью кожи, быть внимательным при работе с оборудованием, находящемся под давлением, постоянно использовать средства индивидуальной защиты, в том числе средства защиты органов зрения и дыхания.

#### **2.4.5 Отделение угольной мелочи и термическая реактивация сорбента**

Удаление угольной мелочи из обезметалленного сорбента проводится на ЗИФ дважды: до и после термической реактивации. Основным параметром, оказывающим влияние на эффективность удаления угольной мелочи, является количество воды, подаваемое на грохочение. С увеличением количества воды, подаваемой на грохочение, эффективность отмывки угля от шламов повышается. Таким образом, процесс грохочения сорбента необходимо проводить при интенсивной подаче воды на грохот, т.к. повышенный расход воды не окажет негативного влияния на процесс удаления угольной мелочи.

Термическую реактивацию сорбента проводят с целью удаления из сорбента органических примесей и разложения шламов сульфидных минералов, присутствующих в порах сорбента. Для эффективного протекания процесса реактивации необходимо, чтобы температура в самой горячей области печи была не менее 650–750 °С. Более низкая температура процесса не позволит эффективно удалять органические примеси и разлагать сульфидные минералы, что окажет негативное влияние на динамику сорбции и емкость угля при последующем сорбционном выщелачивании. Применять более высокую температуру нерационально, т.к. это приведет к перерасходу электроэнергии, снизит срок эксплуатации печи, а также приведет к повышенному окислению угля в процессе реактивации.

Помимо указанных параметров процесса аппаратчик должен осуществлять общий контроль процесса:

- следить за уровнем угля и угольной мелочи в емкостях;
- осуществлять контроль целостности просеивающей поверхности и работы грохотов сорбента;
- следить за производительностью и исправностью насосов перекачки сорбента;
- поддерживать в исправном состоянии дренажные насосы;
- осуществлять контроль работы газоанализаторов и количества паров синильной кислоты в атмосфере цеха.

Аппаратчик в процессе своей работы должен постоянно и неукоснительно соблюдать требования по охране труда. Процесс термической реактивации проводится при высокой температуре, при этом в атмосферу цеха выделяются высокотоксичные и ядовитые вещества: цианиды, угарный газ, соединения мышьяка. В этой связи, для обеспечения своей безопасности аппаратчик должен избегать контакта горячих поверхностей с поверхностью кожи и постоянно использовать средства индивидуальной защиты, особенно органов дыхания.

#### **2.4.6 Подготовка свежего угля к загрузке в процесс**

Подготовка свежего сорбента перед подачей в процесс включает процессы оттирки и грохочения сорбента. Агитационный чан для оттирки сорбента представлен на рисунке 11. Для процесса оттирки характерны четыре параметра, влияющие на ее эффективность: объем воды, масса угля, расход ПАВ (средства для мытья посуды), продолжительность оттирки.

Объем заливаемой в емкость воды должен быть таким, чтобы после заполнения емкости расстояние от поверхности воды до верха аппарата было не более 1 м. Недостаток воды в емкости приведет к повышенному износу сорбента в процессе оттирки, а ее избыток — к переливу угля и воды через край емкости.

Масса угля, разово загружаемого в емкость, должна составлять 0,5 т. Меньшая загрузка сорбента снизит эффективность оттирки, а увеличенная загрузка сорбента приведет к повышенному износу сорбента. Кроме этого, при повышенной загрузке сорбента может произойти перелив сорбента и воды через край емкости.



Рисунок 11 - Кран для оттирки свежего сорбента

Расход ПАВ должен составлять 50 мл на один цикл оттирки. Отсутствие или недостаток реагента может привести к оседанию тонких шламов на поверхности зерен сорбента. Данные шламы при попадании в процесс сорбционного выщелачивания будут насыщаться золотом, и уходить в хвосты сорбции, приводя к увеличению потерь металла. Избыточное количество ПАВ приведет к повышенному расходу реагента, а также может спровоцировать сильное пенообразование в процессе оттирки угля.

Продолжительность оттирки должна составлять 20–30 минут. Снижение продолжительности оттирки приведет к ухудшению эффективности процесса, а избыточная продолжительность процесса может привести к повышенному износу угля.

Особенности грохочения свежего сорбента после оттирки аналогичны особенностям грохочения сорбента после процесса десорбции.

Помимо указанных параметров процесса аппаратчик должен осуществлять общий контроль процесса:

- отслеживать работу мешалки, установленной на чане оттирки сорбента;

- осуществлять контроль целостности просеивающей поверхности и работы грохота сорбента;
- следить за производительностью и исправностью насосов перекачки сорбента.

Аппаратчик должен постоянно и неукоснительно соблюдать требования по охране труда. Особое внимание при проведении оттирки сорбента аппаратчик должен уделять безопасности при работе кранового оборудования и защите органов дыхания от угольной пыли.

#### **2.4.7 Обезвреживание хвостов выщелачивания**

Обезвреживание хвостов выщелачивания проводится в две стадии: метабисульфитом натрия и железным купоросом. Эффективность обезвреживания хвостов выщелачивания от цианидов и мышьяка зависит от следующих факторов:

- производительности процесса по пульпе;
- содержания твердого в пульпе;
- расхода метабисульфита натрия;
- концентрации растворенного кислорода;
- концентрации меди в растворе;
- расхода железного купороса
- уровня рН пульпы в процессе обезвреживания.

Как уже было отмечено, содержание твердого в пульпе оказывает прямое влияние на производительность процесса по пульпе, которая в свою очередь определяет продолжительность процесса обезвреживания. Чем больше продолжительность процесса обезвреживания, тем выше эффективность очистки хвостов от цианидов и мышьяка, поэтому необходимо стремиться минимизировать разбавление пульпы водой на стадии цианирования.

Метабисульфит натрия является основным веществом, обезвреживающим цианиды. Расход метабисульфита натрия зависит от вещественного состава концентрата и расхода цианида натрия и может меняться в широком диапазоне от 10 до 40 кг/т. Расход метабисульфита натрия необходимо регулировать на основании результатов замера концентрации цианидов в жидкой фазе пульпы после первой стадии обезвреживания. Недостаточный расход метабисульфита натрия может привести к неполному обезвреживанию цианидов, а его избыточный расход — к нерациональному использованию реагента.

Реакции обезвреживания цианидов метабисульфитом натрия идут с участием кислорода, поэтому его концентрация в растворе оказывает большое влияние на эффективность процесса. Для эффективного протекания процесса обезвреживания необходимо, чтобы концентрация растворенного кислорода не опускалась ниже 2–4 мг/л.

Снижение концентрации растворенного кислорода ниже указанного предела приведет к неполному разрушению цианидов и нерациональному расходу метабисульфита натрия. Повышенная концентрация кислорода в жидкой фазе пульпы не оказывает негативного влияния на процесс обезвреживания.

Регулировать концентрацию растворенного кислорода можно за счет изменения подачи воздуха в процесс обезвреживания.

Для эффективного протекания процесса обезвреживания цианидов метабисульфитом натрия необходимо, чтобы концентрация меди в растворе была не менее 50 мг/л. При переработке концентрата на ЗИФ «Altyntau Kokshetau» данное условие выполняется естественным путем за счет растворения медных минералов в процессе цианирования.

Железный купорос применяется для окончательного обезвреживания цианидов в хвостах выщелачивания, а также для осаждения мышьяка из раствора. Расход железного купороса зависит от вещественного состава концентрата, расхода цианида натрия и эффективности обезвреживания хвостов метабисульфитом натрия, поэтому он также может меняться в широком диапазоне от 5 до 30 кг/т. Расход железного купороса необходимо регулировать на основании результатов замера концентрации цианидов в жидкой фазе пульпы после обезвреживания. Недостаточный расход железного купороса может привести к неполному осаждению мышьяка и обезвреживанию цианидов, а его избыточный расход – к нерациональному использованию реагента.

pH пульпы на первой стадии обезвреживания должен находиться на уровне 8–9. Для достижения данного условия необходимо, чтобы пульпа после цианирования, поступающая на обезвреживание, имела pH порядка 10,5. Более высокий уровень pH, поступающей на обезвреживание пульпы, может не позволить получить требуемого уровня pH пульпы при обезвреживании. За счет подачи в процесс метабисульфита натрия при обезвреживании будет происходить снижение уровня pH пульпы. Корректировку уровня pH в случае его снижения менее оптимального значения проводят до- бавкой извести в виде известкового молока.

Превышение уровня pH пульпы на первой стадии обезвреживания более 9,0 резко снижает эффективность очистки жидкой фазы хвостов выщелачивания от цианидов и приводит к нерациональному расходу метабисульфита натрия. Снижение уровня pH менее 8,0 в свою очередь может привести к образованию и выделению в атмосферу цеха ядовитой синильной кислоты. pH пульпы после второй стадии обезвреживания должен находиться на уровне 9,0. Добавка железного купороса в процесс приводит к снижению уровня pH. Корректировку уровня pH в случае его снижения менее оптимального значения проводят до- бавкой извести в виде известкового молока. Увеличение pH пульпы выше указанного значения приведет к нерациональному расходу реагентов, а также может негативно сказаться на классе опасности отходов производства. Более низкий уровень pH не позволит

полностью осадить железо из раствора, что негативно скажется на степени очистки хвостов от мышьяка и цианистых соединений.

Пульпа после обезвреживания поступает на грохочение на ленточном грохоте для улавливания угольной мелочи (+0,4 мм). Как и при рассмотрении предыдущих процессов грохочения, на эффективность отделения угольной мелочи от хвостов выщелачивания первостепенное влияние оказывает количество воды, подаваемой на грохот. Количество воды должно быть достаточным для полной отмывки угольной мелочи от пульпы (рисунок 12).



Рисунок 12 – Улавливание угольной мелочи из хвостов выщелачивания

Помимо указанных параметров процесса аппаратчик должен осуществлять общий контроль процесса:

- следить за уровнем пульпы в зумпфах, чанах обезвреживания и уровнем реагентов в расходных емкостях;
- осуществлять контроль работы мешалок и систем подачи реагентов, установленных на чанах обезвреживания;
- следить за производительностью и исправностью пульповых насосов;
- поддерживать в исправном состоянии дренажные насосы;
- осуществлять контроль подачи воздуха в чаны обезвреживания;
- отслеживать исправность и правильность работы установки «Супоробе»;
- осуществлять контроль целостности просеивающей поверхности и работы грохота для улавливания угольной мелочи;
- осуществлять контроль работы газоанализаторов и количества паров синильной кислоты в атмосфере цеха.

На первой стадии обезвреживания в пульпе может содержаться достаточно большое количество цианистых соединений, относящихся к группе сильнодействующих ядовитых веществ (СДЯВ), поэтому аппаратчик в своей

работе должен постоянно и неукоснительно соблюдать требования по охране труда, аналогичные требованиям, предъявляемым к условиям работы по контролю процесса цианирования.

#### **2.4.8 Электролитическое осаждение золота**

Процесс электролитического восстановления благородных металлов может применяться как для извлечения металлов из растворов выщелачивания или из элюатов, так и в качестве операции для рафинирования золота при аффинаже.

Электролиз относится к электрохимическим способам осаждения благородных металлов и в ряду других методов (химических, цементационных, сорбционных) процесс получения золотосодержащей продукции может являться более эффективным. Принципиальное преимущество процесса электролиза перед химическими и цементационными состоит в том, что он позволяет получать продукт в более компактном виде и концентрированным по содержанию драгметаллов, не применяя длительные и трудоемкие операции доводки шламов и последующую их подготовку к аффинажу. При использовании электролиза резко сокращается расход реагентов, устраняется загрязнение примесями обеззолоченных растворов, которые используются в обороте, повышается культура производства.

В настоящее время электролиз золота из растворов является основным промышленным процессом получения товарной продукции на всех действующих сорбционных золотоизвлекающих фабриках.

Электролиз – процесс, при котором химические реакции происходят под действием постоянного электрического тока. Чтобы осуществить процесс электролиза, нужно в раствор электролита опустить два электрода, один из которых присоединяется к положительному знаку источника тока и называется анодом, а другой – к отрицательному и служит катодом. Катод с отрицательным потенциалом притягивает к себе из раствора положительно заряженные катионы, а анод с положительным потенциалом притягивает ионы с отрицательным зарядом. Таким образом, в растворе электролита под действием электрического поля возникает направленное движение ионов.

Достигнув поверхности катода, ион с положительным зарядом – катион – захватывает электрон и восстанавливается, превращаясь в электронейтральный атом элемента, составляющего ион. Встречаясь с анодом, анионы – отрицательно заряженные ионы – отдают свои избыточные электроны, и происходит реакция окисления. Таким образом, на каждом из электродов в зависимости от полярности приложенного электрического поля происходят окислительные и восстановительные реакции. Окислительные реакции, происходящие на поверхности анода, называются анодным процессом, восстановительные реакции на поверхности катода – катодным процессом.

Электродный потенциал – это разница напряжений электрического поля на электроде и в растворе. Она может быть положительной и отрицательной.

Возникновение электродных потенциалов связано с механизмом образования на границе электрод-раствор двойного электрического слоя зарядов: один – на металле, другой в виде ионов – у поверхности электрода. Под действием электрического поля внешнего источника тока на одном электроде образуется избыток отрицательных зарядов и около него располагаются катионы раствора, а на другом электроде – избыток положительных зарядов и около него располагаются анионы.

Величина электродных потенциалов является важной характеристикой электро- химических процессов, происходящих при электролизе. Изменение значения электродного потенциала при пропускании через электрод постоянного электрического тока называется поляризацией электрода. Величина поляризации, т.е. разница между значением потенциала электрода под током и равновесным потенциалом, зависит от плотности тока. Помимо этого, поляризация зависит от других факторов: температуры, состава растворов и некоторых других.

Одной из важных характеристик процесса электролиза является напряжение. В общем случае напряжение электролиза складывается из разности электродных потенциалов при заданной плотности тока и падении напряжения в растворе электролита.

Минимальное напряжение, которое нужно приложить к электродам, чтобы начался процесс электролиза с образованием электродных продуктов, называется напряжением разложения. Величина напряжения разложения может быть равна практически разности равновесных электродных потенциалов, либо заметно превышать эту разность. Обычно электролиз золота ведут при напряжении, превышающем необходимую величину в 1,5–2,0 раза.

Процесс электролитического восстановления золота на практике применяют для предварительно очищенного от взвесей раствора, поскольку данная операция в еще большей степени, чем цементационный процесс, чувствительна к наличию примесей. Кроме этого, электролиз принято использовать для осаждения золота из богатых растворов, где он наиболее эффективен. При осаждении Au из бедных растворов эффективность и избирательность электролиза резко падает, и его главные преимущества – высокое качество продукта и малые затраты ресурсов – теряются.

В связи с этим в технологии переработки золотосодержащих руд процесс электролитического осаждения Au применяется в основном для выделения металла из растворов десорбции. В этом случае удается получать катодные осадки высокого качества (до 90% Au) при минимальных затратах.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате выполнения дипломного проекта *решены все поставленные задачи, достигнута цель дипломной работы*. В соответствии с полученными результатами сделаны следующие выводы:

*а) по литературному обзору:*

- приведены общие сведения о золоте, о формах нахождения золота в природе, гидрометаллургические методы извлечения золота из руд и концентратов.

*б) по технологии переработки руды на ЗИФ АО «Altyntau Kokshetau»:*

- рассмотрен анализ работы действующего предприятия по переработке золотосодержащих руд ВГОК, сведения о сырье, химический состав руды месторождения «Васильковское» по основным компонентам.

- изучена технологическая схема и показатели переработки руды на ЗИФ, химический состав коллективного концентрата ЗИФ АО «Altyntau Kokshetau», параметры технологических операций переработки концентрата, способы регулирования параметров на практике.

На предприятии установлено современное оборудование ведущих мировых производителей: Sandvik, KHDHumboldtWedag, Warman, Outotec, Polysius, Metso, Knelson, SummitValley и др.

*в) по экономической части:*

- выполнены расчеты по себестоимости 1 г. золота, который составляет 4706 тенге;

- установлен примерный срок окупаемости предприятия, который составляет 4,1 год.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В. Металлургия благородных металлов. – М.: Metallurgy, 1987. – 143.
- 2 Меретуков М.А., Орлов А.М. Металлургия благородных металлов. – Зарубежный опыт. – М.: Metallurgy, 1991. – 233 с.
- 3 Кучное выщелачивание золотосодержащих руд. // Доклады Школа передового опыта по изучению техники и технологии добычи золота из рудного сырья способом кучного выщелачивания г. Кокчетав. –Иркутск, 1992. – 132 с.
- 4 Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик. Книга 1. - М.: Metallurgy, 1988. – 241 с.
- 5 Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик. Книга 2. - М.: Metallurgy, 1988. – 178 с.
- 6 Злобицкий Б.М. Охрана труда в металлургии. - М.: Metallurgy, 1976. – 163с.
- 7 Безопасность труда на производстве. Производственная санитария. Справочное пособие. /Под редакцией Б.М. Злобицкого. – М.: Metallurgy, 1971. – 143с.
- 8 Плаксин И.Н., Тотрау С.А. Гидрометаллургия с применением ионов. - М.: Metallurgy, 1964. – 201 с.
- 9 Барченков В.В. Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд. – М.: Metallurgy, 1982. - 96 с.
- 10 Дементьев В.Е., Татаринев А.П., Гудков С.С. Основные аспекты технологии кучного выщелачивания золотосодержащего сырья // Горный журнал. - 2001. - №5. - С.53-55.
- 11 Калабин А.И. Добыча полезных ископаемых подземным выщелачиванием - М.: Атомиздат, 1969, С. 95-319.
- 12 Рысев В.П., Садыков Р.Х., Фазлуллин М.И. Опыт кучного выщелачивания золота // Горный журнал. - 1994. - №12. 8-10с.

## Приложение А

### Охрана труда и окружающей среды

#### А.1 Охрана труда

Охрана труда - это система обеспечения безопасности жизни и здоровья работников в процессе трудовой деятельности, включающая в себя правовые, социально-экономические, организационно-технические, санитарно-гигиенические, лечебно-профилактические, реабилитационные и иные мероприятия.

#### А.2 Законодательная база

Эта часть дипломной работы была написана в соответствии со следующими законами Республики Казахстан:

- Закон РК “О производственной безопасности на опасных производственных объектах” от 03.04.2002 г. № 314-11;
- Закон РК “О пожаробезопасности” от 22.11.1996 г.;
- Трудовой кодекс РК от 22.05.07 г. № 132-135(24710).

Основным условием безопасности ведения работ в карьере ВГОКа является выполнение всех требований «Единых правил при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом», правил технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных металлов.

При ведении взрывных работ руководствуются «Едиными правилами безопасности при взрывных работах». Электрическое хозяйство комбината должно содержаться и эксплуатироваться в соответствии с требованиями «Правил безопасности при эксплуатации электротехнических станций и подстанций» и «Правил безопасности при эксплуатации электротехнических устройств промышленных предприятий».

#### А.3 Анализ опасных и вредных производственных факторов

Проектируемое производство имеет следующие *опасные и вредные* производственные факторы.

В главном корпусе золотоизвлекательной фабрики расположены отделения измельчение и сорбции. В измельчительном отделении имеют место следующие *опасные факторы*:

- поражение электрическим током,
- большая влажность,
- возможность получения травм движущимися частями оборудования,

## Продолжение приложения А

– воздействие шума.

В сорбционном отделении наибольшее влияние на организм человека оказывают *вредные факторы*:

– возможность отравлениями газами, парами цианидов и серной кислоты,

– повышенная температура;

– повышенная влажность.

Предельно допустимые концентрации *вредных веществ* в атмосфере воздуха следующие:

– цианид натрия –  $0,3 \text{ мг/м}^3$

– серная кислота –  $1 \text{ мг/м}^3$

– соляная кислота –  $5 \text{ мг/м}^3$

– щелочи –  $0,5 \text{ мг/м}^3$

– ксантогенат –  $10 \text{ мг/м}^3$ .

Наиболее опасными из используемых вредных химических веществ являются цианистые растворы, из которых при снижении рН выделяется синильная кислота, имеющая согласно ГОСТ 12.1.005-08 “Общие санитарно-гигиенические требования” ПДК в воздухе рабочей зоны  $0,3 \text{ мг/м}^3$ . На выщелачивании, сорбции, доукреплении при рН = 10-11 в технологических процессах, в основном, присутствуют соли цианистоводородной кислоты (NaCN и т.д.), а уже при рН = 9 и менее происходит образование цианистого водорода ( $t_{\text{кип}} \text{HCN} = 25,7^\circ \text{C}$ ).

При отравлении NaCN необходимо промывание желудка 3% раствором  $\text{H}_2\text{O}_2$  или 2% раствором  $\text{KMnO}_4$ . Давать раствор сульфата железа и жженой магнезии по столовой ложке через каждые 15 минут.

При попадании на кожу NaCN быстро смыть большим количеством воды, затем положить мокрую повязку с борной кислотой или борную мазь. При попадании на кожу NaCN необходимо обливание пораженного участка струей воды в течение 10 минут, затем приложить примочку из 5% раствора уксусной кислоты или лимонной кислоты. При попадании в глаза необходимо тщательно промыть их струей воды. Затем закапать в пораженный глаз 2% раствором новокаина или 5% раствором дикаина.

На всех переделах необходимо поддерживать рН растворов на уровне 10-11 для исключения образования наиболее опасного цианистого водорода.

Для контроля концентрации цианидов в сточных водах рекомендуется использовать сигнализатор цианидов, например СЦ-ІМІ производства ПО “Измеритель” (г.Гомель).

Все виды основных и вспомогательных операций по подготовке, растворению и транспортировке реагентов должны быть максимально механизированы.

## Продолжение приложения А

### А.4 Перечень промышленных выбросов

Основными вредными выбросами кучного выщелачивания являются:

- пыль при отсыпке кучи и в период эксплуатации ветровой эрозии;
- пары синильной кислоты, при неправильном ведении технологических процессов;
- токсичные растворы влагоемкости кучи.

Точному учету подлежит количество влаги остающейся после цикла выщелачивания при влагоемкости  $0,2 \text{ м}^3/\text{т}$ . Количество растворов составляет  $250\,000 \cdot 0,2 = 50\,000 \text{ м}^3/\text{т}$ .

### А.5 Охрана водоемов и почв

Их защита осуществляется с помощью организации нефилтрующих экранов из пленочных и глиняных покрытий, предотвращающих попадание растворов реагентов в подземные водоносные горизонты.

Для защиты поверхностных вод предусматривается перехват ливневых стоков, очистка промывных вод, специально разработанной системой отмычки кучи от токсичных соединений.

### А.6 Обезвреживание стоков железным купоросом

В процессах выщелачивания золота, промывки, обезвреживания от цианидов и родонитов растворяется 1 – 2% мышьяка. Вероятней всего растворимой форме мышьяка соответствует арсенат кальция  $\text{Ca}_3(\text{AsO}_4)_2$ . Для осаждения мышьяка хвосты обрабатываются раствором железного купороса с целью перевода его в арсенат железа  $\text{Fe}_3(\text{AsO}_4)_2$ .

Расход железного купороса составляет 0,45 кг на 1 тонну руды. Кроме того, на нейтрализацию избыточной извести до рН 8,0 – 8,5 потребуется 1 кг железного купороса на 1 тонну руды. Общий расход железного купороса составляет 1,45 кг. При этом обеспечивается удаление мышьяка до санитарных норм.

## Приложение Б

### Экономика производства золота

#### Б.1 Технико-экономическая характеристика основных фондов

Производительность установки цианидного выщелачивания равна 300 000 тонн в сезон.

Годовая производительность установки по золоту:

$$300000 \cdot 2,1 / 1000 = 630,0 \text{ кг.}$$

Затраты на оборудование приведены в таблице Б.1.

Таблица Б.1 - Расчет затрат на оборудование

Наименования оборудования	Хар-ка	Кол-во	Стоимость в тенге		Норма амортизации	Сумма амортизации в тенге
			единицы	всего		
1	2	3	4	5	6	7
Дробильное отделение						
Дробилка ЩДП	900x1200	1	1 050 000,0	1 050 000,0	12	126 000
Дробилка КСД	900x1800	1	1 260 000,0	1 260 000,0	12	151 200
Питатель пластинчатый	1750	1	210 000,0	210 000,0	12	25 200
Автомобиль БелАЗ	-	7	8 400 000,0	58 800 000,0	40	23 520 000
Бульдозер	-	1	5 040 000,0	5 040 000,0	24	1 209 600
Погрузчик	ДС-76	1	6 860 000,0	6 860 000,0	24	1 646 400
Главный корпус						
Мельница МШЦ	15x15	1	4 410 000,0	4 410 000,0	15	679 140
Классификатор	1КСН-12	1	420 000,0	420 000,0	14	59 220
Сорбционная колонка	ДхН 2x8	6	350 000,0	2 100 000,0	14	294 000
Регенерационная колонка	ДхН 1,2x12	4	2 100 036,4	8 400 145,6	14	1 176 020
Фильтр-пресс	Ф-2Р5,5-315/25	1	140 054,6	140 054,6	15	21 008
Электролизер	ЭД-2М	3	1 680 000,0	5 040 000,0	15	756 000

## Продолжение приложения Б

*Продолжение таблицы Б.1*

1	2	3	4	5	6	7
Чан для растворения реагентов	ДхН 4,0х4,65	3	700 014,0	2 100 042,0	10	210 004
Чан для растворения реагентов	ДхН 2,0х2,35	3	210 005,6	630 016,8	10	63 002
Чан для смолы	ДхН 3,0х3,5	2	70 021,0	140 042,0	10	14 004
Чан для золотосодержащих растворов	ДхН 3,5х4	1	70 005,6	70 005,6	10	7 001
Чан для товарного реагента	ДхН 2,0х25	1	56 000,0	56 000,0	10	5 600
Накопительная емкость для реагентов	ДхН 3х4	5	64 400,0	322 000,0	10	32 200
Чан для обеззольчатых растворов	18х6х7	1	105 000,0	105 000,0	10	10 500
Расходные емкости для реагентов	ДхН 15х10	4	56 000,0	224 000,0	10	22 400
Емкость для воды	ДхН 15х11	4	56 000,0	224 000,0	10	22 400
Воздуходувка	ВВН-3,5	1	1 190 000,0	1 190 000,0	15	178 500
Вентилятор	НС-70	4	560 000,0	2 240 000,0	15	336 000
Насос	6ПС-9	2	210 000,0	420 000,0	50	210 000
Насос	ПНВГ-2	4	420 000,0	1 680 000,0	50	840 000
Насос	НП-1Н	3	196 000,0	588 000,0	50	294 000
Насос	1,5К-6К-1	1	490 000,0	490 000,0	50	245 000
Насос	ГР-5ЛВР	1	682 500,0	682 500,0	50	341 250
Тельфер	3000	3	574 000,0	1 722 000,0	50	861 000
<b>Силовое оборудование</b>						
Электродвигатель к пластинчатому питателю	К-0,32-8	1	714 000,0	714 000,0	15	107 100
Электродвигатель к ЩДП - 9 х 12	АОС-94	1	3 955 000,0	3 955 000,0	15	593 250

## Продолжение приложения Б

*Продолжение таблицы Б.1*

1	2	3	4	5	6	7
Электродвигатель к КСД - 1750	А-101	1	4 340 000,0	4 340 000,0	15	651 000
Двигатель насоса ПНВГ - 2	АОС-52	4	434 000,0	1 736 000,0	15	260 400
Двигатель насоса ГР-5ЛВР	АОП-73	1	1 288 000,0	1 288 000,0	15	193 200
Двигатель насоса 6ПС-9	АОС-93	2	3 101 000,0	6 202 000,0	15	930 300
Двигатель насоса 1,5К-6К-1	АП-62	1	546 000,0	546 000,0	15	81 900
Двигатель насоса НП-1Н	АП-62	3	546 000,0	1 638 000,0	15	245 700
Итого		85		127 032 806,6		36 419 499

### Б.2 Расчет себестоимости, прибыли, рентабельности и срока окупаемости

По всем приведенным расчетам себестоимости переработки руды. Результаты расчетов приведены в таблице .

Таблица Б.2 - Калькуляция себестоимости переработки руды

Наименование статей	Расход на единицу сырья, тн	Кол-во	Цена за единицу	Количество в год	Сумма в год, тенге
1	2	3	4	5	6
а) руда	548,27	5000	548,27	300000	1644481000
б) транспортировка руды					
с) Вспомогательные материалы:					
- цианистый натрий	36,44	41,6	72877	500	36438500
- известь	81	301,6	50000	1620	81000000
- едкий натрий	8,36	33,3	20900	400	8360000
- кислота серная	1,6	33,3	4000	400	1600000
- тиомочевина	12,64	8,3	126400	100	12640000
- купорос железный	0,01662,7	0,83	1660	10	16600
- полиакриламид	4,17	4,1	54000	50	2700000
- смола АМ-2Б	24	1,25	278180	15	4172700
- жидкий хлор	0,945	33,3	60000	400	24000000
- шары стальные	12,54	4,1	18900	50	945000
- футеровка	23,85	16,6	62720	200	12544000

## Продолжение приложения Б

*Продолжение таблицы Б.2*

d) энергозатраты:					
- электроэнергия	253,5	105636	2,0	12676400	253528000,6
- технологическая вода	2,88	66,7 300515 ,8	0,8	0,3 3606190, 1	2884152
e) заработная плата					
- основная	39,28				39277919,11
- дополнительная	4,05				4047934,99
- отчисление на соц. Нужды	12,9				
f) расход на содержание и эксплуатацию оборудования:					
- амортизация оборудования	64,5				64508270
- текущий ремонт	9,03				9031157,8
- эксплуатация оборудования	12,9				1290164,4
- сменные части и быстроизнашивающийся инвентарь	7,74				7740992,4
g) цеховые расходы:					
- заработная плата ИТР, служащих и МОП	6,44				30097455
- амортизация зданий и сооружений	18,48				18484941,2
- исследования и испытания	0,43				433258,541
- охрана труда	2,17				2166292,71
- износ малоценного быстроизнашивающегося инвентаря	1,74				1741241,317
- текущий ремонт	30,5				30471723,05
Итого:	1220,34				2428417623

### Б.5 Себестоимость 1 г. золота составит:

$$C = 2428417623 / (2,0 \cdot 0,86 \cdot 300000) = 4706 \text{ тенге.}$$

Отпускная цена золота принимается 4706 тенге за грамм, цена принята по данным работы Васильковского ГОКа.

Прибыль составит:

$$4706 \cdot 516000 = 2428296000 \text{ тенге.}$$

Рентабельность рассчитывается по формуле

$$R = (Пр/С) \cdot 100 \% \quad (\text{Б.1})$$

## Продолжение приложения Б

где,  $P_p$  – прибыль, тенге,

$C$  – себестоимость производства 1 г золота, тенге.

$$R = (2428296000/4706) \cdot 100 \% = 51,6 \approx 52 \%$$

Срок окупаемости предприятия определяется по формуле:

$$T = K/P_p \quad (Б.2)$$

где,  $K$  – капитальные вложения предприятия, тенге;

$P_p$  – прибыль, тенге.

$$T = (870620658,5 + 127\,032\,807) / 2428296000 = 997653465 / 2428296000 = 4,1 \text{ года.}$$

Таблица Б.3 - Техничко-экономические показатели производства золота

Наименование показателя	Величина показателя
Производительность рудника, тонн руды в год	300000
Содержание золота в руде, г/т	2,1
Извлечение золота в продуктивный раствор, %	86,0
Себестоимость 1 г. золота, тенге	4706
Прибыль, тенге	2428296000
Рентабельность, %	52
Срок окупаемости, годы	4,1



## Краткий отчет



Университет:	Qazbayev University
Название:	Исследование технологии переработки Васильевского золоторудного месторождения с получением золота
Автор:	Кожанова Айгана Омьрбековна
Координатор:	Балгат Алтайбеов
Дата отчета:	2019-05-04 15:29:57
Коэффициент подобия № 1:	<b>25,6%</b>
Коэффициент подобия № 2:	<b>17,6%</b>
Длина фразы для коэффициента подобия № 2:	<b>25</b>
Количество слов:	13 190
Число знаков:	104 400
Адреса пропущенные при проверке:	
Количество завершенных проверок:	11



К вашему сведению, некоторые слова в этом документе содержат буквы из других алфавитов. Возможно - это попытка скрыть позаимствованный текст. Документ был проверен путем замещения этих букв латинским эквивалентом. Пожалуйста, уделите особое внимание этим частям отчета. Они выделены соответственно.

**Количество выделенных слов 3**

### Самые длинные фрагменты, определенные, как подобные

№	Название, имя автора или адрес гиперссылки (Название базы данных)	Автор	Количество одинаковых слов
1	URL_ <a href="https://xaz91.ru/742535/bakterialnoe_yschislachkanie">https://xaz91.ru/742535/bakterialnoe_yschislachkanie</a>		504
2	URL_ <a href="http://www.biobit.ru/geo/15162.htm">http://www.biobit.ru/geo/15162.htm</a>		275
3	URL_ <a href="http://www.biobit.ru/geo/15162.htm">http://www.biobit.ru/geo/15162.htm</a>		206
4	URL_ <a href="http://www.biobit.ru/geo/15162.htm">http://www.biobit.ru/geo/15162.htm</a>		144
5	URL_ <a href="http://www.biobit.ru/geo/15162.htm">http://www.biobit.ru/geo/15162.htm</a>		129
6	URL_ <a href="https://xaz91.ru/742535/bakterialnoe_yschislachkanie">https://xaz91.ru/742535/bakterialnoe_yschislachkanie</a>		124
7	URL_ <a href="http://www.biobit.ru/geo/15162.htm">http://www.biobit.ru/geo/15162.htm</a>		109
8	URL_ <a href="https://thereferata.alfabet.ru/manufacture/00141001_0.htm">https://thereferata.alfabet.ru/manufacture/00141001_0.htm</a>		70
9	URL_ <a href="https://thereferata.alfabet.ru/manufacture/00141001_0.htm">https://thereferata.alfabet.ru/manufacture/00141001_0.htm</a>		58
10	URL_ <a href="https://thereferata.alfabet.ru/manufacture/00141001_0.htm">https://thereferata.alfabet.ru/manufacture/00141001_0.htm</a>		53

### Документы, содержащие подобные фрагменты: Из домашней базы данных

Не обнаружено каких-либо документов

### Документы, содержащие подобные фрагменты: Из внешних баз данных

Не обнаружено каких-либо документов

### Документы, содержащие подобные фрагменты: Из интернета

Документы, выделенные жирным шрифтом, содержат фрагменты потенциального плагиата, то есть превышающие длину в длине коэффициента подобия № 2

Количество  
одинаковых

№	Источники гиперссылки	слов (количество фрагментов)
1	URL_ <a href="http://www.biofile.ru/geo/15162.html">http://www.biofile.ru/geo/15162.html</a>	918 (8)
2	URL_ <a href="https://elibraryreferats.alibest.ru/manufacture/00141981_0.html">https://elibraryreferats.alibest.ru/manufacture/00141981_0.html</a>	946 (28)
3	URL_ <a href="https://vuzit.ru/743535/bakterialnoe_sychelachivanie">https://vuzit.ru/743535/bakterialnoe_sychelachivanie</a>	644 (3)
4	URL_ <a href="http://doc.knigi-x.ru/23tehnicheskie/388564-f-diplomnyj-proekt-rabota-tema-raboti-proekt-uchastie-elektroliticheskogo-videleniya-zolota-clanishh-nastroro-v-proizvod.php">http://doc.knigi-x.ru/23tehnicheskie/388564-f-diplomnyj-proekt-rabota-tema-raboti-proekt-uchastie-elektroliticheskogo-videleniya-zolota-clanishh-nastroro-v-proizvod.php</a>	228 (21)
5	URL_ <a href="https://docplayer.ru/88602820-Vvedenie-aktualnost-raboty.html">https://docplayer.ru/88602820-Vvedenie-aktualnost-raboty.html</a>	196 (15)
6	URL_ <a href="https://elibraryreferats.alibest.ru/salvare/00590757_8.html">https://elibraryreferats.alibest.ru/salvare/00590757_8.html</a>	89 (6)
7	URL_ <a href="http://veerchgold.ru/index.php/inrakgold">http://veerchgold.ru/index.php/inrakgold</a>	81 (7)
8	URL_ <a href="http://industrial-wood.ru/tehnologiya-izlecheniya/11225-znachenie-metallurgicheskogo-perebala-v-tehnologicheskikh-shemah-izvlecheniya-zolota-i-serebra-iz-rudnogo-syrya.html">http://industrial-wood.ru/tehnologiya-izlecheniya/11225-znachenie-metallurgicheskogo-perebala-v-tehnologicheskikh-shemah-izvlecheniya-zolota-i-serebra-iz-rudnogo-syrya.html</a>	70 (5)
9	URL_ <a href="http://www.tehn.org.ru/bg/8375/134.html">http://www.tehn.org.ru/bg/8375/134.html</a>	69 (9)
10	URL_ <a href="http://topreferat.esate.ru/doc/index-00.html">http://topreferat.esate.ru/doc/index-00.html</a>	63 (2)
11	URL_ <a href="https://znaesh-kak.com/ig/a/%D1%80%D9%B0%D1%81%D1%82%D6%B2%D0%BE%D1%86%D9%85%D0%BD%D0%B6%D9%85-%D0%87%D0%BE%D0%88%D6%8E%D1%82%D0%8">https://znaesh-kak.com/ig/a/%D1%80%D9%B0%D1%81%D1%82%D6%B2%D0%BE%D1%86%D9%85%D0%BD%D0%B6%D9%85-%D0%87%D0%BE%D0%88%D6%8E%D1%82%D0%8</a>	45 (3)
12	URL_ <a href="http://www.miningexpo.ru/news/13379">http://www.miningexpo.ru/news/13379</a>	32 (3)
13	URL_ <a href="https://referat.com/76/2286-f-procesi-sorbciennogo-yschelachivaniya-zolota.html">https://referat.com/76/2286-f-procesi-sorbciennogo-yschelachivaniya-zolota.html</a>	29 (5)
14	URL_ <a href="https://infouisk.ru/prezentaciya__po_himii_blagородnay_metal-520174.htm">https://infouisk.ru/prezentaciya__po_himii_blagородnay_metal-520174.htm</a>	22 (3)
15	URL_ <a href="https://ru.wikipedia.org/wiki/Артматрай">https://ru.wikipedia.org/wiki/Артматрай</a>	14 (2)
16	URL_ <a href="http://electrolitary.ru/elektroliticheskaya-khimiya/dva/vojsbj/">http://electrolitary.ru/elektroliticheskaya-khimiya/dva/vojsbj/</a>	11 (1)
17	URL_ <a href="https://elreferat.ru/setdobycha-zolota-metodami-geoteknologij/">https://elreferat.ru/setdobycha-zolota-metodami-geoteknologij/</a>	9 (1)
18	URL_ <a href="https://referat.bokap.info/work/171503/Method-sorbciennogo-yschelachivaniya-zolota">https://referat.bokap.info/work/171503/Method-sorbciennogo-yschelachivaniya-zolota</a>	5 (1)
19	URL_ <a href="https://hel.pko.org/8-28925.html">https://hel.pko.org/8-28925.html</a>	5 (1)

Copyright © Plagiat.pl 2002-2019