

**ARTICLE INFO**Received: 14<sup>th</sup> November 2022Accepted: 20<sup>th</sup> November 2022Online: 24<sup>th</sup> November 2022**KEY WORDS**

Руда, упорный, измельчение, флотация, реагентный режим, содержание, извлечение, золото, концентрат, сорбция.

**РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕТОДАМИ ФЛОТАЦИИ И СОРБЦИОННОГО ЦИАНИРОВАНИЯ**<sup>1</sup>Абдурахманов Сайиб

Д.т.н., профессор,

<sup>2</sup>Абдувоитова Ноила Рашидовна,

Маг. каф. Горное дело.

<https://doi.org/10.5281/zenodo.7355368>**ABSTRACT**

Изучен вещественный состав сульфидных руд Даугызтауского месторождения и разработана принципиальная схема обогащения упорных сульфидных руд, включающая двух стадийное измельчение до 75-80 % кл-0,074 мм, межстадиальную основную и контрольную флотации в течении 5-6 минут и перечистку концентрата основной флотации. Установлен реагентный режим, который обеспечивает получение из руды, содержащей 5,0 г/т золота, получение из руды концентрата с содержанием золота 44-50 г/т при выходе 10-11 % и извлечении 94 % от руды. В лабораторных установках проверена возможность извлечения золота из флотоконцентрата методом сорбционного цианирования.

**ВВЕДЕНИЕ. МАТЕРИАЛЫ И ОСНОВНЫЕ МЕТОДЫ.**

Первичные золотосодержащие руды месторождений характеризуются повышенной упорностью, обусловленной чрезвычайно тонкой вкрапленностью золота в сульфидах при относительно низком содержании в исходной руде. Такие руды являются упорными для цианирования и для них применяют специальные методы обогащения, то есть флотацию [1-3].

Целью данной работы является разработка технологии переработки упорных золотосодержащих руд с

применением флотации и сорбционного цианирования. В качестве объекта исследования выбрана пробы золотосодержащей руды месторождения Даугызтау. Измельчение руды осуществлялось в лабораторной шаровой мельнице марки 40 мл при соотношении твердое : жидкое : шары, равном 1:0,75:8. Флотация руды осуществлялась в лабораторных флотомашинках «Механобр» с ёмкостью камер 3, 1 и 0,5 л.

Исследования обогатимости руды проводилось в следующих направлениях: коллективная флотация



золота и мышьяковых минералов; селективная флотация золота и минералов мышьяка.

Оценка результатов обогащения проводилась в основном по выходам продуктов обогащения и данным химического анализа на содержание мышьяка и сурьмы и пробирного анализа на содержание золота и серебра.

**РЕЗУЛЬТАТЫ.** На основании изучения вещественного состава руды выявлено, что главными минералами являются пирит ( $FeS_2$ ) и арсенопирит ( $FeAsS$ ). Содержание  $FeS$  и  $FeAsS$  в рудах колеблются от 1 до 20%, составляя в среднем 9 – 10%. Золото образует в  $FeS_2$  и  $FeAsS$  субмикроскопические включения размером тысячные и первые сотые доли микрона. Свободное золото в рудах почти полностью отсутствует. Характерной примесью в рудах остается мышьяк As (0,2 – 4%), подавляющая часть которого связана с  $FeAsS$ .

Проведены опыты флотации по подбору оптимальной крупности измельчения исходный руды при различной крупности измельчения руды. Расход извести в опытах составлял 1200г/т (рН=8,0). Полученные результаты опытов показывают, что максимальное извлечение золота в концентрат получено при измельчении исходной руды до крупности 82%кл.-0,074мм и составляет 87,0%. Извлечение мышьяка в концентрат составляет 83,2%, сурьмы -21,9%. В последующих опытах руда измельчалась до крупности 82% кл.-0,074 мм.

Флотируемость антимонита в щелочной среде при рН<8 подавлена.

Извлечение сурьмы в золотосодержащий концентрат составляет 19,5-21,9%. С целью снижения извлечения сурьмы в золотосодержащий концентрат проводились опыты с различными расходами извести в основную флотацию. Результаты опытов показывают, что с увеличением расхода извести от 1200 до 3000 г/т извлечение сурьмы в золотосодержащий концентрат уменьшается с 21,9 до 9,3%.

Однако флотируемость пирита и арсенопирита ухудшается. Извлечение золота в операции основной флотации снижается с 87 до 72,5%, мышьяка - с 83,2 до 65,4%.

Анализ результатов опытов показывает, что в основную флотацию можно загружать 1200-1500 г/т извести. В последующих опытах расход извести в основную флотацию принят 1200 г/т.

Для снижения потерь золота в схему была включена операция контрольной флотации [4-6]. Одновременно преследовалась цель снижения флотируемости сурьмы в концентрат контрольной флотации. Для этого в контрольную флотацию загружались различные расходы извести и медного купороса. Результаты показывают, что с увеличением расхода извести до 1000 г/т извлечение сурьмы в камерный продукт флотации возрастает с 80,5 до 93,5% от операции. Из хвостов основной флотации золото доизвлекается на 54,2% от операции или на 7,2 % от руды. Содержание его в хвостах понижается до 0,4 г/т.

С целью повышения содержания золота в концентрате в схему были включены две перечистки концентрата



основной флотации. Перечистки проводились без дополнительной загрузки реагентов. После двух перечисток содержание золота в концентраты повышается до 82 г/т при извлечении 70,0% от руды без учета доработки промпродуктов. Содержание серебра в концентрате составляет 87 г/т, извлечение его – 39,9%.

По схеме коллективной флотации сульфидов были проведены опыты с заворотом промежуточных продуктов. В опыте по принципу непрерывного процесса измельчение и флотация

велись в две стадии. Камерные продукты 1-й и 2-й перечисток доизмельчались и флотировались вместе с хвостами 1 основной флотации. Пенный продукт 2-й основной флотации заворачивался в 1-ую перечистку, пенный продукт контрольной флотации во 2-ю основную флотацию. Результаты показаны в табл.1

Таблица 1

Результаты коллективной флотации сульфидов по принципу непрерывного процесса

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, г/т		Извлечение, %	
		Au	Ag	Au	Ag
Концентрат	7,5	61,0	58	89,2	46,5
Хвосты	92,5	0,6	5,4	10,8	53,5
Руда	100	5,12	9,35	100	100

Из табл. 1 видно, что по схеме коллективной флотации сульфидов по принципу непрерывного процесса может быть получен сульфидный концентрат, содержащий 61 г/т золота и 58 г/т серебра при извлечении металлов соответственно 89,2 и 46,5%. Практика показывает, что применение для переработки золотопиритных руд флотационного обогащения с последующим цианированием флотационных концентратов в ряде случаев может давать значительный технико-экономический эффект [7-8]. Сущность процесса цианирования заключается в том, что измельчённый рудный материал, содержащий золото, приводится в соприкосновение с раствором цианида натрия, под действием которого золото из руды переходит в раствор.

В лабораторных установках проверена возможность извлечения золота из флотоконцентрата методом сорбционного цианирования.

Сорбционная ёмкость концентратов составляет 19,8%. Высокая сорбционная ёмкость флотоконцентрата ухудшает результаты прямого цианирования: при прямом цианировании извлечение золота 76,6 %, серебра-54%, при сорбционном цианировании соответственно 95,51% золота и 70,74% серебра. Эти данные хорошо согласуются с результатами рационального анализа флотоконцентрата, подтвердившего наличие во флотоконцентрате 96,51% свободно цианируемого золота.

Цианирование золота из флотоконцентрата проводилось в следующих условиях: время цианирования – 24 часа; концентрация



цианида в пульпе -0,45%; расход цианида кг/т руды - 0,48; концентрация защитной щелочи по оксиду кальция - 0,04%; рН пульпы - 10:11; отношение Т:Ж - 1:4.

Показатели и результаты лабораторных исследований приведены в табл. 2.

#### Таблица 2

Показатели и результаты лабораторных исследований

Показатели переработки						Результаты переработки							
Параметры пульпы исходной сорбции		Содержание, в твердом				Содержание золота во флотоконцентрате, г/т.	Содержание золота в хвостах флотации, г/т.	Содержание золота в хвостах сорбции, г/т	Расход реагентов на сорбцию, кг/т, (100%)				
Т:Ж	рН	г/т	% Au As S <sub>об</sub> S <sub>s</sub>						NaCN CaO				
		Au	As	S <sub>об</sub>	S <sub>s</sub>				0,6	1,2			
1:1,5	10,2	2,4	0,445	2,58	2,5	15,0	0,53	0,32					

**ЗАКЛЮЧЕНИЕ.** Изучен вещественный состав сульфидных руд месторождения Даугызтау и разработана технология обогащения сульфидных руд, включающая двух стадиальное измельчение до 75-80 % кл-0,074 мм, межстадиальную основную и контрольную флотацию в течении 5-6 минут и перечистку концентрата основной флотации. Установлен реагентный режим: бутиловый ксантоценат подается во все операции

флотации соответственно: 30+40+20 г/т (90 г/т) и вспениватель Т-66-20+40+20 г/т (80 г/т). Установленный режим обеспечивает получение из руды, содержащей 5,0 г/т золота, получение из руды концентрата с содержанием золота 44-50 г/т при выходе 10-11 % и извлечении 94 % от руды. В лабораторных установках проверена возможность извлечения золота из флотоконцентрата методом сорбционного цианирования.

#### References:

1. Абрамов А. А. Флотационные методы обогащения. – М: «Недра», 2015.
2. Абрамов А. А. Теоретические основы селективной флотации сульфидных руд.– М: «Недра», 2012.
3. Мелик-Тайказян В. И., Абрамов А. А., Рубинштейн Ю. Б. Методы исследования флотационных процессов.– М: «Недра», 2000.
4. Соболев В.Н.Технология обогащения руд цветных металлов. – М., «Недра», 2013.
5. Богданов О. С., Максимов И. И., Подняк А. К. Теория и технологии флотации руд– М «Недра», 1990 .



6. Абрамов А. А. Проблемы теории флотации и пути их решения.// «Цветные металлы» ж. 4-2001г.,
7. В. А. Чантурия, Т. А. Иванова, В. Д. Лунин Реагенты для флотационного разделения пирита и арсенопирита //«Цветные металлы», №10, 2011.
8. Комаров Т.В. Извлечение золота из упорных руд и концентратов. – М: «Недра», 2018.