

**НАВОИЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ
НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ
ХИМИКО – МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ
КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**

Направление бакалавриата – 5520400 «Металлургия»

П О Я С Н И Т Е Л Ь Н А Я З А П И С К А

к выпускной квалификационной работе

**на тему: « Выбор, обоснование и расчет автоклавное вскрытие
золотосодержащих сульфидных руд»**

Выпускник: _____

Руководитель: _____

Зав. кафедрой: _____

Навои-2014

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

Навоийский горно-металлургический комбинат

Навоийский государственный горный институт

**Факультет: «Химико-Металлургический» Кафедра: «Металлургия»
Направление бакалавриата - 5520400 «Металлургия»**

«УТВЕРЖДАЮ»

зав. кафедрой _____
« _____ » _____ 2014 г.

ЗАДАНИЕ

к выпускной квалификационной работе студента

Сарибоев Хусниддин Зарпулла угли

(фамилия, имя, отчество)

**Тема работы: « Выбор, обоснование и расчет автоклавное вскрытие
золотосодержащих сульфидных руд»**

утверждена приказом по институту от «__» _____ 2014 г. № _____

2. Срок сдачи студентом законченной работы «__» _____ 2014 г.

**3. Исходные данные к работе: На операцию автоклавное окисление
поступает сгущенный концентрат прошедший стадию флотации,
применяемая для упорных руд следующего состава: Au - 45 г/т, Ag - 7,4
г/т и остальных основных минералов в % по массе: FeS₂ - 12,85; FeAsS
- 4,1; SiO₂ - 62,0; Al₂O₃ - 16,0; MgO - 1,1; CaO - 2,1; CuO - 0,3; ZnO - 0,024;
PbO - 0,3; O - 0,03.**

**4. Содержание расчетно-пояснительной записки (перечень подлежащих
разработке вопросов) 1. Общая часть 2. Технологическая часть
3. Безопасность жизнедеятельности 4. Экономическая часть.**

**5. Перечень графического материала (с точным указанием обязательных
чертежей) 1. Технологическая схема 2. Горизонтальная автоклав 3. План цеха
автоклавного выщелачивания 4. Разрез цеха автоклавного
выщелачивания.**

6. Консультанты по разделам выпускной работы

№	Тема раздела	ФИО консультанта	Подпись, дата	
			Задание выдал	Отметка о выполнении
1.	Общая часть	Вохидов Б.		
2.	Технологическая часть	Вохидов Б.		
3.	Безопасность жизнедеятельности	Бобоев Ш.		
4.	Экономическая часть	Исломова Р.		
5.				
6.				
7.				

7. Календарный план

№	Наименование разделов выпускной работы	Срок выполнения (дата)	Примечание
1	Общая часть		
2	Технологическая часть		
3	Безопасность жизнедеятельности		
4	Экономическая часть		

Дата выдачи задания « ___ » _____ 2014 г.

_____ (подпись)

Руководитель: _____

(ФИО)

_____ (подпись)

Получил задание на выполнение студент-выпускник:

« ___ » _____ 2014 г.

_____ (подпись)

Содержание

Введение

1. Теоретическая часть.

- 1.1. Обоснование целесообразности строительства объекта
- 1.2. Геологическая характеристика месторождения
- 1.3. Характеристика объекта строительства
- 1.4. Климатические условия
- 1.5. Разновидность технологий переработки упорных золотомышьяковистых руд.

2. Технологическая часть.

- 2.1. Требования к качеству сырья и готовой продукции.
- 2.2. Характеристика и химический состав исходного сырья
- 2.3. Выбор и обоснование технологической схемы переработки флота концентрата
- 2.4. Описание предлагаемой технологической схемы

4. Безопасность жизнедеятельности.

- 4.1. Объемно-планировочные решения зданий завода
- 4.2. Технические решения по производственной санитарии и санитарно-бытовым помещениям
- 4.3. Отопление и вентиляция
- 4.4. Анализ потенциально-опасных и вредных производственных факторов
- 4.5. Разработка мер защиты от выявленных опасных и вредных факторов
- 4.6. Разработка мер пожарной безопасности
- 4.7. Решение по охране окружающей среды.

Заключение

Список использованная литература

Введение

Президент республики Узбекистан И.А. Каримов в своей книге отметил, что одно из важнейших задач в преодолении мирового кризиса является модернизация производства, совершенствование технического перевооружения. [1].

До настоящего времени основным методом извлечения золота из руд в

мировой практике золотодобычи является цианистый процесс. Однако существует многочисленная группа так называемых упорных золотосодержащих руд, удовлетворительно извлечь золото, из которых цианированием невозможно. Упорность этого сырья объясняется тонко дисперсностью золота и его связью с арсенопиритом и пиритом. Приемлемые показатели по извлечению золота достигаются включением в технологическую схему дополнительных операций "вскрытия", благодаря которым золото оказывается доступным для растворителя. В последние годы проводятся, разработан ряд пирометаллургических и гидрометаллургических методов вскрытия упорных золотомышьяковых руд, характерной особенностью которых является разложение минеральной основы последних. При этом в зависимости от характера выбираемой технологии мышьяк и сера удаляются в возгон или раствор, а вскрытое золото, как правило, выщелачивается раствором цианида. В результате образуется большое количество высокотоксичных отходов: мышьяковистые возгоны, содержащие цианид и мышьяк стоки.

Автоклавное вскрытие упорных золотосодержащих концентратов было предложено И.Н. Масленицким. Им была обоснована и экспериментально доказана принципиальная возможность вскрытия мышьяксодержащих концентратов путем автоклавного окисления золотосодержащих сульфидов в кислороде (в воде) под давлением кислорода. В последующие годы эти исследования получили дальнейшее развитие.

Извлечение в раствор мышьяка, железа и серы колеблется в широких пределах и зависит от химического и минерального состава выщелачиваемого сырья, температуры автоклавного окисления, плотности пульпы, кислотности раствора. Обычно в жидкую фазу переходит от 5 до 40 % мышьяка (в пятивалентной форме), остальной мышьяк сохраняется в твердой фазе. При выщелачивании сульфидных концентратов с низким содержанием карбонатов переход серы в раствор может достигать 95-97%.

1. Теоретическая часть.

1.1 Обоснование целесообразности строительства объекта.

Целью данного проекта является внедрение опытных работ по переработке технологических процессов автоклавное выщелачивание флотационных концентратов, полученных из различных типов упорных и смешанных руд месторождений Марджанбулак и Зармитан с последующим сорбционным извлечением золота из продуктов автоклавное выщелачивание. Также могут перерабатываться подобные руды других месторождений.

Месторождение Марджанбулак расположено в Галляаральском районе Джизакской области, в 9 км к востоку от железнодорожной станции Богарное, в 50 км к югу от г. Джизак и 80 км к северо-востоку от г. Самарканд. Оно находится на Марджанбулакской возвышенности, в восточном продолжении Южно-Нуратинских гор. Абсолютные высотные отметки на площади месторождения достигают до 950 м, относительные превышения – 20-100 м. В 25 км от него протекает р. Санзар.

Место строительства было определено следующими соображениями:

- близость реки Санзар, а следовательно, возможность строительства энергетической базы;
- наличие железных дорог;

Режим работы - непрерывный.

График работы - 3-х сменный. Продолжительность смены - 8 часов. Производительность проектируемого объекта $Q_{\text{год}} = 600000$ т/год.

1.2 Геологическая характеристика месторождения

Углистые золотосодержащие руды встречаются в природе относительно редко. На долю их приходится не более 2% всех мировых запасов золота. Тем не менее проблема переработки таких руд является достаточно актуальной.

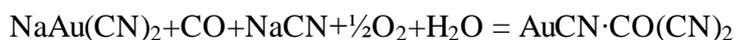
Основной причиной упорности углистых (графитистых) золотосодержащих руд в цианистом процессе является отчетливо выраженная осадительная способность углей по отношению к растворенному золоту и серебру. При наличии в исходной руде углистых веществ последние могут сорбировать благородные металлы из цианистых растворов, увеличивая тем самым потери золота и серебра с хвостами технологического процесса.

Сорбционная способность углистых минералов при цианировании может проявляться в различной степени [12].

Специальные исследования А. Дорфмана, выполненные на фабрике Мак-Интейр (Канада), показали, что перерабатываемая руда (с содержанием около 5% активного углерода) могла сорбировать из растворов до 250% г/т золота, что соответствует 5-6 г золота на каждый килограмм присутствующего в исходной руде углерода. В то же время встречаются разновидности углистых сланцев, активность которых в цианистом процессе выражена значительно слабее, а иногда и вообще заметно не проявляется (руды месторождений Наталь и Барбертон в Южной Африке; Сухой Лог и Соврудник в России и др.).

Поэтому наличие в золотосодержащих рудах углистых веществ еще не является достаточно надежным признаком их технологической упорности. Упорность руд данного типа может быть установлена только технологическими исследованиями или производственными испытаниями.

Несмотря на значительное количество выполненных исследований, механизм осаждения золота на углях в известной мере остался невыясненным. В настоящее время существуют две гипотезы, объясняющие данное явление. Первая из них основана на предположении, что причиной осаждения золота активными углистыми веществами является химическое взаимодействие золотоцианистого комплекса с окисью углерода, которая в том или ином количестве всегда присутствует в исходных углях. Данный процесс представляется реакцией:



Согласно другой гипотезе, осаждение золота на углях объясняется адсорбцией комплексного аниона $\text{Au}(\text{CN})_2^-$. Это предположение подтверждается тем, что количество осаждаемого золота находится в прямой зависимости от суммарной поверхности частиц углистого вещества. Кроме того, как отмечено Гроссом и Скоттом, скорость и полнота перехода золота из раствора на уголь понижается с повышением температуры, что также указывает на адсорбционный характер процесса осаждения.

1.3 Характеристика объекта строительства.

Рудной базой для Маржанбулакской золото извлекательной фабрики является месторождения Маржанбулак и Зармитан. Руды этих месторождений относятся к кварц-сульфидным.

Золотосодержащие сульфидные руды, в состав которых входит активный углерод,

целесообразно перерабатывать методом флотации с получением отвальных хвостов по золоту. В этом случае флотация графита и других углесодержащих минералов должна играть роль вспомогательной операции, облегчающей условия получения концентрата достаточно высокого качества.

Иногда применение последовательной флотации углерода и сульфидов представляет интерес даже при условии получения не отвального золотосодержащего угольного концентрата, который может быть объединен с сульфидным для совместной обработки. Смысл угольной флотации в данном случае состоит в уменьшении суммарного выхода концентратов в результате более тщательного подбора режима флотационного обогащения на каждой стадии обработки руды.

По схеме стадийной флотации вначале проводится выделение углистого концентрата. Из реагентов на этой стадии используется только сосновое масло (16 г/т), продолжительность угольной флотации 2-3 мин, выход концентрата 1-1,2 % от руды, содержание золота в концентрате 3-4 г/т. хвосты угольной флотации поступают сначала на основную сульфидную флотацию (продолжительность 20 мин), в которую подаются бутиловый ксантогенат (200 г/т), сосновое масло (90 г/т) и аэрофлот (15 г/т), а затем на контрольную (продолжительность 25 мин), в которую дополнительно подается ксантогенат (100 г/т). Первичный концентрат, как и в предыдущем варианте, подвергается двойной перемешке без дополнительной дозировки реагентов. Конечные хвосты флотации содержат золота от 0,8 до 1 г/т.

Введение угольной флотации позволяет получить концентраты лучшего качества в результате уменьшения их выхода. Тем самым могут быть существенно снижены расходы на металлургическую обработку концентратов.

Полученный концентрат для улучшения показателя цианирования и сорбция отправляется на процесс автоклавного выщелачивания. И там окисляют сульфидные минералы которые считаются примесими и они переходят в жидкую фазу а золота не растворимая в серной кислоте остаётся в твёрдом остатке а отправляется к дальнейшими переработку. Автоклавное вскрытие применяются для переработки, как флотационных концентратов, так и непосредственно руд. Безусловными аргументами в пользу переработки концентратов являются сокращение количества материала, подлежащего автоклавному выщелачиванию, удаление в хвосты основной массы карбонатов и других взаимодействующих с кислотой минералов, возможность получения концентратов с достаточно высоким содержанием сульфидов, позволяющим проводить автоклавное окисление в экономичном автогенном режиме, уменьшение объемов пульпы, поступающей на последующие переделы (разделение жидкой и твердой фаз, фильтрация цианирование). Вместе с тем, сокращение объема автоклавной аппаратуры при переходе от выщелачивания массы руды к выщелачиванию концентрата относительно невелико и не порционально степени обогащения. Как показывают расчеты, поведение содержания сульфидов в концентрате выше уровня, обеспечив автогенность процесса, не дает существенного выигрыша в объеме автогенной аппаратуры, так как одновременно возрастает разбавление пульпы водсеподдаваемой в автоклав для поглощения избыточного тепла. Поэтому больше концентратов с содержанием сульфидов значительно выше уровня не рационально, так как это ведет лишь к дополнительным потерям золота при обогащении, не давая существенного снижения потребного Ш.Леина, автоклавной аппаратуры. Труднообогатимые руды, флотационное обогащение которых сопровождается значительными потерями золота с хвостами, целесообразно подвергать прямому автоклавному выщелачиванию.

1.4 Климатические условия.

Климат района расположения проектируемой фабрики - резко континентальный, со значительными амплитудами температур, малым количеством осадков и высокой испаряемостью.

Средняя годовая температура воздуха +14,3 °С.

Абсолютная максимальная температура наиболее жаркого месяца (июль) +47 °С. Абсолютная минимальная температура наиболее холодного месяца (январь) -2°С.

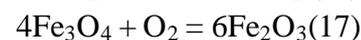
Среднее годовое количество осадков - 204 мм, в том числе жидких 186 мм.

Преобладающее направление ветров в зимнее время (январь) восточное, юго-восточное, южное (75 %) и в летнее время северо-западное, северное, северо-восточное (65 %). Максимальная из средних скоростей составляет январе 4,4 м/с, в июле 3,7 м/с.

1.5. Разновидность технологий переработки упорных углистых и глинистых руд.

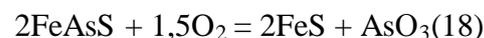
Для переработки углистых сульфидных руд применяются различные методы вскрытия флотационных концентратов: окислительный обжиг, автоклавное выщелачивание, бактериальное выщелачивание.

Окислительный обжиг в металлургии осуществляется с последующим цианированием огарка. Окисление пирита начинается при обжиге при температуре 450 - 500 °С. Процесс протекает с образованием в качестве промежуточного продукта пирротина, который окисляется до магнетита и далее до гематита по реакциям (15-17):

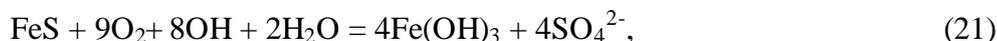


Практически установлено, что оптимальная температура обжига пирита колеблется в пределах +500 + 700 °С.

Интенсивное окисление арсенопирита начинается примерно и протекает с образованием в качестве промежуточных продуктов пирротина и магнетита по реакциям (18-20):



В настоящее время обжиг флотационных пиритно арсенопиритных концентратов применяют на многих золотоизвлекательных предприятиях. Как правило, исходные сульфидные концентраты содержат 8 - 11% серы, 40 - 60 г/т золота. Предварительное щелочное разложение сульфидных золотосодержащих концентратов. При аэрации в щелочном растворе сульфиды железа окисляются с образованием гидроксида железа по реакции (21):



которая в отличие от гидроксида двухвалентного железане взаимодействует с цианидом.

Бактериальные методы, т. е. методы с применением микроорганизмов или продуктов их метаболизма, могут применяться при переработке золотосодержащих руд и концентратов, как для растворения (выщелачивания) самородного золота, так и для вскрытия тонковкрапленного золота из сульфидных минералов при их бактериальном окислении и выщелачивании.

Изучение основных факторов, регулирующих бактериальное выщелачивание золота из руд различных типов, показало, что этот метод является наиболее эффективным для извлечения золота из руд и песков с тонковкрапленным золотом и минералами пустой породы, представленными кварцем и полевыми шпатами.

Выщелачивание проводится культуральными растворами, содержащими аминокислоты и белки при pH 9 - 10 в присутствии перекиси натрия. В этих условиях за 120 - 240 часов извлечение золота достигает 70 - 82 %. Оптимальная концентрация аминокислот в выщелачивающем растворе составляет 3 - 5 г/л.

Эффективное растворение золота осуществляется продуктами метаболизма бактерий микроскопических плесневых грибов *Aspergillus niger* 119, белковыми экстрактами и гидролизатами, в которых содержатся в основном следующие золоторастворяющие аминокислоты: фенилаланин, аспарагин, глицин, гистидин, серин, аспарагиновая и метионин. Гидролиз белков и их экстракция осуществляются щелочными растворами (200 г/л NaOH). Применение белковых гидролизатов для выщелачивания золота крупностью менее 0,1 мм из кварц 19 карбонатых руд при трехстадиальном выщелачивании в перколяторах при Т:Ж = 1:2 в присутствии окислителя перманганата калия (4 г/л) в течении 50 часов позволяет извлечь до 72 % золота. Белковые гидролизаты могут успешно применяться при кучном выщелачивании золота из бедного сырья с тонковкрапленным золотом.

По сравнению с окислительным обжигом предварительное **автоклавное выщелачивание** обеспечивает более глубокое вскрытие золота из сульфидов. Это объясняется тем, что при автоклавном выщелачивании вскрываемое золото остается свободным, тогда как при окислительном обжиге оно частично покрывается пленками легкоплавких соединений. Поэтому извлечение золота при последующем цианировании автоклавных осадков выше (до 96 - 98 %), чем при цианировании огарков.

В течении последних двух-трёх десятилетий неуклонно уменьшается доля золота, извлекаемого из простых в технологическом отношении золотых руд, успешная переработка которых возможна по традиционным методам. Одновременно возрастает доля золота, извлекаемого из таких руд, эффективная обработка которых требует значительно более сложных и развитых схем, включающих операции гравитационного обогащения, флотации, обжига, плавки, выщелачивания и т. д. Золотосодержащие руды и концентраты, 24 обработка которых в обычных условиях цианистого процесса не обеспечивает достаточно высокого извлечения золота или сопровождается повышенными затратами на отдельные технологические операции, называются упорными. Руды удовлетворительно обрабатываются цианистым процессом, если при этом:

а) извлечение золота в раствор составляет не ниже 90 % при содержании золота в отвальных хвостах цианирования не свыше 0,5 - 1,0 г/т;

б) достаточно измельчение руды перед цианированием до крупности 80-90% класса - 0,074 мм;

в) высокое извлечение золота достигается при перемешивании цианистой пульпы в течении не более 24 ч;

г) можно осадить золото из растворов стандартным способом цементацией цинковой пылью (степень осаждения не ниже 95 - 97 %);

д) цианистые пульпы относительно легко сгущаются и фильтруются;

е) расход цианида не превышает 0,5 - 1,0 кг на 1 т руды.

Этим требованиям обычно удовлетворяют кварцевые руды с небольшим содержанием сульфидных и окисленных соединений железа, золото в которых находится в свободном

виде. Все остальные руды в той или иной степени упорны и требуют применения специальных методов переработки.

Сульфидная руда является высоко упорной вследствие тонкой вкрапленности золота в сульфидах. При измельчении этой руды золото вскрывается лишь в незначительной степени, поэтому извлечение золота при цианировании низкое.

Упорность золотосодержащих руд может быть вызвана различными причинами, зависящими в свою очередь от того, к какому из перечисленных выше типов относится данная руда. В соответствии с этим схемы переработки упорных руд отличаются большим разнообразием. Часто встречаются такие руды, упорность которых обусловлена не одной, а двумя или большим числом причин. В этом случае технологические схемы носят, как правило, комбинированный характер, позволяющий по возможности устранить все 25 причины недоизвлечения золота. В процессах извлечения золота из упорных руд большую роль играет флотационное обогащение.

Тонкая вкрапленность золота наиболее распространённая причина упорности золотых руд. Руды этого типа делят на две основные категории:

- а) золото ассоциировано с кварцем;
- б) золото ассоциировано с сульфидами.

В рудах первой категории крупность золота обычно такова, что тонкое или сверхтонкое измельчение обеспечивает достаточную степень вскрытия золота. Для руд второй категории обычно характерна значительно более тонкая вкрапленность золота, в пирите и арсенопирите. Такие руды, обогащают флотационным методом, извлекая в концентрат золотосодержащие сульфиды и мелкое свободное золото. Полученный флотоконцентрат перерабатывают различными методами. Часто вкрапленность золота в сульфидах настолько мелка, что даже сверхтонкое измельчение материала не позволяет достичь необходимой степени вскрытия.

2. Технологическая часть.

2.1 Требования к качеству сырья и готовой продукции.

Исходная руда в цех дробления подается железнодорожным транспортом с карьера в соответствии с месячным планом горных работ.

Настоящие технические условия распространяются на горную массу, предназначенную для подачи на золотоизвлекательную фабрику.

Рудная горная масса характеризуется следующими параметрами:

- средняя массовая доля золота в руде $2,4 \times 10^{-6}$ % плотность руды 2700 кг/м^3 ;
- насыпная плотность не менее 1800 кг/м^3 ;
- размер куска не должен превышать 900 мм в любом измерении;
- не допускается погрузка с горной массой посторонних предметов (металла, шпал, тросов и т.д.).

После обогащения на золотоизвлекательной фабрике получают насыщенную ионообменную смолу.

2.2 Характеристика и химический состав исходного сырья.

Содержание золота колеблется от $1,0$ до 60 г/т и в среднем составляет $2,0-6,0 \text{ г/т}$. По

минеральному составу руды Марджанбулакского месторождения весьма разнообразны и насчитывают около 60 минералов. Они представляют собой окварцованные глинистые и углисто-глинистые сланцы, песчаники с кварцевыми жилами и прожилками различной мощности. Содержание сульфидов в рудах варьирует от 0,5 до 8,0%.

Исходным сырьем являются флота концентрат полученные при обогащении упорных углистых и глинистых руд месторождений Марджанбулак с содержанием золота от 20 до 45 г/т, плотность 3,13 - 3,4 т/м³, влажностью 11- 13 %. На операцию автоклавное окисление поступает сгущенный концентрат прошедший стадию флотации, применяемая для упорных руд следующего состава Au - 45 г/т, Ag - 7,4 г/т, остальных основных минералов в % по массе: FeS₂ – 12,85; FeAsS - 4,1; SiO₂- 62,00; Al₂O₃ – 16,0; MgO – 1,1; CaO – 2,1; CuO – 0,3; ZnO - 0,024; PbO – 0,3; O - 0,03.

Самородное золото золото-полисульфидной минеральной ассоциации светло-желтого, зеленовато-желтого и золотистого цветов наблюдается в виде выделений размером 0,00п-4,0мм (в среднем 0,п-1,0 мм) в сростании с бурнонитом, блеклой рудой, галенитом и сфалеритом, цементирует и замещает раздробленные зерна арсенопирита.

2.3 Выбор и обоснование технологической схемы переработки флотационных концентратов.

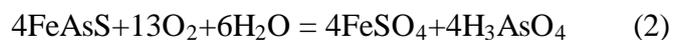
Выбор качественной схемы зависит от химического состава, рационального состава, минерального состава, крупности и характера вкрапленности минералов, соединения ценных компонентов в самой руде, требования к качеству продуктов, комплексности переработки, рентабельности, экономичности. Руда является труднообогатимой, что обусловлено тесной ассоциацией золота с сульфидами (пиритом и арсенопиритом), что требует более тонкого измельчения и применения специальных методов переработки; разнообразием форм и размеров золота.

Получение кондиционного золотосодержащего концентрата из перерабатываемой руды сопряжено с определенными трудностями. Обусловлено это вещественным составом и некоторыми свойствами данной руды: весьма тонкая вкрапленность золота в сульфидах, большое разнообразие минералов и соединений и высокое требование к содержанию кремния. Это предопределяет необходимость перечистки концентрата.

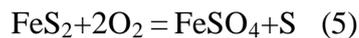
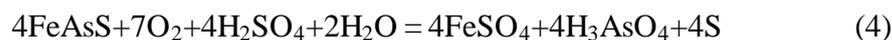
Среди гидрометаллургических технологий наибольшее развитие получили методы автоклавного и бактериального вскрытия с последующим цианированием твердых остатков.

Сущность автоклавного метода вскрытия упорного золота заключают в окислении золотосодержащих сульфидных концентратов в водной среде под действием кислорода при повышенных температурах. Ассоциированное с сульфидами субмикроскопическое и твердорастворное золото освобождается и делается доступным выщелачиванию цианистым раствором.

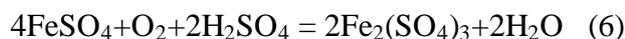
Автоклавное окисление арсенопирита и пирита (как и большинства других сульфидов тяжелых металлов) в кислой среде может идти по двум параллельным и конкурирующим реакциям, одна из которых заключается в окислении сульфидной серы до сульфат-иона реакции(2-5):



а другая до элементарной серы:



Сульфат железа (II), образующийся по реакциям (2)-(5), окисляется до сульфата железа (III) реакция(6):



В присутствии иона Fe^{3+} и мышьяковой кислоты из раствора осаждается арсенат железа $\text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, являющийся аналогом природного минерала скородита, реакция (7):

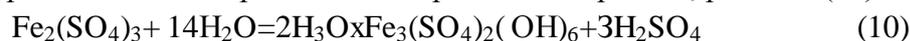


Степень осаждения мышьяка зависит от кислотности раствора, концентрации железа и мышьяка, температуры и других факторов.

При повышенных температурах ионы Fe^{3+} гидролизуют с образованием гематита при низкой кислотности и основного сульфата при высокой на реакции(8 и 9):

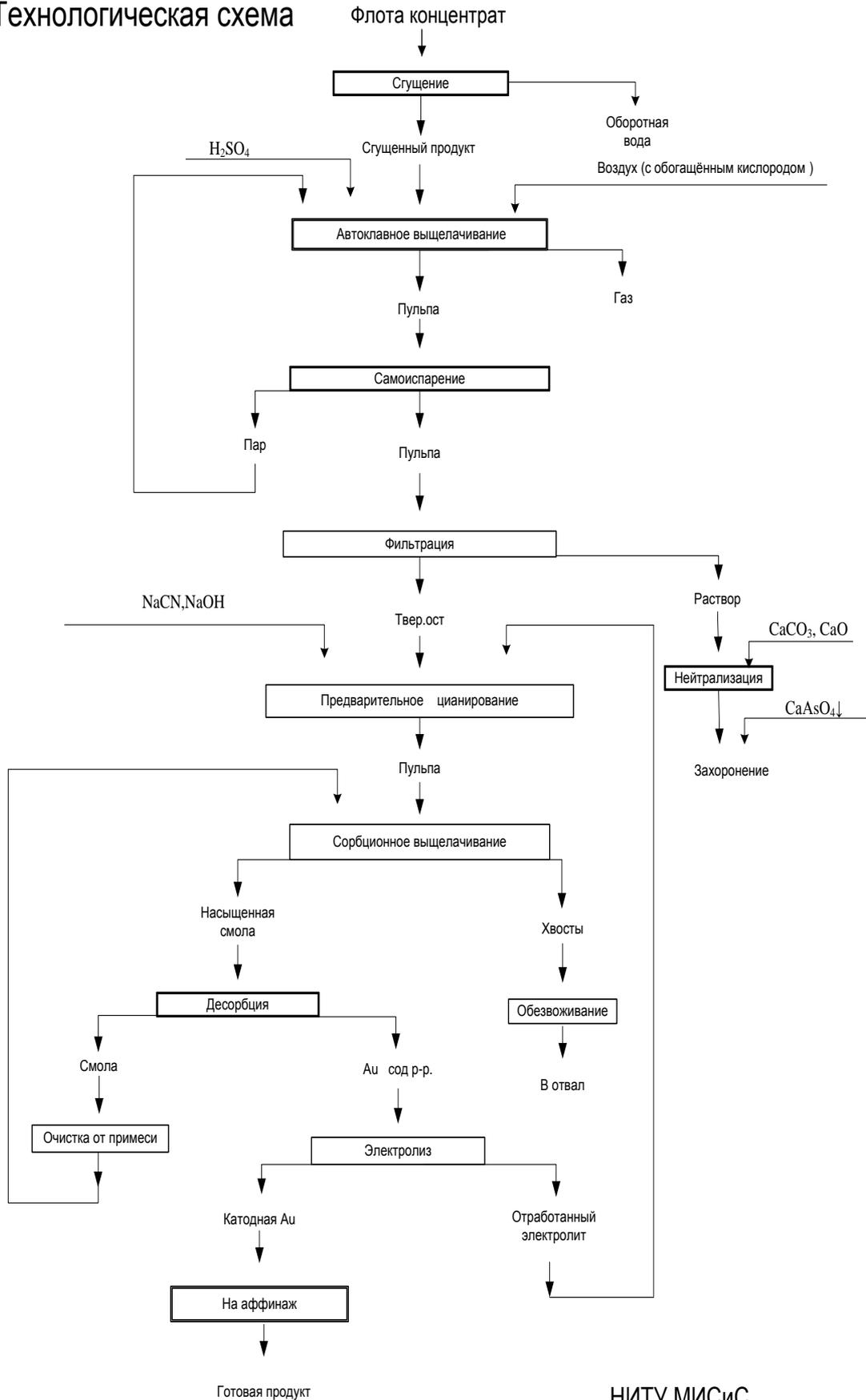


При более низких температурах возможно образование гидрониевого ярозита, реакция (10):



Для последующего цианирования нерастворимого остатка наиболее предпочтительной формой осаждения является гематит. Верхний предел концентрации серной кислоты, при которой происходит образование Fe_2O_3 составляет 55 г/л при 170°C и 70 г/л при 200°C.

Технологическая схема



НИТУ МИСиС
 Институт «ЭКОТЕХ»
 Ст.магистр гр.ММЦ-09-1
 Вохидов Б.Р.

2.4. Описание предлагаемой технологической схемы.

Схема цепи аппаратов по автоклавное выщелачивание концентратов включает в себя следующие узлы:

- Основной флотация;
- контрольная флотация;
- подготовка концентрата к автоклавное выщелачивание (сгущение);
- автоклавное выщелачивание;
- самоиспарение;
- фильтрация;
- предварительное цианирование;
- сорбционное выщелачивание;
- десорбция;
- электролиз;
- аффинаж;

Флотация углистых веществ дает возможность иногда получать отвальный по содержанию золота пенный продукт (угольный концентрат). Извлечение графита в концентрат при этом составляет 95.9%. Незначительная часть углерода остается в хвостах флотации, не мешающий н условия последующего цианирования руды. Поэтому мы старались добиться более полного извлечения в концентрат углистого вещества, применяя для этой цели соответствующий пенообразователь, например сосновое масло. В качестве коллектора обычно используется керосин, расход которого в зависимости от характера обрабатываемой руды составляет 0,2-2,5 кг/т. В этих условиях, естественно, не удастся получать обеззолоченный концентрат. С углистыми минералами в концентрат при флотации переходят золота составляет 0,02 %. Что это не вызывает необходимость металлургической переработки концентрата на золото.

Для сгущения золотосодержащей пульпы создается среда с $pH=10,5-11,2$ pH среды создается гашеной известью. С целью увеличения скорости осаждения тонких частиц и повышения плотности осадка в процесс подаётся 0,04-0,075%-ный раствор полиакриламида, приготавливаемый на узле растворения ПАА. Для создания необходимой в дальнейшем переделе щёлочности среды и получения осветлённой воды в сливах сгустителей в процесс подается известковое молоко. Сгущенный продукт поступает на автоклавное выщелачивание.

При содержании сульфидной серы менее 6% автогенный режим, может быть, достигнут только при условии регенерации тепла выщелоченной пульпы. С этой целью пульпу перед поступлением се в автоклав подогревают, используя для этого пар самоиспарителей. Для руд, содержащих менее 3% сульфидной серы, автогенный режим выщелачивания невозможен даже при регенерации тепла выщелоченной пульпы. В этом случаи приходится прибегать к дополнительному подводу тепла с острым паром, подаваемым в каждое отделение автоклава.

Автоклавное вскрытие применяются для переработки, как флотационных концентратов, так и непосредственно руд. Безусловными аргументами в пользу переработки концентратов являются сокращение количества материала, подлежащего автоклавному выщелачиванию, удаление в хвосты основной массы карбонатов и других взаимодействующих с кислотой минералов, возможность получения концентратов с достаточно высоким содержанием сульфидов, позволяющим проводить автоклавное окисление в экономичном автогенном режиме, уменьшение объемов пульпы, поступающей на последующие переделы (разделение жидкой и твердой фаз, фильтрация цианирование). Вместе с тем, сокращение объема автоклавной аппаратуры при переходе от выщелачиванием массы руды к выщелачиванию

концентрата относительно невелико и не порционально степени обогащения. Как показывают расчеты, поведение содержания сульфидов в концентрате выше уровня, обеспечив автогенность процесса, не дает существенного выигрыша в объеме автогенной аппаратуры, так как одновременно возрастает разбавление пульпы водсеподдаваемой в автоклав для поглощения избыточного тепла. Поэтому больше концентратов с содержанием сульфидов значительно выше уровня не рационально, так как это ведет лишь к дополнительным потерям золота при обогащении, не давая существенного снижения потребного Ш.Леина, автоклавной аппаратуры. Труднообогатимые руды, флотационное обогащение которых сопровождается значительными потерями золота с хвостами, целесообразно подвергать прямому автоклавному выщелачиванию.

Самоиспарители представляют собой сосуды высокого давления, снабженные специальными устройствами. Каждый самоиспаритель в батарее, начиная с первого, в который поступает пульпа из последнего автоклава, работает при давлении и температуре более низких, чем предыдущий. Батарея самоиспарителей выполняет две функции:

а) снижает давление и температуру пульпы до обычных (1 атм, 95-100°C) значений с тем, чтобы можно было продолжать дальнейшую обработку пульпы в открытых сосудах;

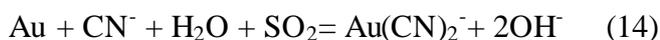
б) возвращает (рекуперировывает) энергию, затраченную на нагревание пульпы в автоклавы.

В настоящее время циркуляция тепла на перделе выщелачивания усовершенствована настолько, что до 80% затраченного тепла возвращается в систему, и только около 20% тепла, используемого при выщелачивании, вводится от источника теплоснабжения. Нагрев осуществляется обычно паром, поставляемым паровой котельной (реже нагрев осуществляется какимлибо высокотемпературным органическим теплоносителем Вот).

Самоиспаритель представляет собой сосуд высокого давления, в который пульпа поступает через специальный автоматический игольчатый регулятор, изготовленный из абразийнотойких металлов. В самоиспарителе поддерживается давление ниже давления пульпы на его входе. Сечение отверстия регулятора подбирается таким, чтобы давление в батарее выщелачивания не упало ниже заданной величины. Выходя из регулятора с большой скоростью в пространство с давлением, ниже давления кипения, раствор пульпы вскипает и частично разбрызгивается. В результате этого происходит сильное пароотделение. При этом пар собирается в верхней части самоиспарителя, а пульпа в нижней. Для улавливания брызг, которые могут увлечься паром и загрязнить его, ставятся специальные пластины,

Жалюзи брызгоулавливатели. Система отделения пара от жидкости называется сепаратором.

При цианирования мелкие частицы золота переходит в раствор, в виде комплекса $Au(CN)_2^-$, химизм описывается уравнением (14):



При переработка золото кварцевых и сульфидных руд целесообразно применять цианирования перемешиванием. В основном применяют чаны с пневматическим перемешиванием. Концентрация цианистого натрия составляет 0,02-0,04 %, СаО 0,01-0,02 %. Для улучшения показателей процесса цианирования и сорбции эти оба процесса совмещают

и такой процесс называется сорбционное выщелачивание.

Применение сорбционного цианирования позволяет устранить из технологической схемы громоздкую и дорогостоящую операцию фильтрования, обеспечивает высокое извлечение мелкого золота, за счет введения смолы в пульпу, в результате чего резко снижается концентрация золота в растворе. В результате, получают насыщенный золотом смола и отвальные хвосты с низким остаточным содержанием по ценным компонентам.

Далее проводится операция регенерации смолы с целью повторного его использования и отделения золота. Затем золотосодержащий раствор направляется на операцию электролиз. Процесс электролиза является наиболее совершенным методом осаждения золота, обеспечивая получение продукции с высоким содержанием золота и серебра и уменьшает расход реагентов. Катодный осадок отправляется на аффинаж.

4. Безопасность жизнедеятельности.

4.1. Объемно-планировочные решения зданий завода.

В соответствии с требованиями санитарных норм для предприятия, в состав которого входит проектируемый цех, технологические процессы в котором являются источниками выделения производственных вредностей в окружающую среду, предусматривается установление санитарнозащитной зоны. Размер санитарно защитной зоны устанавливается на основании санитарных норм и составляет 1000 м (1 класс).

Завод располагается с подветренной стороны по отношению к жилому массиву.

Главные входы и въезды на территорию завода располагаются - со стороны онрасстояние от рабочих мест до пункта питания не превышает - 500 м при обеденном перерыве 1 час.

Все движущиеся и вращающиеся части машин и механизмов, элементы привода и передачи должны иметь надёжно закреплённые ограждения, исключая доступ к ним во время работы. Вращающиеся части (валы, муфты, шкивы, барабаны, фрикционные диски и т.п.) должны иметь сплошные или сетчатые ограждения с ячейками не более 25x25 мм.

Зубчатые и цепные передачи независимо от высоты расположения и скорости движения должны иметь сплошные ограждения. Ограждения должны соответствовать проекту.

4.2 Технические решения по производственной санитарии и санитарно-бытовым помещениям.

Для удовлетворения санитарных и бытовых нужд работающих в проекте цеха предусматривается строительство специальных помещений. Санитарно-бытовые помещения на плане цеха располагаются таким образом, чтобы исключить воздействия на эти помещения вредных производственных факторов.

4.3 Отопление и вентиляция

Основная категория работ в цехе - средней тяжести. Исходя из вида выполняемых на участке работ по тяжести и их категории избыточные тепловыделения производственных помещений не превышают 84 кДж/(мч).

В соответствии с требованиями ГОСТ 12.1.005-88 принимаем оптимальные нормы температуры, влажности и скорости движения воздуха в рабочей зоне для данной категории помещений и выполняемых работ. Все эти значения приведены в таблице 9.

4.4. Анализ потенциально-опасных и вредных производственных факторов.

Внастоящее время большое внимание уделяется экологической безопасности и безопасности жизнедеятельности трудящихся на предприятии, что тщательно контролируется соответствующими органами. Поэтому для обеспечения СНиП и ССБТ на проектируемом объекте требуется устанавливать комплекс организационных и технических мер защиты от опасных и вредных факторов.

Анализ потенциально-опасных и вредных факторов. Исследование операций технологического процесса позволяет выявить потенциально опасные и вредные факторы.

Таблица 14 - Анализ потенциально опасных и вредных факторов

Операция технологического процесса	Агрегат, оборудование и др. устройства	Опасные и вредные факторы
1	2	3
Установка Автоклавные выщелачивание	Автоклав	- движущиеся части и механизмы ; - повышенная температура стенки автоклав: $T_{стенки} = 450K$; давление; $P_{авт} = 2,2MPa$;
Продолжение таблица	14	- повышенное значение напряжения в электрической цепи, замыкание которой может произойти через тело человека: $U = 40-45kV$, $f = 50 Гц$, $I < 0.3mA$;
Сорбционное выщелачивание	Пачук	- движущиеся части механизма; - повышенная загазованность воздуха рабочей зоны: $СНсN = 0,4 мг/м^3$; $ПДК_{нс} >) = 0,3 мг/м^3$ - повышенная напряженность электрического поля: $U = 380 В$, $I = 10 А$, $f = 50 Гц$;
Цианистая обработка	Пачук	- движущиеся части и механизмы; - повышенная загазованность воздуха рабочей зоны: $ПДК_{нсм} = 0,5 мг/м^3$;

		ПДК _{нсм} = 0,3 мг/м ³ - повышенная напряженность Электрического поля: U = 380 В, I = 10 А, f = 50 Гц
--	--	--

4.5 Разработка мер защиты от выявленных опасных и вредных факторов

Меры защиты от выявленных опасных и вредных факторов производственной среды представляют собой инженерные разработки, обеспечивающие механизацию и автоматизацию производственных процессов.

4.6 Разработка мер пожарной безопасности.

Помещения фабрики по пожарной опасности относятся к категориям:

Д -реагентное отделение; Д - отделения дробления, измельчения, флотации, сорбционного выщелачивания, автоклавное выщелачивание. В производственных помещениях оборудованы пожарные щиты, ящики с песком. Реагентное отделение оборудовано стационарной установкой для автоматического тушения пожара.

При проектировании предусматривается простота формы зданий (прямоугольник по периметру), а так же размещение вблизи фабрики пожарного депо. При проектировании предусмотрены в корпусах противопожарные перекрытия, огнестойкие двери, запасные выходы на случай безопасной эвакуации людей и имущества.

На территории фабрики предусматривается пожарный водопровод. в систему которого входят: наружная водопроводная сеть, проложенная по территории фабрики и внутренняя сеть проложенная в зданиях. Пожарные краны устанавливаются на лестничных клетках, входах в коридоры, и других местах. При каждом внутреннем пожарном кране должен быть выкидной рукав, длиной не менее 10 метров и ствол, размещённые в специальном шкафу. Постоянный свободный напор во внутренней противопожарной сети должен обеспечивать высоту струи не менее 6 метров.

4.7 Решение по охране окружающей среды.

На сегодняшний день во всем мире сложилась достаточно сложная экологическая обстановка, усугубляющаяся увеличением объема загрязнения окружающей среды. Немаловажную роль в этом играет цветная металлургия, в связи с чем, при проектировании новых и реконструкции существующих производств, следует уделять особое внимание вопросам комплексности использования сырья и замкнутости производства.

В процессе цианирования и последующего сорбционного выщелачивания золотосодержащего сырья используются вредные вещества, такие как цианид натрия, кроме того, вредные вещества выделяются в ходе самого технологического процесса.

Для исключения непосредственного контакта обслуживающего персонала с цианистыми растворами (пульпой) и снижение ядовитых выделений в рабочие зоны оборудование и емкости отделения цианирования и сорбции должны быть максимально герметизированы или оборудованы местными отсосами.

Средства защиты. При работе с цианистыми соединениями рабочие должны надеть спецодежду, резиновые перчатки, спецобувь и иметь фильтрующий противогаз марки В.

При работе с цианистыми соединениями запрещается курить в рабочих помещениях. После окончания работы необходимо принять душ.

Первая помощь. При отравлении цианистыми соединениями необходимо пострадавшего вывести (вынести) на свежий воздух, быстро снять загрязненную спецодежду и противогаз, дать пострадавшему тепло и кислород; при нарушении дыхания необходимо делать искусственное дыхание.

При отравлении цианистым водородом следует в первые же минуты дать пострадавшему вдыхать амилнитрит на ватке, а при отравлении, при попадании во внутрь организма промыть желудок 3 % раствором перекиси водорода или 0,2 % раствором перманганата калия. Через каждые 15 минут давать пить раствор сульфата железа и жженой магнезии (одна чайная ложка на стакан воды).

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

Выводы

При проектировании цеха были разработаны проектные решения, позволяющие выполнить требования и нормы по охране труда и промышленной экологии в проектируемом цехе, а также обеспечить пожарную безопасность проектируемого объекта. Был приведен анализ опасных и вредных факторов и предложены технические меры защиты от выявленных опасных и вредных производственных факторов. Был проведен экологический анализ проекта и разработаны решения, позволяющие обеспечить защиту окружающей природной среды в соответствии с нормами и требованиями БЖД.

Заключение

В данном дипломном проекте была разработана схема строительства цеха автоклавное выщелачивание.

В результате выполненных в проекте расчётов, были определены оптимальные технологические режимы процесса. Сделан вывод о целесообразности данного производства.

Разработанный процесс позволяет комплексно использовать содержащиеся в концентрате ценные компоненты, увеличить количество товарной продукции, уменьшить количество выброса вредных веществ. Это является несомненным преимуществом перед технологией, которая использовалась на заводе ГМЗ-4 до масштабной перепланировки. Также схема переработки золотосодержащих флотационных концентратов упорных руд позволяет данным методом фактически минимально вредное для окружающей среды удаление мышьяка и сурьмы присущее рудам месторождений Марджанбулак.

Предлагаемые в разделе БЖД проекта пути решения задачи по минимизации энергетических затрат, и по совершенствованию технологических процессов, также позволят улучшить экологические показатели и повысить эффективность производства, что в свою очередь приведет к финансовому и экономическому успеху предприятия.

В соответствии с проведенными расчётами, в результате выполнения предложенной планировки цеха будут достигнуты следующие технико-экономические показатели: извлечение золота в товарную продукцию увеличится, сумма годовой прибыли составит 106687575,25 тыс. сум., срок окупаемости данного проекта составит 2 лет.

Список использованная литература

1. Каримов И.А. Мировой финансово-экономический кризис, пути и меры по его преодолению в условиях Узбекистана. – Т. :Узбекистан, 2009.-56с.
2. Стрижко Л.С. «Металлургия золота и серебра», Москва – 2001 г.
3. Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В. «Металлургия благородных металлов», Москва – 1987 г.
4. Набойченко С.С., Ни.Л.П, Шнерсон.Я.М, Чугаев.Л.В. «Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов» Екатеринбург,2002г
5. Барченков В.В. «Основы сорбционной технологии извлечения золота и

- серебра из руд», Москва – 1982 г.
6. Стрижко Л.С., Раимжанов Б.Р., Абдурахманов С.А., Аскарров М.А «Металлургия благородных металлов» металлургические расчеты, Навои - 2001 г.
 7. Журнал «Цветные металлы» 1999 – 2004 гг.
 - 8 Журнал «Горный вестник Узбекистана» 2000 –2004 гг.
 9. Юбилейный журнал НГМК.
 10. Конспект лекций по курсу «Комплексная переработка сырья благородных металлов».
 - 14 Борбат В.Ф., Воронов А.Б. «Автоклавная технология переработки никель-пирротиновых концентратов» М.: Металлургия, 1980. 185 с.
 - 15Б.С.Кривов, А.П.Руднев «Техника безопасности и противопожарная защита на обогатительных фабриках»
 - 16 СНиП 11-90-81. Производственные здания промышленных предприятий. Нормы проектирования. М., "Госстрой СССР", 1981.
 - 17 ГОСТ 12.0.003-74ИБТ. Опасные и вредные производственные факторы. Классификация. М., Изд-во стандартов, 1975.
 - 18 ГОСТ 12.3.002-75ИБТ. Процессы производственные. Общие требования безопасности. М., Изд-во стандартов, 1975.
 - 19 Кропачев Г.А.; Гавриленко А.Ф.; Горячкин В.И.; Шестакова Р.Д.; Нафталъ М.Н.; Марков Ю.Ф.; Турчанович О.А.; Вашкеев В.М.; Козлов С.Г.; Федоров В.Н. Реферат Москва МИСиС-2008г
 - 20 Лодейщиков В.В. «Упорные золотые руды и основные принципы их металлургической переработки.» Гидрометаллургия золота, М., Наука, 1980г.