

Код МРНТИ 53.37.33

Ж.А. Юсупова<sup>1</sup>, Н.К. Досмухамедов<sup>1</sup>, В.А. Каплан<sup>2</sup>, \*Е.Е. Жолдасбай<sup>3</sup>  
<sup>1</sup>Satbayev University (г. Алматы, Казахстан),  
<sup>2</sup>Научный институт им. Вейцмана (г. Реховот, Израиль),  
<sup>3</sup>Жезказганский университет им. О.А. Байконурова (г. Жезказган, Казахстан)

## ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЦИАНИРОВАНИЯ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ФЛОТОКОНЦЕНТРАТОВ УПОРНЫХ РУД ЦЕНТРАЛЬНОГО КАЗАХСТАНА

**Аннотация.** В данной работе исследовано влияние различных факторов на извлечение золота из флотоконцентрата упорной золотосодержащей руды Центрального Казахстана в процессе цианирования. Определены оптимальные параметры процесса сорбционного цианирования с использованием активированного угля Norit RO 3520 (размер частиц флотоконцентрата P80 10 мкм, расход угля 10%, концентрация цианида натрия 0,1%, pH 10,5, плотность пульпы 40%, продолжительность 24 ч), обеспечивающие извлечение золота в раствор на уровне не менее 87%. Предложенные условия позволяют значительно улучшить показатели извлечения золота и повысить экономическую эффективность процесса переработки золотосодержащих руд Центрального Казахстана.

**Ключевые слова:** золото, флотоконцентрат, цианирование, цианид натрия, концентрация, активированный уголь, сорбционное цианирование.

### Цианирлеу параметрлерінің Орталық Қазақстанның қиын байытылатын кендерінің флотоконцентраттарынан алтынды бөліп алуға әсері

**Аннотация.** Бұл жұмыста Орталық Қазақстанның құрамында алтыны бар қиын байытылатын кенінің флотоконцентратынан алтынды цианирлеу процесімен бөліп алуға түрлі факторлардың әсері зерттелді. Белсендірілген Norit RO 3520 көмірін (P80 флотоконцентратының бөлшектерінің мөлшері 10 мкм, көмір шығыны 10%, натрий цианидіннің концентрациясы 0,1%, pH 10,5, целлюлоза тығыздығы 40%, ұзақтығы 24 сағат) пайдалана отырып, сорбциялық циандау процесінің оңтайлы параметрлері анықталды, бұл ерітіндіге алтынды кем дегенде 87% деңгейінде бөліп алуды қамтамасыз етеді. Ұсынылған шарттар алтынды бөліп алу көрсеткіштерін сәуір жақсартуға және Орталық Қазақстанның құрамында алтыны бар кендерді қайта өңдеу процесінің экономикалық тиімділігін арттыруға мүмкіндік береді.

**Түйінді сөздер:** алтын, флотоконцентрат, цианирлеу, натрий цианиді, концентрация, белсендірілген көмір, сорбциялық цианирлеу.

### Influence of cyanidation parameters on gold extraction from flotation concentrates of stubborn ores in Central Kazakhstan

**Abstract.** In this paper, the influence of various factors on the extraction of gold from the flotation concentrate of stubborn gold-bearing ore in Central Kazakhstan during cyanidation is investigated. The optimal parameters of the sorption cyanidation process using activated carbon Norit RO 3520 (particle size of flotation concentrate P80 10 microns, coal consumption 10%, concentration of sodium cyanide 0.1%, pH 10.5, pulp density 40%, duration 24 hours) were determined, ensuring the extraction of gold into solution at a level of at least 87%. The proposed conditions make it possible to significantly improve gold recovery rates and increase the economic efficiency of the processing of gold-bearing ores in Central Kazakhstan.

**Key words:** gold, flotation concentrate, cyanidation, sodium cyanide, concentration, activated carbon.

### Введение

Во всем мире содержание золота в рудных месторождениях падает. Усложняется их минералогия, которая стала более комплексной и сложной. Несмотря на это, процесс производства золота цианированием остается доминирующим из-за избирательности цианида к золоту, простоте и эффективности процесса [1, 2, 3]. Сегодня отрасль корректирует свои методы добычи золота из руд и продуктов ее обогащения (концентраты, хвосты), используя более эффективные процессы и технологии.

Запасы богатых и легкообогатимых золотосодержащих руд Казахстана истощаются, в переработку вовлекаются руды, относящиеся к категории упорных, которая обусловлена тонкой вкрапленностью золота в минералы-носители, химической депрессией золота на стадии металлургической переработки или присутствием сорбционно активных по отношению к растворенному золоту органических соединений.

Важной проблемой при переработке упорных золотосодержащих руд является извлечение ультрадисперсного золота, которое закопсулировано в сульфидных минералах и плохо извлекается традиционными методами [4–6]. В работе [7] на основании проведенных исследований золотосодержащих руд Казахстана показано, что ввиду высокой сорбционной активности углеродистого вещества металлургическая переработка флотационного сульфидного концентрата

невозможна, когда соотношение  $Au / \text{Сорг} < 8$  г/кг. При невыполнении соотношения требуется дополнительное гравитационное обогащение концентратов.

Для золотосодержащих руд Центрального Казахстана особую актуальность с технологической и экологической точки зрения представляет цианирование текущих флотоконцентратов, содержащих тугоплавкие минералы и углеродистые вещества, переработка которых цианированием влечет за собой высокий расход цианида и увеличение затрат [8, 9]. Это, в свою очередь, оказывает негативное воздействие на окружающую среду и требует поиска более устойчивых и экологически безопасных альтернатив.

В контексте устойчивого развития отрасли необходимо стремиться к минимизации экологического следа золотодобывающей промышленности. Использование цианида, особенно в больших количествах, представляет серьезную опасность для окружающей среды, загрязняя водные ресурсы и почву, что может привести к долгосрочным негативным последствиям для экосистем и здоровья человека. Поэтому разработка и внедрение экологически чистых и устойчивых технологий извлечения золота является приоритетной задачей.

Важность изучения данного вопроса усиливается тем, что в научной литературе известно лишь ограниченное количество исследований, посвященных изучению извлечения золота исходя из конкретных свойств руды. Кроме

того, в известных работах не удавалось достичь высокого извлечения золота из таких руд.

В настоящей статье исследовано влияние степени крупности концентрата, концентрации цианида натрия и продолжительности выщелачивания флотоконцентрата, полученного от обогащения упорной золотосодержащей руды Центрального Казахстана на извлечение золота.

Научная новизна настоящего исследования заключается в комплексном изучении влияния размера частиц флотоконцентрата, полученного из конкретной упорной золотосодержащей руды Центрального Казахстана, на эффективность сорбционного цианирования. Впервые для данного типа руды определены оптимальные условия процесса, позволяющие достичь высокого извлечения золота при минимальном использовании цианида, что снижает экологическую нагрузку на окружающую среду. Полученные результаты расширяют существующие знания о переработке упорных золотосодержащих руд и предлагают практические рекомендации для повышения эффективности и экологичности золотодобывающих предприятий.

### Материалы и методы исследования

Для лабораторных исследований использован флотационный концентрат с содержанием золота 17,9 г/т, полученный после гравитационно-флотационного обогащения руды месторождения Пустынное Центрального Казахстана.

Для определения химического состава флотоконцентрата использовали оптико-эмиссионный (анализы ICP90, ICP40) и атомно-абсорбционный анализы.

Минералогический состав образцов флотоконцентрата исследовали с использованием методов дифрактометрического и минералогического анализа, оптического изучения тяжелых фракций и картирования материалов на электронном микроскопе Quanta FEG-650 F, входящем в автоматизированный минералогический комплекс Qemscan.

Изучение форм нахождения золота и поиск крупных золотых частиц осуществляли с помощью стереомикроскопа Olympus SZX-7.

Химический состав флотоконцентрата показан в таблице 1.

Таблица 1

### Химический состав концентрата флотации

Кесте 1

### Флотация концентратының химиялық құрамы

Table 1

### Chemical composition of the flotation concentrate

Элемент	Массовая доля, %	Элемент	Массовая доля, %
1	2	3	4
$SiO_2$	36,40	$S_{общ}$	22,90
$Al_2O_3$	8,26	$S_{сульф}$	<0,25
$CaO$	1,50	$Pb$	0,015
$K_2O$	1,12	$Zn$	0,048

Продолжение таблицы 1

1	2	3	4
$Na_2O$	3,00	$Cu$	0,059
$MgO$	1,28	$As$	0,087
$MnO$	0,06	$Sb$	0,0066
$P_2O_5$	0,07	$Ba$	0,022
$TiO_2$	0,18	$Co$	0,012
$C_{орг}$	0,26	$Cr$	0,0017
$C_{общ}$	0,83	$Ni$	0,021
$CO_2$	3,04	$Sr$	0,014
$Fe_{общ}$	20,60	$Ag$ , г/т	2,90
$Fe_{сульф}$	18,90	$Au$ , г/т	17,30

Для повышения достоверности результата по содержанию золота проведено ее определение на четырех параллельных навесках методом прямого пробирного анализа. Установленное среднее значение содержания золота (17,9 г/т) по результатам содержания золота в четырех навесках, г/т: 16,8; 17,2; 18,2 и 17,7, показало хорошее совпадение с результатом, приведенным в таблице 1.

Результаты минерального состава флотоконцентрата приведены в таблице 2.

Таблица 2

### Минеральный состав флотоконцентрата

Кесте 2

### Флотоконцентраттың минералдық құрамы

Table 2

### Mineral composition of the flotation concentrate

Минерал, группа минералов	Массовая доля в пробе, %
Породообразующие минералы	
Плагиоклазы	26,0
Кварц	18,0
Слюда (серицит, хлорит)	9,0
Карбонаты	5,0
Гипс, ангидрит, ярозит	-
Рудообразующие минералы	
Пирит	40,7
Сфалерит, галенит, алтаит	0,1
Блеклая руда, халькопирит	0,3
Арсенопирит	0,1
Гидроксиды железа	0,5
Аксессуарные минералы	
Минералы титана, апатит	0,3
Итого	100,00

Флотоконцентрат на 58% состоит из породообразующих минералов. Рудные минералы представлены, в основном, пиритом 40,7%.

Результаты минеральных ассоциаций золота в пробе флотоконцентрата, представленные в таблице 3, показывают, что фон включает в себя свободное золото и золото с частично свободной поверхностью. Около 70% зерен ценного компонента имеют доступ раствора и реагентов к поверхности зерна.

**Таблица 3**  
**Минеральные ассоциации золота**  
**Кесте 3**  
**Алтынның минералды бірлестіктері**  
**Table 3**  
**Mineral associations of gold**

Минерал, группа минералов	Массовая доля золота, %
Фон	69,15
Кварц	3,07
Слюда	0,11
Хлорит	0,60
Полевые шпаты	0,05
Теллуриды	0,86
Пирит	25,03
Халькопирит	0,35
Галенит	0,004
Сфалерит	0,11
Арсенопирит	0,03
Блеклая руда	0,62
Акцессорные минералы	0,03
<b>Итого:</b>	<b>100,0</b>

Основным минералом, в ассоциации с которым находится золото, является пирит. На долю таких сростков приходится 25,03% металла. В контакте с кварцем доля золота составляет 3,07%. В сростании с другими минералами доля золота составляет десятые и сотые доли процента.

**Результаты экспериментальных опытов и их обсуждение**

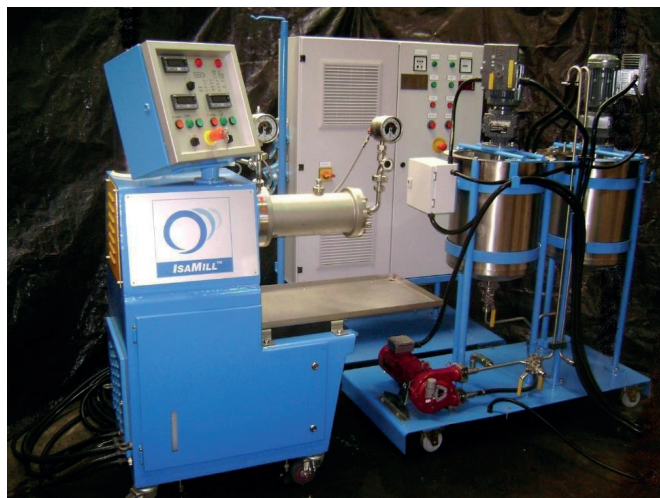
Лабораторные исследования проводили методом цианидного выщелачивания в агитаторах бутылочного типа, показанного на рис. 1.



**Рис. 1. Лабораторный стенд для проведения исследований по агитационному выщелачиванию.**  
**Сурет 1. Үгіттік шаймалау бойынша зерттеулер жүргізуге арналған зертханалық стенд.**  
**Figure 1. Laboratory bench for conducting research on agitation leaching.**

Агитационное цианирование флотационного концентрата проводили на материале, подвергнутом тонкому измельчению в шаровой мельнице до крупности  $R_{80}$  71 и 45 мкм, а также ультратонкому измельчению до крупности  $R_{80}$  30, 20, 10 и 7 мкм.

Ультратонкое измельчение проводили в бисерной лабораторной мельнице Netzsch IsaMill M4B. Общий вид мельницы показан на рис. 2.



**Рис. 2. Общий вид бисерной мельницы Netzsch IsaMill M4.**  
**Сурет 2. Netzsch isamill M4 моншақ диірменінің жалпы көрінісі.**  
**Figure 2. General view of the Netzsch IsaMill M4 bead mill.**

В тесте использовали шихту бисера крупностью 2,8 мм: 60% 2,5–2,8 мм; 30% 1,8–2,0 мм; 10% 1,4–1,6 мм; содержание твердого в питании мельницы составило ~43%, количество циклов измельчения – 8.

Измельчение проводили в следующем режиме: масса измельчаемого материала – 200 г; загрузка измельчающей среды – 72,5% от объема мельницы; плотность пульпы при измельчении – 55,25% твердого; скорость вращения импеллера – 1300 об/мин.

Расчетный удельный расход электроэнергии при измельчении флотоконцентрата от исходной крупности 80% 150 мкм до крупности 80% 10,1 мкм составил 81,5 кВт·ч/т.

Для определения оптимальных технологических параметров цианирования флотоконцентрата, обеспечивающих максимальное извлечение золота в раствор, были выполнены эксперименты с разными размерами частиц измельченного концентрата. Цианирование проводилось как без добавления сорбента, так и с его использованием, при этом варьировалась концентрация цианида натрия и время обработки для изучения кинетики процесса.

Во время экспериментов осуществлялся мониторинг содержания  $NaCN$  и уровня pH в пульпе. Полученные после цианирования продукты анализировались методами атомной абсорбции (для растворов) и пробирного анализа (для кека и угля).

Влияние крупности флотоконцентрата на извлечение золота при цианировании проводились в режиме цианиро-

вания без загрузки сорбента и с добавлением активированного угля Norit RO 3520.

Условия проведения опытов и параметры агитационного цианирования флотационного концентрата представлены в таблице 4.

**Таблица 4**  
**Параметры агитационного цианирования флотационного концентрата**

**Кесте 4**  
**Флотациялық концентратты үгіттеу циандау параметрлері**

**Table 4**  
**Parameters of agitation cyanidation of flotation concentrate**

Параметры	Единица измерения	Значение
Концентрация цианида натрия	%	0,2
pH	–	10,5
Плотность пульпы при цианировании	% твердого	40
Загрузка угля (только при сорбционном цианировании)	% от объема жидкой фазы	10
Вид сорбента	–	Активированный уголь Norit RO 3520
Продолжительность выщелачивания	час	24

Агитационное цианирование флотационного концентрата проводили на материале, полученном после тонкого измельчения в шаровой мельнице до крупности  $P_{80}$  71 и 45 мкм и ультратонкого измельчения в бисерной мельнице до крупности  $P_{80}$  30, 20, 10 и 7 мкм.

**Исследование крупности концентрата на извлечение золота при цианировании**

Результаты тестов по цианированию флотационного концентрата при различной крупности измельчения приведены в таблице 5.

Видно, что флотационный концентрат является благоприятным по отношению к процессу агитационного цианирования. Извлечение золота из концентрата крупностью  $P_{80}$  71 мкм при цианировании без загрузки сорбента составило 60,89%, при сорбционном цианировании – 72,07%. Сравнительный анализ результатов прямого и сорбционного цианирования в исследуемом диапазоне изменения крупности  $P_{80}$  от 71 до 7 мкм указывает на наличие сорбционной активности флотационного концентрата.

На рис. 3 показана визуализация зависимости извлечения золота от крупности материала при концентрации  $NaCN$  0,1%.

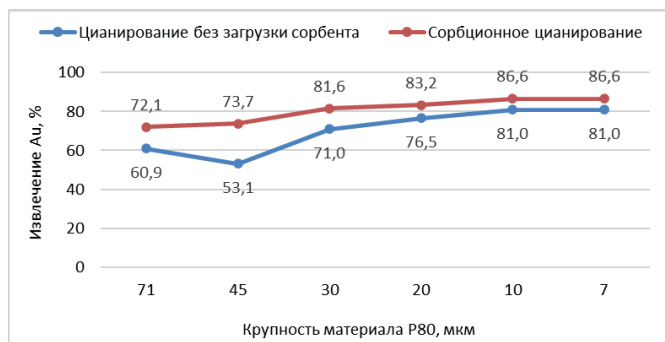
Измельчение концентрата от крупности  $P_{80}$  71 мкм до крупности  $P_{80}$  45, 30, 20, 10 и 7 мкм позволяет повысить извлечение золота в сорбционном режиме цианирования на 1,68%, 9,5%, 11,17%, 14,53% и 14,53% (абс.), соответственно. При этом содержание золота в кеке, по сравнению с цианированием без загрузки сорбента, снижается на 0,3 г/т, 1,7 г/т, 2,0 г/т, 2,6 г/т и 2,6 г/т (абс.), соответственно.

**Таблица 5**  
**Результаты цианирования флотационного концентрата при различной крупности измельчения**

**Кесте 5**  
**Әр түрлі ұнтақтау кезінде флотациялық концентратты циандау нәтижелері**

**Table 5**  
**Results of cyanidation of flotation concentrate at different grinding sizes**

Крупность материала $P_{80}$ , мкм	Расход реагентов, кг/т			Содержание $Au$ , г/т		Извлечение $Au$ , %
	$NaCN$		$CaO$	в исходном	в кеке	
	полный	с учетом остатка				
Цианирование без загрузки сорбента						
71	3,3	0,7	1,5	17,9	7	60,89
45	3,8	1,1	1,5		8,4	53,07
30	3,9	2	1,4		5,2	70,95
20	3,8	1,8	1,4		4,2	76,54
10	3,9	2,1	1,4		3,4	81,01
7	3,9	2,2	1,5		3,4	81,01
Сорбционное цианирование						
71	3,5	1,2	2	17,9	5	72,07
45	3,9	1,3	2		4,7	73,74
30	3,9	1,8	1,9		3,3	81,56
20	3,8	2	1,9		3	83,24
10	3,9	2,1	2		2,4	86,59
7	4,4	3,1	1,9		2,4	86,59



**Рис. 3. Зависимость извлечения золота от крупности флотоконцентрата.**

**Сурет 3. Алтынды бөліп алудың флотоконцентраттың ірілігінен тәуелділігі.**

**Figure 3. Dependence of gold extraction on the size of the flotation concentrate.**

Максимальное извлечение золота в раствор (86,6%) достигнуто при крупности флотоконцентрата  $P_{80}$  10 мкм. Более тонкое измельчение концентрата не приводит к увеличению извлечения золота. Учитывая данный факт, в последующих экспериментах размер частиц флотоконцентрата был зафиксирован на уровне  $P_{80}$  10 мкм.

**Исследование влияния расхода цианида на извлечение золота**

Для определения оптимального расхода цианида при цианировании флотационного концентрата выполнены тесты по выщелачиванию при различной концентрации цианистого натрия в растворе: 0,3%, 0,2%, 0,15% и 0,1%.

Тесты проводили в сорбционном режиме на материале крупностью  $P_{80}$  10 мкм. Плотность пульпы при выщелачивании – 40% твердого. Сорбционное цианирование прово-

дили с загрузкой угля в количестве 10% от объема жидкой фазы. Продолжительность выщелачивания – 24 часа.

Результаты тестов представлены в таблице 6.

Нетрудно видеть, что увеличение концентрации цианида натрия в растворе на извлечение золота в раствор практически не влияет (таблица 6). Согласно общим канонам с увеличением концентрации цианида натрия ( $NaCN$ ) в растворе, извлечение золота ( $Au$ ) должно возрастать, по крайней мере, до определенного оптимального уровня. В нашем случае, несмотря на увеличение концентрации  $NaCN$  от 0.1% до 0.3%, извлечение золота остается практически неизменным (около 86,59%). Установленный экспериментальный факт можно объяснить тем, что при концентрации  $NaCN$  0.1% уже достигается максимальное извлечение золота, которое возможно в данных конкретных условиях. Это может быть связано с минералогией руды (золото уже максимально доступно для цианирования), кинетикой реакции или другими факторами. В данном случае дальнейшее увеличение концентрации цианида просто не дает дополнительного эффекта.

Средние значения извлечения золота в рассматриваемом диапазоне изменения концентрации  $NaCN$  (от 0,1 до 0,3%) практически остаются на одном уровне и составляют: 86,03% – при  $NaCN = 0,1\%$  и 86,59% – при  $NaCN = 0,3\%$ .

Полученные результаты показывают, что размер частиц флотоконцентрата является более значимым фактором, чем концентрация цианида, используемая для определения процентного растворения частиц золота. При концентрации цианида в растворе 0,1% извлечение золота составило 86,32% (среднее). Повышение концентрации выше заданного предела лишь незначительно увеличивает извлечение. Повышение концентрации цианида выше 0,1% существенного влияния на скорость растворения золота не оказывает, что

**Таблица 6**

**Результаты сорбционного цианирования флотационного концентрата при различной концентрации цианида натрия в растворе**

**Кесте 6**

**Ерітіндідегі натрий цианидінің әртүрлі концентрациясындағы флотациялық концентратты сорбциялық циандау нәтижелері**

**Table 6**

**Results of sorption cyanidation of flotation concentrate at different concentrations of sodium cyanide in solution**

Концентрация $NaCN$ , %	Расход реагентов, кг/т			Содержание $Au$ , г/т		Извлечение $Au$ , %
	$NaCN$		$CaO$	в исходном	в кеке	
	полный	с учетом остатка				
0,1	2,3	1,7	1,9	17,9	2,4	86,59
	2,3	1,7			2,5	86,03
0,15	2,8	1,6	1,9		2,4	86,59
	2,8	1,6			2,6	85,47
0,2	3	1,6	1,6		2,4	86,59
	3	1,6			2,4	86,59
0,3	4,5	1,5	1,6		2,4	86,59
	4,5	1,6			2,4	86,59

согласуется с данными работы [10]. Кроме того, повышение содержания комплексов цианидов металлов в растворе усложняют процесс цианирования и значительно увеличивают затраты на производство золота [11].

Повышение извлечения золота при уменьшении крупности флотоконцентрата вполне объясняется увеличением площади поверхности контакта для протекания реакций выщелачивания [12]. Полученные результаты убедительно показывают, что крупность концентрата  $P_{80}$  10 мкм и концентрация цианида натрия 0,1% являются лучшей комбинацией параметров процесса цианирования концентрата, обеспечивающей высокое 86,59% извлечение золота в раствор.

#### **Влияние продолжительности процесса на эффективность цианирования**

Опыты проведены в сорбционном режиме на материале крупностью  $P_{80}$  10 мкм при постоянной концентрации цианида натрия, равной 0,1%. Продолжительность процесса составила: 8, 12, 16, 20, 24, 32, 40 и 48 ч. Плотность пульпы при выщелачивании – 40% твердого, pH = 10,5. Уровень кислотности поддерживали на уровне 10,5 путем добавки извести. Результаты тестов по цианированию концентрата при различной продолжительности процесса приведены в таблице 7.

Установлено, что основная доля золота извлекается в первые 8–12 часов цианирования, достигая 85,47%. Увеличение времени обработки до 32 часов существенного влияния на извлечение золота не оказывает.

Для гарантии устойчивости технологических показателей при промышленной обработке флотоконцентрата, производимого из труднообогатимых руд Центрального Казахстана, рекомендуется осуществлять цианирование как минимум в течение суток (24 часа). Такой подход обеспечит переход в раствор до 86% золота. Проведенные изыскания показывают, что дальнейшее увеличение времени цианирования не оправдано с экономической точки зрения, так

как издержки на реагенты, потребление электроэнергии и износ оборудования становятся больше, чем незначительный прирост в объеме извлекаемого золота. Следовательно, оптимизация процесса цианирования должна быть сконцентрирована на поддержании оптимальных параметров на протяжении первых 24 часов, что позволит достичь наибольшей скорости и полноты экстракции золота.

Существенное влияние на результативность цианирования оказывает дисперсность частиц флотоконцентрата. Уменьшение размера частиц до 7 мкм способствует увеличению сорбционной активности флотоконцентрата. Стабильному формированию растворимых цианидных соединений золота и увеличению степени извлечения золота в раствор способствует поддержание оптимального уровня pH в диапазоне 10,5–11,5, использование угля в количестве 10% от объема жидкой фазы и продолжительность выщелачивания, составляющая 24 часа.

#### **Выводы**

1. При цианировании концентрата с размером частиц  $P_{80}$  71 мкм без использования сорбента достигнуто извлечение золота на уровне 60,89%. Применение сорбционного цианирования с добавлением активированного угля позволило увеличить извлечение золота до 72,07%.

2. Уменьшение размера частиц концентрата с  $P_{80}$  71 мкм до  $P_{80}$  45, 30, 20, 10 и 7 мкм, по сравнению с цианированием без добавления активированного угля, приводит к увеличению извлечения золота в сорбционном режиме на 1,68%, 9,5%, 11,17%, 14,53% и 14,53% (абс.), соответственно. При этом содержание золота в кеке снижается на 0,3 г/т, 1,7 г/т, 2,0 г/т, 2,6 г/т и 2,6 г/т (абс.).

3. Для промышленного применения рекомендуется сорбционное цианирование флотоконцентрата с активированным углем Norit RO 3520 в следующих оптимальных условиях: размер частиц флотоконцентрата –  $P_{80}$  10 мкм; расход угля Norit RO 3520 – 10% от объема жидкой фазы;

**Таблица 7**

**Результаты цианирования флотоационного концентрата при различной продолжительности процесса**

**Кесте 7**

**Процестің әртүрлі ұзақтығындағы флотациялық концентратты циандау нәтижелері**

**Table 7**

**Results of cyanidation of flotation concentrate at different process duration**

Продолжительность процесса, ч.	Расход реагентов, кг/т			Содержание Au, г/т		Извлечение Au, %
	NaCN		CaO	в исходном	в кеке	
	полный	с учетом остатка				
8	1,9	1	1,9	17,9	2,6	85,47
12	1,9	1,4	1,9		2,6	85,47
16	1,9	1,6	1,9		2,5	86,03
20	1,9	1,6	1,9		2,4	86,59
24	2,4	1,7	2		2,4	86,59
32	2,6	1,9	2,4		2,4	86,59
40	2,7	2,2	2,4		2,5	86,03
48	2,7	2,2	2,4		2,5	86,03

концентрация цианида натрия – 0,1%; расход цианида натрия – 2,3 кг/т; pH – 10,5; плотность пульпы – 40%; продолжительность процесса – 24 ч, что обеспечивает извлечение золота в раствор на уровне не менее 86%.

4. Поддержание кислотности раствора на уровне pH = 10,5 необходимо для обеспечения стабильности

цианидных комплексов и предотвращения гидролиза цианида. Плотность пульпы 40% является оптимальной для обеспечения хорошей перемешиваемости и контакта между твердой и жидкой фазами. Продолжительность процесса 24 часа обеспечивает достаточное время для достижения максимального извлечения золота.

#### СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Оптимизация параметров цианирования для увеличения производительности Агдаррской золотодобывающей фабрики / Ghobadii B. [и др.] Горное дело и окружающая среда. 2014. Т. 5. № 2. С. 121 – 128 (на английском языке)
2. Medina D., Anderson C.G. Обзор процесса цианирования медно-золотых руд и концентратов // Металлы. 2020. № 10. С. 897 (на английском языке)
3. Лучшие методы управления использованием цианида в секторе мелкомасштабной золотодобычи / Stapper D. [и др.] // Программа PlanetGOLD (Глобальный экологический фонд и Программа Организации Объединенных Наций по окружающей среде). 2021. С. 52 (на английском языке)
4. О целесообразности применения комбинированных технологий для переработки особо упорных золотосульфидных руд / Санакулов К.С. [и др.] // Цветные металлы. 2016. № 2. С. 9–14 (на русском языке)
5. Меретуков М.А. Золото и природное углистое вещество: М.: Руда и Металлы, 2007. 180 с. (на русском языке)
6. Захаров Б.А., Меретуков М.А. Золото: упорные руды: М.: Руда и металлы, 2013. С. 332–333 (на русском языке)
7. Канаева З.К., Канаев А.Т., Семенченко Г.В. Геологическое строение золото-мышьяковистого месторождения Бақырчик Восточного Казахстана // Фундаментальные исследования. 2014. Т. 11. № 11. С. 45 (на русском языке)
8. Nilson G., Monheimius A.J. Альтернативы цианиду в золотодобывающей промышленности: каковы перспективы на будущее? // Очистка. 2006. № 14. С. 1158–1167 (на английском языке)
9. Adams M.D. Переработка золотой руды: разработка проекта и эксплуатация: Амстердам, Кембридж: Наука Эльзевира, 2016. С. 525–531 (на английском языке)
10. Nabashi F. «Кинетика и механизм растворения золота и серебра в растворе цианида». Бюро горного дела и геологии, Бюллетень штата Монтана. 5 апреля 1967 г. С. 1–42 (на английском языке)
11. Parga J.R., Valenzuela J.L., Diaz J.A. Новая технология извлечения золота и серебра методом цианирования под давлением и электрокоагуляции. В кн.: Благородные металлы, 2012. 94 с. (на английском языке)
12. Mular A.L., Halbe D.N., Barrate D.J. Проектирование, практика и контроль предприятий по переработке полезных ископаемых // Общество горного дела, металлургии и геологоразведки. 2002. Т. 1. С. 1250 (на английском языке)

#### ПАЙДАЛЫНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1. Агдарра алтын өндіру зауытының өнімділігін арттыру үшін циандау параметрлерін оңтайландыру / Ghobadii B. [және т. б.] // Тау-кен және қоршаған орта журналы. 2014. Т. 5. № 2. Б. 121–128 (ағылшын тілінде)
2. Medina D., Anderson C.G. Мыс-алтын кендері мен концентраттарын циандау процесіне шолу // Металдар. 2020. № 10. Б. 897 (ағылшын тілінде)
3. Шағын масштабты алтын өндіру секторында цианидті пайдалануды басқарудың ең жақсы әдістері / Stapper D. [және т. б.] // PlanetGOLD (Жаһандық Экологиялық Қор және Біріккен Ұлттар Ұйымының Қоршаған ортаны қорғау бағдарламасы). 2021. Б. 52 (ағылшын тілінде)
4. Ерекше қыңыр алтын сульфидті кендерді өңдеу үшін аралас технологияларды қолданудың орындылығы туралы Санакулов К.С. [және т. б.] // Түсті металдар. 2016. №. 2. Б. 9–14 (орыс тілінде)
5. Меретуков М.А. Алтын және табиғи көміртекті зат: М.: Кен және металдар, 2007. 180 б. (орыс тілінде)
6. Захаров Б.А., Меретуков М.А. Алтын: қыңыр кендер: М.: Кен және металдар, 2013. Б. 332–333 (орыс тілінде)
7. Канаева З.К., Канаев А.Т., Семенченко Г.В. Шығыс Қазақстанның Бақыршық алтын-мышьяк кен орнының геологиялық құрылымы // Іргелі зерттеулер. 2014. Т. 11. №. 11. Б. 45 (орыс тілінде)
8. Nilson G., Monheimius A.J. Алтын өндіру өнеркәсібіндегі цианидке балама: Болашақтың болашағы қандай? // Тазалау журналы. 2006. № 14. Б. 1158–1167 (ағылшын тілінде)
9. Adams M.D. Алтын кенін өңдеу: жобаны әзірлеу және пайдалану: Амстердам, Кембридж: Эльзевир Туралы Ғылым, 2016. Б. 525–531 (ағылшын тілінде)
10. Nabashi F. «Цианид ерітіндісіндегі алтын мен күмістің кинетикасы және еру механизмі». Тау-кен және геология бюросы, Монтана штатының Бюллетені. 1967 жылғы 5 сәуір. Б. 1–42 (ағылшын тілінде)

11. Parga J.R., Valenzuela J.L., Diaz J.A. Қысыммен циандау және электрокоагуляция әдісімен алтын мен күмісті алудың жаңа технологиясы. *Кітапта: Асыл металдар, 2012. 94 б. (ағылшын тілінде)*
12. Mular A.L., Halbe D.N., Barrate D.J. Пайдалы қазбаларды өңдеу кәсіпорындарын жобалау, тәжірибе және бақылау // *Тау-кен, металлургия және геологиялық барлау қоғамы. 2002. Т. I. Б. 1250 (ағылшын тілінде)*

## REFERENCES

1. Optimization of cyanidation parameters to increase the capacity of Aghdarre gold mill / Ghobadi B. [et al.] // *Journal of Mining and Environment. 2014. V. 5. No. 2. 121–128 pp. (in English)*
2. Medina D., Anderson C.G. A Review of the Cyanidation Treatment of Copper-Gold Ores and Concentrates // *Metals. 2020. No. 10. 897 p. (in English)*
3. Best Management Practices for Cyanide Use in the Small-Scale Gold Mining Sector / Stapper D. [et al.] // *Published by the PlanetGOLD Programme (Global Environment Facility and United Nations Environment Programme). 2021. 52 p. (in English)*
4. O tselesoobraznosti primeneniya kombinirovannykh tekhnologii dlya pererabotki osobo upornykh zolotosul'fidnykh rud [On the expediency of using combined technologies for processing particularly resistant gold sulfide ores], Sanakulov K.S. [et al.], *Tsvetnye metally [Non-ferrous metals]. 2016. No. 2. 9–14 pp. (in Russian)*
5. Meretukov M.A. *Zoloto i prirodnoe uglisloe veshchestvo [Gold and natural carbonaceous matter]. Moscow: Ruda i Metally, 2007. 180 p. (in Russian)*
6. Zakharov B.A., Meretukov M.A. *Zoloto: upornye rudy [Gold: stubborn ores]. Moscow: Ruda i Metally. 2013. 332–333 pp. (in Russian)*
7. Kanaeva Z.K., Kanaev A.T., Semenchenko G.V. *Geologicheskoe stroenie zoloto-mysh'yakovistogo mestorozhdeniya Bakyrchik Vostochnogo Kazakhstana [The geological structure of the Bakyrchik gold-arsenic deposit in Eastern Kazakhstan], Fundamental'nye issledovaniya [Fundamental research]. 2014. V. 11. No. 11. 45 p. (in Russian)*
8. Hilson G., Monhemius A.J. Alternatives to cyanide in the gold mining industry: what prospects for the future? // *J. Clean. Prod. 2006. No. 14. 1158–1167 pp. (in English)*
9. Adams M.D. *Gold ore processing: project development and operations. Amsterdam, Cambridge: Elsevier Science, 2016. 525–531 pp. (in English)*
10. Habashi F. «Kinetics and Mechanism of Gold and Silver Dissolution in Cyanide Solution. Bureau of Mines and Geology». *State of Montana Bulletins 5, April 1967. 1–42 pp. (in English)*
11. Parga J.R., Valenzuela J.L., Diaz J.A. *New Technology for Recovery of Gold and Silver by Pressure Cyanidation Leaching and Electrocoagulation. In book: Noble Metals, 2012. 94 p. (in English)*
12. Mular A.L., Halbe D.N., Barrate D.J. *Mineral Processing Plant Design, Practice and Control // Society for Mining, Metallurgy and Exploration. 2002. V. I. 1250 p. (in English)*

## Сведения об авторах:

**Юсупова Ж.А.**, докторант кафедры «Металлургия и обогащение полезных ископаемых», Satbayev University (г. Алматы, Казахстан), [zhana.yussupova@yahoo.com](mailto:zhana.yussupova@yahoo.com); <https://orcid.org/0009-0005-8688-1922>

**Досмухамедов Н.К.**, к.т.н., профессор, профессор кафедры «Металлургия и обогащение полезных ископаемых», Satbayev University (г. Алматы, Казахстан), [n.dosmukhamedov@satbayev.university](mailto:n.dosmukhamedov@satbayev.university); <https://orcid.org/0000-0002-1210-4363>

**Каплан В.А.**, к.т.н., научный консультант Научного института им. Вейцмана (г. Реховот, Израиль), [valery.kaplan@weizmann.ac.il](mailto:valery.kaplan@weizmann.ac.il); <https://orcid.org/0000-0002-0866-3023>

**Жолдасбай Е.Е.**, Ph.D, доцент кафедры «Горное дело, металлургия и естествознание», Жезказганский университет им. О.А. Байконурова (г. Жезказган, Казахстан), [zhte@mail.ru](mailto:zhte@mail.ru); <https://orcid.org/0000-0002-9925-4435>

## Авторлар туралы мәліметтер:

**Юсупова Ж.А.**, «Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту» кафедрасының докторанты, Satbayev University (Алматы қ., Қазақстан)

**Досмухамедов Н.К.**, т.ғ.к., профессор, «Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту» кафедрасының профессоры, Satbayev University (Алматы қ., Қазақстан)

**Каплан В.А.**, т.ғ.к., Вейман атындағы Ғылыми институттың ғылыми кеңесшісі (Реховот қ., Израиль)

**Жолдасбай Е.Е.**, Ph.D, «Тау-кен ісі, металлургия және жаратылыстану» кафедрасының доценті, О.А. Байқоңыров атындағы Жезказган университеті (Жезказган қ., Қазақстан)

## Information about the authors:

**Yussupova Zh.A.**, Ph.D, Doctoral student of the Department of Metallurgy and Mineral Processing, Satbayev University (Almaty, Kazakhstan)

**Dosmukhamedov N.K.**, Candidate of Technical Sciences, Professor, Professor of the Department of Metallurgy and Mineral Processing, Satbayev University (Almaty, Kazakhstan)

**Kaplan V.A.**, Candidate of Technical Sciences, Scientific Consultant at the Weizmann Institute of Science (Rehovot, Israel)

**Zholdasbay Ye.Ye.**, Ph.D, Associate Professor of the Department of Mining, Metallurgy and Natural Sciences, Zhezkazgan University named after O.A. Baikonurov (Zhezkazgan, Kazakhstan)