

**РЕСПУБЛИКА УЗБЕКИСТАН
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ПРЕДПРИЯТИЕ
НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

*На правах рукописи
УДК 669.213.3*

Толибов Бехзод Иброхимович

**РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ СУЛЬФИДНЫХ
ЗОЛОТОМЫШЬЯКОВЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ В УСЛОВИЯХ
ГМЗ-3**

Специальность 5А310301 - «Металлургия»

ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание академической степени магистра

Научный руководитель
д.т.н., профессор **А.С.Хасанов**

Навои - 2014

Оглавление

ВВЕДЕНИЕ.....	3
1. АНАЛИТИЧЕСКИЙ ОБЗОР ЛИТЕРАТУРЫ	9
1.1. Формирование золоторудных месторождений.....	9
1.2. Агрегаты процесса обжига упорных сульфидных золотомышьяковых концентратов.....	15
1.3. Способы извлечения золота и переработка.	31
1.4. Переработка золотосодержащих рудных концентратов.....	36
1.5. Бактериальное окисление упорных сульфидных золотосодержащих концентратов.....	43
2. МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КОКПАТАС И ДАУГЫЗТАУ	50
3. ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ОПТИМАЛЬНОГО РЕЖИМА ФЛОТАЦИИ РУДЫ.....	61
4. ОКИСЛИТЕЛЬНЫЙ ОБЖИГ СУЛЬФИДНО-МЫШЬЯКОВЫХ УГЛИСТЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ	66
5. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	85
6. БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ	88
7. ЗАКЛЮЧЕНИЕ	93
8. СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ:.....	95

ВВЕДЕНИЕ

В мировой промышленной практике производство золота осуществляется тремя основными свойствами:

- гравитационное обогащение золотосодержащих россыпей руд;
- переработка золотосодержащих руд и концентратов в металлургических агрегатах в основном на медном и свинцовом производстве;
- переработка золотосодержащих руд и концентратов путем выщелачивания из них золота (в основном цианидами) с последующим его осаждением.

Республика Узбекистан является одним из крупнейших производителей золота в мире и роль золотой промышленности в ее экономике весьма значительна. За последние 20 лет Навоийскому ГМК переданы на баланс шесть разведанных месторождений с суммарными утвержденными геологическими запасами золота более 700 тн. Распределение запасов золота по месторождениям Навоийского ГМК составляет: месторождение Мурунтау – 57 %, Кокпатас – 13,2 %, Чармитан – 10,7 %, Даугызтау – 8 %, Мютенбай – 5 %, Гужумсай – 4,9 %, Аджибугут – 1 % и Куракуган – 0,2 %.

Большое значение приобретают гидрометаллургия и геотехнология золота, позволяющие с минимальными экономическими и экологическими издержками вовлечь в переработку как бедные или упорные руды, так и руды месторождений с неблагоприятными горнотехническими условиями.

Одним из приоритетных направлений является переработка труднообогатимых упорных золотосодержащих руд и концентратов, которые в нормальных условиях цианирования не обеспечивают достаточного высокого извлечения золота в товарную продукцию. Эта упорность объясняется наличием в рудах тонко и дисперсно-вкрапленного золота в сульфидах, из которых оно практически не извлекается прямым цианированием, а также присутствием в исходных рудах концентратах мышьяка и сульфидов железа, которые играют роль при цианировании как восстановители, т.е. можно сказать, поглощают кислород и цианид. Кроме того, наиболее сильными природными сорбентами золота являются углистые вещества. Вышеперечисленные соединения, которые осложняют технологический процесс при извлечении золота, относятся к месторождениям Кокпатас и Даугызтау.

Гравитационное обогащение золотосодержащих россыпей с получением золотого песка не нашло в Узбекистане серьезного развития из-за отсутствия крупного месторождения, для которых возможно промышленная переработка руды таким способом. Переработка мелких и очень мелких месторождений

старательскими артелями практически не производится из-за неэффективности их работы, во влечение в переработку сотни богатых участков, что в перспективе обесценивает месторождение в целом и трудности с учетом получаемой продукции технического употребления.

Если в золотосодержащих рудах и концентратах присутствует значительное количество мышьяка, то это негативно сказывается на экологических показателях и производстве серной кислоты из технологических газов. В тоже время пирометаллургическая переработка в отличие от гидрометаллургической, обеспечивает извлечение золота из материалов с различными свойствами. Понятие плохой вскрываемости золота здесь отсутствует из-за полного перевода сырья в металлургический расплав.

Основное количество золота в Узбекистане производится как уже отмечено на Навоийской ГМК в составе которой имеются такие месторождения как Мурунтау, Кокпатас, Даугызтау, Чармитан, Мютенбай, Гужумсай, Аджибугут, Куракуган и три крупных гидрометаллургических завода в Учкудуке, Зарафшане и в городе Навоий. Запас золотосодержащих руд в Узбекистане велик, однако их среднее количество имеет тенденции к ухудшению и на переработку поступает материал с повышенным содержанием серы, мышьяка, углерода, что осложняет технологический процесс и понижает извлечение золота в раствор.

Руда таких месторождений как Кокпатас относится к упорным сульфидным пиритно-арсенопиритным рудам. При обогащении таких руд получают золотосодержащие сульфидные концентраты с относительно низким содержанием золота и выше по содержанию углерода, мышьяка и серы. Кроме того, золото в рудах и концентратах из этих руд является трудно-вскрываемым при цианировании. Для повышения качества концентратов необходима предварительная десульфуризация и деарсенизация руды с целью уменьшения отношения серы и мышьяка к золоту в несколько раз. Для решения этой задачи на ГП НГМК начали применять биотехнологические процессы (бактериальное выщелачивание). Биотехнологические процессы позволяют значительно эффективно перерабатывать упорно золотосодержащие руды с ограниченным содержанием серы (до 20%), мышьяка и углерода. Для эффективного удаления этих примесей необходимо подвергнуть полученные биотехнологическим способом кек к окислительному обжигу.

Биогидрометаллургия является наиболее перспективной отраслью производства золота и цветных металлов из сульфидных концентратов. Сырьем для получения сульфидных концентратов служат сульфидные руды, в которых сосредоточены основные запасы цветных металлов. Производство цветных металлов из сульфидных руд по традиционной пирометаллургической

технологии связано со значительными пылевыми и газовыми выбросами (диоксида серы и углерода) в атмосферу, что наносит громадный экологический ущерб флоре и фауне. В золотодобывающей промышленности России отмечается снижение доли россыпных месторождений в общем объеме добычи, что приводит к увеличению производства золота из коренных руд. Извлечение золота традиционными гидрометаллургическими способами из руд многих месторождений сдерживается «упорным» составом получаемых при их обогащении концентратов, а присутствие в большинстве из них минерала арсенопирита практически исключает пирометаллургию из-за образования ядовитых газообразных соединений мышьяка[1].

Актуальность темы. Разработка технологии переработки упорных золотосодержащих концентратов и биокеков является весьма актуальной задачей, так как серосодержащие соединения и углерод отрицательно влияет на процесс цианирования и уменьшает показатели извлечения золота из этих соединений.

Идея работы: Максимальное извлечение золота цианированием из обожженных огарков после окислительного обжига.

Целью работы являлось нахождение оптимального режима с высокими показателями извлечения золота в концентрат, уменьшая при этом содержание сульфидной серы в концентрате, используя местные химические реагенты, сушка биокеков и проведение окислительного обжига сульфидных соединений, при этом окисляя и разрушая кристаллическую решетку сульфидов, тем самым вскрывая золото с помощью окислителя воздуха, чтобы в дальнейшем увеличить извлечения золота в процессе цианирования.

Научная новизна работы состоит в том что:

- Использованы новые местные реагенты НА-1 для флотации золотосодержащих руд Кокпатас и Даугызтау.
- Установлены оптимальные параметры окислительного обжига с удалением сульфидной серы, монооксида и диоксида углерода флота концентратов и биокеков.

Практическое (ценность) значение работы.

Результаты выполненных исследований является научной основой для создания рациональной и эффективной технологий извлечения золото из огарков обжига при переработке упорных сульфидных золотомышьяковых руд Кокпатас и Даугызтау.

Апробация. По теме диссертации опубликованы 4 тезиса докладов:

1. VI Международном научно-технической конференции «Современные техника и технологии горно-металлургической отрасли и пути их

- развития» опубликован тезис на тему «Исследования по переработке упорных золотосодержащих руд» - Навои, 2013. –С.101.
2. Printed thesis on the theme “Gold in the world history” on International conference “Technical sciences: modern issues and development prospects” which organized in Scope Academy House. –Sheffield, England, 2013. –P.104-105.
 3. В научно-технической конференции «Перспективы науки и производства химической технологии в Узбекистане» опубликован тезис на тему «О некоторых нетрадиционных растворителей золота» - Навои, 2014. –С.190-191
 4. На территориальном научно-практической конференции «XXI аср – интеллектуал авлод асри» опубликован тезис на тему «Перспективы использования новых местных реагентов в процессе флотационного обогащения золотосодержащих руд» - Навои, 2014. –С. 358-363

Структура диссертации. Диссертация состоит из 96 страниц машинописного текста, включая введение, 4-х глав, экономическая часть, безопасность жизнедеятельности, заключение и список использованных литератур а также таблицы, графики и рисунки.

INTRODUCTION

In the world of industrial practice gold production by three basic properties:

- gravity concentration of placer gold ores;
- processing of gold ores and concentrates in metallurgical aggregates mainly in copper and lead production;
- processing of gold ores and concentrates by leaching of gold from them (mainly cyanide), followed by its precipitation.

Uzbekistan is one of the largest gold producer in the world and the role of the gold industry in its economy is very significant. Over the past 20 years Navoi MMC transferred to the balance six proven deposits with total approved geological reserves of more than 700 tons of gold. Distribution of gold reserves on deposits NMMC is: Muruntau deposit - 57% Kokpatas - 13.2% Charmitan - 10.7% Daugyztau - 8% Myutenbay - 5%, Guzhumsay - 4.9% Adzhibugut - 1% and Kurakugan - 0.2%.

Become important and Geotechnology and hydrometallurgy of gold, allowing a minimal economic and environmental costs involve in processing as poor or persistent ore and ore deposits with unfavorable mining conditions.

One of the priorities is the processing of refractory gold ores and concentrates, which under normal conditions do not provide sufficient cyanidation gold recovery high into marketable products. This stubborn due to the presence in the ore finely dispersed and-disseminated gold in sulfides from which it is derived almost direct cyanidation, and a presence in the original ore concentrates arsenic and iron sulfides, which play a role in the cyanidation as reducing agents, it can be said to absorb oxygen and cyanide. In addition, the strongest natural sorbents are gold carbonaceous substance. The above compounds which complicate process in gold recoveries relate to deposits and Kokpatas Daugyztau.

Gravity concentration of gold placers to give golden sand found no serious development in Uzbekistan due to the lack of a large deposit, for which it is possible industrial processing ore in this way. Processing of small and very small deposits of mining communities is practically not produced because of the inefficiency of their work, in the desire to recycle hundreds of rich sites that perspective devalues field in general and difficult because of the technical use of the products obtained.

If the gold ores and concentrates has a significant amount of arsenic, it adversely affects the environmental performance and the production of sulfuric acid from the process gases. At the same time recycling pyro metallurgic unlike hydrometallurgical ensures the recovery of gold from materials with different properties. The notions of bad opening gold are missing here due to the complete transfer of raw materials in the steel melt.

The basic amount of gold produced in Uzbekistan as already noted at Navoi MMC in which structure there are such fields as Muruntau, Kokpatas, Daugyztau,

Charmitan, Myutenbay, Guzhumsay, Adzhibugut, Kurakugan and three major hydrometallurgical plant in Uchkuduk, Zarafshan and in Navoi. Margin gold ores Uzbekistan large, but their average quantity has the tendency to deterioration of the material for processing is supplied with a high content of sulfur, arsenic, carbon, which complicates the process and lowers the recovery of gold in the solution.

Ore deposits such as Kokpatas relates to refractory sulphide pyrite-arsenopyrite ores. In such enrichment is obtained auriferous sulphidic ore concentrates having a relatively low gold content and higher carbon content, arsenic and sulfur. In addition, gold in ores and concentrates of such ores is hard-openable cyanidation. To improve the quality of concentrates to pre-desulfurization and dearsenization ore to reduce the ratio of sulfur and arsenic in gold several times. To solve this problem on GP NMMC started applying biotechnological processes (bacterial leaching). Biotechnological processes can significantly effective processing of refractory gold ore with limited sulfur content (up to 20%), arsenic and carbon. To effectively remove these impurities must be subjected pulp obtained by biotechnological method to oxidative roasting.

Relevance of the topic. Development of technologies for processing refractory gold concentrates and pulp of biological oxidation is very urgent task, since sulfur compounds and carbon adversely affects the cyanide process and reduces the performance of gold extraction of these compounds.

The idea of work: maximum extraction of gold by cyanidation burnt cinders after oxidative roasting.

The purpose was to find the optimal mode with high rates of extraction of gold in concentrate, while reducing the sulfide sulfur content in the concentrate, using local chemicals, drying and holding biopulp oxidizing roasting of sulfide compounds with oxidizing and destroying the crystal lattice of sulfides, thereby opening the gold using oxidant air to further increase the extraction of gold cyanidation process.

Scientific novelty lies in the fact that:

- Used new local reagents on-1 for the flotation of gold ore and Kokpatas Daugyztau.
- The optimum parameters of oxidative roasting removal of sulfide sulfur, carbon monoxide and carbon dioxide fleet concentrates and pulp of biological oxidation.

Practical (value) of the work.

The results of the research is the scientific basis for a rational and efficient gold extraction technology cinder firing at processing refractory sulfide ores of gold-and Kokpatas Daugyztau.

1. АНАЛИТИЧЕСКИЙ ОБЗОР ЛИТЕРАТУРЫ

1.1. Формирование золоторудных месторождений

По существующему в настоящее время мнению, золоторудные коренные месторождения образовались в результате геотермических процессов, а россыпи за счет естественных разрушений коренных месторождений за счет действия природных эрозионных факторов. Природные геотермические растворы могут содержать растворенное золото в виде различных комплексных соединений, существующих в кислых или щелочных средах. В присутствии растворов сульфидов и арсенидов возможно образование гидросульфатных и может быть гидроарсенидных комплексов $Au(HS)_2^-$ или более сложных, которые растворяют золото.

Возможно существование золота и в растворимых гидрооксидных соединениях типа $Au(H_2O)OH$.

Золото обычно присутствует в виде макро или микроскопических зерен, вплоть до зерен наноразмеров либо в жильном кварце, либо в сульфидных минералах в свободном или ассоциированном виде.

Теорий образования золотосодержащих руд очень много, общепринятые отсутствуют. В основном используется адсорбционная теория и полупроводниково-электротехническая теория. По-видимому, в формировании месторождений участвуют и присутствующие в них углистые вещества, возможно они служило адсорбентом золота при природных процессах. Ни одна из теорий не могла объяснить процессы образования крупных самородков и многие другие процессы. Формы нахождения золота в природных растворах изучены недостаточно, поэтому значительная польза от их теоретических построений в этом случае отсутствует. Фактически более или менее достоверным можно считать объяснение совместного образования золотосодержащих пиритных и арсенопиритных материалов.

Механизм образования субмикроскопического золота (невидимого золота, нанозолота) не совсем ясен. Образование субмикроскопических частиц в лабораторных условиях осуществляется при сверхвысоких скоростях охлаждения, для чего используют специальные приемы или с применением нанотехнологий.

В соответствии с теориями зарождения новой фазы, они должны после возникновения либо укрупниться, либо раствориться, этот процесс интенсифицируется при росте межфазного натяжения на границе частица-раствор. Золото практически не смачивается природными растворами и поэтому имеет место высокое межфазное натяжение, что с точки зрения теории металлургических процессов способствует укрупнению частиц.

В геологических условиях скорость изменения температуры очень мала, поэтому как возникли субмикроскопические частицы золота из сверхмедленно охлаждаемых растворов неясно. Этот вопрос требует дополнительного изучения в рамках физической химии нанопроцессов, но эта наука также находится только в условиях становления.

В золоторудных месторождениях иногда встречаются крупные фрагменты золота (самородки). Некоторые из них достаточно значительных размеров.

Самым крупным из обнаруженных самородков является самородок «Плита Холтермана» весом 235,5 кг.

Наиболее крупные самородки были найдены в Австралии. Там были найдены такие крупные самородки как знаменитый «Желанный незнакомец» (весом в 2284 унции — 71,1 кг), самородок «Желанный» (2195 унций — 68,4 кг), плита Холтерманна (7560 унций — 235,5 кг), а также «Бланш Баркли» (1743 унции — 54,3 кг). И давайте не будем забывать о недавно найденном в Бразилии «Голиафе» весом в 1622 унции — 50,5 кг.

Бытовало стойкое убеждение, что в начале эпохи добычи золота в австралийской Виктории (19-й век) неким китайцем был найден самородок, способный конкурировать с самим «Желанным незнакомцем». Однако впоследствии вес этого самородка был оценен всего лишь в чуть более чем 1000 унций — 31 кг.

Было полностью подтверждено, что вес нескольких недавних находок, сделанных в одном из районов гряды Пиренеев (горы в штате Виктория), составляет более 1000 унций — 31 кг. 900 и 417 унций (28 и 13 кг) весят два самородка, найденных в районе Мэриборо (Виктория), 1800 унций (56,1 кг) — самородок из Яндоита и 200 унций (6,2 кг) — из Молиагула.

Несмотря на то, что австралийская земля чрезвычайно богата самородками, много замечательных находок было сделано и в других частях света. Большие самородки были обнаружены в ЮАР, России, Бразилии, Новой Гвинее, США. Даже на Соломоновых островах местные жители регулярно находят 300-граммовые самородки. Также как, впрочем, и в Новой Гвинее, где новые районы добычи открываются все время.

В последнее время ряд крупных самородков был найден в Судане.

Существует несколько теорий образования самородков. Есть теория, что самородки «растут» в земле: кусочки эродированного золота из рудных жил (например, размером в 100 граммов) «притягивают» мелкие частицы этого металла из почвы и богатых минеральными веществами растворов грунтовых вод. Затем эти частицы каким-то образом присоединяются друг к другу, образуя самородки такого размера, который мы можем наблюдать.

Эта теория своим возникновением, вероятно, обязана горнорабочим прошлого: во время разведки рудных жил, расположенных по соседству с богатыми россыпными месторождениями (на которых часто и находили большие самородки), старатели никогда не сталкивались с большими экземплярами самородков в жилах. Это заставило их думать, что золото в такой форме происходит не из рудных жил, а «вырастает» на месте естественного залегания в результате некоторой формы химической реакции. Золото действительно может «расти», поэтому можно понять, почему добытчики пришли к такому выводу. Существует множество зарегистрированных находок золота в кристаллической форме, «выросшего» в некоторых углеродистых образованиях.

Миграция золота является установленным фактом. Это явление служит серьезной проблемой при переработке техногенных отходов.

Естественными растворителями золота в водных растворах являются FeCl_2 , $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$, CuCl_2 , CuSO_4 , NaCl , HCl , H_2SO_4 , которые образуются непосредственно в отвальном массиве.

Очень часто в отвалах образуются иные соединения серы низкой валентности $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ (тиосульфаты) растворяющие золото.

Тонкодисперсное золото может переходить в коллоидные растворы. В условиях хранения золотосодержащих продуктов в отвалах золото может мигрировать в виде галогенидных и иных комплексных соединений.

Возможны также сульфитные ($\text{Au}(\text{SO}_3)^{2-}$), сульфатные ($\text{Au}(\text{SO}_4)^{2-}$), сульфидные и иные формы миграции золота. Миграция золота может приводить к его переконцентрированию на других участках.

Золото однажды было «выращено» даже в лабораторных условиях, с использованием в качестве катализатора процесса ядра кристаллизации, основанного на углероде.

В качестве доказательства теории «роста» рассматривались такие места как «Наггети Галли» в Данолли или Блэквуде: в рудных жилах этих месторождений золото находили лишь в форме маленьких частичек. В то же время на поверхности было обнаружено множество самородков (некоторые из них были весом в несколько сот унций). Так, например, рудная жила «Блэк Дог» в Молиагуле, недалеко от которой был найден знаменитый самородок «Желанный незнакомец», не «произвела» больше ничего, хотя бы отдаленно напоминающего этого «монстра». Другим доказательством «теории роста» являлось то, что самородки, найденные на россыпях, были чуть более высокого качества, чем образцы, обнаруженные в смежных рудных жилах. Например, золото из золотоносных отложений может быть чистым на 97%, тогда как эта характеристика у самородков, обнаруженных в лежащих неподалеку рудных

жилах, намного ниже. Единственным объяснением этому было то, что самородки должны были вырасти.

Существует и другая теория, объясняющая происхождение самородков. Согласно этой теории золото в руде образуется в виде V-образных формаций. Это значит, что когда металл был первично сформирован и расположен, самые богатые жилы находились на уровне поверхности (либо очень близко к ней). Позже сотни футов «исходной» земли было полностью эродировано. Две трети верхней части этой V-формации разрушено очень давно, а теперь мы можем наблюдать лишь то, что осталось.

Большие самородки могут формироваться не только в многочисленных рудных жилах, размеры самородков в которых не соответствуют россыпям, но и в небольших боковых прожилках — «крыльях», проходящих несколько в стороне от главного рудного тела. Эти прожилки действуют как своеобразные фильтры, захватывая и пропуская через себя богатые золотом растворы, проникающие через рудное тело. Стекая через «крылья», растворы формируют в них большие самородки.

Большинство крупных самородков образуется не в больших жилах, а в малых богатых прожилках, очень близких к поверхности. Такие прожилки тоже являются частью V-теории, в соответствии с которой найденные сейчас уровни являются остатками богатого большого золотоносного источника.

Перед тем как действие эрозии начало сказываться пагубно, V-образные жилы содержали золото более высокого качества в верхней своей части, а более низкого — на нижних уровнях.

Считается, что на многих рудных жилах действует следующий принцип: чем глубже копаешь, тем больше увеличивается минерализация. Из-за этого извлечение золота становится более сложным и вряд ли стоит затраченных усилий. Самое лучшее золото бывает в верхних частях жилы.

В поддержку V-теории стоит также отметить, что по соседству с удивительно богатыми россыпными приисками были найдены дюжины рудных жил, но они либо заканчивались на глубине всего лишь в несколько метров, либо стали такими бедными, что их успешная переработка стала невозможной.

Предположительно найденные жилы являлись лишь остатками некогда богатой рудной системы. Вот несколько фактов: из 10-и найденных крупнейших золотых самородков в состав шести из них входил кварц. В «Желанном незнакомце» (71,1 кг) содержалось 27,2 кг этого вещества, а самородок из Данолли знаменит тем, что содержал больше всего кварца, — как и «Леди Хотэм» из Балларата (1177 унций), а также «Посейдон» (703 унции), найденный в Тарна-гулле.

Находки большого количества самородков, имеющих на себе следы эрозии, позволяют сказать, что вместо их «роста» (как предполагается в «старой» теории), имеет место обратный процесс. Мелкое, практически кристаллическое золото, которое иногда сопровождает самородки в окружающей глине или наносах, скорее всего, эродировано из них, нежели «притягивается», как полагалось ранее.

С нашей точки зрения обе теории имеют один серьезный недостаток: они рассматривают формирование самородков в отрыве от формирования месторождений в целом.

Наличие остаточных жил рядом с богатыми россыпными месторождениями дает доказательства в пользу V-теории. Скорее всего, эти россыпные месторождения образовались в результате разрушения жильных месторождений, поскольку другого механизма формирования россыпей не существует.

Механизм формирования самородков нельзя рассматривать отдельно от механизма образования других форм золота в золоторудных месторождениях и такой подход может позволить более точно оценить происхождение при этом физико-химического процесса.

Начнем с первопричин образования золоторудных, а также иных месторождений геотермического происхождения.

Система Земли представляет из себя некоторый объем вещества, в различных агрегатных состояниях заключенного в гравитационную ловушку, созданную его собственным гравитационным полем.

Верхняя часть этой системы газообразная (атмосфера), далее идет твердая (земная кора), далее жидкая, сведения о состоянии вещества в области, близкой к ядру противоречивы.

При охлаждении нижних слоев Земли, выделившийся водород диффундирует в сторону поверхности, а потом и атмосферы. При попадании в земную кору, водород и углеводороды восстанавливают оксиды, образуя воду в виде пара, а потом и в конденсированном виде, при высокой температуре и давлении. В этой воде растворяются различные соединения, и она является растворителем для золота.

Таково происхождение первичных геотермальных растворов.

Геотермальные растворы стремятся выйти на поверхность Земли, но создание каналов для их выхода возможно только на ослабленных участках земной коры, в основном на стыках между тектоническими плитами.

В тех же местах ранее была, или имеется и сейчас вулканическая деятельность или сейсмические процессы. Для выхода геотермального раствора на поверхность требуется и его высокая температура и давление, в сочетании с

возможностью диффузии через материалы земной коры к истоку канала. Такие процессы были широко распространены в древние геологические периоды, когда кора Земли была тоньше и ядро горячее.

В древние геологические времена, кроме выхода геотермальных потоков в виде гейзеров по каналам, заполненным водой, существовал и иной механизм, при котором геотермальный раствор по каналу продвигается к поверхности Земли в непрерывном режиме, разрушая вмещающие породы. При охлаждении геотермальных растворов из них в ряде случаев выделяются различные химические соединения, образующиеся при их охлаждении или находящиеся в растворенном виде.

В зависимости от скорости охлаждения и скорости диффузии геотермального потока, оказалось возможным выделение из них золота.

В случае, если образовавшиеся жилы или иные рудообразования быстро (по геологическим меркам) консервируются, подача геотермальных растворов прекращается и его структура далее меняется слабо. Так возникают сульфидные, арсено-сульфидные месторождения, содержащие золото при различной глубине залегания.

В случае, если в рудном теле сохраняется вода, или она туда поступает, то происходящие процессы переосаждения золота с образованием более крупных частиц.

При насыщении месторождения водяными растворами негеотермального происхождения происходит окисление сульфидных и арсено-сульфидных материалов, продолжается также миграция золота.

В этих условиях, при более низкой температуре раствора термодинамически маловероятно миграция золота в растворе с образованием мелких частиц. Зато миграция золота с образованием крупных частиц становится более вероятной. Крупные частицы золота могут расти, поглощая мелкие, что в отдельных случаях приводит к образованию крупных самородков.

Это подтверждается тем фактом, что образования самородков происходит в верхних участках месторождения, в которых, по видимо существуют золоторастворяющие растворы и, соответственно, миграция золота.

Разные геологические условия формирования и преобразования месторождений приводят к различным результатам, что приводит к различию структур золоторудных месторождений.

Очень интересная структура крупнейшего в мире золоторудного месторождения «Витватерсранд» (ЮАР). Месторождение характеризуется наличием как первичных отложений золота, в основном в составе огромного количества рудных жил, так и вторичных отложений золота, причем вторичные отложения осуществлялось при участии органических веществ.

Месторождение, находится в долине древних рек, поэтому в этом месторождении имеется и частично окатанные частицы золота.

По видимо, процесс формирования должен был дойти до образования россыпного месторождения гигантских размеров, но этому помешал геологический процесс опускания земной поверхности в этом регионе.

Месторождение, которое находилось близко к поверхности Земли, опустилось на глубину более 2-3 км и ниже, и было покрыто вторичными породами. Основное золотосодержащее рудное тело за счет вторичных пород, оказалось в условиях консервации.

В результате добыча золота, на этом месторождении осуществляется сейчас в зоне древних рек, но на глубине 3-4 км, что не позволяет производить добычу золота в размерах, пропорциональных существующим запасам и делает ее дорогостоящей.

1.2. Агрегаты процесса обжига упорных сульфидных золотомышьяковых концентратов

Недостатки обжига во вращающихся и подовых печах послужили толчком к разработке обжига в кипящем слое.

Кратко рассмотрим теорию кипящего слоя. При прохождении потока газа через слой сыпучего зернистого твёрдого материала, лежащего в сосуде на воздухораспределительной решётке, сначала происходит лишь фильтрация газа через каналы между частицами твёрдого материала (рис.1.4., а). При этом высота слоя остаётся практически неизменной, а его характеристики (удельная поверхность, порозность) не меняются. Когда скорость потока газа достигает некоторой критической величины, слой перестаёт быть неподвижным, его порозность и высота начинают увеличиваться, слой приобретает текучесть и переходит как бы в *кипящее (псевдоожигженное)* состояние. В таком слое твёрдые частицы интенсивно перемещаются в потоке в различных направлениях (рис.1.4., б), и весь слой напоминает кипящую жидкость, ограниченную ясно выраженной верхней границей раздела с потоком, прошедшим слой. При дальнейшем увеличении скорости потока порозность слоя и его высота продолжают возрастать вплоть до того момента, когда скорость достигает нового критического значения, при котором слой разрушается и твёрдые частицы начинают уноситься потоком (рис.1.4., в). Явление массового уноса твёрдых частиц потоком газа называют *пневмотранспортом* и используют в промышленности для перемещения сыпучих материалов.

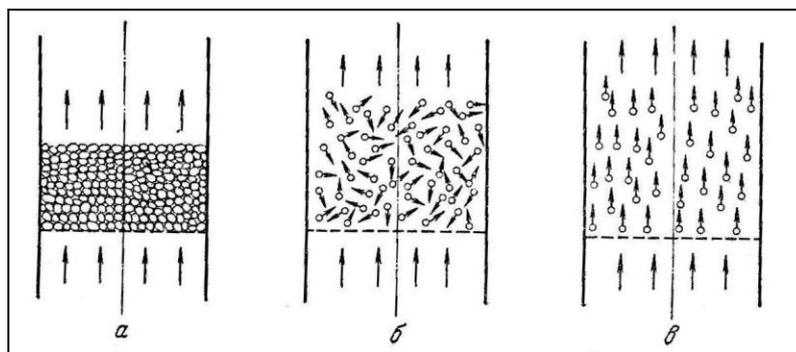


Рис. 1.4. Движение газа через слой твёрдых частиц: а – неподвижный слой; б – кипящий (псевдооживленный) слой; в – унос твёрдых частиц потоком газа.

Размер частиц твёрдого материала, которые можно привести во взвешенное состояние, находятся в пределах от 0,001 до 65 мм. Считается, что частицы с размерами 0,2 – 0,01 мм лучше всего подходят для образования однородного взвешенного слоя. Крупные частицы вызывают неустойчивость слоя и сильные колебания его высоты. Мелкие частицы (менее 0,01 мм), даже сильно высушенные, действуют как влажные, образуя агломераты, а также трещины в слое, и приводят к фонтанированию. Добавка тонкоизмельчённых частиц к слою, состоящему из грубых, крупных кусков, или грубоизмельчённых частиц к слою мелких обеспечивает большую устойчивость процесса.

Скорость восходящего потока газа обычно колеблется между 0,15 и 3,0 м/сек. Эта скорость рассчитывается по движению потока в пустом аппарате и часто называется поверхностной скоростью.

На рис. 1.5 показана схема проведения процесса в кипящем слое.

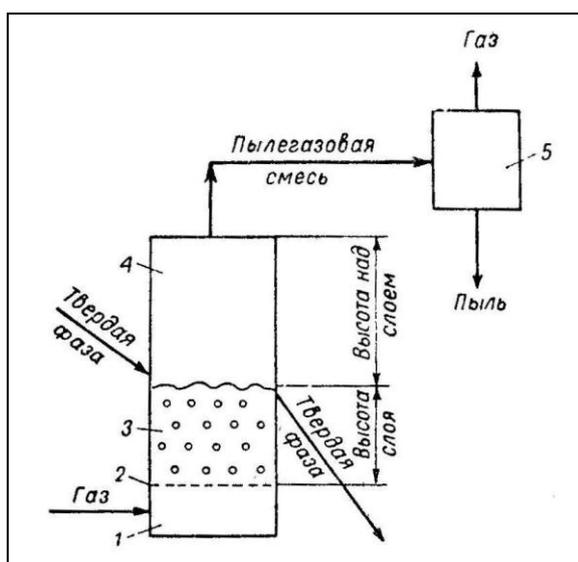


Рис. 1.5. Схема процесса в кипящем слое:

1 – распылительная камера; 2 – газораспределитель или поддерживающая решётка; 3 – взвешенный (кипящий) слой; 4 – свободное пространство над слоем, 5 – пылеотделитель.

На рис. 1.6. показаны типичные зависимости высоты слоя H , действительной скорости W_d и сопротивления ΔP от скорости газового потока.

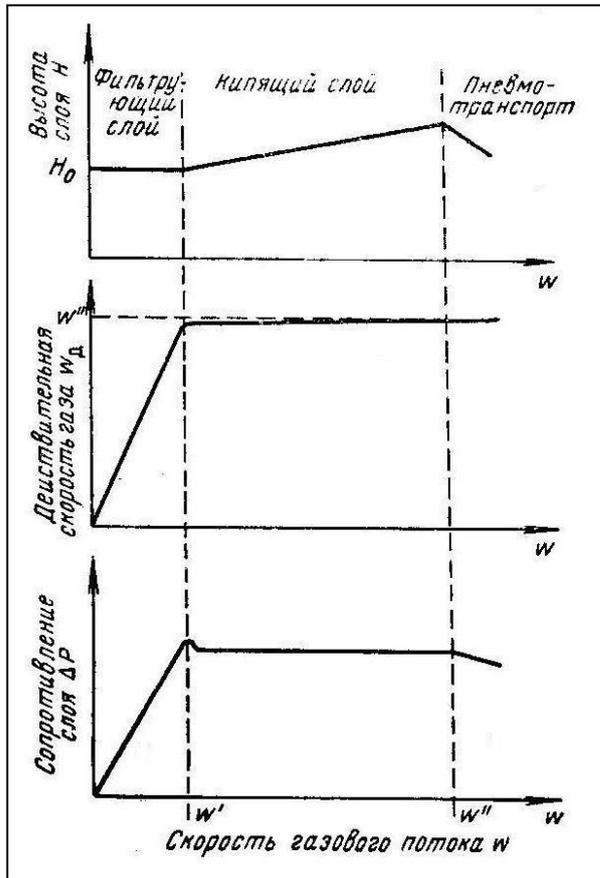


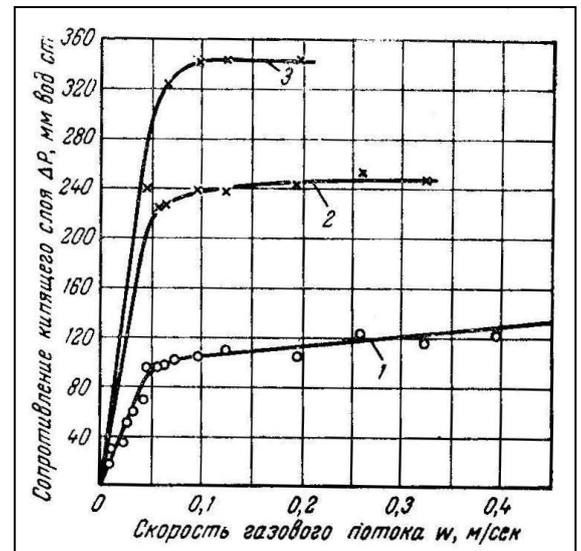
Рис. 1.6. Зависимости высоты слоя H , действительной скорости W_d и сопротивления ΔP от скорости газового потока.

На рис. 1.7. приведены опытные зависимости сопротивления кипящего слоя огарка пирита от скорости газа и высоты спокойного слоя.

Рис. 1.7. Зависимости сопротивления ΔP кипящего слоя огарка пирита (фракция $-0,25 + 0,18$ мм) от скорости воздуха при различной высоте спокойного слоя H :

1 – при $H = 100$ мм; 2 - при $H = 200$ мм; 3 - при $H = 3100$ мм.

Применяющиеся в металлургической промышленности обжиговые печи кипящего слоя отличаются устройством отдельных узлов, геометрическими размерами и формой поперечного сечения, которое может быть круглым, прямоугольным и эллиптическим. На рис. 1.8. показана схема устройства и принцип работы обжиговой печи КС.



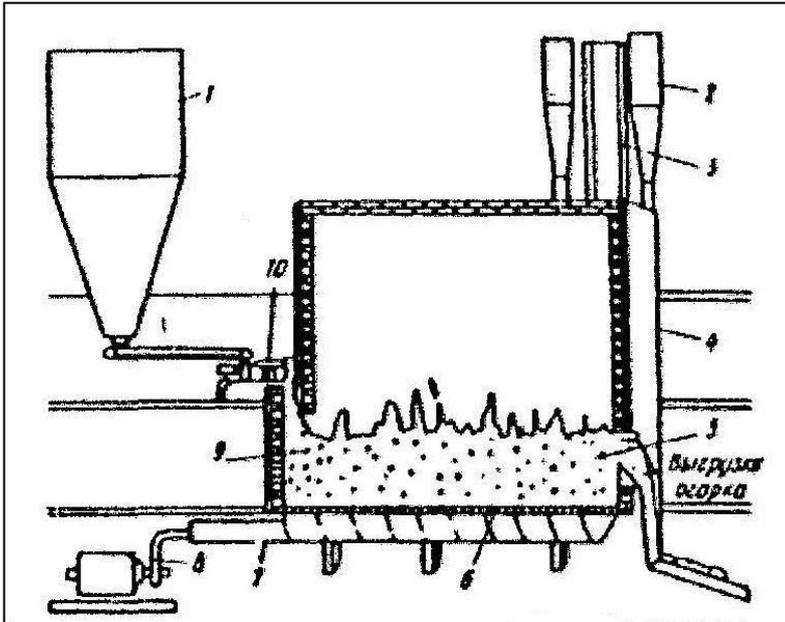


Рис. 1.8. Схема печи для обжига в кипящем слое:

1 – бункер для шихты; 2 – пылеулавливающий циклон; 3 – охлаждающий газопровод – стояк; 4 – реакционная камера печи; 5 – кипящий слой; 6 – подина; 7 – воздушный коллектор; 8 – воздуходувка; 9 – форкамера; 10 – питатель шихты.

Обязательными узлами и деталями любой обжиговой печи КС являются:

вертикальная шахта (реакционная камера) со сводом, под с воздухораспределительными соплами, форкамера с загрузочным окном, разгрузочное устройство и газопровод. Загрузочное и разгрузочное устройства обычно располагают на противоположных сторонах печи, что обеспечивает максимальное время пребывания в ней материала.

Обычно печь КС имеет форму вертикального цилиндра. Общая площадь поперечного сечения определяется по объёмному расходу газа и допустимой или требуемой для приведения во взвешенное состояние скорости газа. В некоторых случаях аппарат рассчитывается на минимально допустимый расход газа, в других – на максимальный. Минимальную скорость лучше всего определять экспериментально, используя оборудование, в котором можно проводить визуальные наблюдения над кипящим слоем. Скорость, требуемая для поддержания полной однородности слоя, значительно отличается от минимальной скорости (w' на рис. 1.6), необходимой для приведения слоя во взвешенное состояние. Максимальная скорость (w'' на рис. 1.6) обычно определяется по уносу твёрдой фазы из печи.

Высота слоя зависит от нескольких факторов:

- пространственно – временного выхода;
- продолжительности контакта с газом;
- отношения L/D , требуемого для обеспечения многоступенчатого процесса;
- объёма, необходимого для установления внутренних теплообменников;
- времени пребывания твёрдой фазы в печи КС.

Обычно высота взвешенного слоя в печи составляет не меньше 300 мм и не больше 15 м.

Отсутствие движущихся частей в печах КС является их большим преимуществом.

Многие установки со взвешенным слоем работают при повышенной температуре. Наиболее экономичен стальной аппарат, футерованный огнеупорным материалом. Огнеупорный материал служит для двух важных целей: 1) изолирует металлический корпус от действия высокой температуры и 2) защищает металлический корпус от абразивного действия кипящего слоя.

В зависимости от условий работы применяются различные огнеупорные материалы для футеровки печей. Если, например, по условиям проведения обжига требуется надёжная футеровка, то у стены корпуса сначала укладывают слой изоляционного кирпича, а для его защиты – слой огнеупорного кирпича. Промышленный опыт показал, что такая футеровка успешно противостоит абразивному действию кипящего слоя в течение многих лет. Наиболее значительный износ огнеупорной футеровки вызывается грубыми частицами при высоких скоростях газа (обычно наиболее резко износ выражен вблизи рабочего уровня взвешенного слоя).

Протечка газа за обмуровку и вызываемая этим коррозия корпуса наблюдается на многих установках. При расчёте и укладке огнеупора следует заботиться об уменьшении образования трещин в обмуровке. Даже небольшая утечка твёрдых частиц и газа может быстро вытравить большие проходы в мягком изоляционном кирпиче. Необходимо обращать внимание на герметичность газовых патрубков, которые часто крепятся к корпусу и выступают в огнеупорную кладку, а также смотровых и других отверстий в корпусе и обмуровке.

Сильное движение частиц во взвешенном слое требует установки прочного фундамента и надёжных опор для печи. Даже относительно малое перемещение корпуса по отношению к обмуровке печи сокращает срок службы огнеупора.

Свободное пространство или высоту аппарата над слоем часто выбирают произвольно или на основе эксперимента. Установлено, что унос твёрдых частиц газами снижается, если расстояние (по вертикали) между верхней частью плотной фазы взвешенного слоя и выходным штуцером газового потока увеличивается.

Конструкция устройства для распределения газа имеет большое влияние на организацию процесса во взвешенном слое. Распределители газа применяются в основном для двух случаев:

- когда в поступающем газе содержатся твёрдые частицы;
- когда поступает чистый газ.

Обычно распределитель ставится для того, чтобы предотвратить обратный поток твёрдой фазы при нормальном процессе, иногда – во время остановки. Для обеспечения равномерного распределения необходимо ограничить приток газа таким образом, чтобы перепад давления не превышал 0,14 атм. На рис. 2.27 показаны две конструкции входного отверстия для газа, которые успешно применяются для предотвращения обратного потока твёрдой фазы (подробнее см. рис.1.12).

Рис. 1.9. Входные отверстия для газа (сопла), не допускающие обратного потока твёрдой фазы:

а – с четырёхугольным колпачком; б – с круглым колпачком.

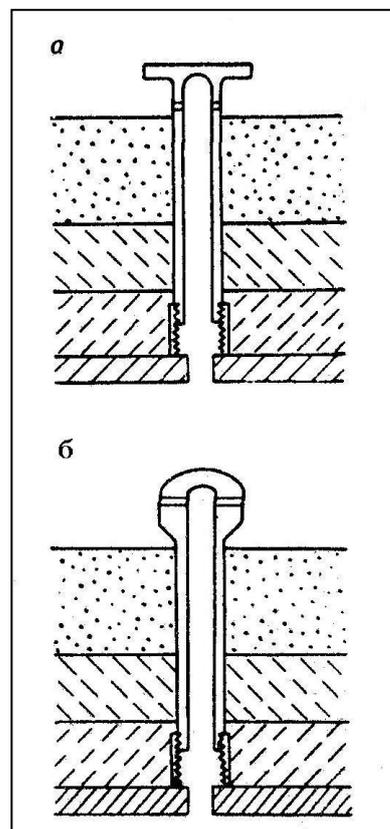
Сопла располагаются в печи равномерно по всей площади пода в шахматном порядке с расстоянием между рядами 200 – 300 мм. Число сопел на 1 м² пода колеблется от 15 до 50 штук.

Сульфидный концентрат, направляемый на обжиг, с помощью питателя подают в форкамеру печи, имеющую повышенную плотность размещения сопел.

В печах КС важное значение имеет устройство для разгрузки твёрдой фазы. Тип разгрузочного устройства выбирается в зависимости от необходимости изоляции внутренней атмосферы печи со взвешенным слоем от наружной атмосферы, а также в зависимости от последующей обработки твёрдой фазы. Разгрузку огарка обычно производят через сливной порог, уровень размещения которого определяет высоту кипящего слоя. Выпуск огарка возможен также из нижней части кипящего слоя через донную течку. В этом случае высоту кипящего слоя регулируют скоростью разгрузки с помощью различных устройств (рис. 1.10, подробнее см. рис.1.15 и 1.16).

Преимущества донной разгрузки выражаются в том, что при таком методе разгрузки из печи легко выносятся укрупнённые частицы огарка, удаление которых через сливной порог принципиально невозможно.

Исключительно благоприятные условия массо – и теплообмена в кипящем слое и возможность эффективного отвода избыточного тепла реакции позволяют вести обжиг с очень малым избытком кислорода (воздуха).



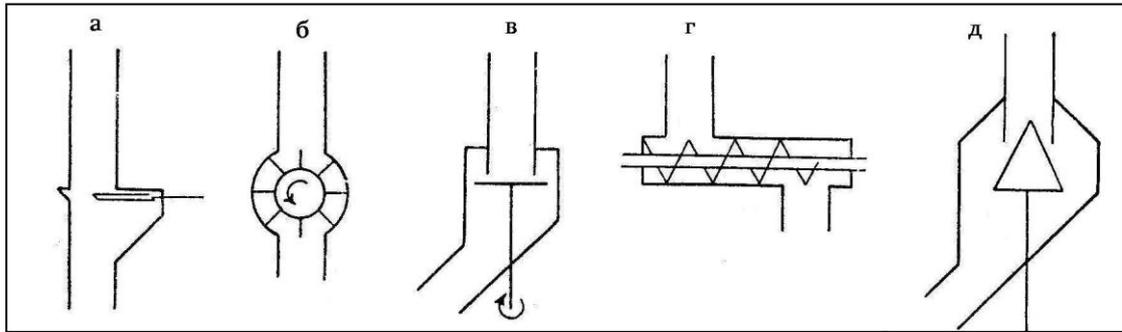


Рис. 1.10. Устройства для разгрузки потока огарка:

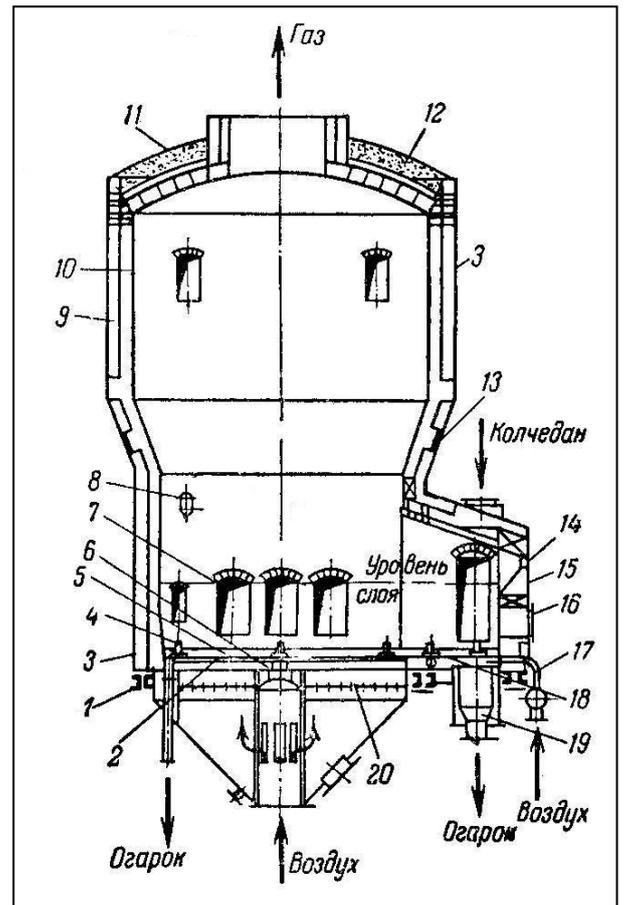
а – шибер; б – «звёздочка»; в – тарельчатый питатель; г – шнек; д – конусный затвор.

Первая промышленная печь для обжига руды в кипящем слое была введена в эксплуатацию в 1947 году. Печь была сконструирована из листовой низкоуглеродистой стали, покрытой литым огнеупором для изоляции стали от обжигаемого слоя. Литой огнеупор использовался также для изготовления сопел, в которых помещались огнеупорные шары для равномерного распределения газового потока.

На рис.1.11 показана печь КС – 200 для обжига флотоконцентратов, в частности колчедана. Печь имеет цилиндрическую форму с расширением в верхней части.

Рис.1.11. Печь кипящего слоя (КС – 200):
1 – опорная балка; 2 – подовая решётка;
3 – кожух; 4 – грибки;

5 – жароупорный бетон; 6 – балки подовой решётки; 7 – окна для охлаждающих элементов (элементы не показаны); 8 – смотровое окно; 9 – легковесный шамот; 10 – шамотный кирпич; 11 – сферическая крышка; 12 – теплоизоляция; 13 – бандаж; 14 – мазутная форсунка или газовая горелка; 15 – кожух форкамеры; 16 – люк; 17 – коллектор для подачи воздуха в форкамеру; 18 – провальная решётка форкамеры; 19 – бункер провальной части форкамеры; 20 – распределительная решётка.



Загрузочная камера (форкамера) печи снабжена провальной и непровальной решётками. Благодаря наличию форкамеры предотвращается забивка подины печей крупными кусками флотоконцентрата или посторонними предметами и появляется возможность вертикально разместить в форкамере точки от тарельчатого питателя, чтобы избежать зависания флотоконцентрата. Стальной корпус печи футерован шамотным кирпичом или легковесным шамотом. Предложена футеровка печей жароупорным бетоном без фторсодержащих (Na_2SiF_6) компонентов. Стальная подовая решётка печи залита на высоту 100 мм армированным жароупорным бетоном. Равномерное распределение воздуха по сечению беспровальной зоны пода печи достигается при помощи распределительной решётки и шайб, установленных в грибках. Скорость истечения воздуха из отверстий грибков 10 – 13 м/с.

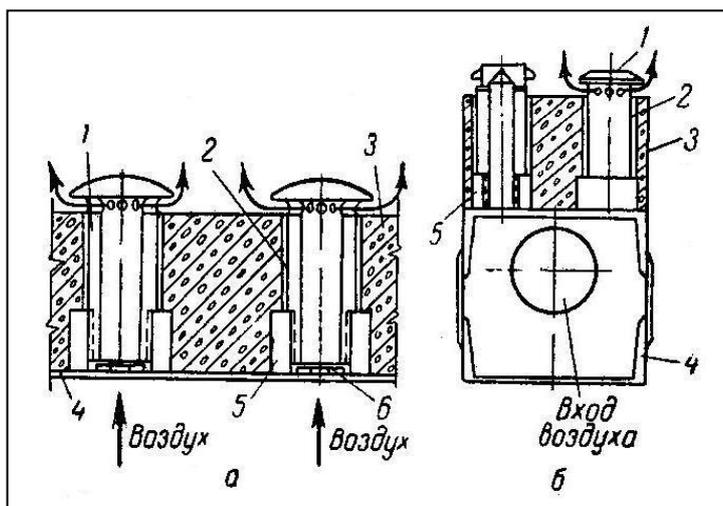
В нижней части футеровка печи имеет конусную форму, благодаря чему повышается линейная скорость газа непосредственно над подиной (решёткой) печи. При этом улучшается перемешивание материала в кипящем слое, что способствует предотвращению его слёживания и спекания. Расширение печи в верхней части позволяет увеличить время пребывания в аппарате частиц материала, вынесенного из кипящего слоя, что обеспечивает более полное выгорание сульфидной серы.

Печь снабжена смотровыми стёклами, люками, взрывным клапаном и мазутными форсунками или газовыми горелками для разогрева печи. Предусмотрены патрубки для отдельного удаления огарка из провальной зоны форкамеры и беспровальной части пода печи.

Воздух подаётся под решётку печи в трёх местах: в провальной и непровальной участки форкамеры и под беспровальную решётку основной подины печи (рис.1.12).

Рис.1.12. Дутьевые устройства (сопла) печей кипящего слоя:

а – в непровальной части подовой решётки; 1 – воздушное сопло (грибок); 2 – крафтбумага; 3 – жароупорный бетон; 4 – стальная плита (армировка условно не показана); 5 – бобышка; 6 – шайба; б – в провальной части пода



форкамеры печи КС – 200; 1 – грибок; 2 – крафтбумага; 3 – жароупорный бетон; 4 – короб из швеллера; 5 – бобышка.

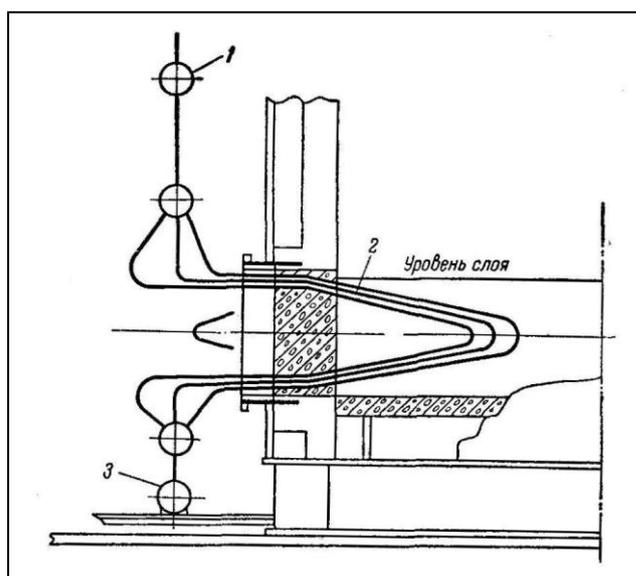
Для предотвращения спекания огарка удельный расход воздуха в форкамеру печи должен в 1,8 – 2 раза превышать его подачу в непровальную часть пода. Распределение воздуха регулируется изменением положения задвижек, устанавливаемых на воздухопроводах.

При обжиге флотоконцентратов с содержанием $S_S = 10 - 13\%$ в качестве дутья предусматривается горячий воздух (до 300°C).

Охлаждающие элементы печи (рис.2.31) выполняются из толстостенных бесшовных труб с толщиной стенки $\delta - 8$ мм. Желательно, чтобы сварные швы охлаждающих элементов находились вне зоны действия высоких температур в печи КС и были доступны для осмотра и ремонта.

Рис.1.13. Устройство теплообменного элемента печи КС – 200:

1 – пароотводящая камера; 2 – теплообменный элемент; 3 – водоподводящая камера.



В табл.1.1 приведены технические характеристики печей КС.

Таблица 1.1

Технические характеристики печей КС

Показатели	Печи		
	КС - 100	КС - 200	КС – 450
Производительность (считая на 45% S_S), т/сутки	100	200	450
Размеры печи, м			

диаметр верхней расширенной части	4,27	6,20	9,84
диаметр нижней узкой части	3,27	4,75	9,15
общая высота	10,0	13,48	13,41
Общий объём печи, м ³	90	222	455
Удельный объём печи, м ³ /м ² пода	10	11,05	9
Подовая интенсивность, т/м ² •сутки	11	10	8,8
Количество дутьевых сопел (грибков)	444	847	2862
Расход воздуха, тыс. м ³ /ч	9-10	18-20	45
Гидравлическое сопротивление, мм вод.ст.			
кипящего слоя	900 - 1000	1000 - 1300	1600
подовой решётки	100 -150	180 - 200	220 – 240
Коэффициент теплопередачи охлаждающих элементов для рядового флотоконцентрата, ккал/м ² •ч•град	180 - 200	180 - 200	180 - 200
Давление пара в элементах, атм			
насыщенного	40	40	40
перегретого	-	40	40

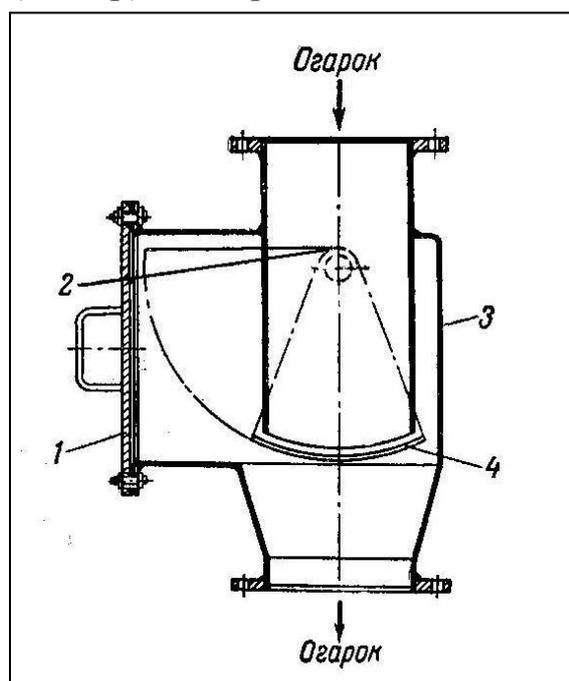
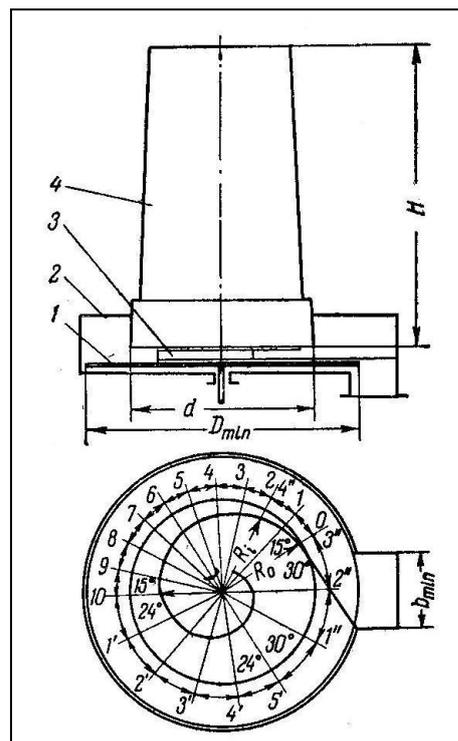
Одним из неперенных условий работы печи с кипящим слоем является бесперебойное питание флотоконцентратом. Особенности трудности возникают при подаче флотоконцентрата повышенной влажности. Для печей КС наиболее совершенной является конструкция герметичного питателя с обращённым конусным ступенчатым бункером, вращающейся тарелкой и неподвижным спиральным ножом (тарельчатый питатель). Бесперебойное питание печи флотоконцентратом обеспечивается, если угол встречи материала с поверхностью ножа на протяжении первых двух третей длины спирали (считая от центра) изменяется от 30° до 15° , а на всей последней трети длины составляет 15° (рис.1.14).

Рис.1.14. Тарельчатый питатель:

1 – тарелка; 2 – корпус; 3 – спиральный нож; 4 – ступенчатый конусный бункер.

Для выгрузки огарка из печей КС используются дисковые задвижки и секторные затворы, для выгрузки огарка из циклонов – грузовые клапанные затворы. Все устройства для выгрузки огарка должны быть герметичными.

Односекционный затвор, показанный на рис.1.15, представляет собой цилиндрический сектор, вращающийся на пальцах, закреплённых в боковых стенках. Боковые щёки и днище (сектор) затвора выполняются из стали марки X18H9T.



X18H9T.

Рис.1.15. Секторный затвор:

1 – люк; 2 – течка; 3 – стальной корпус; 4 – сектор.

Секторный затвор служит для периодической выгрузки огарка с пода печи КС. Он открывается и закрывается в зависимости от величины сопротивления кипящего слоя огарка в печи.

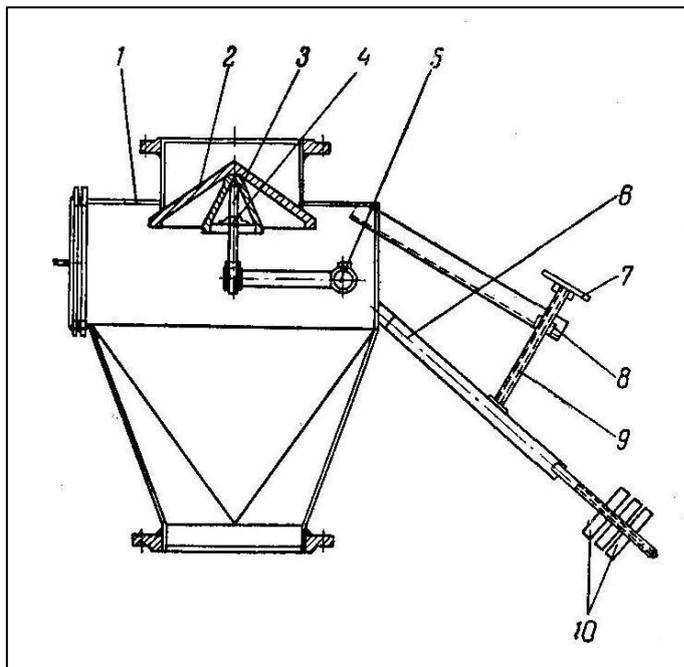
Клапанный затвор – мигалка (рис.1.16.) предназначен для герметизации непрерывной выгрузки сухой огарковой пыли из бункеров оборудования печного отделения с печами КС (циклоны).

Герметизация оборудования достигается регулированием величины зазора между входным патрубком и клапаном и наличием над последним слоя огарка в спускной трубе. Допустимая температура огарка 450°C . Разряжение в аппаратах до 100 мм вод.ст. (установка затвора – мигалки в аппаратах, работающих под давлением, не допускается).

Рис.1.16. Клапанный затвор:

1 – корпус; 2 – клапан; 3 – игла;
4 – втулка; 5 – вал; 6 – рычаг; 7 –
рукоятка;

8 – гайка; 9 – упорный винт; 10
– груз.



Для расчёта основных размеров печи КС можно использовать следующие соотношения:

площадь поперечного сечения
(в м^2):

$$S = V/U_{\text{П}},$$

где $U_{\text{П}}$ – интенсивность подовая, $\text{т}/\text{м}^2 \cdot \text{сутки}$;

V – заданная производительность печи, $\text{т}/\text{сутки}$;
внутренний объём печи (в м^3):

$$V_{\text{ВН}} = V/U_{\text{ОБ}},$$

где $U_{\text{ОБ}}$ – интенсивность объёмная, $\text{т}/\text{м}^3 \cdot \text{сутки}$;

высота печи цилиндрической формы (в м):

$$H_{\text{П}} = V_{\text{ВН}}/S.$$

Одним из путей дальнейшей интенсификации печей КС может стать применение кислорода при обжиге сырья. В печах старых конструкций (вращающихся, подовых) применение кислорода осложнялось прежде всего трудностью отвода избыточного тепла, интенсивность выделения которого увеличивалось с ростом концентрации кислорода в дутьё. Отвод тепла из печей КС облегчается благодаря размещению в кипящем слое холодильных элементов.

Дальнейшее усовершенствование конструкции печей КС было направлено на использование принципа псевдоожижения не только для сжигания сырья, но и для охлаждения обжиговых газов с утилизацией их физического тепла для получения пара. Такой процесс осуществляется в едином комплексном аппарате – печи-котле с двумя кипящими слоями –

Таким образом, при использовании нового метода обжига отпадает необходимость в установке после печи специального котла – утилизатора, так как его заменяет второй кипящий слой. При этом в несколько раз сокращается требуемая поверхность охлаждения газов вследствие значительно лучших условий теплообмена в кипящем слое. Коэффициент теплопередачи огарка в кипящем слое при обжиге пирита (FeS_2) составляет более $170 \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{ч} \cdot \text{град}$, тогда как при конвективном теплообмене он не превышает $25\text{-}30 \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{ч} \cdot \text{град}$. В печах ДКСМ можно обжигать все виды сульфидного сырья.

Основные технические характеристики печи ДКСМ для воздушного и кислородного дутья приведены в табл. 1.2.

Таблица 1.2

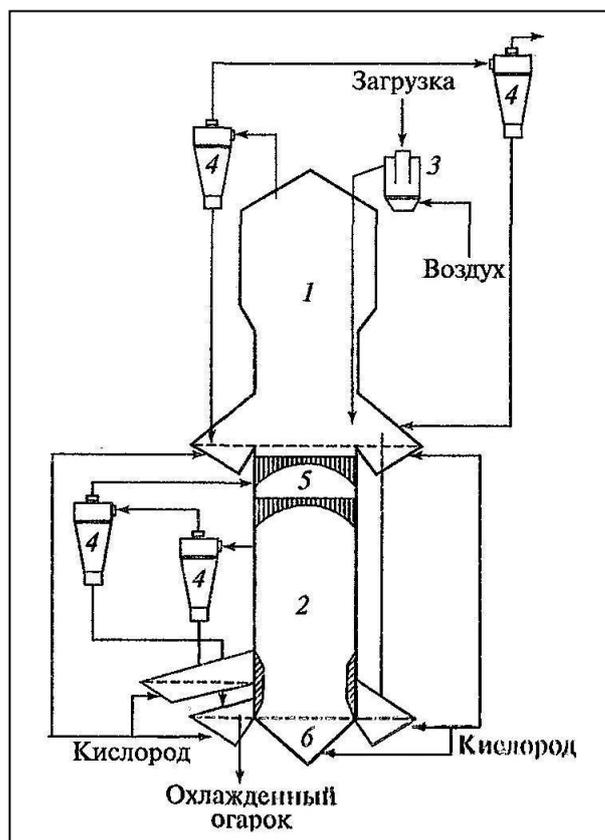
Основные технические характеристики печи ДКСМ

Показатели	Дутьё	
	воздушное	кислородное (60% O_2)
Объёмная интенсивность зоны обжига (на пиритный флотоконцентрат, содержащий 45% S_S), $\text{т/м}^3 \cdot \text{сутки}$	1,2	3,3
Подовая интенсивность, $\text{т/м}^2 \cdot \text{сутки}$	10	28

Аналогом печи ДКСМ является кислородная обжиговая печь, разработанная фирмой «Фрипорт Мак Моран» (США) в 1985 г. Эта печь (рис.2.36) содержит две секции, каждая из которых является реактором кипящего слоя. Установка включает также систему «взвешенной» загрузки в циклоны.

Рис.1.18. Кислородная обжиговая печь фирмы «Фрипорт Мак Моран» (США):

1 – верхний реактор (1-я стадия обжига); 2 – нижний реактор (2-я стадия обжига); 3 – распределитель загрузки; 4 – циклоны 1-й и 2-й ступеней; 5 – горячая камера; 6 – холодная камера.



Температуру во взвешенном слое верхнего реактора поддерживают за счёт тепла реакций окисления. Для регулирования температуры в верхнем слое используют либо тепло от сжигания угля или газа, либо охлаждение водой через форсунки. Огарок первой стадии обжига

непрерывно разгружается из верхней секции в нижнюю посредством межстадиальной горячей камеры. В нижнем слое температура поддерживается за счёт тепла от сгорания дизельного топлива либо за счёт впрыскивания воды. Кислород под небольшим давлением поступает во взвешенный слой через холодную камеру и далее в днище установки через межстадиальную камеру. Горячие отходящие газы из нижнего реактора проходят через циклоны и горячую камеру, поддерживая во взвешенном состоянии слой материала в верхнем реакторе. Отходящие газы верхнего реактора перед поступлением на очистку освобождаются от пыли в двух циклонах.

Основные преимущества печей КС состоят в следующем: большая интенсивность процесса; возможность использования теплоты реакции горения флотоконцентратов для получения насыщенного или перегретого пара; высокий коэффициент теплопередачи от кипящего слоя к охлаждающим теплообменным элементам; возможность полной автоматизации и механизации процесса; резкое сокращение строительного объёма зданий печного отделения; возможность обжига флотоконцентратов с различным содержанием сульфидной серы; возможность проведения обжига флотоконцентратов с исходной влажностью до 8%.

Сравнительные технико – экономические показатели подовой печи ВХЗ и печи КС – 200 приведены в табл.1.3.

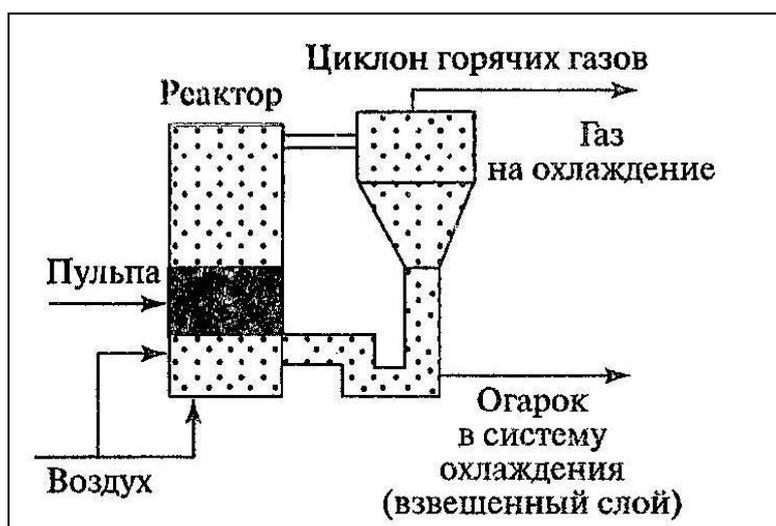
**Сравнительные технико – экономические показатели печей ВХЗ и КС
– 200**

Показатели	Печи	
	Подовая печь ВХЗ	Печь кипящего слоя
Производительность, т/сутки	31,5	200
Коэффициент использования сырья, %	96	98
Удельный расход материалов на печь (в пересчёте на 1 т/сутки колчедана)		
металл, кг	1525	250
футеровка, кг	4980	890
выработка пара, т/т колчедана	0,6	1,2

Заслуживает внимание конструкция обжиговой печи КС с циркулирующим взвешенным слоем (circulating fluid bed, CFB), разработанной компанией «Индепенденс Майнинг Компани». Схема такой печи приведена на рис.1.19.

Рис.1.19. Схема, характеризующая печь КС с циркулирующим взвешенным слоем.

В аппарате с циркулирующим взвешенным слоем циклон и печь объединены, что позволяет



частицам обжигаемого материала непрерывно циркулировать в системе. Это увеличивает общую турбулентность в реакторе и способствует более высоким скоростям тепло – и массопереноса. При этом величины скоростей подачи газа и загрузки сырья могут изменяться независимо, что позволяет оптимизировать процесс. Так как температурные профили и в реакторе и в циклоне одинаковы, это позволяет проводить более точное регулирование процесса обжига, препятствуя как перегревам, так и неполному разложению сульфидных минералов.

1.3. Способы извлечения золота и переработка.

Изучая научных трудов анализировали несколько работы современных ученых иностранных университетов и академии наук, а также стран СНГ. Намного интересными стали соискания В.В.Сенкус, Б.М.Сефанюк, Н.А.Вепревы, ученые Кемеровского университета Российской Федерации. Они изучали способы извлечения тонкодисперсного золота и комплекс для его реализации [2].

В работах предлагается ряд способов, которые, по мнению авторов, позволят увеличить эффективность извлечения тонкодисперсного золота, но обладают недостатками: применение химических реагентов загрязняющих окружающую среду; сложная подготовка исходного материала, высокоэнергозатратная технология подготовки исходного материала, в том числе, измельчение и термальная сушка, необходимость использования спецхранилищ.

Целью настоящей работы является снижение затрат и повышение объемов извлечения тонкодисперсного золота из хвостов. Поставленная цель достигается тем, что исходный материал гидравлически разделяют по крупности по классам -2 и $+2$ мм, при этом материал $+2$ мм отправляют на переработку и извлечения золота традиционными способами, а материал крупностью -2 мм подвергают повторно классификации на классы $-0,2$ мм и $+0,2$ мм, при этом каждый поток пульпы классифицируют по плотности на комплексе извлечения тонкодисперсного золота, который обеспечивает осаждение золотых частиц в поддоны и вынос породных частиц потоком воды, имеющим скорость в диапазоне $0,5-1,0$ м/с.

Изучая осаждения взвешенных частиц, конечная скорость осаждения взвешенных частиц в стоячей воде, скорость потока пульпы, конечная скорость оседания породы получены следующие результаты:

Результаты расчета конечных скоростей для взвешенных частиц золото и породы

Таблица 1.4

Радиус частицы R, м	Толщина граничного слоя d, м	Для породы $\rho = 2650 \text{ кг/м}^3$			Для золота $\rho = 19300 \text{ кг/м}^3$		
		Конечная скорость U_k , м/с	Скорость осаждения при $V=0,5 \text{ м/с}$ U_0 , м/с	$V=1,0 \text{ м/с}$	U_k , м/с	$V=0,5 \text{ м/с}$ U_0 , м/с	$V=1,0 \text{ м/с}$ U_0 , м/с
$5 \cdot 10^{-6}$	$6,15 \cdot 10^{-4}$	$2,73 \cdot 10^{-4}$	$8,65 \cdot 10^{-6}$	$2,17 \cdot 10^{-7}$	$3,03 \cdot 10^{-3}$	$9,60 \cdot 10^{-5}$	$2,41 \cdot 10^{-6}$
10^{-5}	$5,86 \cdot 10^{-4}$	$8,01 \cdot 10^{-4}$	$5,05 \cdot 10^{-5}$	$1,25 \cdot 10^{-6}$	$8,88 \cdot 10^{-3}$	$5,60 \cdot 10^{-4}$	$1,39 \cdot 10^{-5}$
10^{-4}	$3,17 \cdot 10^{-4}$	$3,63 \cdot 10^{-2}$	$2,20 \cdot 10^{-3}$	$5,7 \cdot 10^{-4}$	$4,03 \cdot 10^{-1}$	$2,44 \cdot 10^{-2}$	$6,32 \cdot 10^{-3}$
10^{-3}	$8,70 \cdot 10^{-4}$	$2,56 \cdot 10^{-1}$	$1,37 \cdot 10^{-1}$	$1,15 \cdot 10^{-1}$	2,84	1,92	1,28

В работах Н.И.Копылова и Ю.Д.Каминского рассмотрены нетрадиционные технологии переработки золотосодержащего сырья [4]. Обобщены результаты последних лет по созданию нетрадиционных технологий переработки упорного золотосодержащего рудного и техногенного сырья с целью комплексного извлечения всех ценных компонентов и использования их для производства товарной продукции.

В результате соисканиях делали следующие выводы:

1. В условиях истощения сырьевой базы существующие технологии золотодобычи становятся малорентабельными и экологически опасными, что вынуждает обратиться к поиску и разработке нетрадиционных технологий переработки бедного и упорного сырья и промпродуктов. При этом основное внимание должно уделяться принципиально новым процессам, исключая применение потенциально опасных для ОС реагентов, таких как ртуть, цианиды, галогеноксиды и другие ядовитые вещества, а также образование в ходе переработки высокотоксичных соединений, в частности, мышьяка. Особое внимание должно быть уделено ресурсо- и энергосбережению, что чрезвычайно важно для регионов основной золотодобычи из-за их отдаленности от центра и промышленных районов, а также неразвитой инфраструктуры. Поэтому разрабатываемые технологии должны отвечать современным требованиям комплексности, высокой степени извлечения, сокращения объема отвалов и экологической чистоты. Этим требованиям отвечают технологии, основанные на совмещении переработки золотого сырья с концентратами и промпродуктами полиметаллов и осуществляемые по современным схемам.

2. Данные технологии при переработке мышьякового сырья включают предварительную стадию деарсинизирующего обжига с выводом мышьяка в голове процесса в форме компактного и хранимого сульфида мышьяка.

3. Проведенные исследования показали, что в зависимости от состава исходного золотосодержащего сырья оно может быть с высокой эффективностью переработано совместно с полиметаллическими концентратами и вторсырьем на свинцовый, сурьмяный или штейновый коллектор по схемам автогенных процессов (КИВЦЭТ-ЦС, плавка Ванюкова, взвешенная плавка) или электротермии (содовая плавка), а также низкотемпературной щелочной плавки. Последняя отличается высоким энерго- и ресурсосбережением и экологической чистотой, а при решении вопроса регенерации щелочи может быть успешно реализована для переработки непосредственно на месте добычи упорных золото содержащих и свинцовых концентратов как крупных, так и небольших по запасам месторождений районов Сибири, отдаленных от индустриальных и металлургических центров. Особенно эффективной может стать комплексная переработка с организацией на месте добычи современного металлургического производства на базе сурьмяного сырья и промпродуктов всех близлежащих предприятий золотодобычи региона. Характерным примером такого подхода может служить Якутия.

4. С переходом на данные технологии можно будет полностью отказаться от таких высокотоксичных переделов, как амальгамация, цианирование, а также от дорогостоящей транспортировки золотосодержащих промпродуктов за пределы региона добычи для их переработки.

5. Вывод в голове процесса мышьяка в нетоксичный товарный продукт позволяет организовать современную индустрию деревопереработки для получения гнилоустойчивых и термитно-стойких стройматериалов, а также развития других промышленных рентабельных отраслей многотоннажного использования мышьяка, получения экспортной продукции, в частности противообрастающих термопластичных покрытий для использования в морском флоте и для различного рода сооружений. Все это может резко снизить, а в перспективе и свести практически на нет накопленные отвалы мышьяковых отходов.

Ученые Сибирского федерального университета России Е.А.Гроо и Н.К.Алгебраистова совершили соискания под способ интенсификации процесса выщелачивания золота[5].

Они считают что, независимо от типа порообразующих минералов, обогащение сырья с тонкой вкрапленностью ценного компонента сопровождается существенными затратами как в подготовительном цикле, так и в цикле доводки концентратов гидрометаллургическими методами.

Известно, что результаты цианирования зависят как от характера золота и состава руд, так и от количества покровных образований на поверхности

минералов, наличия органических пленок, препятствующих растворению ценного компонента.

Интенсивность проявления различий в свойствах минералов, обуславливающая эффективность протекания технологических процессов, может быть значительно усилена при использовании акустических воздействий.

Влияя на процессы массообмена, ультразвук способствует очистке поверхности минералов от покрытий, а в комбинированных технологиях ускоряет растворение обрабатываемых частиц за счет вскрытия капиллярных каналов.

Учитывая вышесказанное, были проведены исследования с целью интенсификации процесса выщелачивания золота на основе применения ультразвуковой обработки черновых концентратов.

Изучено влияние двух факторов на процесс выщелачивания: крупность материала и время ультразвуковой обработки.

Для работы использовалась ванна Sonorex super RK1028H с частотой излучений 35 кГц и мощностью генератора излучений 300 Вт.

Условия цианирования представлены в таблице 1.2.

Таблица 1.5.

Условия цианирования

Параметр	Значение
Концентрация NaCN, % (мг/л)	0,02 (200)
Расход NaCN, кг/т	1,0
Расход CaO, кг/т	4,0–5,0
pH среды	10–10,5
Вид сорбента	Уголь
Объем сорбента, %	10,5
Объем пульпы, л	0,35
Продолжительность цианирования, час.	24

Определено, что цианирование продуктов в крупности $-0,05+0$ мм осуществляется более эффективно, в сравнении, когда цианированию подвергается продукт крупностью $-0,1+0$ мм. Для концентратов полученных как из ТП-1, так и из ТП-2, с уменьшением крупности, извлечение золота в раствор повышается не менее чем на 2 %.

Выяснено, что ультразвуковая обработка исходной руды в крупности $-0,1+0$ мм в течение 20 мин. повышает извлечение золота в цианистый раствор на 8 и 3 % для проб ТП-1 и ТП-2 соответственно, что, возможно, объясняется интенсификацией процесса высвобождения рудных частиц от поверхностных

минеральных покрытий, пленок вторичных образований, удаление которых неэффективно традиционными механическими методами по сравнению с обработкой в акустическом поле.

Исследования по озвучиванию продуктов, обработанных повышенным расходом ксантогената (300 г/т), показали:

- растворение золота цианидом из концентратов без дополнительной обработки ксантогената проходит более полно;
- с увеличением времени воздействия ультразвуком (для концентратов, обработанных ксантогенатом) наблюдается значительное снижение эффективности процесса цианирования: извлечение снижается на 19–28 %, содержание золота в кеке увеличивается с 2,3 до 3 г/т.

Предположительно, вместо деградации реагента под действием акустических колебаний произошла пассивация поверхности минералов. Одной из возможных причин этого явления может послужить возникновение диксантогената в результате образования ковалентной связи между молекулами ксантогената в присутствии солей железа, меди и других металлов, что согласуется с данными С.Б. Леонова и Б.В. Комогорцева [3].

В связи с вышеуказанным, дальнейшие исследования были направлены на изучение состояния и свойств реагента-собираателя, подвергнутого озвучиванию в ультразвуковом поле. Для экспериментов использовали ванну Sonorex super RK1028H и аппарат УЗТА 0,4/22-ОМ с мощностью 400 Вт и интенсивностью ультразвукового воздействия не менее 10 Вт/см². Исследования с использованием сканирующей спектроскопии показали, что при большей мощности генератора излучений процесс разложения ксантогената происходит наиболее интенсивно. Оптическая плотность сероуглерода в растворе бутилксантогената, озвученного на аппаратах Sonorex super RK1028H и УЗТА 0,4/22-ОМ, увеличилась на 10,5 % и 30 % соответственно.

Ранее И. А. Каковским и В. М. Арашкевичем [4] было показано, что отслаивание ксантогенатных пленок подчиняется тем же закономерностям, что и отслаивание окисленных пленок. Исследованиями по интенсификации флотации россыпных песков, содержащих благородные металлы, была показана принципиальная возможность удаления пленок вторичных минеральных образований ультразвуком, что оказало положительный эффект на последующее обогащение.

Для определения доли ксантогената, сорбированного минеральной поверхностью и десорбированного после ультразвуковой обработки использовали спектрофотометр Shimadzu PharmaSpec UV-1700. При этом фиксировали остаточную концентрацию ксантогената в жидкой фазе.

Установлено, что при подаче собирателя в камеру флотомашин более 54 % бутилксантогената калия сорбируется на поверхность минералов. Ультразвуковая обработка пульпы в диапазоне времени от 5 до 20 мин. способствует десорбции в жидкую фазу от 22 % до 29 % ранее сорбированного реагента с поверхности сульфида.

1.4. Переработка золотосодержащих рудных концентратов

Ученые Государственного университета цветных металлов и золота России В.С.Чекушин и Н.В.Олейникова готовили обзор методов переработки золотосодержащих рудных концентратов[6]. В научной статье даны основные информации и обсуждены современные методы переработки золотосодержащих руд и концентратов.

Приведены что, большинство существующих технологических схем переработки различных типов золотых руд включают получение двух продуктов — гравитационных и флотационных концентратов, характеризующихся сравнительно низким содержанием золота — от 40 г/т до нескольких килограммов. Они отличаются минеральным и гранулометрическим составами зерен и присутствующих частиц золота. Гравитационные продукты представлены частицами крупностью — 3 мм; флотационные — частицами менее 0,2 мм. Минералогия концентратов отличается большим разнообразием. Гравитационные продукты содержат свободное золото в виде сравнительно крупных частиц (до -0,3 мм), а также его ассоциации с кварцем. В других случаях гравитационные продукты характеризуются высоким содержанием преимущественно сульфидов железа и цветных металлов, в которых золото присутствует в виде тонких включений. При этом в материалах содержится свободное золото и золото в сростках сравнительно крупных размеров. Данные материалы подвергают «доводке» до кондиции аффинажных производств по содержанию целевых металлов (от единиц до десятков процентов) и сопутствующих примесей (особенно серы, мышьяка и др.).

Гравитационные и флотационные концентраты подразделяют на золотопиритные (содержание пирита от 25 до 75 %), золотомедные, содержащие пирит, халькопирит, борнит, халькозин, ковеллин и другие (содержание меди от 2 до 18 %), золотосурьмяные, содержащие антимонит, пираргирит и другие, золотополиметалльные, содержащие сульфиды меди, свинца, цинка и другие, золотоуглисто-сульфидные, содержащие углистые

сланцы, а также золотомышьяко-вые, содержащие, прежде всего, арсенопирит (концентрация мышьяка от долей до 20 %), а также пирит.

В зависимости от содержания крупного свободного золота и сопутствующих минеральных форм, существует ряд приемов и методов переработки указанных типов материалов. Применительно к золото кварцевым гравитационным концентратам до последнего времени использовали метод амальгамации свободного золота, во многих случаях осуществляемый с попутным доизмельчением материала.

В основе метода лежит способность ртути селективно смачивать золото с образованием амальгам. Процесс состоит из совокупности стадий: смачивания золота ртутью, диффузии ртути в золото, удерживания сольватированных частиц в объеме расплавленной ртути. Способ хорошо реализуется при наличии в руде свободного высокопробного золота. Применительно к золоту, ассоциированному с сульфидами металлов, амальгамация практически не может быть осуществлена.

Гравитационные сульфидные продукты обогащают гравитационными методами, например, разделением на концентрационных столах. Процесс осуществляют в несколько стадий, каждая из которых сопровождается доизмельчением получаемого продукта. Опыт гравитационной доводки концентратов отсадки позволяет получить «золотую головку» с содержанием 0,4...0,6 % золота, которую направляют на плавку с флюсами.

Для малосульфидных и сульфидных концентратов эффективна комбинированная схема переобогащения, основанная на гравитационной доводке с последующей флотационной перечисткой хвостов гравитации. Указанные операции позволяют сократить количество вовлекаемого в гидрометаллургический процесс цианирования материала.

Известны приемы прямого выщелачивания золота из рудных концентратов цианированием при избыточном давлении кислорода и повышенном содержании цианидов в системе, что может быть реализовано, например, при автоклавном оформлении процесса. Используется 30 % раствор NaCN, температура 30-35 °С и активное перемешивание в течение 17 часов с подачей в пульпу кислорода, расход которого составлял 10 л/мин. Золото и серебро, накапливающиеся в цианистых растворах, могут быть извлечены цементацией цинковой пылью, а также сорбцией на активированные угли или синтетические сорбенты с последующей десорбцией в водные среды и выделением металлов из растворов, например, электрохимическим восстановлением.

Эффективным оказалось применение тиомочевинного кислого выщелачивания для извлечения золота из огарков обжига сульфидных флотационных концентратов, обеспечившее извлечение металла на уровне

94,95 %. В работе показаны преимущества кислого тиомочевинного выщелачивания золота и серебра из рудных концентратов по сравнению с цианированием: более высокая скорость растворения металлов (~ в 10 раз), незначительное влияние посторонних ионов металлов и неметаллов на активность тиокарбамида и малый удельный расход реагентов.

Для выделения золота из тиомочевинных растворов могут быть использованы следующие приемы: обработка щелочью с целью разложения тиомочевинных соединений, цементация золота и серебра алюминием, катодное восстановление металлов, сорбция. Затруднения, препятствующие внедрению тиомочевинного растворения золота, связаны с непроизводительным расходом реагента из-за его окислительного разложения кислородом воздуха, а также его высокой стоимостью (на 25 % выше, чем NaCN).

Кроме цианистых и тиокарбамидных сред, при выщелачивании золота и серебра из рудных материалов, в том числе огарков окислительного разложения, используют водные растворы тиосульфата аммония в присутствии сульфата двухвалентной меди, а также кислорода воздуха. Проведены укрупненные испытания аммиачно-тиосульфатного выщелачивания для продуктов ряда месторождений. Извлечение золота составило 95,5 %, серебра 90 %.

Имеются сведения об использовании окислительного выщелачивания золота и серебра из гравитационных и флотационных концентратов минеральными кислотами и солями с использованием в качестве окислителей молекулярного хлора, гипохлорита, азотной кислоты, кислорода. В качестве комплексообразователей для благородных металлов использовали хлор-, нитрат-ионы и др.

На основании многочисленных исследовательских работ для повышения эффективности переработки сульфидных золоторудных концентратов предложен ряд методов их подготовки: механоактивирование с последующим окислительным разложением основы в кислых и щелочных средах, бактериальное разложение основы, окислительный обжиг (одно- и двухстадиальный) с последующим выщелачиванием золота и серебра из огарков в цианистые среды, а также окислительный обжиг с последующей плавкой огарков на медный или свинцовый сплав; плавка сырого (необожженного) концентрата на железистый штейн; и, наконец, окислительный обжиг с последующим извлечением золота из огарка методом хлоридовозгонки.

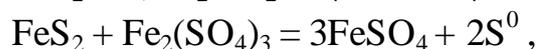
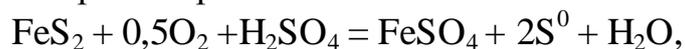
Предварительная подготовка концентратов к выщелачиванию цианированием, основана на механической активации окислительных

превращений с участием кислорода воздуха и других вводимых реагентов [6]. Механоактивацию проводят в условиях сухого и мокрого измельчения материала в энергонапряженных планетарных мельницах. Активация сопровождается деформациями кристаллических структур минеральных зерен с одновременным воздействием на них окислителей, и, прежде всего, кислорода воздуха. Наряду с кислородом, используют диоксид марганца, нитраты металлов, хлориды. Активационная подготовка концентратов обеспечивает последующее эффективное выщелачивание золота и серебра (90-98 %) из упорных пиритных и арсенопиритных продуктов.

Окислительное разложение в кислых средах сульфидной составляющей проводят с применением водных растворов серной кислоты (20-30 г/л) и использованием в качестве окислителя кислорода.

Возможно осуществление процесса с применением гомогенных окислителей, например, соединений трехвалентного железа или четырехвалентного марганца.

На основе термодинамических исследований установлено, что одним из продуктов реакций разложения сульфидов в кислых средах является элементарная сера:



При переработке арсенопиритных концентратов установлена более низкая скорость окисления и более высокий порядок реакции по кислороду для пирита по сравнению с арсенопиритом. Поэтому при выборе параметров автоклавного выщелачивания учитывали возможность достижения высокой скорости окисления пирита как наиболее упорного сульфида. Недостаточная степень извлечения золота из кеков окислительного автоклавного выщелачивания арсенопиритных концентратов цианированием обусловлена неполным разложением пирита, но не арсенопирита.

При испытании технологии автоклавного разложения пиритных и арсенопиритных золотых концентратов с последующим отделением кеков и их сорбционным выщелачиванием, была установлена возможность извлечения золота из исходных продуктов на 90-95 %. При обычном цианировании автоклавного остатка эта цифра не достигает 80 %.

Разложение сульфидных минералов в кислых водных растворах с использованием в качестве окислителей сульфатных соединений трехвалентного железа и четырехвалентного марганца показало, что направленное регулирование концентрации воднорастворимых окислителей и pH среды позволяет решать задачу глубокого разложения исходных минералов

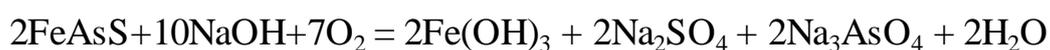
в более мягких условиях, чем в случае использования кислорода. В частности, применение сульфата окисного железа позволяет снизить температуру процесса разложения сульфидных минералов до 80-95°С и сократить продолжительность процесса в 1,5-2 раза.

На основании технологических испытаний разложения пиритных и арсенопиритных концентратов в кислых растворах железа (III) и марганца (IV) достигнуто глубокое разложение сульфидных соединений с получением элементарной серы, а также сульфатов железа и арсенатов. Избыток окислителя позволяет получать мышьяк в пятивалентном состоянии и накапливать его в системе в виде труднорастворимого арсената железа. Из получаемых золотых кеков разложения сульфидов золото эффективно выщелачивается в цианистые растворы.

Глубокое разложение сульфидных минералов возможно в сульфатнонитратных средах, когда в качестве окислителя используется нитрат-ион. Последний характеризуется несколькими значениями потенциалов, величины которых зависят от заряда азота в продукте восстановления и изменяются в пределах 1,2-0,7 В. Характерным является то, что большинство получаемых продуктов восстановления нитрат-ионов — газообразные (NO₂, NO, N₂O, N₂), за исключением нитрит-иона — NO₂⁻.

Гидрометаллургическое разложение сульфидных концентратов производится в аппаратах, работающих под давлением или без него с обязательным активным перемешиванием фаз. В случае вовлечения в переработку гравитационных продуктов операции гидрохимического вскрытия часто предшествует доизмельчение материала.

Разложение минералов основы в щелочных средах с использованием в качестве окислителя кислорода протекают с образованием соединений серы и мышьяка в высших степенях окисления с накоплением в щелочных растворах сульфатов и арсенатов натрия. Кроме того, продуктами реакций являются гидроксиды, прежде всего, Fe (III). Химизм процесса описывается следующими уравнениями:



Все технологии непосредственно включают бактериальное разложение сульфидных и мышьяксодержащих минералов, очистку бактериальных растворов после выщелачивания с использованием их в обороте и цианирование кеков выщелачивания. Процесс бактериального выщелачивания проводится в одну или две стадии в пачуках с различной интенсивностью

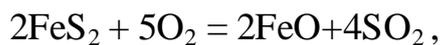
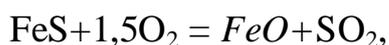
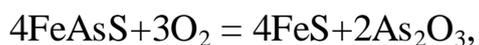
перемешивания. Условия выщелачивания следующие: Т:Ж = 1:5, крупность концентратов — 90...95 % класса — 0,074 мм, температура — 28-35 °С, рН пульпы — 2,2-1,7. Регенерацию отработанных бактериальных растворов проводят нейтрализацией их известковым молоком до рН = 2,8³,2. Степень окисления арсенопирита после 60-120 ч бактериального выщелачивания достигает 80-90 %.

Схема переработки высокомышьяковистого золотосодержащего концентрата включает две стадии бактериального выщелачивания. После первой пульпу подвергают классификации по классу 40 мкм с выделением готового для цианирования продукта, выход которого составляет 25-30 % от исходного питания. После второй стадии содержание мышьяка в кеке выщелачивания составляет 1,3-1,4 % (9-10 % мышьяка в исходном концентрате). Извлечение сульфидного мышьяка при этом достигает 85-90 %. При цианировании остатков бактериального выщелачивания извлечение золота составило 90-91 % против 10 % без предварительного бактериального вскрытия концентратов.

Золотомышьяковые углистые концентраты отличаются особой упорностью. Золото в них связано с арсенопиритом, а присутствующие в концентрате углистые сланцы обладают высокой сорбционной активностью по отношению к золотоцианистым комплексам. Схема переработки этих концентратов предусматривает предварительное удаление части углистых сланцев флотацией, бактериальное выщелачивание хвостов флотации и цианирование остатков выщелачивания. При выщелачивании в течение 70 ч содержание мышьяка в концентрате снижается с 6,6 % до 1,0-1,2 % при степени окисления арсенопирита 93-95 %. После сорбционного цианирования остатков выщелачивания извлечение золота составляет 92 %, тогда как цианирование исходных концентратов без бактериального выщелачивания позволяет извлечь только 5-10 % золота. Получаемый флотацией углистый концентрат содержит до 20 г/т золота и до 1 % мышьяка и может перерабатываться, например, плавкой или по схеме — обжиг-цианирование.

Окислительный одно- и двухстадиальный обжиг имеет целью разложение сульфидных минералов в условиях высоких температур в присутствии в качестве реагента-окислителя кислорода воздуха. В результате обжига достигается высокая степень разложения сульфидных минералов с выделением серы и мышьяка в виде газообразных соединений — сернистого газа и оксида мышьяка. При этом железо и цветные металлы в огарке присутствуют в виде соответствующих оксидов, характеризующихся пористой структурой.

Процессы окислительного разложения минеральных соединений железа могут быть описаны следующими уравнениями:



При переработке арсенопиритных концентратов обжиг проводят в две стадии: низкотемпературный (400-450 °С) с отгонкой соединения трехвалентного мышьяка (As_2O_3) и высокотемпературный (700-750 °С) с разложением пирита, пирротина и других сульфидов и удалением серы в виде SO_2 .

Осуществление обжига мышьяксодержащего сырья в одну стадию при температуре 700-750 °С приведет к переокислению мышьяка до пентавалентного, что исключит его отгонку. Концентрирование мышьяка в огарке снижает результаты последующего цианирования золота.

Достижение высокой степени десульфуризации перерабатываемого сырья представляется весьма сложной задачей по причине местного перегрева минеральных зерен концентрата на 250-300 °С и соответствующего оплавления огарка вследствие образования легкоплавких эвтектик пирротина и магнетита. Из практики известно, что извлечение золота из огарков окислительного обжига в цианистые среды не превышает 70-85 %. Последнее обусловлено неэффективностью подготовки сырья к выщелачиванию.

Огарок окислительного обжига, представляющий собой смесь кислородных и сульфидных соединений металлов, может быть направлен на реакционную плавку совместно с медьсодержащим сырьем с получением штейна, концентрирующего благородные металлы. Штейн конвертируют с получением черновой меди, также, являющейся коллектором благородных металлов. Процесс пирометаллургической переработки золото- и серебросодержащих концентратов характеризуется глубоким извлечением золота и серебра в медный сплав — более 99 %.

После электролитического рафинирования меди, благородные металлы концентрируются в анодных шлаках. Содержание золота в шлаках находится на уровне 0,3-3 %, серебра — 3-6 %. Данный материал характеризуется высоким содержанием селена (5-15 %) и теллура (1-6 %). Основным компонентом шлама является медь. Технологический процесс переработки анодных шламов предусматривает глубокое обезмеживание материала, удаление селена и теллура и плавку золотосеребряного продукта с получением серебряно-золотого сплава, который направляют на аффинажный завод.

Плавка исходного концентрата на железистый штейн позволяет ошлаковать часть кислородсодержащих примесей с концентрированием золота

и серебра в сульфидном сплаве. При барботировании кислорода через расплав удается сократить выход штейна и ошлаковывать значительную часть железа с выделением оксида серы в газовую фазу. Температура плавки 1350-1450 °С. Особенностью процесса является высокое извлечение благородных металлов в фазу штейна (более 99 %). Получаемый железистый штейн может быть переработан выщелачиванием измельченного сплава в водных растворах серной кислоты в присутствии окислителя — кислорода воздуха с последующим отделением железосодержащей водной фазы от нерастворимого остатка фильтрацией. Гидрометаллургическая переработка связана со значительными потерями золота на стадии фильтрования пульпы выщелачивания. Это обусловлено присутствием металла в виде тонкодисперсных и коллоидных частиц. Золотосодержащие кеки направляют на плавку с получением золотого сплава. Прямое извлечение золота по данной технологии не превышает 70 %.

Окислительный обжиг с последующим извлечением золота из огарка методом хлоридовозгонки имеет целью избирательно выделить золото и серебро в виде летучих хлоридов. Процесс ведут при температуре 900-1000 °С в атмосфере газообразного хлора. Он базируется на том, что только золото и серебро в огарке находятся в металлизированном состоянии и участвуют в реакциях образования хлоридов металлов, отличающихся высокой упругостью пара, отгоняющихся и конденсирующихся из газового продукта. Метод не нашел применения из-за экологической опасности хлор-газа, а также отсутствия надежных конструкционных материалов для изготовления оборудования.

Изучив эту работу одним словом можно сказать, что наибольшая эффективность извлечения с получением продуктов, пригодных для аффинажного производства, достигается при использовании пирометаллургических приемов экстракционного концентрирования благородных металлов в расплавленных меди и свинце.

1.5. Бактериальное окисление упорных сульфидных золотосодержащих концентратов

Профессор Н.Фомченко изучая по двухстадийному бактериально-химическому окислению сульфидных концентратов золота и цветных металлов, оценивает свою научную работу очень актуальным[1]. На работе приведен схема получения золота с использованием двухстадийной технологии бактериально-химического окисления золотосодержащих концентратов(Рис.1.20)

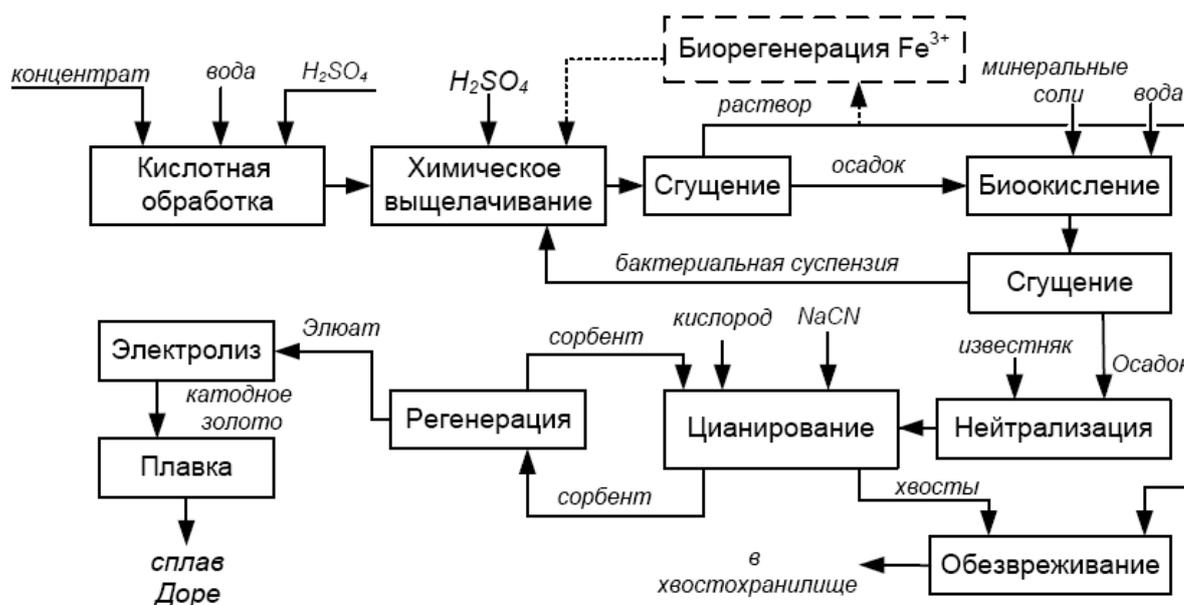


Рис.1.20. Схема получения золота с использованием двухстадийной технологии бактериально-химического окисления золотосодержащих концентратов.

А также, на работе даны предложения и сделаны основные выводы:

1. Предложена концепция интенсификации процесса бактериально-химического окисления сульфидных минералов, заключающаяся в разделении процесса биоокисления на химическую и биологические стадии, позволяющие наиболее полно использовать потенциал реакций химического окисления на первой стадии и потенциал бактерий, осуществляющих биокатализ, – на второй.

2. Впервые показано, что при биоокислении сульфидная сера переходит в весьма редкую кристаллическую модификацию, названную бета-модификацией. При этом через эту модификацию проходят как все исследованные сульфидные минералы (арсенопирит, сфалерит), так и обычная элементная сера.

3. Впервые показано, что культуральная жидкость, содержащая соединения трехвалентного железа, полученная при биоокислении двухвалентных ионов микроорганизмами, разрушала кристаллическую структуру поверхности арсенопирита более глубоко, чем раствор ионов трехвалентного железа, полученный химическим путем. Нарушение поверхностной структуры сульфидов увеличивает поток электронов с поверхности в раствор, которые переносятся бактериями с помощью своих ферментных систем на молекулярный кислород, что облегчает переход в раствор двухвалентного железа и образование элементной серы, являющихся субстратами для бактерий. Это позволит реализовать более эффективное

биоокисление концентратов, прошедших стадию химического окисления (выщелачивания).

4. Определены параметры стадии химического выщелачивания арсенопиритных (золотомышьяковых) концентратов и показано, что наибольшее влияние на ее эффективность оказывает температура. Установлено, что продолжительность процесса биоокисления арсенопиритных концентратов в предложенной двухстадийной технологии снижалась в 2 раза, а извлечение золота цианированием увеличивалась более чем на 10% (до 93%) по сравнению с контрольным одностадийным процессом. Продолжительность процесса биоокисления пиритного концентрата в двухстадийном процессе снижалась в более чем в 5 раз при извлечении золота почти 77%, что на 3,8 % выше, чем извлечение золота в контрольном одностадийном процессе.

5. Установлено, что в двухстадийной технологии биоокисления арсенопиритных концентратов происходила смена доминирующих штаммов на стадии биоокисления с “*S. olympadicus*” S-5 на штамм *Sulfobacillus* НТ-4, а в процессе биоокисления пиритного концентрата по двухстадийной технологии доминировал известный штамм *S. thermosulfidooxidans* НТ-1.

6. Предложен непрерывный вариант двухстадийного процесса бактериально-химического выщелачивания для концентратов и промпродуктов цветных металлов. Показано, что по сравнению с одностадийным процессом время выщелачивания медно-цинкового концентрата снижалось со 100 до 24 ч, извлечение цинка в раствор (целевой продукт при выщелачивании) повышалось с 70 до 93%, меди – с 30 до 68,8% при использовании на стадии биоокисления мезофильной культуры бактерий.

7. Установлено, что медь из сложного богатого сульфидно-окисленного концентрата наиболее интенсивно извлекалась в раствор на стадии химического выщелачивания (94,5%). При последующем биоокислении умеренно термофильной ассоциацией микроорганизмов извлечение меди из концентрата увеличивалась до 97 %. Проведены испытания двухстадийной технологии на сульфидном медном концентрате в непрерывном режиме и показано, что длительность выщелачивания концентрата составила 20 часов при извлечении меди около 91%.

8. Предложены принципиальные технологические схемы получения золота и цветных металлов из сульфидных концентратов и промпродуктов с применением биогидрометаллургии, основным элементом которой является разработанный процесс. Экономическая оценка технологии переработки Удоканского медного концентрата показала, что установка производительностью 1 т/час позволит получить прибыль более 433 млн. руб в год при сроке окупаемости 0,32 года. Показано, что представленные

технологии являются экологически чистыми, не имеют вредных стоков и газовых выбросов и позволяют получать как цветные, так и благородные металлы из любых видов сульфидных концентратов и промпродуктов. Выдвинута новая концепция развития цветной металлургии с включением биогидрометаллургии в общий комплекс получения и переработки сульфидных концентратов цветных и благородных металлов, позволяющая повысить эффективность и работы горно-металлургических предприятий при улучшении на них экологической ситуации.

Под руководством Т.С.Даулетбаков, М.О.Смагулов, А.А.Амирхана проведены соискания на тему извлечение золота из кеков от выщелачивания золото-мышьякового концентрата. В том статье идет речь о разработке и внедрении новых технологий переработки золотосодержащего полиметаллического сырья продиктована современными требованиями к охране окружающей среды, а также тем, что разработка эффективной технологии позволит увеличить объемы добычи благородных металлов [3].

Во многих месторождениях золотосодержащих руд сосредоточено значительное количество мышьяка, являющегося вредной примесью.

Вскрытие золота, субдиспергированного в сульфидах, окислительным обжигом при переработке богатых мышьяком сульфидных концентратов влечет за собой загрязнение окружающей среды вредными оксидами мышьяка и потери ценного металла. Главными коллекторами золота в сульфидных концентратах являются пирит и арсенопирит.

Золотосодержащие сульфидные концентраты вскрываются пиро- и гидрометаллургическими методами. Существенным недостатком первых является сложность обеспечения охраны окружающей среды от загрязнения токсичными соединениями мышьяка и серы. Для их улавливания используются сложные и громоздкие системы. Перспективными представляются гидрометаллургические методы, позволяющие вывести из процесса токсичные соединения мышьяка в виде малорастворимых арсенатов железа и кальция.

Наиболее эффективным реагентом для окисления сульфидов металлов до сульфатов и вскрытия золота следует считать азотную кислоту. Благодаря высокому тепловому эффекту реакции окисления сульфидов азотной кислотой создаются условия для нагревания пульпы до желаемых температур без дополнительного расхода тепла. Процесс окисления сульфидов с образованием в водных растворах в присутствии азотной кислоты идет значительно быстрее и полнее, чем при использовании других реагентов; кроме того, не выделяется арсин – наиболее ядовитое соединение мышьяка. Азотная кислота может регенерироваться из отходящих нитрозных газов и возвращается для повторного использования в процесс. Использование же дополнительно в

качестве сильнейшего окислителя - озона позволяет резко интенсифицировать процесс извлечения золота в товарный золотосодержащий раствор и при этом на 20-25% снизить расход азотной кислоты идущей на вскрытие золота из полиметаллического сырья.

В настоящее время ведутся разработки по применению хлорных методов переработки материалов, содержащих благородные металлы. Характерной особенностью хлоридных процессов является их экологичность, а также возможность селективно выделить металл без высоких капитальных затрат.

Важнейшим условием в достижении высокого извлечения золота в раствор и сохранения его в растворенном состоянии в процессе гидрохлорирования является отсутствие в исходном сырье восстановителей золота. К их числу в золотосодержащих концентратах относятся соединения двухвалентного железа, восстанавливающее действие которого можно устранить путем окисления хлором в процессе гидрохлорирования. Однако в этом случае расход хлора составляет значительную величину. При выщелачивании концентрата азотной кислотой железо полностью переходит в раствор и как таким образом, пригоден для осуществления процесса гидрохлорирования.

Нами создана специальная установка для азотнокислотного разложения сульфидных концентратов, обеспечивающая интенсификацию процесса выщелачивания и предотвращения выброса нитрозных газов в атмосферу.

Это достигается ионизацией газовой фазы в специальной ионизационной камере.

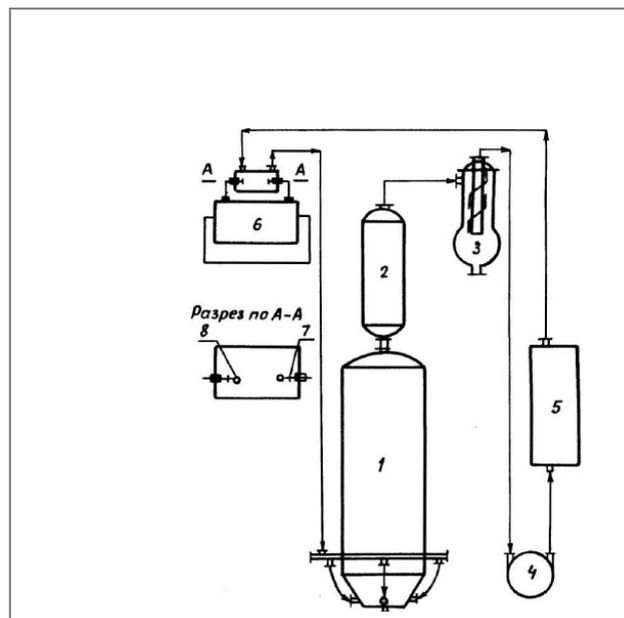
Рис. 1.21. Установка для азотнокислотного выщелачивания

1 – реактор; 2 – холодильник; 3 – каплеотбойник; 4 –

газодувка; 5 – ресивер; 6 – ионизирующее устройство;

7 – разрядные электроды; 8 – патрубки.

Работа установки заключается в следующем: замкнутая система сначала заполняется кислородом (воздухом) до заданного давления, а затем при работающей газодувке в реактор заканчивается пульпа с заданными



плотностью и температурой. Выделяющиеся в процессе выщелачивания нитрозные газы в смеси с кислородом циркулируют по замкнутому циклу.

Циркулирующий газ охлаждается в холодильнике, осушается в каплеотбойнике, а затем с помощью газодувки сжимается в ресивере и после этого поступает в камеру ионизации. Здесь он, проходя между разрядными электродами, под действием разряда подвергается ионизации, в результате которой оксиды азота окисляются до диоксида, которые при последующем контакте с пульпой в реакторе образуют азотную кислоту, которая интенсивно взаимодействует с сульфидным концентратом.

Разработанная установка способствует интенсификации выщелачивания и позволяет более полно использовать азотную кислоту; процесс осуществляется при атмосферном давлении. Окисленные кислород, оксиды азота (II) до NO_2 вместе с конденсированными водяными парами образуют азотную кислоту, которая вновь вступает во взаимодействие с сульфидами концентрата.

Опыты проводили они следующим образом. В первую ячейку загружали навеску концентрата, заливали выщелачивающий раствор, продували ячейки кислородом, тщательно герметизировали, включали нагрев нижней части ячеек и охлаждение верхней части и перемешивание. Нагрев осуществляли термостатированием с точностью $\pm 0,50\text{C}$, перемешивание вели при помощи магнитной мешалки. Процесс вели в течение 4-х ч, изменяя отношение Ж:Т, количество азотной кислоты и температуру. Во всех опытах в ячейку загружали 20 г концентрата. Кислород поступал из газометра автоматически, расход которого измеряли по градуировочной шкале. Показано, что при всех условиях проведения опытов с использованием кислорода, окисление азота (II) до (IV) протекает с высокой скоростью, при этом все газообразные продукты реакции растворяются в жидкой фазе и наблюдается только расход кислорода. По окончании опытов отключали подачу кислорода, измеряли его расход, ячейки разгерметизировывали, пульпу отфильтровывали и определяли содержание металлов в жидкой и твердой фазах, концентрацию азотной и серной кислот, а также степень вскрытия концентрата.

Основная масса кека представлена пустой породой, содержание золота составляет 50 г/т. Кек указанного состава подвергался гидрохлорированию в лабораторном термостатированном реакторе емкостью 0,25 л изготовленного из стекла. Реактор снабжен механической мешалкой. Контакт кека с газообразным хлором осуществлялся в реакторе путем продувки хлора через водную пульпу при одновременном механическом ее перемешивании. Количество хлора, подаваемого в реактор, контролировалось реометром. Хлор подавался из ресивера через осушительную систему, состоящую из склянок с хлористым кальцием и серной кислотой. Для выбора оптимального

технологического режима гидрохлорирования было изучено влияние на извлечение золота в раствор основных технологических параметров процесса в широком интервале: плотности пульпы от Ж:Т=4:1 до 1:1, количестве вводимого в пульпу хлора от 0,1 до 5 г на 10 г материала, при длительности контакта хлора с пульпой от 0,5 до 3,0 ч (Табл. 1.2.).

В результате исследования установлена возможность осуществления процесса гидрохлорирования с извлечением золота в раствор 90-93% от исходного содержания в концентрате при остаточной концентрации золота в кеке 5,0-4,6 г/т. Эти результаты были достигнуты при гидрохлорировании в следующих оптимальных условиях: плотность пульпы Ж:Т=3:1, длительность контакта пульпы с хлором – 2 ч, в течение которого в пульпу было введено на 10 г материала 2,5 г хлора при расходе хлора 4 л/ч в раствор 0,1-0,5 н соляной кислоты при температуре 70-90 °С.

Таблица 1.6.

№	Кол-во в пульпу хлора г/кг концентрата	Длительность контакта хлора с пульпой, ч	Плотность пульпы, Ж:Т	Содержание золота в кеках, г/т	Извлечение золота в раствор, %
1	500	0,5	3:1	3,5	90,0
		2,0		2,2	96,2
		3,0		3,0	94,0
2	250	2,0	3:1	20,0	970,0
			2:1	2,2	96,0
3	150	2,0	3:1	8,0	830,0
4	100	2,0	3:2	8,2	83,0
5	50	2,0	3:3	20,0	50,0

2. МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КОКПАТАС И ДАУГЫЗТАУ

Особенность золото-сульфидно-мышьяковистой руды месторождений Кокпатас и Даугызтау заключается в форме и размерности нахождения золота- преимущественно невидимой и субмикроскопической тонкодисперсной в мелкозернистых сульфидах-пирите и арсенопирите. Это требует специальных подходов при ее изучении: изготовление безрельефных полированных шлифов и брикетов, высокую разрешающую способность оптических приборов, электронно-микронный анализ сульфидов на содержание золота волновым способом (чувствительность-0,001%).

Минеральный состав и золотоносность сульфидной руды месторождения Кокпатас. Сульфидная руда месторождения Кокпатас по результатам химического анализа представленной средней пробы, содержит, 2,8 г/т золота, 1,24 г/т серебра, 0,5% мышьяка, FeO-2,8%, Fe₂O₃-3,3% и др.

Вмещающие рудную минерализацию породы представлены хлорит-углеродистыми сланцами черного цвета и серицитизированными алевролитами кварц-карбонатного состава.

В черных углеродистых сланцах углеродистое вещество находится в виде рассеянных чешуек, их агрегатов и прожилков по сланцеватости.

Углеродистое вещество образует сростания с хлоритом, серицитом и доломитом. Сульфиды (пирит, арсенопирит) располагаются преимущественно в хлорит-серицитовых прослоях.

Текстура руды тонковкрапленная и прожилковая. Основные рудные минералы-самородное золото, золотосодержащие сульфиды: арсенопирит и пирит.

Самородное золото встречается в микроскопических выделениях размером 1-4 мкм) в зернах пирита, арсенопирита, на границе их зерен в сростках и в окварцованной породе.

Руда Кокпатаса не содержит заметных скоплений кварца в виде жил, прожилков. Окварцевание метасоматическое. Кварц не золотоносен.

На распределение и содержание золота и серебра положительно влияет концентрация сульфидов, особенно арсенопирита. Пирит содержит до 5 % мышьяка и микровключения арсенопирита. В сульфидах присутствуют микровключения золота до 3 мкм и мельче.

Из других рудных минералов установлены сульфоарсениды кобальта и никеля, блеклая руда, халькопирит, сфалерит, сульфосоли свинца, антимонит и т.д. Они встречаются также, как и золото, в виде микровключений. Нерудные минералы представлены хлоритом, серицитом, доломитом, кварцем. Акцессорные минералы: циркон, монацит, апатит.

Ниже приводятся примерные количественные соотношения слагающих руду минералов, размер их зерен и мономинеральных агрегатов (табл. 1.1)
Приводится также характеристика рудообразующих минералов.

Таблица 2.1

Примерные количественные соотношения минералов, размеры их зерен и мономинеральных агрегатов

Наименование минералов	Содержание, %		Размеры зерен, мм			
	Измельч. пр. руды	Крупные обр. руды	Присутствует		Преобладает	
			от	До	от	До
Золото	2,8г/т	1,8г/т	тонкодисперс.	1,5х2мкм	Кластерные	
Серебро	1,24г/т	2,0г/т	тонкодисперс.	3х4мкм	Кластерные	
Пирит	2,7	4,7	0,002	1,5	0,1	0,2
Арсенопирит	1,3	1,1	0,001	0,5	0,01	0,05-0,1
Антимонит	ед.зерна		тонкие прожилки мкм размеров			
Халькопирит	р.зерна		0,001	0,1	0,002	0,005
Сфалерит	р.зерна		0,001	0,05	0,003	0,008
Блеклая руда	ед.зерна		0,001	0,005		
Сульфосоли свинца	ед.зерна		Тонкокристаллические			
Сульфоарсениды Fe, Co, Ni	ед.зерна					
Глаукодот – (Co, Fe)AsS						
Аллоклазит – CoAsS						
Кобальтин – (Co, Ni, Fe)AsS						
Минералы изоморфного ряда арсенопирит-кобальтина						
Парадокразит	ед.зерна		Тонкокристаллические			

Интерметаллиды	ед.зерна					
Алюмосиликат никеля	ед.зерна					
Оксиды и гидрооксиды Fe и Mn: гетит+гидрогетит	1,2	0,5	0,001	0,05	0,005	0,05
Пирролюзит+псиломелан	0,1	0,1	Тонкокристаллические			
Ярозит – $KFe_3[SO_4]_2[OH]_6$	ед.зерна	0,54				
Кварц	42,5	32,3	0,001	1,0	0,05	0,1
Серицит	28,0	31,5	Тонкочешуйчатые			
Хлорит	6,8	1,0				
Альбит	6,5	7,5	0,05	0,25	0,05	0,1
Доломит+анкерит	5,5	9,0	0,01	0,5	0,1	0,3
Кальцит	3,5	5,5	0,01	0,2	0,05	0,1
Акцессорные минералы						
Рутил	1,0	1,1				
Апатит	0,5	0,7	0,02	0,1	0,2	0,05
Циркон	ед.зерна		0,01	0,05		
Монацит	ед.зерна		0,01	0,06		
Углистые вещества	0,4	4,0	Тонкокристаллические			

Химический анализ проб. Выполнены полные химические анализы проб в химической лаборатории ГП ИМР (табл. 2.2).

Таблица 2.2

Результаты полного химического анализа технологических проб

№ проб	Наименование материала	SiO ₂	Fe _{общ}	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	TiO ₂	MnO
346	НавГГИ Кокпатас ср.проб.руды	45,2	6,35	9,35	12,4	7,31	4,5	1,31	0,18
347	НавГГИ Даугызтау руда	63,24	-	3,04	13,64	1,68	2,4	0,65	-
144	Даугызтау руда	60,7	-	3,56	14,4	2,6	1,28	-	-
№ проб	Наименование материала	K ₂ O	Na ₂ O	S _{общ}	S _{сульфид}	SO ₃	C _{орг}	P ₂ O ₅	CO ₂
346	НавГГИ Кокпатас ср.проб.руды	3,6	1,2	2,65	2,47	0,7	6,06	0,2	11,7
347	НавГГИ Даугызтау руда	3,4	0,65	2,74	2,61	0,41	1,1	0,16	2,20
144	Даугызтау руда	3,6	1,0	3,02	-	0,25	-	-	-
№ проб	Наименование материала	Cu	Zn	As	Sb	Au, г/т	Ag, г/т	FeO	

346	НавГГИ Кокпатас ср.проб.руды	0,04	0,01	0,79	0,01	3,04	0,54	-	
347	НавГГИ Даугызтау руда	-	-	0,31	0,2	4,9	8,4	2,15	
144	Даугызтау руда	-	-	0,26	-	2,7	5,4		

Таблица. 2.3.

Результаты полного химического анализа флотоконцентрата

№ проб	Наименование материала	SiO₂	H₂O	Fe₂O₃	Al₂O₃	CaO	MgO	TiO₂	MnO
347	НавГГИ Даугызтау руда	16,1	0,59	39,6	13,81	0,51	1,11	0,71	0,03
№ проб	Наименование материала	K₂O	Na₂O	S_{общ}	S_{сульфид}	SO₃	C_{орг}	P₂O₅	CO₂
347	НавГГИ Даугызтау руда	1,52	0,9	28,2	27,4	0,33	1,12	0,14	0,57
№ проб	Наименование материала	FeO	As	Sb	Au, г/т	Ag, г/т	ε Au, %		
347	НавГГИ Даугызтау руда	1,86	2,8	1,3	53,1	101	92,1		

Рациональный анализ проб на золото и серебро. Для проведения рационального анализа была применена стандартная методика, разработанная ИРГИРЕДМЕТ, заключающаяся в последовательном проведении следующих операций: цианирование, щелочная обработка с последующим цианированием, солянокислотная обработка и затем обработка азотной кислотой с последующим цианированием кислотного остатка.

Рациональный анализ проводился на руде, измельченной до крупности 85% класса-0,074мм.

В табл.2.4 приведены результаты рационального анализа средних проб руды месторождений Кокпатас, Даугызтау и хвостов сорбции ГМЗ-3.

Таблица 2.4

Результаты рационального анализа руды на золото и серебро

Форма нахождения благородных металлов и характер их связи с рудными компонентами	Распределение			
	Золота		Серебра	
	г/т	%	г/т	%
Месторождение Кокпатас				
Золото, серебро в виде свободных металлических зерен и сростков с рудными компонентами	0,16	8,9	0,2	10
Золото, серебро, ассоциированные с минералами и химическими соединениями сурьмы и мышьяка, сульфосоли серебра	-	-	-	-
Золото, серебро, связанные с карбонатами, оксидами, гидроксидами железа и марганца	0,46	25,6	0,35	17,5
Золото, серебро, тонковкрапленные в пирите и арсенопирите	1,12	62,2	0,95	47,5
Золото, серебро, вкрапленные в кварце, алюмосиликатах и др. породообразующих минералах	0,06	3,3	0,5	25,0
Итого в руде:	1,8	100	2,0	100
Месторождение Даугызтау				
Золото, серебро в виде свободных	0,2	11,1	0,4	14,3

металлических зерен и сростков с рудными компонентами				
Золото, серебро, ассоциированные с минералами и химическими соединениями сурьмы и мышьяка, сульфосоли серебра	-	-	-	-
Золото, серебро, связанные с карбонатами, оксидами, гидрооксидами железа и марганца	0,3	16,7	0,6	21,4
Золото, серебро, тонковкрапленные в пирите и арсенопирите	1,2	66,6	1,4	50,0
Золото, серебро, вкрапленные в кварце, алюмосиликатах и др. породообразующих минералах	0,1	5,6	0,4	14,3
Итого в руде:	1,8	100	2,8	100
Хвосты сорбции ГМЗ-3				
Золото, серебро в виде свободных металлических зерен и сростков с рудными компонентами	0,1	12,5	0,2	11,8
Золото, серебро, ассоциированные с минералами и химическими соединениями сурьмы и мышьяка, сульфосоли серебра	-	-	-	-
Золото, серебро, связанные с карбонатами, оксидами, гидрооксидами железа и марганца	0,05	6,25	0,2	11,8
Золото, серебро, тонковкрапленные в пирите и арсенопирите	0,61	76,25	0,7	41,2
Золото, серебро, вкрапленные в кварце, алюмосиликатах и др. породообразующих минералах	0,04	5,0	0,6	35,2
Итого в руде:	0,8	100	1,7	100

Как следует из табл.2.4, золото в вышеуказанных пробах на 62,2; 66,6 и 76,25 % связано сульфидными минералами, часть золота 25,6; 16,7 и 6,25 %

связана с оксидами и гидроксидами железа и марганца, с породообразующими минералами – 3,3; 5,6 и 5 % соответственно.

Минералогическая характеристика некоторых минералов присутствующих в месторождениях Кокпатас и Даугызтау

Арсенопирит $FeAsS$. Содержание (%): S - 17,1-21,3; Fe - 27,3-35,6; As - 46-47,7. Примеси: Co, Ni, Ag, Au, Si, Cu, Pb. Плотность 5,9-6,3 г/см³. Форма: кристаллы шестоватые, звездчатые, сдвойникованные, зернистые агрегаты, часто со штриховкой. Излом занозистый, неровный, мелкокоряковистый. Двойники по (100), (001), образуют псевдоромбы. Цвет зерен серо-белый, оловянно-белый-стально-серый, в изломах может быть побежалость желто-черная. Хрупкий. Раздавливается средне или трудно. Твердость 5,0-6,0. Блеск сильный металлический. Черта серо-черная, буро-черная. Отражательная способность высокая (51-54 %). Внутренние рефлексии отсутствуют. Двуотражение слабое и наблюдается в иммерсии. Арсенопирит имеет чесночный запах от удара. При окислении переходит в скородит и лимонит. Является эталоном белого цвета в отраженном свете под микроскопом. Парамагнетик. Растворяется в HNO_3 с выделением S. В конц. HNO_3 с $(NH_4)_2MoO_4$ приобретает желтый цвет. Ассоциация с сульфидами, блеклыми рудами, кварцем.

Пирит (серный или железный колчедан) FeS_2 . Содержание (%): Fe - 46,5; S - 53,5. Примеси: Co, Ni, As, (Au, Cu, Ag, Sb в виде включений минералов. Разновидности: бравоит, никелистый пирит (Ni до 30,6 %), кобальт-пирит (Co до 3 %), мельниковит – черный порошок или черная землистая масса. Плотность 4,95-5,20 г/см³. Форма: кубические кристаллы, пентагондодокаэдры, октаэдры, комбинации куба с пентагондодокаэдром и октаэдром; агрегаты изометричные, ступенчатые, игольчатые. Образует шаровидные конкреции в осадочных породах. Характерна штриховка граней. Похож на марказит, от которого отличается формой кристаллов и оптическими свойствами. Излом - неровный, ступенчатый до раковистого. Цвет зерен светло-желтый, латунно-желтый, при окислении образуется бурая побежалость. Спайность практически отсутствует. Хрупкий. Раздавливается средне или трудно. Твердость 6,0...6,5. Блеск сильный металлический. Черта зелено-черная, буро-черная. В отраженном свете имеет светло-желтый, соломенный цвет. Отражательная способность высокая (55%). Проводник электричества слабый. Удельное сопротивление $\rho = 10^{-5} \dots 10^{-1} \text{ Ом} \cdot \text{м}$. Обладает термо-электрическими свойствами. При нагревании происходит экзотермический эффект окисления до гематита в интервале от 380 до 700

°С. В инертной атмосфере происходит эндотермический эффект диссоциации в интервале температур от 650 до 750 °С. Плавится при температуре 1150 °С. При ударе дает искру. Хорошо царапает стекло. Не растворяется в соляной кислоте. В азотной кислоте выделяется газообразная сера. В разведенной (1:1) азотной кислоте происходит реакция с красной Fe(CN), раствор синееет. В концентрированной азотной кислоте пирит остается чистым в отличие от халькопирита, который покрывается серой пленкой. Пирит является самым распространенным сульфидом, находится практически во всех породах в ассоциации с любыми минералами.

Пирит техногенный FeS₂. Плотность 5,02 г/см³. Сингония кубическая. Твердость 4. Непрозрачный. Блеск металлический. Температура плавления 642 °С. Отражательная способность 53,5 %.

Пирротин (магнитный колчедан) Fe⁺²Fe⁺³S. Fe_{1-x}S_x, где x колеблется от 2 до 0,2, обычно от Fe₆S₇ до Fe₁₁S₁₂. Кристаллы образует редко, обычно находится в виде сплошных мелкозернистых агрегатов. Содержание (%): Fe - 58,8; S менее - 41. Примеси: Cu, Ni, Co, Cd, Si. Существует представление о пирротине, как о соединениях состава Fe_{1-x}S, в основе структуры которых лежит гексагональная ячейка. Выделяют моноклинный и гексагональный (промежуточный) пирротин. **Моноклинный пирротин Fe₇S₈,** состав (%): Fe - 60,4, S -39,6. **Гексагональный пирротин Fe₉S₁₀ - Fe₉S₁₂** - твердый раствор с содержанием, %: Fe - 61,1...61,5; S - 38,5...38,9. Плотность 4,6...4,7 г/см³. Форма: пластинчатые массы, листочки, таблитчатые по (0001). Излом неровный, мелкокоралловый. Двойники. Цвет зерен бронзово-желтый, серо-коричневый, буро-коричневый, на воздухе цвет тускнеет. Спайность отсутствует. Хрупкий. Твердость 3,5...4,5. Блеск матовый. Черта черная. В отраженном свете имеет светло-желтый цвет с коричнево-розовым оттенком. Отражательная способность 40...44%. Плеохроизм слабый. Анизотропия в скрещенных николях. Все разновидности пирротина макроскопически не отличаются друг от друга; экспрессная диагностика возможна под микроскопом (в отраженном свете с помощью магнитной коллоидной суспензии) или исследованием порошка минерала на дифрактометре, а также другими методами (термовесовым, микрорентгеноспектральным, диагностического травления). Микроструктура пирротина определяется с помощью рентгено-структурного анализа монокристаллов. Гексагональный пирротин-антиферромагнетик, $\chi = (230...1000) \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{г}$, накапливается в электромагнитной фракции. Моноклинный пирротин – ферромагнетик с отчетливо выраженной анизотропией, $\chi = (1000...1500) \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{г}$, находится в магнитной фракции. Чем больше железа, тем менее магнитен. Хороший

проводник электричества, удельное сопротивление $\rho = 2 \cdot 10^{-1} \dots 2 \cdot 10^{-6}$ Ом·м. При нагревании отмечается эндотермический эффект, обусловленный структурными превращениями в интервале температур 300...325 °С, экзотермический эффект окисления до гематита в интервале 430...750 °С. Растворяется в HNO_3 , HCl . При нагревании выделяется SO_2 . Реакция с NH_4CNS дает буро-красный цвет. Пирротин – один из наиболее широко распространенных рудных минералов, встречается в различных типах месторождений: сульфидных медно-никелевых, колчеданно-полиметаллических, скарновых и др. Ассоциирует с лимонитом, магнетитом, сидеритом, псевдоморфозами марказита, халькопирита.

Марказит FeS . Содержание (%): Fe – 46,5; S – 53,5. Примеси: As, Ni, Co, Bi, Sb, Cu. Плотность 4,6...4,9 г/см³ (ниже, чем у пирита). Форма: кристаллы копьевидные, со штриховкой по плоскости (010) конкреции, натечные агрегаты. Цвет зерен латунно-желтый с серым и зеленым оттенками от гидроксидов железа. Спайность хорошая по (101). Хрупкий. Твердость 5,0...6,5. Похож на пирит, но встречается реже и не образует крупных скоплений. Двойники по (101). Непрозрачный. Излом неровный до полураковистого. В отраженном свете имеет желто-белый цвет, может быть зеленый оттенок. Отражательная способность 45...56 %. Двуотражение. Анизотропия сильная, от зеленого до красно-фиолетового цвета. Сингония ромбическая. Парамагнетик, $\chi = 1,3 \cdot 10^{-6}$ см³/г. Электропроводен, удельное сопротивление $\rho = 10^{-3} \dots 10^{-1}$ Ом·м. При нагревании в инертной атмосфере отмечается экзотермический эффект превращения в пирит в интервале температур 530...540 °С; эндотермический эффект диссоциации в интервале 650...750 °С. Плавится при 605 °С. Растворяется в азотной кислоте с выделением сернистого газа, в соляной кислоте не растворяется. Находится в гидротермальных жилах, в зоне гипергенеза, обычный минерал последних стадий сульфидной минерализации.

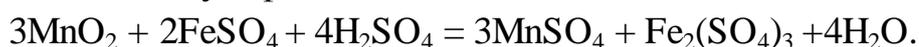
Пирролюзит (полионит) MnO_2 . Содержание (%): Mn – 63,2; O – 36,8. Плотность 4,5...5,0 – у кристаллов и 3,5...4,0 г/см³ – у агрегатов. Форма: тонкозернистые агрегаты, столбчатые формы, волокнистые агрегаты. Цвет зерен черный, буро-черный, стально-черный, в агрегатах имеет синий оттенок. Спайность очень хорошая по (110). Хрупкий. Твердость 6,0 – у кристаллов и 2,0 – у агрегатов. При температуре 535 °С теряет один атом кислорода. Проводит электрический ток. Блеск металлический, матовый. Черта черная, сине-черная. Излом неровный. Непрозрачный. Образует псевдоморфозы по кальциту, доломиту, марганиту. Сингония гексагональная. Одноосный. В отраженном свете имеет кремово-белый цвет.

Отражательная способность 27...32 %. Плеохроизм слабый. Анизотропия в скрещенных николях сильная. Парамагнетик, $\chi = 29 \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{г}$. В воде и HNO_3 не растворяется. Растворяется в HCl с получением темно-бурого осадка, выделением Cl_2 , который в присутствии OH^- обесцвечивается. В перле буры в пламени дает розово-фиолетовый цвет, при сгорании в соде образуется пламя голубовато-зеленого цвета. Находится в зоне окисления, распространен в карбонатных породах.

Бедные руды обогащают по схемам, включающим промывку, разделение в тяжелых суспензиях, отсадку, концентрацию на столах, магнитную сепарацию и флотацию.

При обогащении сложных руд с целью снижения потерь с отходами и получения высококачественных концентратов рекомендуется применение химических методов обогащения, при которых марганец переходит в раствор, а примеси остаются в осадке.

Двуокись марганца можно использовать как окислитель. Он может в сернокислотных растворах взаимодействовать с сульфатом железа образуя трехвалентный сульфат железа:



В свою очередь трехвалентный сульфат железа является самым хорошим окислителем для сульфидных соединений.

3. ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ОПТИМАЛЬНОГО РЕЖИМА ФЛОТАЦИИ РУДЫ

Нами было проведено лабораторное исследование по флотации упорных золотосодержащих руд Кокпатас и Даугызтау в лабораториях НавГГИ АГМФ и UZGEORANGMETLITI, ИМП Госкомгеологии используя местные и фабричные химические реагенты.

Результаты испытаний новых местных реагентов: собирателей БКК; ПС; СД-1 и НШ; вспенивателей: НА-1; ПАВ №2; ПАВ №4 на заводской пробе руд месторождений Кокпатас - 60 % и Даугызтау - 40 %.

Опыты флотации в открытом цикле проводили по схеме: измельчение в течение 20-25 мин. В измельчение подавали реагенты согласно фабричной схеме в г/т: сода - 500; едкий натр - 60; медный купорос - 100; И - 20-60. В некоторых опытах в измельчение подавали ПС; НШ; НА-1 в две основные флотации и контрольную флотацию.

В замкнутом цикле 2 основные флотации, перерешетка концентрата с заворотом пром. продуктов (рис. 3.1).

Результаты опытов приведены ниже в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Результаты флотационного обогащения смеси руд Кокпатас + Даугызтау с традиционными реагентами – собирателями и частичной или полной замены их на местные реагенты собиратели

№ Опыта	Продукты	Выход		Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %	Расход реагентов в г/т в 2 осн. и контр, флотации
		Г	%			
1	2	3	4	5	6	7
1	Конц-т	153,4	15,31	16,3	80,58	Фабрич. схема Σ БКК - 200 Σ Т-92 - 130 CuSO ₄ -100
	Хвосты	848,8	84,69	0,71	19,42	
	Руда	1002,2	100,0	3,1	100	
2	Конц-т	199,8	19,89	13,16	84,49	ПС - 200 НШ-50 Σ БКК-100 Т-92-130 CuSO ₄ - 100
	Хвосты	804,8	80,11	0,60	15,51	
	Руда	1004,6	100	3,10	100	

3	Конц-т Хвосты Руда	147,3 851,6 998,9	14,75 85,25 100	17,03 0,77 3,17	79,3 20,7 100	Σ БКК-90 + СД-1 - 8,0 Т-92- 130; CuSO ₄ -100
4	Конц-т Хвосты Руда	151,8 853,4 1005,2	15,1 84,9 100	17,82 0,70 3,28	81,91 18,09 100	Σ БКК-90 ПС - 200; СД -1-8 Т-92 -130 CuSO ₄ -100
5	Конц-т Хвосты Руда	136,9 851,9 988,8	13,85 86,15 100	16,08 1,28 3,33	66,88 33,12 100	СД-1 - 14 Т-92 -130 CuSO ₄ - 100
6	Конц-т 1 Конц-т 2 Хвосты Руда	90,8 89,9 820,6 1001,3	} 18,05 81,95 100	13,4 0,75 3,03	79,75 20,25 100	Σ БКК - 200 Т-92 - 210 CuSO ₄ - 100
7	Конц-т Хвосты Руда	264,4 723,1 987,5	26,77 73,23 100	10,55 0,74 3,37	83,91 16,09 100	Σ БКК - 200 Т-92 - 20 НА-1 - 200 CuSO ₄ - 100
8	Конц-т Хвосты Руда	204,3 800,5 1004,8	20,33 79,67 100,0	12,29 0,56 2,94	84,85 15,15 100	Σ БКК - 200 ПАВ №4 - 85 Т-92 - 60 CuSO ₄ - 100
9	Конц-т Хвосты Руда	220,9 798,6 1019,5	21,67 78,33 100	12,68 0,59 3,21	85,6 14,4 100	Σ БКК-200 ПАВ №2 - 85 Т-92 - 60 CuSO ₄ - 100
10	Конц-т Хвосты Руда	201,4 798,6 100	20,14 79,86 100	10,55 0,74 2,75	77,4 22,6 100	НА-1 - 80 БКК-200 Т-92 - 60 CuSO ₄ - 100
11	Конц-т Хвосты Руда	174,4 825,6 100	17,44 82,56 100	15,29 0,62 3,18	83,9 16,1 100	Σ БКК - 200 НА-1 - 125 CuSO ₄ - 100
Замкнутый цикл из 4-х навесок 2 осн. флотаций, перерешетка пенных продуктов и заворотом пром. продуктов						

12	Конц-т Хвосты Руда	110,7 857 967,7	11,44 88,56 100	24,29 0,57 3,28	84,63 15,37 100	Σ БКК -100 ПС - 200 НШ - 50 CuSO ₄ - 100
13	Конц-т Хвосты Руда	93,1 850 943,1	9,87 90,13 100	25,37 0,61 3,05	82 0,18 100	Σ БКК -90 + Σ СД-1 - 9 ПС – 200, НШ – 50 CuSO ₄ - 100
14	Конц-т Хвосты Руда	182,2 820,1 1002,1	18,18 81,82 100	14,31 0,54 3,05	85,33 14,67 100	Σ БКК -190 ПАВ №2 – 85 Т-92 - 60 CuSO ₄ - 100
Результаты флотационных опытов по частичной замене или полностью на местные вспениватели						
15	Конц-т Хвосты Руда	108,7 867 975,7	11,14 88,86 100	22,27 0,48 2,91	85,55 14,45 100	Σ БКК - 170 ПС – 200, НШ – 50 Σ НА-1 – 80 + Т- 92 - 60 CuSO ₄ - 100
16	Конц-т Хвосты Руда	103 980 1083	9,51 90,49 100	24,27 0,63 2,9	80,22 19,78 100	Σ БКК - 170 ПС – 200, НШ – 50 Σ НА-1 – 130 CuSO ₄ - 100

С традиционными реагентами в открытом цикле получен концентрат содержащий 16,3 г/т золота при извлечении 80,58 %. При 50 % расходе основного реагента собирателя с добавкой местных реагентов получен концентрат содержащий 17,82 г/т при извлечении 81,91 %. В качестве примера приводим схемы флотационного обогащения с применением традиционных и новых местных реагентов собирателей и вспенивателей (рис. 3.1 и 3.2).

Схема флотационного обогащения с применением традиционных и новых местных реагентов собирателей

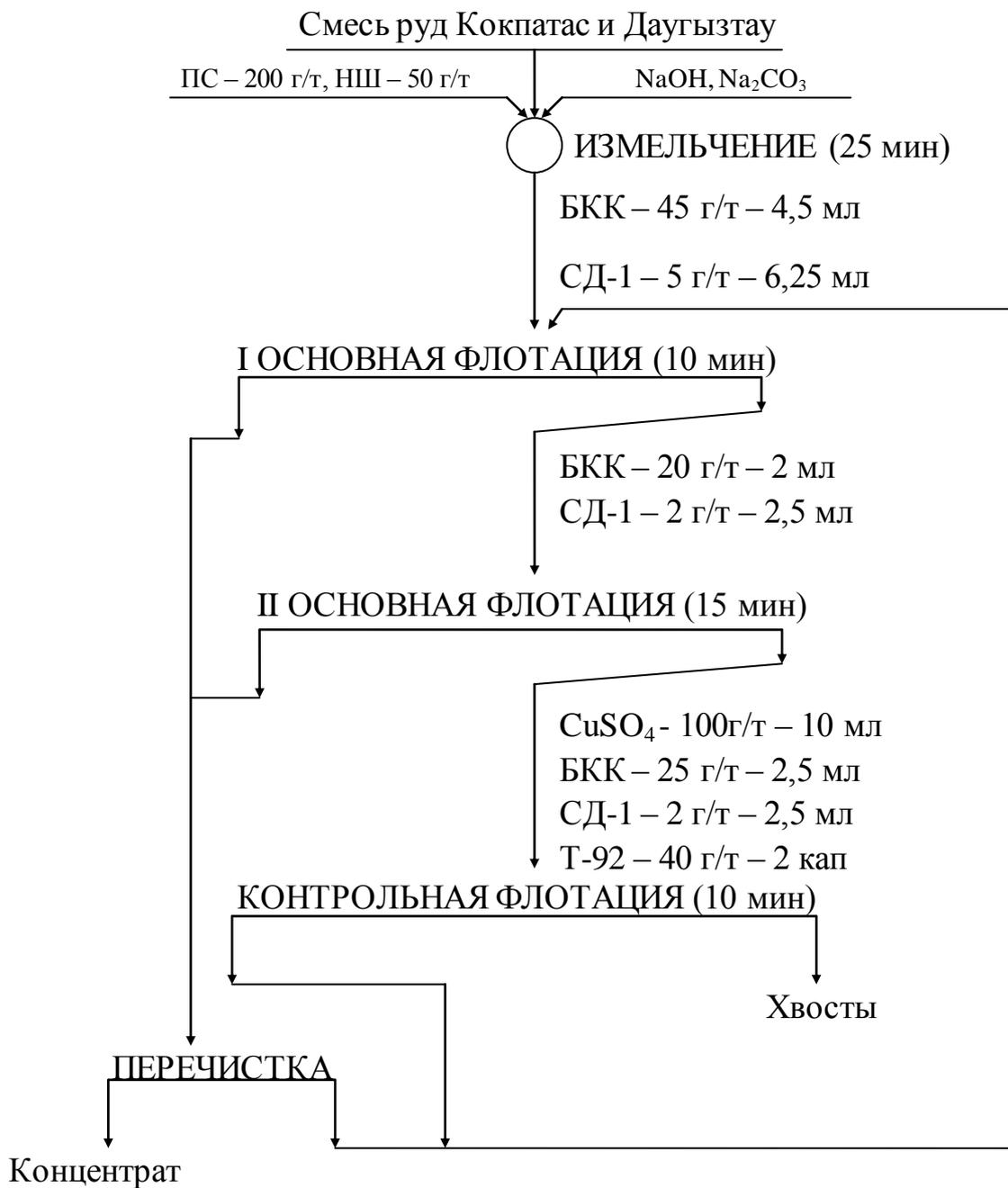


Рис. 3.1.

В замкнутом цикле получен концентрат с применением традиционных и местных реагентов содержащий 24,29 – 25,37 г/т при извлечении 82 – 84,63 %.

С целью выделения органического углерода провели флотационные опыты с применением Т-92 и керосина. Результаты опытов приведены ниже.

Схема флотационного обогащения с применением традиционных и новых местных реагентов вспенивателей

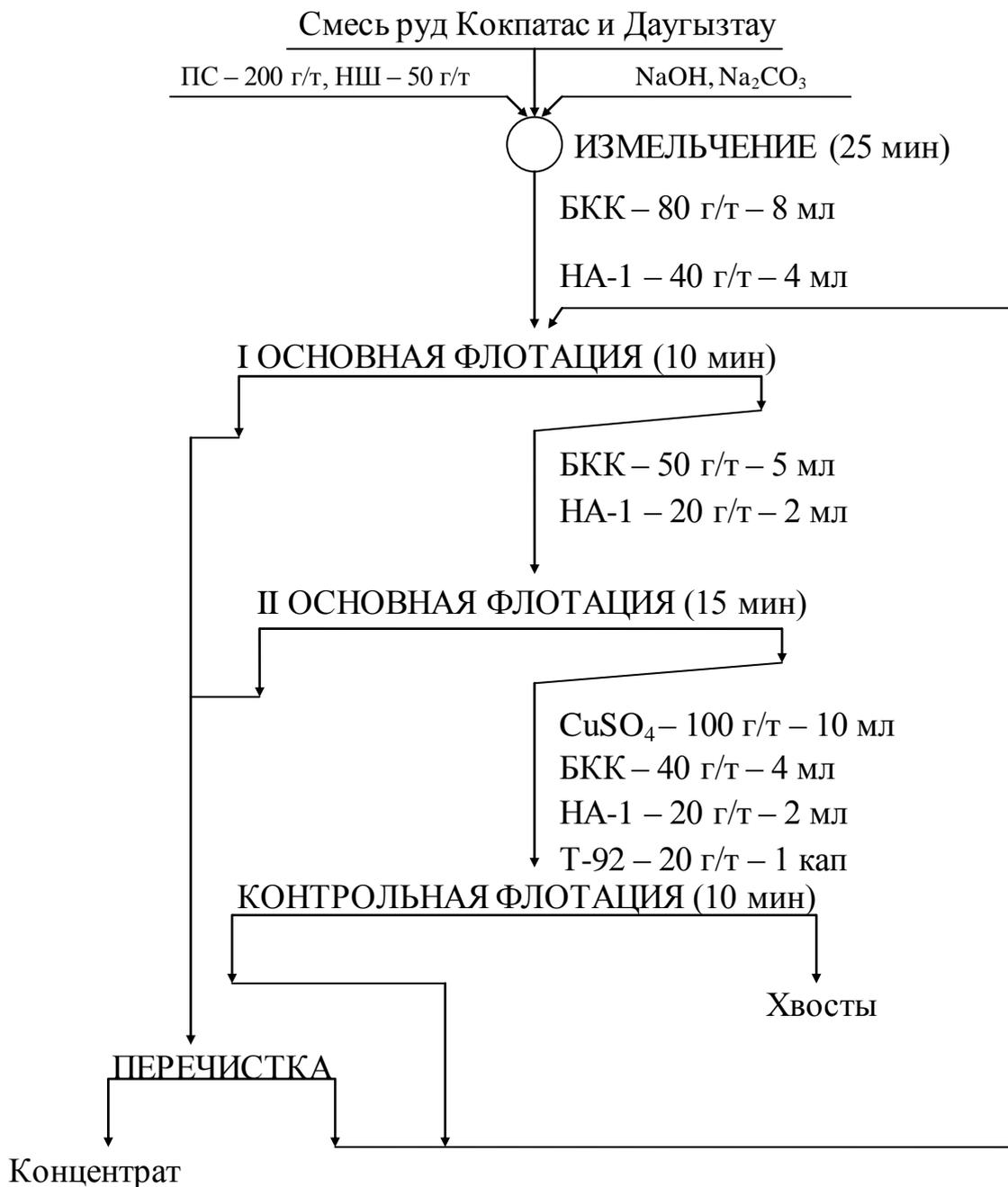


Рис. 3.2.

4. ОКИСЛИТЕЛЬНЫЙ ОБЖИГ СУЛЬФИДНО-МЫШЬЯКОВЫХ УГЛИСТЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Основные технические показатели различных видов обжига приведены в табл. 4.1.

Была проведена серия опытов по окислительному обжигу пенного продукта кека ВЮХ в муфельной и трубчатой вращающейся печах.

Таблица 4.1

Основные технические показатели различных видов обжига

Показатели	Обжиг в многоподовых печах	Обжиг во взвешенном состоянии	Обжиг в кипящем слое	Обжиг в трубчатой вращающейся печи L=30-50 м
Суточная производительность печи по концентрату, т/сут	50	100	150	140-160
Удельная производительность, т/м ²	1,2-1,3	3-4	4,8-5,5	2,5-3,0
Максимально допустимая температура, °С	830-860	930-1000	1000	700-900
Расход постороннего топлива, %	3-5	-	-	5-7
Коэффициент избытка воздуха	1,5-1,6	1,3-1,4	1,2-1,3	1,3
Концентрация SO ₂ в газах на выходе из печи, %	4-5	7-9	8-12	5-7
Содержание серы в продуктах обжига, %				
сульфидной	0,8-1,0	0,5-0,8	0,4	0,5-0,6
сульфатной	2,0	0,5	2,0	1,5-2,0

Для проб была отобрана пена которую разделили на 2 части в одну из которых добавили известь в количестве 90 г/л., отфильтровали и провели

окомкование добавив 5 % от веса влажно кека измельченную известь и вторая часть пробы была подсушена и проведен низкотемпературный твердофазный обжиг. Общий вес навески составил 325 г, максимальная температура окислительного обжига не более 650-700°C, продолжительность обжига – 60-90 мин. При окислительном обжиге в муфельной печи материал пробы периодически перемешивался. Результаты опытов приведены в табл. 4.5, 4.6.

Обжиг упорных золотосодержащих концентратов, впервые предложенный и испытанный в Австралии Молесвортом в 1891 г.¹, в начале 1900-х годов был внедрен в ЮАР на заводе Нью Консорт с использованием печей с ручной загрузкой, отапливаемых углем (позднее газом). В конце 1930-х годов, после внедрения флотации, для обжига концентратов с высоким содержанием серы стали использовать печи большего размера, по-прежнему загружаемые вручную.

Показатели обжига были удовлетворительными, однако производительность печей мала, а отходящие газы причиняли много неприятностей. Поэтому в 1940 г. В ЮАР обжиг был прекращен, и технология переработки включала тонкое измельчение упорных руд с последующем цианированием. Так как результаты оказались неудовлетворительными, после окончания 2 мировой войны опять стали использовать обжиговую технологию: первая печь стала эксплуатироваться в 1949 г., вторая-в 1952 г. И третья-в 1970 г.

По технологии обжиг-ционирование в настоящее время работают более 20 заводов в Канаде, США, ЮАР, Австралии, Гане, Зимбабве и др.

Таблица 4.2

Гидрометаллургические методы кондиционирования упорных руд

Метод	$t, ^\circ\text{C}$	$P, \text{кПа}$	Конструкционный материал
Окисление под давлением	200	2000	Титан или футерованная сталь
НСМ-процесс	100	<2000	ПЭ труба
Арсено- процесс	90	600	Нержавеющая сталь
Артек-Кэшмен- процесс	100	400	Титан
Нитрокс- процесс	90	1	Нержавеющая сталь
Биоокисление	25-80	1	Мягкая сталь

¹ Marsden J., House I. The chemistry of gold extraction. Horward, N. Y. 1993. P.33

Таблица 4.3

Методы переработки руд и концентратов, “упорных” по отношению к прямому цианированию.

Тип руды, характер ассоциации золота с рудными минералами	Схема переработки
Крупное свободное золото	Гравитационное обогащение, перечистка концентрата, плавка
Золото ассоциировано с сульфидами железа	Пиритная флотация, аэрация с добавлением извести, обжиг, цианирование
Золото ассоциировано с минералами мышьяка и (или) сурьмы	Флотация, обжиг, водная промывка
Золото в виде теллуридов	огарка, цианирование
Золото в медно-порфириновых рудах	Флотация, обжиг (химическое окисление), цианирование
Золото ассоциировано с минералами свинца и цинка	Плавка и электрорафинирование меди с переводом золота в анодный шлам
Углистые руды	Флотация, извлечение золота и серебра из продуктов пиро-и гидрометаллургических операций переработки свинцовых и цинковых концентратов. Иногда цианируют хвосты флотации
	Окисление, флотация, поверхностная обработка руды перед цианированием

Для обжига золотосодержащим руд и концентратов последовательно применяли:

- Вращающиеся и многоподовые печи (Эдвардса);
- Печи взвешенного слоя (Дорр-Оливер);
- Реакторы циркулирующего взвешенного слоя (Инка-Лурги);
- Реакторы наислороженного взвешенного слоя (Индепендес и Гоулдстрайк).

Обжиговые печи стационарного взвешенного слоя вытесняли печи Эдвардса, когда потребовались большие производительности. Типичным примером является завод “Джайент Йеллоунайф” (канада), где печи Эдвардса

занимали площадь 350 м² при производительности 36 т концентрата в сутки². После внедрения в 1958 г. двухстадиального обжига во взвешенном слое площадь, занимаемая установкой, сократилась до 19 м², а производительность увеличилась до 120 т/сут [4].

За время эксплуатации обжиговых заводов были выявлены типичные причины, осложняющие технологический процесс.

1. Расплавление или оплавление рудных частиц за счет местных перегревов. Частицы с высоким содержанием серы и/или мышьяка (которые сгорают) подвергаются сильным тепловым воздействиям за счет ряда экзотермических реакций-это может привести к образованию легкоплавких эвтектик с участием сульфидов и оксидов железа. Так как расплавление частицы капсулируют золото, делая его нецианируемым.....
2. Капсулирование золото рекристаллизованным гематитом. Для предотвращения этого эффекта требуется контроль температуры и избыток воздуха.
3. Наличие в огарках арсенитов, сульфитов и растворимых сульфидов увеличивает расход цианида и защитной щелочи, поэтому огарок необходимо промывать водой.
4. Наличие в загрузке обжигового агрегата CaCO₃ увеличивает потребление энергии, так как экзотермическое разложение (CaCO₃→CaO+CO₂) изменяет состав газовой фазы.
5. Без принятия специальных мер при использовании взвешенного слоя показатели извлечения золота, как правило, хуже,..... Это определяется неравномерным распределением температуры в слое, что приводит к местным перегревам и образованию стеклоподных шлаков, капсулирующих часть золота [5].
6. Если в печах Эдвардса потери золота с отходящими газами были на уровне 3.5-4.0%, то в печах взвешенного слоя они выросли до 8.7%.

При цианировании огарков обжига недоизвлечение золота (его содержание в хвостах выщелачивания может превышать 20г/т) определяется рядом причин.

➤ Наличием малых зерен золота (< 0.3 мкм), заблокированных в порном пространстве оксидов железа

² Длина печей Эдвардса достигла 40 м.

- Наличием больших ($> 5 \text{ мкм}$) зерен золота, покрытых оксидными пленками
- Наличием частиц золота вкрапленных в породообразующих минералах, не претерпевших изменений при обжиге
- Образованием шлакоподобных структур
- Действием химического и электрохимического пассивирования поверхности золотин
- Образованием эвтектического сплава золотосодержащего арсенопирита с кварцем
- Наличием РУВ, не до конца выгоревшего при обжиге, а также щепы и графита

Выжигания углерода, приводит к спеканию, в результате огарок имеет малую пористость. Обжиг таких руд оправдан, если его целью является ликвидация всего углерода. Параметры такого обжига, однако, должны строго контролироваться, так как при нецелном выжигании углерод, оставшийся в огарке, обладает большей сорбционной активностью, чем в исходной руде.

В окислительных условиях и при повышенных температурах мышьяк образует оксиды As_4O_6 и As_2O_5 . Оксид мышьяка (5) реагирует с гематитом, образуя арсенат железа FeAsO_4 , который покрывает частицы сульфидов, затрудняя реагирование и образование пористой структуры. Для разложения FeAsO_4 необходима температура свыше 900°C , что приводит к расплавлению ряда соединений железа и образованию шлака, уменьшающего пористость огарка.

Некоторые руды можно окислять обжигом всего на 40-50% и при этом достигать оптимального раскытия золота. Обжиг является одним из наиболее экономичных методов кондиционирования упорных золотосодержащих руд, однако его эффективность значительно снижается при необходимости жесткого контроля за выбросами SO_2 . Так, например, в Калгурли (Австралия) золото-теллуровый пиритный концентрат обжигали в реакторах со взвешенным слоем с последующим выбросом печных газов через трубу высотой 200 м. Хотя в данном конкретном случае это помогло решить экологические проблемы для рядом расположенного города, такая практика не может использоваться повсеместно из-за резкого удорожания процесса.

Отмечена тенденция к обжигу всей руды (а не только концентрата) с использованием печи CFB(Circulating Fluid Bed) или двухстадиального окислительного обжига-процесс «Индепенденс Майнинг Компани».

В первом случае технология, разработанная фирмой «Лурги», впервые использована в 1989 г. для Норт Калгули Майиз в Западной Австралии. Основные параметры процесс: температура обжига 640-750°С; крупность питания 50-62% класса-0.036 мм; содержание серы в питании 33.5-35.0 %; степень удаления сульфидной серы 98.5 % и выше.

Во втором случае использует обжиг с применением кислорода для обработки руд, содержащих < 6% сульфидной серы (фабрики Дзеррит-Кэниен и Биг-Спрингс, США). Противоточное движение руды и газового потока (при использовании вместо части воздуха кислорода) обеспечивает увеличение производительности обжига. На рис.4.1 приведены схемы реакторов со стационарным и циркулирующим взвешенным слоем

В аппарате первого типа скорость подачи воздуха и поступление загрузки руды (пульпы) регулирует так, чтобы твердые частицы в реакторе находились в одинаковых условиях. Грубые частицы огарка удаляются в днище реактора, проходя через взвешенный слой и поступая в охлаждающую ванну, а отходящие газы проходят через циклон, где отделяются тонкие частицы.

Поток газа в этом реакторе сравнительно мал, поэтому регулирование температуры и состава газа в слое затруднено. Это определяет недостаток кислорода и возможность образования местных перегревов в слое, неполное разложение сульфидов и расплавление оксидов железа с последующим экранированием частиц золота.

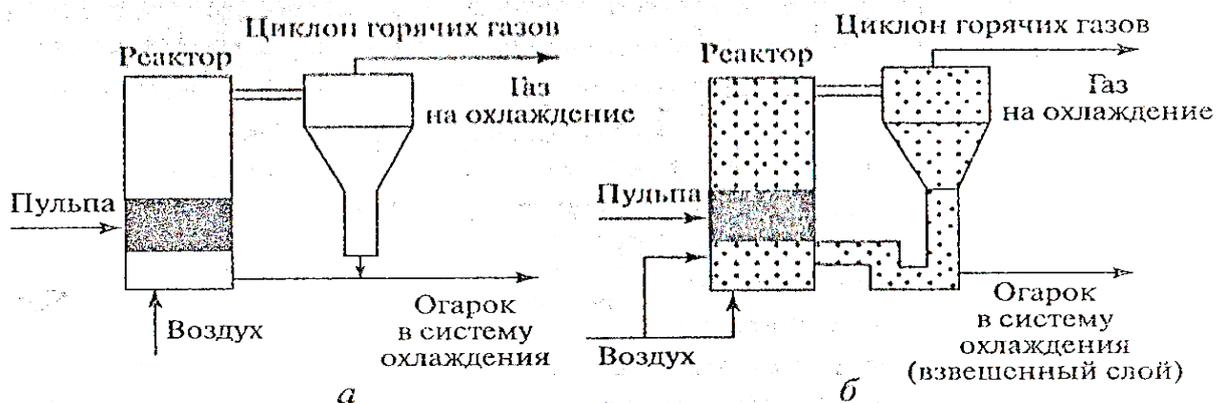


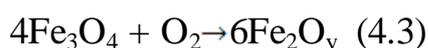
Рис. 4.1. Схема, характеризующая варианты обжига по взвешенному слою: а – стационарный, б – циркулирующий.

Кислород под небольшим давлением поступает во взвешенный слой через «холодную» камеру в днище установки и через межстадиальную камеру. Горячие отходящие газы из нижнего реактора проходят через межстадиальную газотранспортную систему (циклоны) и «горячую» камеру, поддерживая во взвешенном состоянии слой руды в верхнем реакторе. Отходящие газы верхнего реактора перед поступлением на очистку освобождаются от пыли в двух циклонах.

Показатели некоторых заводов, использующих окислительный обжиг, приведены в табл. 4.4.

Основным мышьяксодержащим минералом в концентратах является арсенопирит, за исключением месторождения Гетчелл (шт. Невада, США), где мышьяк присутствует преимущественно в виде реальгара и аурипигмента. Перерабатываемые на фабриках концентраты получают путем сульфидной флотации с извлечением в концентрат 87-95 % золота. Они содержат, %; 2-38 As; 16-38 S; 17-38 Fe; 25-2215 г/т Au.

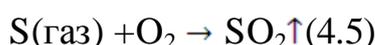
Обжиг пирита обычно проводят «намертво» при 650-700 С, в результате при окислительных условиях (низкое содержание SO в отходящих газах) образуются магнетит и затем – пористый геманит, нерастворимый в цианиде:



Предприятие	Производительность по концентрату, т/сут	Число стадий обжига	Содержание в концентрате			Извлечение золота из огарка, %	Содержание золота в хвостах цианирования г/т
			Au, г/т	S, %	As, %		
Дални (Зимбабве)	25	1	10-90	22	4,5-6	95-97	4,9
Джайент Йеллоунайф Майнз (Канада)	195	2	127	20,1	9,3	93,7	8,0
Диккенсон (Канада)	12-15	1	69	18,9	11	80	17
Кохинор Виланс (Канада)	1	1	170	18,4	6,3	94,7	13,9
Кемпбелл-Ред-Лейк (Канада)	60	2	2215	20,5	6,5	97,3	7,9
Голден Сайк (США)	40	1	157	23,9	-	97,5	4,8

Гетчелл (США)	1500	1	7	3,6	2,8	80	1,4
Бетти (Канада)	100-125	1	26	16	2,3	92	3
Джардин (США)	20-40	2	64	20	38	60	39,2

При восстановительных условиях (газовая фаза обогащена SO₂) пирит разлагается на пирротин и серу:



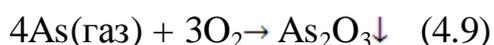
Наиболее важными параметрами процесса являются парциальное давление кислорода и температура в реакторе. Теллуриды золота, содержащиеся в пирите, разлагаются при температурах выше 450°C:



Обжиг арсенопирита проводят в одну или две стадии, получая гематит, оксид мышьяка (3) и диоксид серы. При окислительных условиях, даже при относительно низких температурах, арсенопирит образует магнетит:



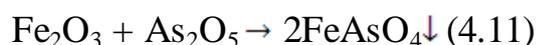
Магнетит затем окисляется до гематита (реакция (14.3)). При восстановительных условиях арсенопирит разлагается, образуя пирротин и элементный мышьяк, который, возгоняясь, образует пористую структуру:



В зависимости от условий обжига оксид мышьяка (3) может быть окислен до оксида мышьяка (5):



Эта реакция нежелательна, так как может определить образование арсената железа, не имеющего пористой структуры и способного заблокировать поверхность золота:



Для минимизации образования этого соединения снижают концентрацию кислорода в газовой фазе. Данные, характеризующие фазовую стабильность систем Fe-S-O, As-S-O и As-Fe-S-O, а также минералогические

преобразования, происходящие при обжиге в условиях завода Фэйрвью (ЮАР), приведены в Приложении 3. Между 1987 и 1992 гг. в Северной Америке были пущены заводы, ориентированные на обжиг всей массы руд с низким содержанием мышьяка: Дзеррит Кэниен, Биг Спрингс, Кортес и Гоулден Бэр. Первые два завода используют двухстадиальный окислительный обжиг руд, содержащих менее 6% серы.

Добавление кислорода к воздуху в реакторах позволило снизить температуру обжига и повысить извлечение золота. В результате использования кислорода уменьшилась интенсивность противоточного движения руды и газового потока, что облегчило удерживание серы в слое и определило состав выбрасываемых газов ниже норматива.

Обжиговой реактор в Биг Спрингс перерабатывает 1200 т руды в сутки, которая содержит 1.6 % $S_{\text{общ}}$; 0.3% органического углерода; 0.24% As и 5.3 г/т Au. К руде для улучшения температурных показателей обжига добавляют уголь. Конечное извлечение золота (после цианирования) достигает 91%.

На Дзеррит Кэниен используют два реактора производительностью 2000 т/сут каждый. Содержание серы в загрузке 0.5-1.0%, органического углерода-0.5-1.5%, конечное извлечение золота, при его исходном содержании 4.7г/т-около 90%. Руд с более высоким содержанием серы сразу направляют предварительной обработке-хлоринации.

Реактор на Кортес является одним из первых, где циркулирующий взвешенный слой использован для обжига всей массы руды (с добавлением к воздуху кислорода). На этом заводе руда после полу автогенного сухого измельчения до-1.65 мм пневматически передается в 100-т загрузочный бункер. Оптимальная производительность цикла измельчение-обжиг составляет 2000т/сут

Результаты лабораторных исследований по изучению сушки и обжига флотоконцентрата ГМЗ-3

Результаты от 07.04.2014 по 12.04.2014

Исходные содержание: $C_{\text{общ}} - 1,12\%$, $S_{\text{общ}} - 28,2\%$

Навеска – 100 гр.

Таблица 4.5

№	Дата	№ пробы кека и вес		W, Исход, %	T, °C	τ , min	Химический состав огарка, %				Выход		Степень окисления, %
		№	Исх. S/C, гр				$S_{\text{общ}}$, %	S, гр	$C_{\text{общ}}$, %	C, гр	гр	%	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
1.	07.04.2014	346	28/1,2	18	500	40	13,7	9,2	0,9	0,9	67	67	67,14
2.	07.04.2014	347	28/1,2	18	500	50	13,8	8,7	0,8	0,8	62,7	62,7	68,93
3.	07.04.2014	144	28/1,2	18	500	60	13,01	8,2	0,8	0,8	63	63	70,71
4.	07.04.2014	346	28/1,2	18	500	80	12,67	7,6	0,7	0,7	60	60	72,86
5.	08.04.2014	347	28/1,2	18	550	40	13,43	8,6	1,0	1,0	64	64	69,29
6.	08.04.2014	144	28/1,2	18	550	50	13,22	8,2	0,9	0,9	62	62	70,71
7.	08.04.2014	346	28/1,2	18	550	60	12,9	7,9	0,7	0,7	61	61	71,79

8.	08.04.2014	347	28/1,2	18	550	80	12,03	7,1	0,6	0,6	59	59	74,64
9.	09.04.2014	144	28/1,2	15	580	40	12,33	7,4	0,8	0,8	60	60	73,57
10.	09.04.2014	346	28/1,2	15	580	50	12,24	7,1	0,7	0,7	58	58	74,64
11.	09.04.2014	347	28/1,2	15	580	60	10	5,9	0,5	0,5	59	59	78,93
12.	09.04.2014	144	28/1,2	15	580	80	8,9	5,1	0,4	0,4	57	57	81,79
13.	10.04.2014	346	28/1,2	15	600	40	11,42	6,4	0,6	0,6	59	59	77,14
14.	10.04.2014	347	28/1,2	15	600	50	9,27	5,1	0,4	0,4	55	55	81,79
15.	10.04.2014	144	28/1,2	15	600	60	5,93	3,2	0,3	0,3	54	54	88,57
16.	10.04.2014	346	28/1,2	15	600	80	2,59	1,4	0,2	0,2	54	54	95,00
17.	11.04.2014	347	28/1,2	13	650	40	11,02	6,5	0,8	0,8	59	59	76,79
18.	11.04.2014	144	28/1,2	13	650	50	10,53	5,9	0,6	0,6	56	56	78,93
19.	11.04.2014	346	28/1,2	13	650	60	5,09	2,8	0,4	0,4	55	55	90,00
20.	11.04.2014	347	28/1,2	13	650	80	1,11	0,6	0,1	0,1	54	54	97,86
21.	12.04.2014	144	28/1,2	13	700	40	10,5	6,3	0,5	0,5	60	60	77,50
22.	12.04.2014	346	28/1,2	13	700	50	9,82	5,7	0,6	0,6	58	58	79,64

23.	12.04.2014	347	28/1,2	13	700	60	3,51	2,0	0,1	0,1	57	57	92,86
24.	12.04.2014	144	28/1,2	13	700	80	0,6	0,3	0	0	52	52	98,93
25.	13.04.2014	346	28/1,2	15	580	50	8,03	4,9	0,4	0,4	61	61	82,50
26.	13.04.2014	347	28/1,2	15	580	60	7,37	4,2	0,2	0,2	57	57	85,00
27.	13.04.2014	144	28/1,2	20	600	50	6,83	2,8	0,4	0,4	58	58	90,00
28.	13.04.2014	346	28/1,2	20	600	60	6,36	2,4	0,1	0,1	55	55	91,43
29.	13.04.2014	347	28/1,2	15	600	40	6,1	3,6	0,6	0,6	59	59	87,14
30.	13.04.2014	144	28/1,2	15	600	50	4,74	2,7	0,5	0,5	57	57	90,36
31.	13.04.2014	346	28/1,2	15	600	60	4,26	2,3	0,4	0,4	54	54	91,79
32.	13.04.2014	347	28/1,2	15	600	80	4,04	2,1	0	0	52	52	92,50
33.	13.04.2014	144	28/1,2	15	600	90	3,8	1,9	0	0	50	50	93,21
34.	13.04.2014	346	28/1,2	15	600	100	5,3	1,7	0	0	51	51	93,93
35.	13.04.2014	347	28/1,2	20	600	60	6,72	3,9	0,2	0,2	58	58	86,07
36.	13.04.2014	144	28/1,2	16	600	60	4,33	2,6	0,3	0,3	60	60	90,71
37.	13.04.2014	346	28/1,2	12	600	60	3,93	2,4	0,1	0,1	61	61	91,43

38.	13.04.2014	347	28/1,2	8	600	60	2,3	1,5	0	0	64	64	94,64
39.	13.04.2014	144	28/1,2	8	600	60	2,46	1,6	0	0	65	65	94,29
40.	13.04.2014	346	28/1,2	6	600	60	3,5	1,1	0	0	66	66	96,07

Результаты лабораторных исследований по изучению сушки и обжига биокека ГМЗ-3

Результаты от 07.04.2014 по 12.04.2014

Исходные содержание: $C_{\text{общ}} - 7,2\%$, $S_{\text{общ}} - 8\%$

Навеска – 100 гр.

Таблица 4.6

№	Дата	№ пробы кека и вес		W, Исход, %	T, °C	τ , min	Химический состав огарка, %				Выход		Степень окисления, %
		№	Исх. S/C, гр				$S_{\text{общ}}$, %	S, гр	$C_{\text{общ}}$, %	C, гр	гр	%	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
1.	07.04.2014	346	8/7,2	24	500	40	4,2	4,2	5,5	5,5	60	60	47,5
2.	07.04.2014	347	8/7,2	24	500	50	4,1	4,1	5,2	5,2	61	61	48,75

3.	07.04.2014	144	8/7,2	24	500	60	3,7	3,7	4,8	4,8	58	58	53,75
4.	07.04.2014	346	8/7,2	24	500	80	2,9	2,9	4,2	4,2	57	57	63,75
5.	08.04.2014	347	8/7,2	20	550	40	4,0	4,0	5,1	5,1	59	59	50
6.	08.04.2014	144	8/7,2	20	550	50	3,7	3,7	4,8	4,8	57	57	53,75
7.	08.04.2014	346	8/7,2	20	550	60	3,5	3,5	4,2	4,2	55	55	56,25
8.	08.04.2014	347	8/7,2	20	550	80	2,7	2,7	3,2	3,2	52	52	66,25
9.	09.04.2014	144	8/7,2	15	580	40	3,9	3,9	4,5	4,5	63	63	51,25
10.	09.04.2014	346	8/7,2	15	580	50	3,5	3,5	3,2	3,2	61	61	56,25
11.	09.04.2014	347	8/7,2	15	580	60	3,1	3,1	1,5	1,5	60	60	61,25
12.	09.04.2014	144	8/7,2	15	580	80	2,1	2,1	0,7	0,7	58	58	73,75
13.	10.04.2014	346	8/7,2	15	600	40	3,7	3,7	4,2	4,2	60	60	53,75
14.	10.04.2014	347	8/7,2	15	600	50	2,7	2,7	3,1	3,1	58	58	66,25
15.	10.04.2014	144	8/7,2	15	600	60	1,5	1,5	1,2	1,2	56	56	81,25
16.	10.04.2014	346	8/7,2	15	600	80	0,9	0,9	0	0	52	52	88,75
17.	11.04.2014	347	8/7,2	13	650	40	3,5	3,5	4,0	4,0	65	65	56,25

18.	11.04.2014	144	8/7,2	13	650	50	2,8	2,8	2,2	2,2	63	63	65
19.	11.04.2014	346	8/7,2	13	650	60	0	0	1,5	1,5	60	60	100
20.	11.04.2014	347	8/7,2	13	650	80	0	0	0	0	58	58	100
21.	12.04.2014	144	8/7,2	13	700	40	3,2	3,2	3,6	3,6	64	64	60
22.	12.04.2014	346	8/7,2	13	700	50	1,5	1,5	1,3	1,3	60	60	81,25
23.	12.04.2014	347	8/7,2	13	700	60	0,5	0,5	0,2	0,2	58	58	93,75
24.	12.04.2014	144	8/7,2	13	700	80	0	0	0	0	52	52	100
25.	13.04.2014	346	8/7,2	15	580	50	3,6	3,6	2,1	2,1	61	61	55
26.	13.04.2014	347	8/7,2	15	580	60	2,1	2,1	1,5	1,5	60	60	73,75
27.	13.04.2014	144	8/7,2	15	600	50	2,7	2,7	1,9	1,9	61	61	66,25
28.	13.04.2014	346	8/7,2	15	600	60	2,2	2,2	1,3	1,3	57	57	72,5
29.	13.04.2014	347	8/7,2	15	600	40	2,9	2,9	3,6	3,6	62	62	63,75
30.	13.04.2014	144	8/7,2	15	600	50	2,1	2,1	2,2	2,2	60	60	73,75
31.	13.04.2014	346	8/7,2	15	600	60	1,3	1,3	1,5	1,5	57	57	83,75
32.	13.04.2014	347	8/7,2	15	600	80	0	0	0,3	0,3	55	55	100

33.	13.04.2014	144	8/7,2	15	600	90	0	0	0	0	52	52	100
34.	13.04.2014	346	8/7,2	15	600	100	0	0	0	0	50	50	100
35.	13.04.2014	347	8/7,2	20	600	60	2,8	2,8	2,1	2,1	52	52	65
36.	13.04.2014	144	8/7,2	16	600	60	2,1	2,1	0,7	0,7	54	54	73,75
37.	13.04.2014	346	8/7,2	12	600	60	1,3	1,3	0,5	0,5	65	65	83,75
38.	13.04.2014	347	8/7,2	8	600	60	0	0	0	0	66	66	100
39.	13.04.2014	144	8/7,2	8	600	60	0	0	0	0	65	65	100
40.	13.04.2014	346	8/7,2	6	600	60	0	0	0	0	67	67	100

Опыты показывают что при температуре 500 °С процесс идёт очень медленно, сульфиды и углерод окисляется до 63 % если процесс продолжается 80 мин. При увеличении температуры окисление улучшается, например при 700 °С сульфиды окисляются до 80-90, даже 100 %, но начинается капсулирование быстро расплавляемых элементов. Это влияет только на ухудшению цианирования. Оптимальным режимом является T=600°С, продолжительность процесса – 60 мин. Экспериментам видно, что понижением влажности увеличивается степень окисления, так как определили что оптимальный уровень влажности составляет 8 %. Из таблиц видно, что с помощью окислительного обжига до 99% сульфидных соединений окисляется. Окисление арсенопирита начинается при температуре 450°С, при температуре 550-600°С идет интенсивное окисление пирита. Углеродистые соединения, которые показывают исходный кек 7,2 находятся в виде графита и шунгита. На наш взгляд углерод в виде графита имеющий твердость 1.5 но медленно, в течении 30-40 мин окисляется.

Разновидность углеродистого соединения – шунгит метаморфического происхождения в котором сорбировано золото имеет плотность 2.2 г/см^3 и твердость 4 не вспыхивает и очень медленно сгорает как кокс в интервале $650\text{-}700^\circ\text{C}$. Как показано в рис.4.2. обжиг произведен при температуре 700°C с продолжительностью 80 мин остается в огарке и органический углерод и окиси углерода. 7,8 и 8 опыты проведены с 07.04.2014 г по 12.04.2014 г при температуре $750\text{-}800^\circ\text{C}$ с продолжительностью 90 мин и получили хорошие результаты. Исходное содержание в кеке $S_s - 7,2 \%$, после обжига в огарке S_s отсутствует, т.е. полностью переходит в газы.). Органические вещества переходят в газы, остаточное содержание в обожженном кеке – $0,2 \%$, т.е. 98% углеродистых веществ переходит в газы. Обожженный материал обрабатывали 2% -ной щелочью и цианировали, при этом получили извлечение золота $82,5 \%$. В кеке остается $18,5 \text{ г/т}$ золота. Обожженный материал после обработки 3% -ной серной кислоты цианировали, извлечение золота составляет в пределах 82% .

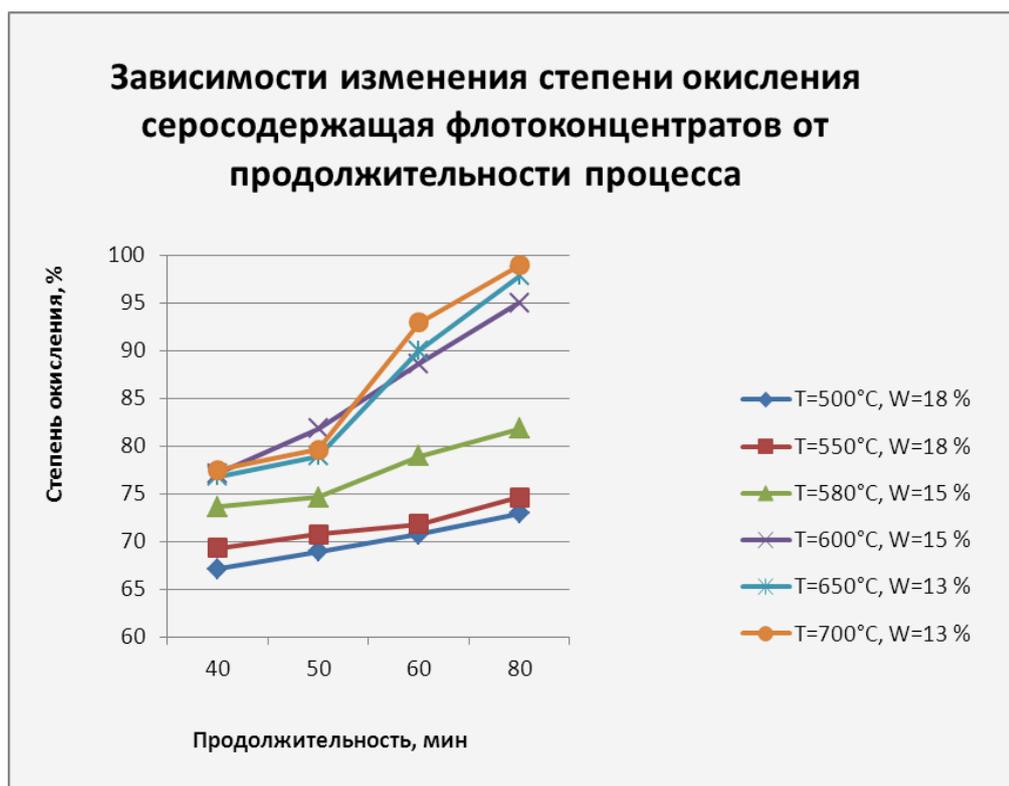


Рис.4.2.



Рис.4.3.

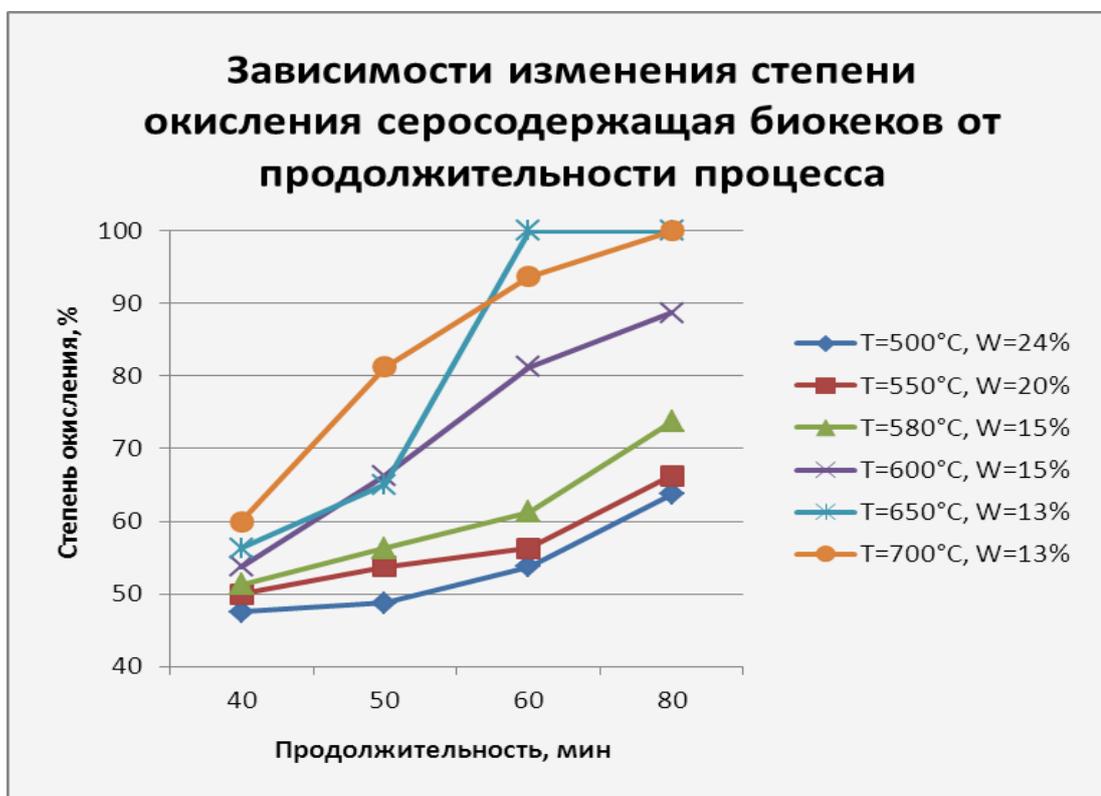


Рис.4.4.

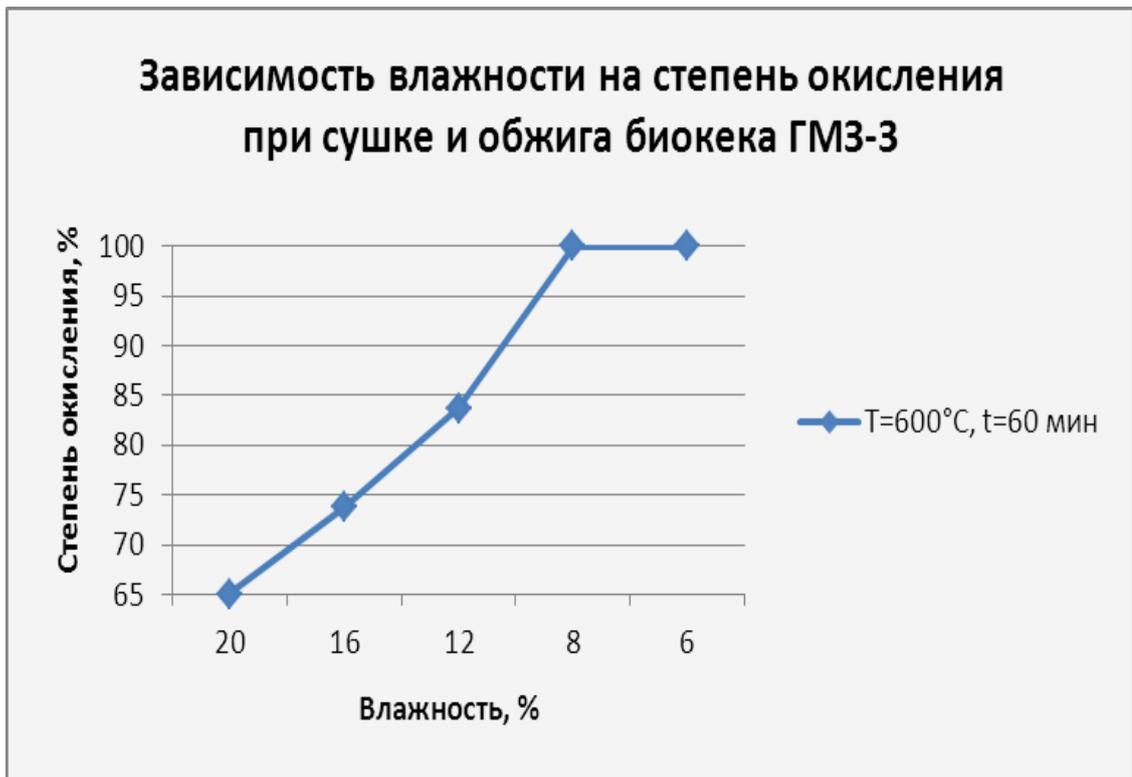


Рис.4.4.

Низкое извлечение, по-видимому, связано с тем, что при высоких температурах легкорастворимые микрочастицы растворяясь покрывают частицы золота тонкой пленкой и в последствии оно плохо растворяется. Необходимо дополнительно провести исследования при T не более 600 - 650 °C. Обожженный материал обработать водой и промывая передать на цианирование. Провести исследование: после измельчения обожженный материал цианировать.

5. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Цель данной научной исследовательской работы было изучение, поиск возможностей выбора рациональной технологии, применение нового местного реагента НА-1 как пенообразователь и изучение режима флотации с новым местным реагентом НА-1 и с использованным пенообразователем Т-92, что являлось целью настоящей работы. Старались заменить используемый пенообразователь Т-92 на местный пенообразователь НА-1.

Внедрение данной научно-исследовательской работы отразилось на некоторых статьях затрат. Расчет изменения себестоимости продукции производились только по статье. «Вспомогательные материалы на технологические цели» расчет затрат на вспомогательные материалы приведены в таблице №1.

Таблица 5.1

Расчеты затраты на вспомогательные материалы

№	Статьи затрат	ед.изм.	Расход 1т руды	Цена за ед. сум.	Затраты на переработку руды, сум	
					На единицу	На объем
1	Электричество	кВт		90	90	1080
2	Вода	м ³		300	300	3600
3	Веретенное масло	л		408,15	408,15	270
4	Сода	кг		470	470	188
5	Kst	кг		2550	2550	315
6	CuSO4	кг		16000	16000	3345
7	Т-92	кг		1386	1386	680
8	НА-1	кг		1000	1000	106
9	ПС	кг				
	Итого: на 1кг руды на 20кг руды					9584 191680

Для удобства и ориентировочного экономического расчет ведется на 1 т перерабатываемой руды. Основная заработная плата научно-производственного персонала.

Научный руководитель получает за научно хоздоговорную работу 20% от месячного оклада.

Таблица 5.2

№	Должность	Количество человек	Зарботная плата	Сумма за НИР, сум
1	Научный руководитель	1	60000	300000
2	Технический лаборант	1	32500	162500
3	Лаборант	1	32500	162500
	Итого:			625000

Расчет затрат на выполнения доплаты НИР приведенный в таблице 3

Таблица 5.3

№	Статьи затрат	Сумма, сум
1	Материалы покупаемого изделия	30000
2	Специальное оборудование для НИР	200000
3	Основная заработная плата НИИ	625000
4	Отчисление на социальное страхование	156250
5	Научные командировки	15000
6	Услуги собственного вспомогательного хозяйства	191680
7	Прочие затраты	15000
8	Работы выполняемые сторонами организации (хим. анализа)	35000
9	Накладные затраты	32250
	Итого	1300180

Калькуляционные затраты на НИР приведены по следующим статьям затрат, статьи вспомогательные материалы покупные изделия включают затраты по приобретению руды и реагентов для постановки опытов. Статья специальные оборудования НИР учитывают стоимость МШР, электропечи для сушки проб, флотомшины, химической посуды.

Отчисления принимается в размере 37% от суммы основной заработной платы.

Статье накладные расходы распределяются пропорционально по формуле:

$$H_p = 3 \times H_n / 100$$

где 3 - основная заработная плата, сум;

H_n - норматив накладных расходов, принимаем в размере 25%

$$H_p = 125000 * 25 / 100 = 32250$$

Расчет экономического потенциала. Величина экономического потенциала определяется по формуле:

$$\mathcal{E}_\pi = K(z_1 - z_2)A_2$$

где K - коэффициент экономической эффективности;

z_1, z_2 - проведение затрат по выпуску годовой, полезных ископаемых при помощи базовой и новой технологии, сум;

A_2 - годовой объем производства продукции после внедрения результатов исследований, кг.

Технико-экономические показатели НИР

Таблица 5.4

№	Наименование показателей	ед.изм	
1	Объем переработки руды	кг	20
2	Товарная продукция	сум	626004
3	Себестоимость	сум	421400
4	Прибыль	сум	204604
5	Затраты на НИР	сум	191680
6	Коэффициент экономической эффективности		3,3
7	Экономическая эффективность	сум	613812
8	Срок окупаемости капитальных затрат	год	0,3

6. БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

Загрязнения воздуха в металлургических цехах. Вредные для организма вещества встречаются в производстве в виде сырья, промежуточных и побочных продуктов, готовой продукции, случайных примесей, вспомогательных веществ и отходов.

Токсичными являются газы, образующиеся при металлургических процессах, выделяющийся из металлов и шлаков пары металлов и их соединений и др. воздушная среда предприятий загрязняются аэрозолями, которые образуются: а) механическим путем – при измельчении, сортировке, перегрузке материалов, при прокатке металлов, ломке футеровки печей, чистке изложниц и т.д. б) физико-химическим путем – в результате конденсации паров металла при выпуске и разливе его и др; в) в результате химических реакций между веществами (аэрозоли хлорокиси кремния, алюминия, титана, и соляной кислоты, возникающие при гидролизе соответствующих хлоридов во влажном воздухе); г) при нагревании малолетучих жидкостей – аэрозоли с жидкой дисперсной фазой (туманы). Образующиеся пары, выделяясь в воздушную среду с более низкой температурой, быстро конденсируются.

Особенности токсичности металлов. Токсическое действие даже металлов одной и той же группы Периодической системы Менделеева различно. Обнаружена связь между токсичностью соединений металлов и их физико-химическими свойствами: молекулярной массой, плотностью, температурой кипения, температурой плавления и др.

Поведение металлов в организме в большой степени зависит от пути проникновения в организм, так как на пути попадания в кровь из разных первичных «дело» (подкожная клетчатка, легочная ткань, кишечник) металлы встречают различные по физико-химическим свойствам и проницаемости барьеры. Одним из важных факторов, определяющих токсические свойства металлов и характер их биологического действия, является способность металла проникать через клеточные мембраны во внутреннюю среду клеток.

С развитием промышленности все острее встает вопрос утилизации или нейтрализации промышленных стоков. и предприятия вносят свой заметный «вклад» в усугубление экологической обстановки в мире. На некоторых предприятиях горно-металлургического профиля, построенных в развивающихся странах кислотосодержащие стоки сбрасываются прямо в реку, где происходит естественное снижение концентрации кислоты ниже ПДК, однако такой метод, естественно, не может быть признан правильным. Активизация борьбы «зеленых» и увеличение штрафов за выброс вредных

веществ со стороны государства, заставляет предприятия решать проблемы обезвреживания промышленных стоков.

Основными направлениями работ в области охраны воздуха и водных бассейнов в металлургическом производстве является:

- сокращение выбросов твердых и газообразных веществ в атмосферу за счет улавливания и обезвреживания;

- прекращение сбросов сточных вод на поверхность земли и в водоемы, и переход на бессточный режим водопользования;

- организация наряду с обезвреживанием промышленных отходов, утилизации всех ценных компонентов, содержащихся в них.

В решении задач качественной защиты окружающей среды от вредных выбросов важное значение имеет внедрение в современную промышленность практику новых прогрессивных процессов.

ТБ при работе с серной кислотой. Серная кислота при нагревании выделяет пары серного ангидрида, который с водяными парами воздуха образуют белый туман; при смешивании с водой выделяет большое количество тепла, что является причиной разбрызгивания кислоты.

При приготовлении разбавленной серной кислоты следует вливать кислоту в воду, а не наоборот. Приготавливать разбавленную серную кислоту в стеклянных бутылках запрещается.

Серная кислота, попадая на кожу вызывает ожоги, тяжелые последствия могут быть при попадании кислоты в глаза. Серная кислота раздражает и прижигает слизистые оболочки верхних дыхательных путей и в особенности носа.

При работе с серной кислотой необходимо пользоваться фильтрующими противогазами с дополнительными аэрозольными фильтрами, надеть суконную спецодежду, резиновые сапоги фартук, резиновые перчатки и защитные очки.

При попадании любой кислоты на кожу необходимо немедленно удалить ее обильным промыванием водой из крана или шланга под давлением, после чего промыть 5 % раствором пищевой соды.

При ожоге второй и третьей степени необходимо промыть пораженное место водой и покрыть его стерильной повязкой до прихода врача.

При попадании капель кислоты в глаза необходимо промыть их сильной струей воды, а затем 3 % раствором пищевой соды, после чего обратиться в медицинский пункт.

Правила работы с вредными веществами. Работу с чрезвычайно и высокоопасными веществами рекомендуется проводить в специально оборудованных шкафах, имеющих отверстия для рук с вмонтированными

резиновыми перчатками. Воздух, удаляемый местными отсосами, перед выбросом в атмосферу подлежит очистке. Вентиляция должна работать круглосуточно.

Нагревать вещества следует в круглодонных колбах на водяных, масляных или песочных банях, применение открытого огня запрещается.

Остатки растворов чрезвычайно опасных веществ, необходимых для текущей работы, следует ежедневно по окончании рабочего дня сдавать ответственному лицу.

ПДК вредных химических веществ:

- 2,0 мг/м³- азотная кислота;
- 1,0 мг/м³ – серная кислота;
- 200,0 мг/м³ – ацетилен;
- 20,0 мг/м³ – аммиак;
- 5,0 мг/м³ – соляная кислота;
- 0,3 мг/м³ – синильная кислота;
- 20,0 мг/м³ – окись углерода.

Индивидуальная защита. При работе с загрязняющими и раздражающими веществами применяют халаты из плотной ткани с связками на рукавах, комбинезоны, резиновые фартуки, брюки с нагрудником, капюшоны. Для защиты от пыли используют глухой комбинезон из пыленепроницаемой ткани с завязками у кистей и щиколоток.

Ткани должны быть стойкими к воздействиям окружающей среды. Наибольшей поглощающей способностью газов и паров обладают шерстяные ткани, в меньшей степени льняные и затем хлопчатобумажные.

В целях защиты от агрессивного действия кислот, щелочей и других жидкостей спецодежду изготавливают из тканей с соответствующими пропитками или со сплошным пленочным покрытием либо из синтетических материалов (полиэтилена, тефлона).

Для защиты от водных растворов раздражающих веществ используют ткани с водонепроницаемым пленочным покрытием на основе искусственных каучуков и смол.

Для защиты головы, лица и глаз от брызг кислот, щелочей, органических растворителей применяют полиэтиленовые капюшоны, наголовники, маски с прозрачными экранами из органического стекла, герметичные защитные очки и др.

Для защиты ног от агрессивных веществ применяют сапоги из резины, пластмассы, каучука, заменителей кожи.

Для защиты рук используют резиновые кислотощелочестойкие перчатки, кислотозащитные рукавицы со специальным пленочным

покрытием, двухслойные кислотостойкие перчатки и др. можно применять также обычные перчатки из каучука, покрытие пленкообразующей мазью.

Защита органов дыхания достигается применением фильтрующих и изолирующих приборов. В качестве фильтрующих приборов используются промышленные противогазы и респираторы.

При устройстве и эксплуатации высокочастотных установок принимают меры против поражения током.

Особое значение имеет защитное заземление металлических частей установок, металлических экранов и системы водоохлаждения. Так как вода может оказаться заряженной, шланги изготовляют с изолирующими шлангами и металлические наконечники шлангов заземляют.

Для защиты органов слуха применяют наружные и внутренние противошумы (антифоны). Наружные противошумы прикрывает ушную раковину. Внутренние противошумы вставляют в наружный слуховой проход, они бывают сплошные, с каналом и с мембраной, типа воздушных фильтров.

Степень ослабления шума зависит от конструкции противошума и частоты. Заглушки ослабляют шум на 5-7 дБ при частотах до 500 Гц и на 15 дБ при частотах более 3000 Гц.

Экология, как наука об отношениях животного и растительного мира и образуемых или сообществ между собой и окружающей средой, играет все большую роль в организации современных промышленных и сельскохозяйственное в жизни современного человека общества. Вопросам охраны окружающей среды в нашей стране уделяется особое внимание. На это указывают конкретные задачи по защите окружающей природы от промышленных выбросов, отраженной в решениях и включение в основной. Закон нашей страны – Конституцию Узбекистан – специального раздела «Охрана окружающей среды и других законодательных актов. Характер технологических выбросов на металлургических предприятиях определяется составом перерабатываемого сырья, используемыми в производстве вспомогательными материалами и химическими реактивами, видом и спецификой применяемых металлургических процессов и уровнем организации процессов улавливания и обезвреживания промышленных отходов. Пирометаллургическое производство известных металлов сопровождается значительными газовыми и пылевыми выбросами в воздушный бассейн, а современная гидрометаллургия характеризуется не только большими потреблением свежей H₂O, но и загрязнением природных водоемов сбросными водами. Санитарными нормами установлены предельно допустимые концентрации (ПДК) вредных веществ, как в атмосферных

рабочих зон, так и в атмосферу воздуха и воды, водоемов санитарно-бытового водопользования.

Основными направлениями работ в области охраны воздуха и водных бассейнов в цветной металлургии является:

1) Сокращение, выбросов твердых и газообразных веществ атмосферы за счёт их обезвреживания.

2) Прекращение сбросов сточных вод на поверхность земли и в водаёмы и переход на бессточный режим водопользования.

3) Организация наряду с обезвреживанием промышленных отходов, утилизация всех ценных компонентов, содержащихся в них.

В решении задач качественной защиты окружающей среды от вредных выбросов важное значение имеют внедрение в современную промышленность практику новых прогрессивных процессов.

С развитием промышленности все острее встает вопрос утилизации или нейтрализации промышленных стоков. Золотоизвлекательные фабрики вносят свой заметный «вклад» в усугубление экологической обстановки в мире. На некоторых фабриках, построенных в развивающихся странах цианосодержащие стоки сбрасываются прямо в реку, где происходит естественное снижение концентрации цианида ниже ПДК, однако такой метод, естественно, не может быть признан правильным. Активизация борьбы «зеленых» и увеличение штрафов за выброс вредных веществ со стороны государства, заставляет предприятия решать проблемы обезвреживания промышленных стоков.

Научно-техническая революция помогла человечеству жить лучше, но современный его этап привел человечество на грань всемирной экологической катастрофы, нарушению равновесия природы. С течением времени воздействие человека на природу увеличивается. Особенно возникают проблемы, связанные с экологией, в городах. Одним из таких проблем является автоматизация. При развитых формах автоматизации контролирующие функции берет на себя компьютер. Компьютер внедрился в сферу обслуживания, науку, образование.

В ходе научно-технической революции меняются технологические методы производства. Наука превращается в непосредственную производительную силу и в производителя материальных благ. Повышается у людей культурно-технический уровень, развивается интеллект, творческие способности.

7. ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Рекомендации по улучшению работ по переработке золотосодержащих сульфидно-мышьяковых руд месторождений Кокпатас и Даугызтау

1. Нами был проведен аналитический обзор литературы по переработке упорных сульфидных мышьяковистых золотых руд и концентратов пирометаллургическим способом. Подробно изучено и анализировано обжиг сульфидных соединений во взвешенном состоянии в виде печи КС. Мировая практика показывает, один из лучших способов по переработки сульфидно-углеродсодержащих материалов обжигать после сушки в печах КС.

2. В ГП НИИМР проводятся исследования различных полезных ископаемых Республики Узбекистан, в том числе и разработка технологии обогащения и переработки золотосодержащих руд.

Флотационные реагенты, используемые в обогатительных фабриках республики в основном приобретаются за рубежом за валюту.

В последние годы ведутся испытания различных собирателей и вспенивателей, полученные из отходов местных предприятий: «ПС», «СД-1», «НШ», «НА-1» различные ПАВ.

В лабораториях НавГГИ АГМФ и UZGEORANGMETLITI, ИМР Госкомгеологии проведены флотационные опыты с традиционными и в сочетании с традиционных и местных реагентов собирателей и вспенивателей. Результаты обнадеживающие, положительные. Предлагаем продолжить лабораторные и полупромышленные испытания смеси руд месторождений Кокпатас и Даугызтау с использованием традиционных и местных реагентов.

3. Руды вышеуказанных месторождений содержат углистые вещества, которые отрицательно влияют на процесс цианирования. При цианировании продукта биоокисления часть растворенного золота может сорбируется на углеводе органическом и направляется в хвостохранилище.

С целью выделения органического углерода в отдельную фракцию выполнены лабораторные опыты с использованием керосина. Выход этого продукта составляет 6-7,5 %. Намечается проведение серии опытов в лаборатории ГМЗ-3 с целью уменьшения выхода продуктов. Этот продукт рекомендуется смешивать с биокеком продуктам ПТД-3 и подвергать окислительному обжигу и с последующим сорбционным цианированием,

предварительно обработав 2%-ным раствором щелочи, отношение Ж:Т=5:1. Температура 85-90 °С в течение 1 ч.

4. Установлены оптимальные параметры окислительного обжига с удалением сульфидной серы, монооксида и диоксида углерода флотоконцентратов и биокеков. Рекомендуемые режимы:

$T=600\text{ C}$

Продолжительность, τ - 60 мин.

$W=8-10\%$

Крупность помола – 0,074 мм, 80%

Избыток воздуха от стехиометрии – 1,2 %.

8. СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ:

1. О.Ф.Петухов, К.С.Санакулов, А.С.Хасанов, О.М.Мустакимов. Окислительно-восстановительные процессы в металлургии. Т.: Истиклол нури, 2013. –С. 84-100.
2. М.А.Меретуков. Золото: химия, минерология, металлургия. М.: ИД «Руда и металлы», 2008. –С. 256-266.
3. Фомченко Н.В. Автореферат. Двухстадийное бактериально-химическое окисление сульфидных концентратов золота и цветных металлов. – Москва, 2012. – 3 стр.
4. В.В.Сенкус, Б.М.Семфанюк, Н.А.Вепрева. Способ извлечения тонкодисперсного золота и комплекс для его реализации. Второй международный конгресс «Цветные металлы – 2010», г.Красноярск, 2010 г.
5. Т.С.Даулатбеков, М.О.Смагулов, А.А.Амирхан. Извлечение золота из кеков от выщелачивания золота-мышьякового концентрата.
6. Н.И.Копылов, Ю. Д.Каминский. Химия в интересах устойчивого развития 9. – г.Новосибирск, 2001 г – 433-442 стр.
7. Е.А.Гроо, Н.К.Алгебраистова. Способ интенсификации процесса выщелачивания золота. Второй международный конгресс «Цветные металлы – 2010», г.Красноярск, 2010 г.
8. В.С.Чекушин, Н.В.Олейникова. Переработка золотосодержащих рудных концентратов(Обзор методов). Известия Челябинского научного центра, вып 4(30), - Челябинск, 2005 г.
9. Гучетль И.С., Друкер Е.Я., Барышников И.Ф. Переработка упорных золотосодержащих руд и концентратов. М.: Цветметинформация, 1972.
- 10.Белявский М.А., Мейерович А.С., Меретуков М.А., Перспективные способы переработки золото– и серебросодержащего сырья за рубежом // М.: ЦНИИцветмет эконом. и инф. Вып. 3, 1985.
- 11.Ровира Карбальо Хулио Сесар. Исследование и разработка эффективной технологии переработки арсенопиритных концентратов месторождения Делита (Республика Куба): Автореф. канд. дисс. ЛГИ. Ленинград, 1988.
12. Стрижко Л.С. Металлургия золота и серебра. М.: МИСИС, 2001.
- 13.Славкина, О.В. Выбор математической модели для описания процесса выщелачивания сульфидного сырья / О.В. Славкина, В.В. Бирюков, Н.В. Фомченко // Естественные и технические науки. – 2003.
- 14.Муравьев, М.И. Идентификация бактерии, доминирующей в двухстадийном процессе биоокисления золотомышьякового концентрата / М.И. Муравьев, Т.А. Пивоварова, Т.П. Турова, А.Г. Булаев, Н.В. Фомченко, Т.Ф. Кондратьева // Микробиология. – 2010

15. Фомченко, Н.В. Очистка от мышьяка и регенерация оборотных растворов в процессе бактериального выщелачивания / Н.В. Фомченко, С.И. Полькин, В.В. Панин // Охрана окружающей среды и утилизация ценных отходов в металлургии: Тез. Первой Всесоюзной конференции. М., 1978