

УДК 669

**НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ОСНОВНЫХ ПРОЕКТНЫХ
РЕШЕНИЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОГО
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ****Никитенко Алёна Васильевна**

Бакалавр

nikitenko.aloyna@yandex.ru

Санкт-Петербургский горный университет

Корнелюк Александр Дмитриевич

Бакалавр

sasha89824102173@yandex.ru

Санкт-Петербургский государственный университет аэрокосмического приборостроения

Аннотация

В статье рассмотрен один из методов кондиционирования упорной золотосодержащей руды, а именно технология Альбион. Работа содержит описание минерально-сырьевой базы золота, основных стадий переработки золотосодержащего сырья и классификацию упорных золотосодержащих руд и концентратов. Также были определены преимущества данной технологии Альбион в сравнении с другими технологиями переработки упорного золотосодержащего сырья.

Ключевые слова: золото, Альбион-процесс, упорное сырье, технология, переработка.

**SCIENTIFIC AND TECHNICAL SUBSTANTIATION OF THE MAIN DESIGN
SOLUTIONS FOR THE TECHNOLOGY OF PROCESSING REFRACTORY
GOLD-BEARING RAW MATERIALS****Alena V. Nikitenko**

student

Saint Petersburg Mining University

Aleksandr D. Kornelyuk

Student

Saint Petersburg State University of Aerospace Instrumentation

ABSTRACT

The article considers one of the methods of conditioning refractory gold ore, namely the Albion technology. The work contains a description of the mineral resource base of gold, the main

stages of processing of gold-bearing raw materials and the classification of refractory gold-bearing ores and concentrates. The advantages of this Albion technology in comparison with other technologies for processing refractory gold-bearing raw materials were also determined.

Keywords: gold, Albion process, refractory raw materials, technology, processing

Введение

Один из самых драгоценных металлов в мире, золото — это яркий красновато-желтый минерал с символом элемента Au. Благодаря уникальному сочетанию практических и эстетических качеств — он ковкий, пластичный, электропроводящий, устойчивый к коррозии, практически не реагирует и, конечно, красив на вид — золото имеет множество применений. Золото до сих пор является движущей силой в повседневной жизни, промышленности и мировой экономике. Добыча золота — это международный бизнес, который ведется на всех континентах, кроме Антарктиды, в результате чего запасы золотых месторождений сокращаются.

Извлечение золота из сульфидного сырья является важной гарантией устойчивого развития золотодобывающей промышленности. Однако в процессе переработки возникает ряд проблем, таких как загрязнение окружающей среды, высокая себестоимость единицы продукции или низкие показатели извлечения металла, что объясняет растущий интерес исследователей к разработке эффективных схем для труднообогатимого сырья.

«Природная» упорность золотосодержащих руд или концентратов традиционно подразделяется на два типа: упорные и неупорные. При обработке неупорных материалов традиционным методом (прямое цианирование в "стандартных" условиях) можно добиться высокого извлечения, в то время как при обработке упорных золотосульфидных руд невозможно достичь высокой степени извлечения золота (среднее извлечение Au ниже 50% при прямом цианировании) и, следовательно, требуются предварительная обработка и дополнительные затраты. Упорность золотосодержащих руд связано с тесной ассоциацией золота с сульфидными минералами. Как правило, золото заключено в капсулы или тонко диспергировано, и прямое цианирование не эффективно для извлечения золота из таких руд, даже если материал измельчен. В настоящее время доля упорных руд составляет более 30% всех известных в мире запасов золота.

Актуальность данной работы в том, что в современное время перед золотодобывающими предприятиями всё больше возрастает интерес к эффективной переработке золотосульфидных руд и они сталкиваются с трудностями переработки упорного золотосодержащего сырья. В первую очередь, это связано с истощением запасов легко перерабатываемых руд (например, кварцитовых или окисленных), а во-вторых, с увеличением стоимости золота на мировых рынках. Соответственно, все вышеприведенные факторы обеспечивают рентабельность переработки всех типов руд: как низкосортных руд, так и руд, для которых требуется сложная переработка.

Большая часть минерально-сырьевых запасов золота существует в упорных рудах, которые характеризуются наличием золота в виде тонкой вкрапленности. Следовательно, вероятность прямого цианирования продуктов обогащения затрудняется, главным образом, потому что золото находится в тесной ассоциации с пиритом (FeS_2) и арсенопиритом ($FeAsS$), и реже встречается с другими сульфидами, такими как халькопирит ($CuFeS_2$) и реальгар (As_2S_3) [4]. Все методы предварительной обработки сводятся к разрушению сульфидной минеральной матрицы с целью высвобождения золота (выщелачивающий раствор поступает к частицам золота и легко их растворяет).

Для переработки такого сырья предлагаются разные технологические схемы, но, они все основываются на операциях вскрытия. В связи с увеличением содержания мышьяка в рудах хорошо изученный метод – обжиг, теряет свою актуальность. И ему на смену приходят автоклавное и бактериальное выщелачивание, а также ультратонкий помол с последующим атмосферным выщелачиванием (Albion-процесс). Данные технологии используются на некоторых золотодобывающих предприятиях РФ и стран СНГ, например: автоклавное выщелачивание на АГМК (Алмалыкский горно-металлургический комбинат), биоокисление на «Полос золото», технологии albion-процесса в Армении на Араратской ЗИФ. В ряде случаев автоклавное и бактериальное выщелачивания являются экономически малоэффективными из-за значительной продолжительности процесса (например процесс биоокисления может достигать 4-6 суток и более) или из-за высоких расходов реагентов и электроэнергии. Перспективной технологией по переработке упорных сульфидных золотосодержащих руд и концентратов является albion – процесс т.к. по результатам практических исследований отмечено повышение извлечения золота из данного типа сырья при умеренном расходе цианистого натрия. Например, на ЗИФ «Лас-Лагунса» в Доминиканской республике, где прирост в извлечении золота составляет в среднем 30 % [6].

В связи с перспективностью технологии albion-процесса, основанного на применении сверхтонкого помола и атмосферного окисления, представляется целесообразным оценить возможности применения данного процесса для извлечения золота из флотоконцентратов различного состава и степени упорности, получаемых при обогащении руд в РФ.

Цель работы: научно-техническое обоснование основных проектных решений технологии albion – процесса для переработки упорного золотосодержащего сырья.

Методы исследования: теоретические обоснования методов переработки упорного сырья, технологические расчеты.

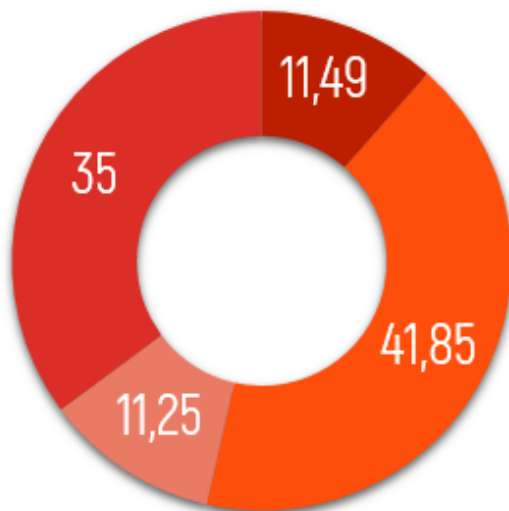
Минерально-сырьевая база золота. Россия и мир

Месторождения золота - самые востребованные месторождения в истории Земли. Поэтому страны стараются добывать золото из своих месторождений как можно более эффективно, чтобы увеличить свои запасы.

Россия - страна с долгой историей золотодобычи (с 18 века). Месторождения золота известны в европейской части, на Урале, в Сибири и на Дальнем Востоке. В ранний период основная добыча велась на Урале; сейчас центрами золотодобычи являются Сибирь и Северо-Восток России. Так, например, в последний список "Top ten" от Mining Intelligence, где указаны крупнейшие в мире проекты по добыче золота по размеру ресурсов попало месторождение Сухой Лог. Оно находится на третьем месте с 66,37 млн тонн и считается крупнейшим в мире по запасам [5].

Значительная часть (примерно 30 % мировых запасов Au, рис. 1) приходится на упорные золотые руды, а остальные 75% на неупорные руды (ресурсы и запасы). 80% (62,4 млн тройских унций) мирового производства золота получено из неупорного сырья и 20% (15,6 млн тройских унций) из упорных руд. Ежегодные темпы роста мирового производства (рис. 2) составляют 1,5% для неупорных руд и 3,3% для упорных руд (2015-2019 гг.). Прогнозируется, что годовые темпы роста для неупорного сырья (2020-2023 гг.) будут значительно ниже (-0,3 %), а производство из упорных руд увеличится еще на 1,4 %.

Общемировые запасы Au, %



- Упорные золотосодержащие руды (ресурсы)
- Неупорные золотосодержащие руды (ресурсы)
- Упорные золотосодержащие руды (резервы)
- Неупорные золотосодержащие руды (резервы)

Рисунок 1 - Распределение общемировых запасов золота

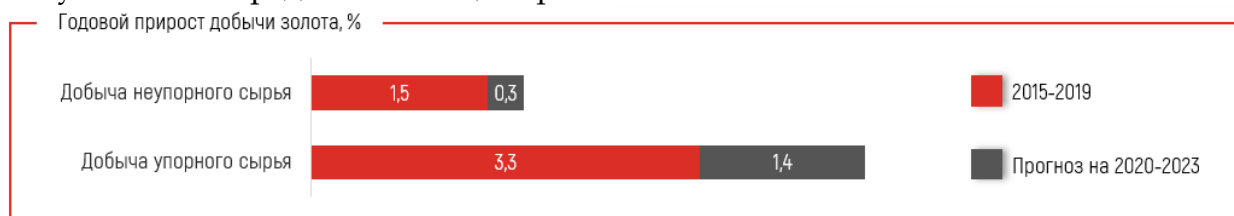


Рисунок 2 - Распределение общемировых запасов золота

За последние десять лет добыча золота из недр в России увеличилась в 1,6 раза, производство золота из минерального сырья — на 57,5%. Основные центры золотодобычи РФ сосредоточены на Дальнем Востоке и в Сибири (рис.3). Красноярский край — это лидер по добыче золота, который обеспечивает более 21% показателя России. Здесь разрабатываются крупные месторождения: золото-мышьяково-сульфидные (Олимпиадинское и Ведугинское), золотокварцевые (Благодатное, Эльдorado и др.), а также россыпи. Ведется добыча попутного золота на сульфидно-медно-никелевых месторождениях Норильского рудного района.

Второй по значимости золотодобывающий регион страны — это Магаданская область (почти 17% российской добычи), где разрабатываются уникальное по количеству запасов золото-кварцевое месторождение Наталкинское и крупное Павлик, золото-серебряные месторождения (Дукатское, Лунное и др.). Ведется добыча из многочисленных россыпей, которые обеспечили 27,2% показателя области.

В Республике Саха (Якутия) (около 12% добычи) в пределах Центрально-Алданского рудного района разрабатываются месторождения различных геолого-промышленных типов: золотоносные коры выветривания (Куранахская группа, Нижне-Якокитское рудное поле), золото-сульфидные, золото-урановое (Лунное (уч. Оценочный)), а также многочисленные россыпи. На юге республики эксплуатируются золото-кварцевые месторождения Таборное и Гросс.

В десять крупнейших регионов входит Иркутская область (7,3% добычи России), где основной вклад в добычу вносят такие месторождения, как: золото-сульфидное Вернинское, золото-кварц-сульфидные Голец Высочайший, Невское и золото-кварцевое Угахан. Уральский регион остается ведущим по добыче золота из руд медноколчеданных месторождений, где оно является попутным компонентом: Гайского в Оренбургской области, Узельгинского в Челябинской области, Юбилейного в Республике Башкортостан.



Источник: ГБЗ РФ (предварительные (сводные) данные)

Рисунок 3 - Распределение добычи золота между субъектами Российской Федерации (тонн) и основные месторождения золота

Классификация упорных руд и общие принципы их переработки

Поведение золота при цианировании зависит от ряда факторов, из которых главным является вид связи золота с рудными и породообразующими минералами [1]. Металлическое золото присутствует в рудах и концентратах в основном в следующих четырех формах: свободное; в ассоциации с рудными минералами (в виде сростков) (рис. 4, а); тонковкрапленное и субмикроскопическое (рис.4, в), главным образом в кварце и сульфидах; покрытое поверхностными плёнками (рис.4 б). Любое из вышеперечисленных состояний может стать причиной недоизвлечения или повышенных расходов реагентов. Присутствие свободных крупных золотинок способно резко увеличить требуемое время выщелачивания золота для его полного растворения. Тонкая вкрапленность золота в сульфиды или кварц препятствует доступу выщелачивающего раствора к золоту, в связи с чем цианид и/или кислород расходуется на реакции с другими минеральными формами: арсенопиритом, пирротинном, сульфидами меди, стибнитом, реальгаром и аурипигментом. Ещё одной распространенной причиной упорности при стандартном цианидном процессе

является наличие сорбционно-активных и глинистых веществ. Наличие углистых веществ влечет за собой потери золота в виде комплексов, данный эффект называют «прегроббинг». При этом выделяют как цианистый (сорбция Au в процессе цианирования в виде $[\text{AuCN}_2]$ -) и хлоридный (сорбция Au в процессе автоклавного окисления в виде $[\text{AuCl}_4]$ -) [5]

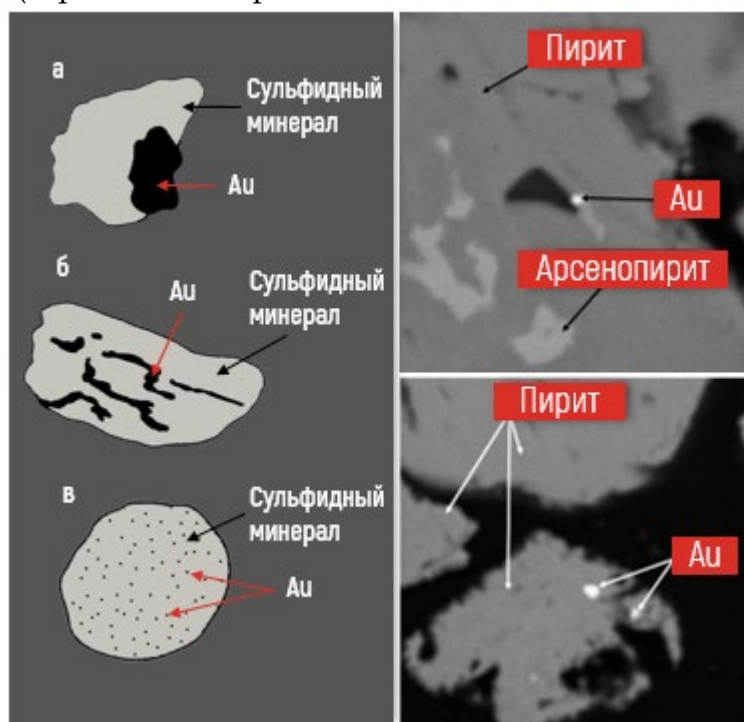


Рисунок 4 – Возможные формы существования золота в минералах:

а – в сростках; б – заключение в сульфидный минерал; в – тонкая вкрапленность

В.В. Лодейщиков в своей работе [2] предложил классификацию упорных золотосодержащих руд, разделив их на 4 группы. Руды, не вызывающие осложнений и перерабатываемые по традиционной цианидной технологии относятся к группе А – легкоцианируемые. К группе Б отнесены руды с тонковкрапленным золотом в иные минеральные формы, что создает сложности для проникновения раствора и его контакта с частицами золота. Руды, в состав которых входят цианисиды (потребляющие в ходе реакции растворения цианид с образованием неактивных комплексов для выщелачивания целевого компонента – золота), а также минералы, способствующие образованию пленки на поверхности золота, включает группа В. К группе Г относятся руды, в состав которых входят вещества (органического и неорганического происхождения), обладающие выраженной сорбционной активностью.

На сегодняшний день известны два подхода для решения проблемы переработки упорного золотосодержащего сырья. Которые подробно описаны в патенте [7]. Первый способ решения предполагает сохранение цианидного процесса при дополнении технологической схемы операциями кондиционирования руд/концентратов. Наиболее распространенные и нашедшие промышленное применение способы подготовки сырья отражены на рисунке 5.

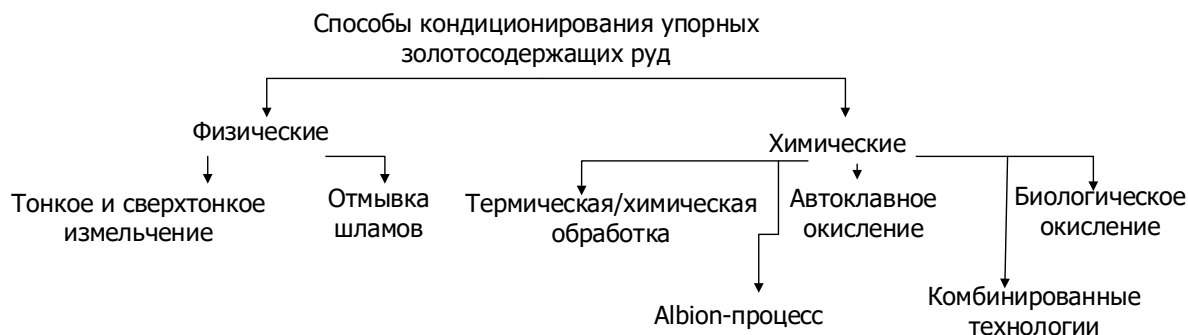


Рисунок 5 – Классификация способов кондиционирования

В последнее время все большее внимание уделяется технологии Albion Process, основанной на сверхтонком измельчении упорного сырья до крупности класса минус 8-12 мкм, атмосферном окислительном выщелачивании в присутствии кислорода при содержании твердого в пульпе на уровне 25-30% твердого и при температуре свыше 70°C. В качестве щелочного реагента используют известняк и известь. Процесс предварительной щелочной обработки ведут при pH выше 4 с целью создания условий для образования гетита $\text{FeO}(\text{OH})$, который не растворяется в цианистых растворах, тем самым снижается расход NaCN при цианировании.

Первый этап технологии включает измельчение материала, которое осуществляется в мельницах IsaMill. Полученная суспензия поступает в цепочку реакторов окисления ZiraTank. Вторая часть запатентованной комбинации представляет собой химическую основу процесса, требующую добавления кислорода для окисления пирита и арсенопирита (реакции 18-19), в то время как известняк добавляется для постоянной нейтрализации, вырабатываемой в ходе реакций кислоты.

В статье [3] приводится сравнительный анализ капитальных и операционных затрат процесса Albion и Pox. Из таблицы 1 видно, что при извлечении металла на стабильно высоком уровне что при автоклавном окислительном выщелачивании, что в условиях атмосферного окислительного вскрытия тонкоизмельченного материала как энергетические, так и материальные затраты на осуществление Albion-процесса существенно ниже.

Таблица 1

Капитальные и операционные затраты на осуществление процессов Albion и Pox

	Albion-процесс	Автоклавное выщелачивание
Производительность, т/год	100 000	100 000
Извлечение Au, %	>93	>94
Капитальные затраты, \$	66 200 000	95 900 000
Прямые затраты, \$	30 200 000	44 500 000
Непрямые затраты, \$	9 700 000	13 500 000
Процесс инженерно-технической разработки, \$	8 700 000	12 700 000
Нештатные ситуации, \$	15 300 000	22 100 000
Запасные части и доукомплектация, \$	2 300 000	3 100 000

	Albion-процесс	Автоклавное выщелачивание
Ежегодные эксплуатационные расходы, \$	6 000 000	10 000 000
Реагенты	2 400 000	5 100 000
Энергетические затраты	2 300 000	2 500 000
Обслуживание	1 200 000	2 300 000

Технологический расчет процесса Альбион

Химический и минеральный состав флотоконцентрата, полученного из руд малосульфидного участка месторождения «Бестобе», был определен на базе НИЦ АО НПО «РИВС». В ходе анализа использовано следующее оборудование: микроскоп Olympus BX51, оснащенного цифровой камерой SIMAGIS 2P-3C со специализированной программой Минерал С7, сканирующий электронный микроскоп VEGA 3 LMU (TESCAN), с системой энергодисперсионного микроанализа INCA X-MAX.

Количественный химический анализ (КХА) продуктов выполнен на базе АО НПО «РИВС» и ЗАО «РАЦ Механобр Инжиниринг Аналит». Химический состав исходной пробы определялся при помощи рентгено-флуоресцентного анализа (РФА) на рентгеновском спектрометре BRUKER S2 PUMA и ИК-спектроскопии на приборе SK - 144 DR LECO для определения серы и углерода. Содержание золота в исходном флотоконцентрате и продуктах переработки определены с использованием пробирного, пробирно-атомно-абсорбционного методов анализа и ААС.

Параметры атмосферного выщелачивания золота:

- $t = 95^{\circ}\text{C}$;
- $\text{pH} = 5,5$;
- класс измельчения концентрата P80 = 10 мкм;
- класс измельчения известняка P80 = 75 мкм;
- продолжительность процесса – 40 часов;
- плотность пульпы по твердому – 25-30%.

Таблица 2

Химический состав флотоконцентрата

Компонент	Содержание, %
Cu	0,35
Собщ	20,78
Ss	20,3
Fe	18,85
C	1,12
As	2,66
Au, г/т	47,18
Ag, г/т	48,23

Таблица 3

Минералогический состав флотоконцентрата

Минерал	Химическая формула	Содержание, %
Пирит	FeS_2	35,28
Арсенопирит	$FeAsS$	5,78
Халькопирит	$CuFeS_2$	1,00
Доломит	$CaMg(CO_3)_2$	2,18
Прочее		55,76

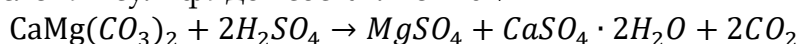
Сделаем расчёт на 100 кг (таблица 4):

Таблица 4

Рациональный состав флотоконцентрата

	Fe	S	As	Cu	CaMg(CO ₃) ₂	Прочее	Всего
FeS ₂	16,582	18,698					35,28
FeAsS	1,965	1,156	2,66				5,78
CuFeS ₂	0,30	0,35		0,35			1,00
S		0,58					0,58
CaMg(CO ₃) ₂					2,18		2,18
Прочее						55,18	55,18
Итого	18,85	20,78	2,66	0,35	2,18	55,18	100

Степени окисления сульфидов составляет 76 %



$m(CaMg(CO_3)_2) = 2,18$ (по табл. 6)

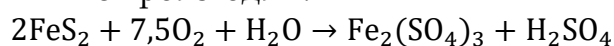
пример расчёта, соответственно которому будут производиться расчеты, приведенные

ниже: $m(H_2SO_4) = \frac{m(CaMg(CO_3)_2) \cdot n \cdot M(H_2SO_4)}{M(CaMg(CO_3)_2)} = \frac{2,18 \cdot 196}{184} = 2,32$

$m(MgSO_4) = \frac{2,18 \cdot 120}{184} = 1,42$ $m(CaSO_4 \cdot 2H_2O) = \frac{2,18 \cdot 172}{184} = 2,03$

$m(CO_2) = \frac{2,18 \cdot 88}{184} = 1,04$

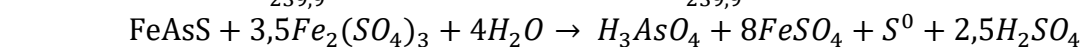
$CuFeS_2$ при нейтральных условиях выщелачивания не растворяется поэтому его расчет мы не производим.



$m(FeS_2) = 35,28 \cdot 0,76 = 26,81$

$m(O_2) = \frac{26,81 \cdot 240}{239,9} = 26,82$ $m(H_2O) = \frac{26,81 \cdot 18}{239,9} = 2,01$

$m(Fe_2(SO_4)_3) = \frac{26,81 \cdot 400}{239,9} = 44,7$ $m(H_2SO_4) = \frac{26,81 \cdot 98}{239,9} = 10,95$

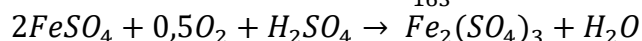


$m(FeAsS) = 5,78 \cdot 0,76 = 4,4$

$m(Fe_2(SO_4)_3) = \frac{4,4 \cdot 1398,6}{163} = 37,8$ $m(H_2O) = \frac{4,4 \cdot 72}{163} = 1,94$

$m(H_3AsO_4) = \frac{4,4 \cdot 142}{163} = 3,83$ $m(FeSO_4) = \frac{4,4 \cdot 121,6}{163} = 32,82$

$m(S^0) = \frac{4,4 \cdot 32}{163} = 0,86$ $m(H_2SO_4) = \frac{4,4 \cdot 245}{163} = 6,61$



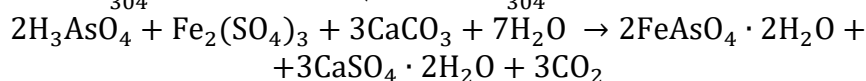
$$m(\text{FeSO}_4) = 32,82$$

$$m(\text{O}_2) = \frac{32,82 \cdot 16}{304} = 1,73$$

$$m(\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3) = \frac{32,82 \cdot 400}{304} = 43,2$$

$$m(\text{H}_2\text{SO}_4) = \frac{32,82 \cdot 98}{304} = 10,59$$

$$m(\text{H}_2\text{O}) = \frac{32,82 \cdot 18}{304} = 1,94$$



$$m(\text{H}_3\text{AsO}_4) = 3,84$$

$$m(\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3) = \frac{3,84 \cdot 400}{284} = 5,4$$

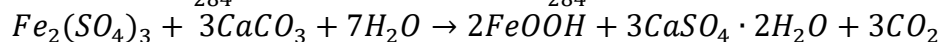
$$m(\text{H}_2\text{O}) = \frac{3,84 \cdot 126}{284} = 1,7$$

$$m(\text{CaCO}_3) = \frac{3,84 \cdot 300}{284} = 4,06$$

$$m(\text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}) = \frac{3,84 \cdot 462}{284} = 6,25$$

$$m(\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}) = \frac{3,84 \cdot 516}{284} = 6,98$$

$$m(\text{CO}_2) = \frac{3,84 \cdot 132}{284} = 1,78$$



$$m(\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3) = 44,71$$

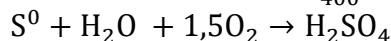
$$m(\text{CaCO}_3) = \frac{44,71 \cdot 300}{400} = 33,53$$

$$m(\text{H}_2\text{O}) = \frac{44,71 \cdot 126}{400} = 14,1$$

$$m(\text{FeOOH}) = \frac{44,71 \cdot 178}{400} = 19,9$$

$$m(\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}) = \frac{44,71 \cdot 516}{400} = 57,68$$

$$m(\text{CO}_2) = \frac{44,71 \cdot 132}{400} = 14,77$$

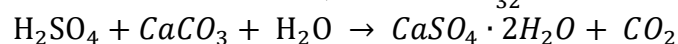


$$m(\text{S}^0) = 0,58 + 0,86 = 1,44$$

$$m(\text{H}_2\text{O}) = \frac{1,44 \cdot 18}{32} = 0,81$$

$$m(\text{O}_2) = \frac{1,44 \cdot 48}{32} = 2,16$$

$$m(\text{H}_2\text{SO}_4) = \frac{1,44 \cdot 98}{32} = 4,41$$



$$m(\text{H}_2\text{SO}_4) = 2,32 + 10,97 + 6,62 - 10,59 + 4,41 = 13,73$$

$$m(\text{CaCO}_3) = \frac{13,73 \cdot 100}{98} = 14,01$$

$$m(\text{H}_2\text{O}) = \frac{13,73 \cdot 18}{98} = 2,52$$

$$m(\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}) = \frac{13,73 \cdot 172}{98} = 24,1$$

$$m(\text{CO}_2) = \frac{13,73 \cdot 44}{98} = 6,16$$

Масса кислорода, которая необходима для протекания реакций:

$$m(\text{O}_2) = 26,82 + 1,73 + 2,16 = 30,74 \text{ кг}$$

С учетом чистоты кислорода 93 % и 10%-м избытком, масса составит:

$$m(\text{O}_2) = \frac{30,74 \cdot 1,1}{0,93} = 36,36 \text{ кг}$$

Масса известняка, который подается на пульпу для нейтрализации образующейся серной кислоты:

$$m(\text{известняка}) = 4,06 + 33,57 + 14,01 = 51,64 \text{ кг}$$

С учетом чистоты известняка (93%):

$$m(\text{известняка}) = \frac{51,64}{0,93} = 54,36 \text{ кг}$$

Масса воды, затраченной на протекание реакций:

$$m(\text{H}_2\text{O}) = 2,01 + 1,94 + 1,7 + 14,01 + 0,81 + 2,52 = 23,09 \text{ кг}$$

Масса воды, полученной в ходе реакции равна 1,95 (реакция 4).

Пульпа подается на выщелачивание в составе Ж/Т=3/1. Следовательно, вместе с 100 кг измельченного концентрата в реакторы подается 300 кг воды.

Ж/Т известняковой пульпы равно 2/1. Таким образом, вместе с 54,36 кг известняка подается 108,72 кг воды. Значит, всего воды введено: 408,72 кг.

Доломит и другие компоненты пустой породы, которые содержатся в руде, значительно повышают уровень pH. Для того, чтобы поддерживать его значение на уровне 5,5, пульпу на начальном этапе подкисляют раствором серной кислоты.

Масса серной кислоты составляет 2,32 кг. С учетом концентрации серной кислоты 93 %, масса H_2SO_4 составит 2,5 кг.

Все вышеперечисленные результаты сведем в таблицу 5.

Таблица 5

Состав твердой фазы

	Cu	Fe	As	S	Прочее	Итого
CuFeS ₂	0,35	0,3		0,35		1,00
FeS ₂		3,95		4,52		8,47
FeAsS		0,48	0,64	0,27		1,39
FeOOH		12,5			7,39	19,89
FeAsO ₄ · 2H ₂ O		1,5	2,03		2,71	6,24
CaSO ₄ · 2H ₂ O				16,9	73,94	90,84
Прочее					55,18	55,18
Итого	0,35	18,71	2,67	22,04	139,22	183,01

Масса CO₂, который образовался в ходе реакции:

$$m(CO_2) = 1,04 + 1,78 + 14,77 + 6,16 = 23,75$$

Масса непрореагировавших компонентов кислородной смеси:

$$m(\text{непр. комп. кислородн. смеси}) = 36,36 - 30,74 = 5,62 \text{ кг}$$

Следовательно, масса газовой смеси: $23,75 + 5,62 = 29,37 \text{ кг}$

Жидкая фаза состоит из воды ($300 + 108,72 - 23,09 + 1,95 + 0,18 = 387,76 \text{ кг}$) и сульфата магния (1,42 кг).

В итоге получим материальный баланс процесса выщелачивания, который сведем в таблицу 6.

Таблица 6

Материальный баланс процесса выщелачивания

Введено		Получено	
Материал	Масса, кг	Материал	Масса, кг
Концентрат	100	Кек	183,01
Вода	408,72	Раствор	389,18
Известь	54,36	Газовая смесь	29,37
Кислород	36,36		
Серная кислота	2,5		
Итого	601,94	Итого	601,7656

Тепловой эффект процесса Альбион

В процессе выщелачивания сульфидные минералы окисляются до элементарной серы или сульфата. Этот процесс сопровождается выделением значительного количества тепла. Рабочая температура составляет 95°C. В таких условиях реакторам не требуются дополнительные системы нагрева и охлаждения, потому что избыток тепла отводится вместе с отходящими газами.

Таблица 7

Тепловые эффекты реакций атмосферного выщелачивания

Уравнение реакции	ΔH^0 , кДж моль
$2FeS_2 + 7,5O_2 + 9H_2O + 4CaCO_3 \rightarrow 2FeOOH + 4CaSO_4 \cdot 2H_2O + 4CO_2$	-3019,25
$FeAsS + 3,5Fe_2(SO_4)_3 + 4H_2O \rightarrow H_3AsO_4 + 8FeSO_4 + S^0 + 2,5H_2SO_4$	-2815,75
$S^0 + H_2O + 1,5O_2 \rightarrow H_2SO_4$	-531,4
$CaMg(CO_3)_2 + 2H_2SO_4 \rightarrow MgSO_4 + CaSO_4 \cdot 2H_2O + 2CO_2$	-146,51
$H_2SO_4 + CaCO_3 + H_2O \rightarrow CaSO_4 \cdot 2H_2O + CO_2$	-102,96

Для определения вероятности протекания реакций атмосферного выщелачивания были рассчитаны энергии Гиббса (табл. 8), при этом рабочая температура составляла 95 °С, или 368 К.

Данные вышеперечисленных тепловых эффектов (табл. 7) и нижеперечисленные энергии Гиббса (табл. 8) были подсчитаны с помощью специализированного пакета программ.

Таблица 8

Энергия Гиббса реакций атмосферного выщелачивания

Уравнение реакции	ΔG^0 , кДж моль
$2FeS_2 + 7,5O_2 + 9H_2O + 4CaCO_3 \rightarrow 2FeOOH + 4CaSO_4 \cdot 2H_2O + 4CO_2$	-3357,81
$FeAsS + 3,5Fe_2(SO_4)_3 + 4H_2O \rightarrow H_3AsO_4 + 8FeSO_4 + S^0 + 2,5H_2SO_4$	-2645,28
$S^0 + H_2O + 1,5O_2 \rightarrow H_2SO_4$	-629,82
$CaMg(CO_3)_2 + 2H_2SO_4 \rightarrow MgSO_4 + CaSO_4 \cdot 2H_2O + 2CO_2$	-249,88
$H_2SO_4 + CaCO_3 + H_2O \rightarrow CaSO_4 \cdot 2H_2O + CO_2$	-146,90

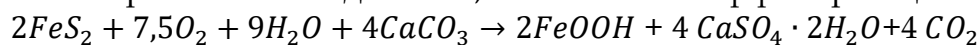
По полученным значениям энергий Гиббса можно сделать вывод о том, что при данной рабочей температуре все реакции будут протекать самостоятельно. Так как $\Delta G < 0$ – для всех реакций, то установка дополнительных систем нагрева не требует.

По материальному балансу концентрата и по рассчитанным значениям теплового эффекта реакций, можно получить количество энергии, которое выделяется при протекании данных реакций, на 100 кг концентрата:

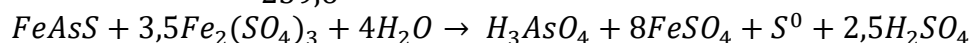
$$Q = \frac{m}{M} \cdot \Delta H^0, \text{ где}$$

m -масса исходного соединения, вступающего в реакцию;

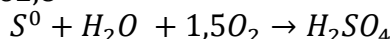
M -молярная масса соединения; ΔH^0 -тепловой эффект реакции



$$Q = \frac{26,81}{239,6} \cdot 3019,25 \cdot 10^3 = 337838,4 \text{ кДж}$$



$$Q = \frac{4,4}{162,8} \cdot 2815,75 \cdot 10^3 = 76101,3 \text{ кДж}$$



$$Q = \frac{1,44}{32} \cdot 531,4 \cdot 10^3 = 23913,0 \text{ кДж}$$
$$\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2 + 2\text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{MgSO}_4 + \text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O} + 2\text{CO}_2$$
$$Q = \frac{2,18}{184,3} \cdot 146,51 \cdot 10^3 = 1733,0 \text{ кДж}$$
$$\text{H}_2\text{SO}_4 + \text{CaCO}_3 + \text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O} + \text{CO}_2$$
$$Q = \frac{13,73}{98} \cdot 102,96 \cdot 10^3 = 14424,9 \text{ кДж}$$

Общее количество выделившегося тепла составляет:

$$337838,4 + 76101,3 + 23913,0 + 1733,0 + 14424,9 = 454010,6 \text{ кДж}$$

Заключение:

В данной статье рассмотрен относительно новый способ кондиционирования упорных золотосодержащих руд – технология Альбион. Приведено теоретическое обоснование данного процесса по отношению к концентрату одного из месторождений России. Были посчитаны материальный и тепловой баланс выбранного концентрата по технологии Альбион. Технология Альбион обладает рядом преимуществ: при окислении сульфидов сера осаждается в виде гипса, а железо и мышьяк – в виде гетита и скородита, в результате чего последующее цианирование пульпы атмосферного выщелачивания сопровождается меньшим расходом цианида натрия. Также отмечается высокая экологичность процесса. Низкие капитальные и эксплуатационные затраты отличают технологию Альбион от основных конкурентов – автоклавного и бактериального окисления. При этом показатели извлечения золота при цианировании находятся на высоком уровне. Совокупность этих факторов определяет успешное внедрение технологии Альбион на заводах в Армении и Доминиканской республике, потому что с помощью этой технологии золото можно будет извлекать не только экономически выгодно, но и практически без лишних затрат реагентов.

Повышенное внимание к проблемам переработки упорного золотосодержащего сырья обусловлено ростом себестоимости золота, а также ухудшением качества перерабатываемых руд. Процесс Альбион позволяет перерабатывать труднообогатимое сырье отечественных месторождений. Это может способствовать снижению доли экспорта золотосодержащих концентратов России за рубеж.

Список литературы:

1. Захаров Б.А., Меретуков М.А. Золото: упорные руды. М.: Издательский дом «Руда и металлы». 2013. 452 с.
2. Лодейщиков В.В. Гидрометаллургия золота/ под ред. Ласкоркина – М: Metallurgy, 1980. С.5-18
3. Clary R., DiNuzzo P., Hunter T., Varghese S. (2018) Making the Right Selection: A Comparative Analysis for the Treatment of Refractory Gold Concentrates. In: Davis B. et al. (eds) Extraction 2018. The Minerals, Metals & Materials Series. Springer, Cham.
4. Котляр Ю.А., Меретуков М.А., Стрижко Л.С. Metallurgy благородных металлов Т.1 – М: Руда и Металлы. 2005, 431-432 с.
5. <https://www.mining.com/featured-article/ranked-worlds-top-ten-biggest-gold-projects-2023/>
6. <https://zolotodb.ru/article/12636/?page=1>

7. Пат. № 2598742, от 24.12.2014. Способ извлечения благородных металлов из упорного сульфидсодержащего сырья / Чикина Т.В., Хмельницкая О.Д., Сидоров И.А., Ланчакова О.В.

References:

1. Zakharov B.A., Meretukov M.A. Gold: refractory ores. M.: Publishing House "Ore and Metals". 2013. 452 p.
2. Lodeyshchikov V.V. Hydrometallurgy of gold / ed. Laskorkina - M: Metallurgy, 1980. P.5-18
3. Clary R., DiNuzzo P., Hunter T., Varghese S. (2018) Making the Right Selection: A Comparative Analysis for the Treatment of Refractory Gold Concentrates. In: Davis B. et al. (eds) Extraction 2018. The Minerals, Metals & Materials Series. Springer, Cham.
4. Kotlyar Yu.A., Meretukov M.A., Strizhko L.S. Metallurgy of noble metals V.1 - M: Ore and Metals. 2005, pp. 431-432.
5. <https://www.mining.com/featured-article/ranked-worlds-top-ten-biggest-gold-projects-2023/>
6. <https://zolotodb.ru/article/12636/?page=1>
7. Pat. No. 2598742, dated December 24, 2014. A method for extracting noble metals from refractory sulfide-containing raw materials / Chikina T.V., Khmel'nitskaya O.D., Sidorov I.A., Lanchakova O.V.