ИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПИРИТНОГО КОНЦЕНТРАТА, ПОЛУЧЕННОГО ПРИ ОБОГАЩЕНИИ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ЁШЛИК»

Аминжанова С.И.

Тошкент давлат техника университети Кончилик иши кафедраси доценти

Паттахов Д.А.

Ўзбекистон Республикаси Вазирлар Махкамаси хузуридаги Техник жихатдан тартибга солиш агентлиги UzTest ДМ корхонаси Бош мутахассис

Аннотация. Узбекистан обладает значительными запасами цветных металлов – меди, свинца, цинка, вольфрама и других металлов этой группы. Характерной особенностью является то, что добыча руды осуществляется в основном открытым способом, что обеспечивает рентабельность рудников. Запасы руды цветных металлов в основном сосредоточены в Алмалыкском рудном поле. Уникальным является месторождение Кальмакыр, которое по добыче медно-молибденовых руд значительно превосходит зарубежные аналоги. На территории Узбекистана прерабатываются медно-молибденовы руды, в которых содержание сульфидов меди и пирита преобладает. В настоящее время Алмалыкский горно - металлургический комбинат является крупным производителем меди в нашей республике, а медная промышленность – одной из ведущих отраслей цветной металлургии и задача создания и разработки рациональной и комплексной технологии переработки медных руд является весьма актуальной. Целью работы являлась разработка рациональной технологии переработки руды месторождения «Ешлик» с учетом решения вопросов комплексного использования минерального сырья и охраны окружающей природной среды и разработка технологической схемы.

Ключевые слова: Месторождение, медь, молибден, золото, технология, вещественный состав, пирит, цианирование, содержание, выход, извлечение.

Annotation. Uzbekistan has significant reserves of non–ferrous metals - copper, lead, zinc, tungsten and other metals of this group. A characteristic feature is that ore mining is carried out mainly by the open-pit method, which ensures the profitability of the mines. Non-ferrous metal ore reserves are mainly concentrated in the Almalyk ore field. The Kalmakyr deposit is unique, which significantly surpasses its foreign counterparts in terms of production of copper-molybdenum ores. Copper-molybdenum ores are being processed in Uzbekistan, in which the content of copper sulfides and pyrite is predominant. Currently, Almalyk Mining and Metallurgical Combine is a major copper producer in our republic, and the

ISSN 3030-3907

copper industry is one of the leading branches of non-ferrous metallurgy, and the task of creating and developing a rational and integrated technology for processing copper ores is very relevant. The purpose of the work was to develop a rational technology for processing ore from the Yoshlik deposit, taking into account the issues of integrated use of mineral raw materials and environmental protection, and to develop a technological scheme.

Keywords: Deposit, copper, molybdenum, gold, technology, material composition, pyrite, cyanidation, content, yield, extraction.

Annotatsiya. O'zbekiston rangli metallarning katta zaxiralariga ega-mis, qo'rg'oshin, rux, volfram va ushbu guruhdagi boshqa metallar. Xarakterli xususiyat shundaki, ruda qazib olish asosan ochiq usulda amalga oshiriladi, bu esa konlarning rentabelligini ta'minlaydi. Rangli metallar rudalari zaxiralari asosan Olmaliq ruda maydonida to'plangan. Mis-molibden rudalarini qazib olishda xorijiy analoglardan ancha ustun bo'lgan Kalmakir koni noyobdir. O'zbekiston hududida mis-molibden rudalari qazib olinadi, ularda mis va pirit sulfidlari ustunlik qiladi. Hozirgi vaqtda Olmaliq kon-metallurgiya kombinati respublikamizda yirik mis ishlab chiqaruvchisi hisoblanadi, mis sanoati esa rangli metallurgiyaning yetakchi tarmoqlaridan biri hisoblanadi va mis rudalarini qayta ishlashning oqilona va kompleks texnologiyasini yaratish va ishlab chiqish vazifasi juda dolzarbdir. Ishning maqsadi mineral xomashyodan kompleks foydalanish va atrof tabiiy muhitni muhofaza qilish masalalarini hal etishni hisobga olgan holda "Yoshlik" konining rudasini qayta ishlashning oqilona texnologiyasini ishlab chiqish va texnologik sxemani ishlab chiqish edi.

Kalit so‘zlar: kon, mis, molibden, oltin, texnologiya, moddiy tarkibi, pirit, siyanidlash, tarkibi, chiqishi, qazib olinishi.

Введение

Для обогащения руды месторождения «Ёшлик» была рекомендована комбинированная гравитационно-флотационная технологическая схема с последующим сорбционным цианированием пиритного концентрата. По результатам исследований по результатам на пробе руды месторождения «Ешлик I» было выявлено, что для обогащения руды требуется пиритная флотация. Без пиритной флотации извлечение золота низкое от 52 до 68%, при применении пиритной флотации прирост извлечения составляет до 24%. Из указанной цели работы вытекает необходимость решения следующих задач: составление литературного обзора по современному состоянию обогащения медных руд; изучение вещественного состава проб руды месторождения «Ешлик»; экспериментальное обоснование влияния различных факторов на обогатимость руды. По данным гранулометрической

ISSN 3030-3907

характеристики содержание золота в пробах руды месторождения «Ешлик » составило 0,38 г/т. Распределение золота в пробе руды месторождения пропорционально выходам классов, основная концентрация металла наблюдается в интервале крупности -0,106+0,038мм. В пробе руды месторождения «Ешлик I» золото по классам крупности распределяется неравномерно, благородный металл сконцентрирован в основном в шламовых классах.

Медь и её сплавы применялись ещё в глубокой древности до появления письменности и имели важное значение для развития материальной культуры человеческого общества. В настоящее время медной рудой считают ископаемую породу, в которой содержится примерно 0,5% меди. При обогащении руды получают концентраты, в которых содержание меди по сравнению с содержанием её в руде увеличивается в десятки раз. Если для выплавки 1 т меди приходится непосредственно проплавлять 120-160 т бедной руды, то концентратов уже надо проплавить только 3-6 т.

Способ переработки руды и концентратов должен быть для каждого вида сырья тщательно обоснован. Выбору способа предшествуют научно - исследовательские работы в лабораторном, полупромышленном и желательно в промышленных масштабах. При этом сравниваются следующие наиболее важные показатели: комплексность использования сырья или полноту извлечения металлов; эксплуатационные расходы; расход основных материалов, электроэнергии и топлива, издержки производства; стоимость получаемой и реализуемой продукции и возможную прибыль; объём капитальных затрат на строительство цеха или завода и сроки окупаемости капиталовложений. Выбранная технологическая схема обогащения должна обеспечить получение высоких технологических показателей при минимальных экономических затратах.

Методы исследования работы является изучение вещественного состава и разработка технологии гидрометаллургической переработки пиритного концентрата, т.к. задача создания и разработки рациональной и комплексной технологии переработки пиритных концентратов является весьма актуальной.

В качестве объекта исследования выбран пиритный концентрат, полученный при обогащении медно-порфировой руды месторождения Ёшлик I. Руда месторождения характеризуют медно-порфировый золото-молибден содержащий тип руды. Массовая доля меди в пробах руды месторождения «Ешлик I» по данным ситового анализа – 0,49 и 0,34% соответственно. Основная масса благородного металла сосредоточена в

ISSN 3030-3907

категориях практически закрытых и полностью закрытых сростков, составляя 60,30%. Частично раскрытые частицы золота в сростках среднего качества отмечаются в количестве 20%. По результатам фазового анализа основная часть золота в пробах руды месторождения «Ешлик I» находится в цианируемой форме – 88,39%. При этом доля свободного золота составляет 26,62%, а находящегося в открытых сростках -64,63%. Упорность золота обусловлена, главным образом, его ассоциацией с сульфидами и, в меньшей степени, с минералами нерастворимыми в царской водке.

Для пиритного концентрата, полученного при обогащении руды месторождения «Ёшлик», выполнен ситовой анализ. По результатам анализа крупность материала составила P_{80}-0,071 мм. При выполнении анализа в каждом классе определяли содержание и распределение золота, серебра, меди, молибдена. Гранулометрический состав пробы приведен в таблице 1. По данным ситового анализа материал по классам крупности распределяется неравномерно и представлен преимущественно шламовым классом (-0,020 мм), его выход достигает 56,92%. В остальных классах крупности материал распределяется волнообразно с небольшими колебаниями по выходам.

Содержание золота в концентрате по данным ситового анализа составляет 3,67 г/т с колебаниями в классах крупности от 2,76 до 8,54 г/т. Распределение ценного компонента по классам крупности неравномерное. Для золота в пробе прослеживается одномодальный характер раскрытия. В классе +0,106 мм фиксируется модальный пик содержания золота, на него приходится 22,46% ценного компонента. Степень концентрирования золота в данном классе достигает 2,32 условных единицы. В интервале -0,106+0,020 мм металл распределяется пропорционально выходам классов. В шламовом классе золото тонковкрапленное, раскрытие металла не отмечается.

Результаты исследований и их обсуждение. Массовая доля меди по данным ситового анализа составляет 1,10% с вариациями по классам крупности от 0,75 до 1,32%. Содержание меди по классам крупности распределено равномерно и резко возрастает в шламовом классе -0,020 мм до 1,32%. Для меди характерно одномодальное распределение по классам крупности.

Таблица 1

Результаты гранулометрического анализа пиритного концентрата

Класс	Вых-хо	Содержание, %						Распределение, %					
		Аи,	*Ag*, г/	*Cu*	*Mo*	*Fe*	*S*	*Au*	*Ag*	*Cu*	*Mo*	*Fe*	*S*

ISSN 3030-3907

крупности, мм	д, %	г/т	т									
+0,106	9,66	8,54	18,29	0,88	0,026	35,06	40,97	22,46	14,71	7,73	10,36	10,54	10,46
-0,106 +0,071	8,67	4,22	20,14	0,82	0,026	33,77	39,83	9,97	14,54	6,47	9,30	9,12	9,14
-0,071 +0,045	9,64	4,04	17,72	0,75	0,025	32,11	39,07	10,61	14,22	6,56	9,86	9,64	9,96
-0,045 +0,038	4,76	3,94	17,14	0,85	0,023	32,85	38,22	5,12	6,80	3,68	4,64	4,87	4,81
-0,038 +0,020	10,35	3,19	10,45	0,79	0,018	32,67	38,41	8,99	9,00	7,43	7,57	10,53	10,52
-0,020	56,92	2,76	8,59	1,32	0,025	31,19	36,61	42,86	40,74	68,12	58,27	55,30	55,11
Итого	100,00	3,67	12,01	1,10	0,024	32,11	37,81	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

ISSN 3030-3907

Модальный пик приходится на класс крупности -0,020 мм. Степень концентрирования меди в шламовом классе составляет 1,20 условные единицы.

Химический состав пиритного концентрата, полученного при обогащении руды месторождения «Ёшлик», определяли с использованием оптико-эмиссионного, атомно-абсорбционного, гравиметрического, ИК-спектроскопического, титриметрического и фотометрического методов анализа. Содержание золота и серебра определено методом пробирного анализа. Химический состав концентрата представлен в таблице 2.

Таблица 2

Химический состав пиритного концентрата

Компонент	Массовая доля, %	Компонент	Массовая доля, %
SiO_2	15,42	*Zn*	0,171
Al_2O_3	4,35	*Cu*	1,713
CaO	0,73	*As*	0,014
K_2O	1,33	*Mo*	0,024
MgO	1,18	*Ba*	0,014
MnO	0,050	*Co*	0,020
TiO_2	0,23	*Cr*	0,0090
$C_{общ}$	0,21	*Ni*	0,0092
CO_2	0,77	*Sr*	0,0032
$Fe_{общ}$	32,0	*Se*	0,0028
$S_{общ}$	37,6	*Te*	0,0040
$S_{сульфат}$	0,26	*Ag*, г/т	11,9
Pb	0,139	*Au*, г/т	3,68

*- компоненты Na_2O, P_2O_5, *Sb, Cd, Bi, Sn, W, Hg* находятся ниже предела обнаружения.

По данным, представленным в таблице выше, установлено, что химический состав пробы пиритного концентрата на 24,06% представлен литофильными компонентами. Основным из них является кремнезем, на долю которого приходится 15,42% от общей массы пробы. Доля глинозема находится на уровне 4,35%.

Суммарная доля оксидов щелочных и щелочноземельных металлов в пробе составляет 3,24%. Количество оксида калия находится на уровне 1,33%, оксидов кальция и магния – 0,73 и 1,18% соответственно. Доля оксида

ISSN 3030-3907

натрия находится ниже предела обнаружения. Содержание углерода в пробе составляет 0,21%. Весь углерод входит в состав карбонатов.

Рудообразующие элементы в пробе концентрата представлены железом и серой. Количество железа в пробе достигает 32,0%. Массовая доля серы в пробе составляет 37,6%, подавляющая масса серы входит в состав сульфидных минералов. Доля сульфатной серы составляет 0,26%.

Из цветных металлов отмечаются медь, цинк и свинец. Количество меди в концентрате достигает 1,71%, цинк и свинец фиксируются в количестве 0,171 и 0,139% соответственно. В таблице 3 приведен их фазовый анализ.

Таблица 3

Фазовый анализ цветных металлов в пробе концентрата

Формы нахождения	Величина / Массовая доля, %	
	Абсолютная	Относительная
Pb окисленный	0,061	43,9
Pb сульфидный	0,078	56,1
Pb общий	0,139	100,0
Zn окисленный	0,041	24,0
Zn сульфидный	0,13	76,0
Zn общий	0,171	100,0
Cu окисленная	0,043	2,5
Cu сульфидная	1,67	97,5
Cu общая	1,713	100,0

Как показано в таблице выше, все металлы представлены преимущественно в сульфидной форме: доля меди, входящей в состав сульфидов, составляет 97,5% от общей массы элемента; доля цинка в сульфидной форме 76% от общей массы металла. Соотношение сульфидного и окисленного свинца фиксируется менее выраженным преобладанием элемента в сульфидной форме –56,1%.

Для определения минерального состава пиритного концентрата, полученного при обогащении руды месторождения «Ёшлик», выполнены дифрактометрический и количественный минералогический анализы.

Дифрактометрический анализ позволяет определить состав концентрата по основным минералам, доля которых в пробе более 1%. Минеральный состав пробы представлен в таблице 4.

Таблица 4

Минеральный состав пиритного концентрата

Минерал, группа минералов	Массовая доля, %

ISSN 3030-3907

Породообразующие минералы	
Кварц	11,0
Хлорит	4,0
Калиевые полевые шпаты	2,0
Плагиоклазы	1,0
Слюда (мусковит, серицит)	7,0
Карбонаты (кальцит, доломит)	1,8
Рудные минералы	
Пирит	68,0
Халькопирит и другие сульфиды меди	4,8
Молибденит	Ед. знаки
Сфалерит	0,2
Галенит	0,2
Арсенопирит	Ед. знаки
Минералы серебра	Ед. знаки
Итого:	100,0

По данным, представленным в таблице 4 установлено, что минеральный состав концентрата на 26,8% представлен породообразующими минералами. Среди них преобладает кварц, доля которого в пробе находится на уровне 11%. Доля слюды составляет 7%, хлорита – 4%. Полевые шпаты отмечаются в количестве 3%. В пробе присутствуют карбонаты, представленные кальцитом и доломитом, суммарное количество которых составляет 1,8%.

Рудная минерализация в концентрате представлена сульфидами, среди которых существенно превалирует пирит. Его количество составляет 68%. Общая доля сульфидных минералов составляет 73,2%. Халькопирит и другие сульфиды меди присутствуют в количестве – 4,8%. Сфалерит и галенит находятся каждый в количестве 0,2%. Молибденит, арсенопирит и минералы серебра отмечаются в количестве единичных знаков.

Для выяснения форм нахождения золота, характера его взаимосвязи с рудными и породообразующими минералами был выполнен фазовый анализ (рациональный) золота в пиритном концентрате.

Определены следующие формы нахождения золота: свободное, с чистой поверхностью (извлекаемое амальгамацией), свободное, в окисных пленках (извлекаемое амальгамацией после обработки соляной кислотой), в виде открытых сростков, извлекаемое цианированием и упорное к цианированию. Результаты фазового анализа представлены в таблице 5.

Таблица 5

ISSN 3030-3907

Результаты фазового анализа золота

Формы нахождения золота и характер его связи с рудными и породообразующими минералами	Распределение золота	
	г/т	%
Свободное, с чистой поверхностью	0,07	1,90
Свободное после обработки *HCl* (в окисных пленках)	0,34	9,24
Всего свободного	0,41	11,14
В виде открытых сростков	2,35	63,86
Всего в цианируемой форме	2,76	75,00
Упорное для цианирования	0,92	25,00
Всего	3,68	100,00

Общее содержание золота по результатам фазового анализа составило 3,68 г/т. После обработки пробы соляной кислотой дополнительно вскрылось еще 9,24% благородного металла. Суммарное количество свободного золота в концентрате составило 11,14%. На долю золота в открытых сростках в пробе концентрата приходится 63,86%. Всего в доступной прямому цианированию форме присутствует 75% благородного металла.

Без пиритной флотации извлечение золота низкое от 52 до 68%, при применении пиритной флотации прирост извлечения составляет до 24%. Необходимость применения пиритной флотации зависит от вещественного состава руд и обусловлена тем, что часть золота в руде приурочена к пириту. Руду такого типа рекомендуется перерабатывать по комбинированной гравитационно-флотационной схеме с последующим сорбционным цианированием.

Гидрометаллургические исследования пиритного концентрата пробы руд месторождения «Ёшлик» включали выбор оптимальных параметров цианидного выщелачивания. В рамках изучения оптимальных параметров процесса выполнены следующие группы исследований: выщелачивание при различной концентрации *NaCN*; цианирование при различном содержании твердого в пульпе; цианирование при различной крупности концентрата; изучение динамики растворения золота; изучение возможности снижения расхода *NaCN*; исследования по извлечению меди из растворов цианирования; обезвреживание хвостов цианирования.

Для выбора оптимальной концентрации цианида натрия при выщелачивании благородных металлов выполнены исследования с использованием концентрации *NaCN* 0,2,0,1,0,05 и 0,03%. Режим выщелачивания, одинаковый для всех исследований, представлен в таблице

ISSN 3030-3907

6, результаты исследований –в таблице 7.

Таблица 6

Параметры агитационного цианирования пиритного концентрата

Параметр	Единица измерения	Значение
Крупность материала	мм	80% -0,071 (исходная)
pH пульпы	–	не менее 10,5
Режим цианирования	–	*CIL*
Содержание твердого в пульпе	%	40
Продолжительность цианирования	ч	24
Концентрация кислорода в жидкой фазе пульпы	мг/л	5-10
Тип сорбента	–	Активированный уголь *Norit RO 3520*
Объемная доля угля в пульпе	%	10

Таблица 7

Результаты исследований по выбору оптимальной концентрации *NaCN* при выщелачивании пиритного концентрата

Концентрация *NaCN*, %	Содержание *Au*, г/т		Извлечение *Au*, %	Расход реагента, кг/т		
	в исход-ном	в кеке		*NaCN*		*CaO*
				полный	с учетом остатка	
0,20	3,68	0,92	75,00	13,7	12,3	3,0
0,10		0,97	73,64	13,5	12,2	3,3
0,05		1,78	51,63	8,7	7,3	6,8
0,03		2,34	36,41	5,5	4,1	7,9

На основании результатов исследований сделан вывод о том, что цианирование пиритного концентрата следует проводить при концентрации *NaCN* в жидкой фазе пульпы на уровне 0,2%. Снижение концентрации

ISSN 3030-3907

цианида натрия приводит к значительному уменьшению извлечения золота.

Для выбора оптимальной плотности пульпы при выщелачивании благородных металлов выполнены исследования по цианированию при различном содержании твердого 35, 40, 45 и 50%. Выщелачивание проводили с использованием концентрации *NaCN* на уровне 0,2%. Прочие параметры выщелачивания, одинаковые для всех исследований, аналогичны представленным в таблице 6. Результаты исследований приведены в таблице 8.

Таблица 8

Результаты исследований по цианированию пиритного концентрата при различном содержании твердого в пульпе

Содержание твердого в пульпе, %	Содержание *Au*, г/т		Извлечение *Au*, %	Расход реагента, кг/т		
	в исход-ном	в кеке		*NaCN*		*CaO*
				полный	с учетом остатка	
35	3,68	0,92	75,00	14,4	12,7	3,1
40		0,92	75,00	13,7	12,3	3,0
45		0,95	74,18	13,5	12,4	2,9
50		0,98	73,37	12,9	12,0	2,9

Из представленных данных следует, что цианирование пиритного концентрата необходимо проводить при содержании твердого в пульпе на уровне 40%. Снижение содержания твердого в пульпе приведет к увеличению объема аппаратов выщелачивания. Увеличение плотности пульпы оказывает негативное влияние на уровень извлечения золота.

Для выбора оптимальной крупности пиритного концентрата выполнены исследования по его цианированию при различной степени помола: 80%-71 мкм (исходная), 80% -45 мкм, 80% -38 мкм и 80% -20 мкм. Выщелачивание проводили при содержании твердого в пульпе 40% с использованием концентрации *NaCN* на уровне 0,2%. Прочие параметры выщелачивания, одинаковые для всех исследований, аналогичны представленным в таблице 6. Результаты исследований приведены в таблице 9.

ISSN 3030-3907

Таблица 9

Результаты исследований по цианированию при различной крупности пиритного концентрата

Крупность материала, мкм	Содержание *Au*, г/т		Извлечение *Au*, %	Расход реагента, кг/т		
	в исход-ном	в кеке		*NaCN*		***CaO***
				полный	с учетом остатка	
80% -71	3,68	0,92	75,00	13,5	12,1	3,0
80% -45		0,65	82,34	13,7	12,3	3,0
80% -38		0,59	83,97	14,6	13,3	3,2
80% -20		0,55	85,05	15,1	13,7	3,4

Для выбора оптимальной продолжительности выщелачивания благородных металлов выполнены исследования по цианированию в течение 12, 16, 24, 30, 36 и 48 ч.

Выщелачивание проводили на крупности 80% -45 мкм при содержании твердого в пульпе 40% с использованием концентрации *NaCN* на уровне 0,2%. Прочие параметры выщелачивания, одинаковые для всех исследований аналогичны представленным в таблице 6. Результаты исследований приведены в таблице 10.

Таблица 10

Результаты исследований по цианированию пиритного концентрата при различной продолжительности процесса

Продолжитель- ность цианиро-вания, ч	Содержание *Au*, г/т		Извлечение *Au*, %	Расход реагента, кг/т		
	в исходном	в кеке		*NaCN*		*CaO*
				полный	с учетом остатка	
12	3,68	0,71	80,71	12,6	11,3	3,0
16		0,68	81,52	13,5	12,1	3,0
24		0,64	82,61	13,9	12,4	3,0
30		0,64	82,61	13,9	12,5	3,0
36		0,65	82,34	14,0	12,7	3,0
48		0,64	82,61	14,8	13,4	3,0

Цианирование пиритного концентрата проводили при продолжительности процесса равной 24 ч. Увеличение продолжительности

ISSN 3030-3907

выщелачивания приведет к увеличению объема аппаратов выщелачивания. Снижение продолжительности выщелачивания приводит к неполному растворению цианируемого золота.

Выполненные исследования показали, что выщелачивание золота сопровождается высоким расходом цианида натрия за счет наличия в пиритном концентрате большого количества сульфидов и меди. Для оценки возможности снижения расхода *NaCN* проведены три серии исследований: цианирование с добавкой *PbO*; предварительная обработка пульпы перед цианированием; оборот растворов при цианировании.

Добавка соединений свинца в процесс цианирования должна позволить перевести сульфидную серу, находящуюся в растворе в нерастворимый сульфид свинца.

В качестве операций подготовки материала к цианированию использовали обработку пульпы известковым молоком, окисление концентрата воздухом и кислородом в щелочной среде. Данные операции должны позволить пассивировать поверхность сульфидных минералов и тем самым снизить их активность по отношению к цианиду натрия.

Оборот жидкой фазы пульпы на операции цианирования должен позволить сократить количество растворяющихся примесей за счет их накопления в растворе.

Выщелачивание проводили на крупности 80% -45 мкм при содержании твердого в пульпе 40% с использованием концентрации *NaCN* на уровне 0,2% в течение 24 ч. Прочие параметры выщелачивания аналогичны представленным в таблице 6. Результаты исследований, направленных на снижение расхода цианида натрия, приведены в таблице 11.

Таблица 11

Результаты исследований по поиску путей снижения расхода *NaCN* при переработке пиритного концентрата

Наименование исследования	Содержание *Au*, г/т		Извлечение *Au*, %	Расход реагента, кг/т		
				NaCN		*CaO*
	в исходном	в кеке		полный	с учетом остатка	
Исследования с добавкой *PbO* в процесс цианирования						
Расход *Pb* 1 кг/т		0,64	82,61	11,7	10,4	4,1
Расход *Pb* 3 кг/т		0,65	82,34	10,6	9,2	4,4

ISSN 3030-3907

Расход *Pb* 5 кг/т	3,68	0,64	82,61	8,9	7,6	6,0
Расход *Pb* 10 кг/т		0,71	80,71	8,1	6,8	8,2
Расход *Pb* 30 кг/т		0,82	77,72	8,8	7,4	10,3
Исследования по цианированию с предварительной обработкой						
Обработкой известью в течение 2 ч при *pH* 11	3,68	0,60	83,70	12,6	11,2	5,0
Продувка воздухом с обработкой известью в течение 12 ч при *pH* 11		0,60	83,70	12,3	11,0	7,0
Продувка кислоро- дом с обработкой из-вестью в течение 12 ч при *pH* 11		0,61	83,42	12,2	10,9	8,2
Исследования по цианированию с оборотом раствора						
«свежий» раствор	3,68	0,64	82,61	13,6	12,3	3,0
1 оборот раствора		0,63	82,88	11,3	10,1	2,8
2 оборота раствора		0,64	82,61	10,5	9,1	2,2
3 оборота раствора		0,64	82,61	10,0	8,6	1,9
4 оборота раствора		0,64	82,61	9,9	8,6	1,9

Выводы. Таким образом, выполненные гидрометаллургические исследования позволили определить оптимальный режим цианирования пиритного концентрата: крупность материала 80% -45 мкм; предварительная

ISSN 3030-3907

известковая обработка пульпы в течение 2 ч при *pH* 11,0; оборотом раствора, т.к. это способствует снижению расхода *NaCN*.

При цианировании в указанном режиме пиритного концентрата, полученного из руды месторождения «Ешлик I», с содержанием золота 2,15 г/т прогнозный уровень извлечения золота в раствор составит 78,14% при содержании металла в кеке 0,47 г/т. Извлечение серебра в катодный осадок составит 40%.

Заключение

Выполненные гидрометаллургические исследования позволили определить оптимальный режим цианирования пиритного концентрата: крупность материала 80% -45 мкм; предварительная известковая обработка пульпы в течение 2 ч при *pH* 11,0; оборотом раствора, т.к. это способствует снижению расхода *NaCN*.

При цианировании в указанном режиме пиритного концентрата, полученного из руды месторождения «Ешлик I», с содержанием золота 2,15 г/т прогнозный уровень извлечения золота в раствор составит 78,14% при содержании металла в кеке 0,47 г/т. Извлечение серебра в катодный осадок составит 40%.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Чантурия В. А., Вайсберг Л. Ф, Козлов А. П. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья // Обогащение руд. 2014. № 2. С. 3–9.

2. Chekushin V. S., Oleinikova N. V., Shubakova M. A. Modern processes of copper concentration from mineral raw materials // Russian Metallurgy (Metally). 2015. No. 13. P. 1069–1075.

3. Jacquesa S., Greet C. J., Bastin D. Oxidative weathering of a copper sulfide ore and its influence on pulp chemistry and flotation // Minerals Engineering. 2016. Vol. 99. P. 52–59. https://scholar.google.com.tw/citations?view_op=view_citation&hl=ru&user=Y1PA1HQAAAAJ&citation_for_view=Y1PA1HQAAAAJ:0EnyYjriUFMC

4. 4. Mao Y. B., Wen S. M., Fang J. J., Wei Z. C., Zhang T. M., Jaing T. G. Experimental investigation on flotation of refractory copper oxidized ore // Applied Mechanics and Materials. 2014. Vol. 522–524. P. 1509–1512.

5. 5.Zhang Z. G., Liu Q. J., Xiao H., Ran J. C. Experimental study on a low grade sulfide-oxidized mixed copper-iron ore in Anhui // Applied Mechanics and Materials. 2014. Vol. 543–547. P. 3785–3788.

6. Умарова, И. К., Аминжанова, С. И., Салижанова, Г. К., & Каландаров, К. С. (2020). Технологические исследования на обогатимость

ISSN 3030-3907

полиметаллической руды месторождения Хандиза. Известия высших учебных заведений. Горный журнал, (4), 70-79.
7. Umarova, I. K., Amindjanova, S. I., Salidjanova, G. K., Bekpulatov, J. B., & Djumaeva, K. Y. (2023). Hydrometallurgical processing of pyrite concentrates from Yoshlik deposits. In E3S Web of Conferences (Vol. 389, p. 01079). EDP Sciences.
8. 8.Аминжанова, С. И., & Тангирова, Ш. А. (2022). Исследования По Подбору Технологического Режима Для Получения Медно-Молибденовых Концентратов.
9. Аминжанова С. И., Мишарева М. Е. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРИМЕНЕНИЯ ВОДОРАСТВОРИМЫХ ПОЛИЭЛЕКТРОЛИТОВ В КАЧЕСТВЕ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ //Scientific progress. – 2022. – Т. 3. – №. 2. – С. 369-377.

ISSN 3030-3907