

<https://doi.org/10.51301/ejsu.2024.i3.03>

Technological research of gold-bearing ore using gravity and flotation methods

R.A. Abdulvaliev, A.K. Kozhanova*, O.V. Atanova, D.R. Magomedov, K.M. Smailov, S.Zh. Yusupova

Institute of Metallurgy and Ore Beneficiation, Satbayev University, Almaty, Kazakhstan

*Corresponding author: aigul_koizhan@mail.ru

Abstract. The paper presents the results of technological research on the extraction of gold by hydrometallurgical methods, as well as the beneficiation of gold ore using the methods of centrifugal concentration of gravity and flotation. Valuable ore components were identified by quantitative chemical analysis; a study of the material composition showed that the main industrially valuable mineral in the ore is gold with a content of up to 1.60 g/t, with accompanying silver - 27.96 g/t. Studies of the granulometric composition showed gold content in different size classes, the maximum gold content was 8.01 g/t in samples of size class -0.071 mm. X-ray fluorescence, X-ray phase chemical, fire assay analyzes for gold and silver content were carried out, and a mineralogical study of the ore sample was carried out. Based on the research results, conclusions were drawn about the properties of the deposit's ore; according to mineralogical analysis, the ore under study belongs to the low-sulfide primary type, gold is found mainly in free form and in intergrowths with minerals, the technological type of ore is easily enriched, finely disseminated. It was established that the studied ore is effectively enriched by gravity and flotation methods; as a result of the gravity-flotation scheme, 96.29% of gold was extracted into enrichment concentrates; with the enrichment scheme using surfactants, 91.31% of gold was extracted into concentrates. The recovery of gold by direct cyanidation from ore crushed to 95% of -0.074 mm class was up to 92.78%. The results obtained indicate that gold in the ore is in forms extractable by cyanide leaching. Studies have been conducted on the use of surfactants in the process of flotation and extraction of gold from raw materials by cyanidation in order to evaluate the effectiveness of the processes.

Keywords: *mineralogical analysis, gravity, flotation, surfactant, cyanidation, gold.*

1. Введение

Проблема истощения минерально-сырьевой базы и сокращения эксплуатации крупных месторождений и ввод в разработку малых месторождений с часто бедным и сложным сырьем, определяет новые требования к проведению исследований, поискам и добыче полезных ископаемых. Сложный, неоднородный и изменчивый состав руд даже в пределах одного месторождения усложняет схему переработки и вызывает необходимость корректировки технологических режимов, а иногда требует производить переработку руд по различным технологическим схемам [1].

Среди важных технологических и эксплуатационных параметров технологических циклов подготовки руды и извлечения целевого металла, можно выделить: минералогию руды, крупность исходного материала, конструкционные решения машин флотации и гравитации, режим скорости подачи исходного материала, плотность и температуру пульпы, концентрация реагентов [2].

Золотосодержащие руды характеризуются большим разнообразием вещественного и химического состава и могут иметь различия даже в пределах одного месторождения. Вещественный состав руды может быть определяющим для выбора методов обогащения и металлургического извлечения ценных компонентов. Часто в месторождениях, имеющие промышленное значение, встре-

чаются сульфидные и кварц-сульфидные золотосодержащие руды, в которых золото может встречаться в форме сростков с минералами, самородного золота, различной крупности, от крупного до мелкого, так же тонкодисперсного и пылевидного, что предполагает для их переработки различные технологические схемы по извлечению [3].

Самым распространенным методом переработки золотосодержащих руд является цианирование с последующим гидromеталлургическим выделением золота, при переработке упорных руд прямым цианированием или комбинированным способом, включающим передел рудоподготовки и обогащения флотацией, золото извлекается до 60-75%, при обогащении легкообогащаемых руд золото извлекается более чем 90% [4-7].

Руды, в которых золото тонкодисперсное и ассоциировано с сульфидами, считаются упорными для процесса цианирования и требуют тонкого и сверхтонкого помола измельчения для вскрытия золота, увеличивается расход реагентов и усложняется технологическая схема усреднения и обезвоживания, такое сырье подвергают обогащению, а именно флотации с достаточно высокими выходами в концентрат. Применение схем обогащения для рудного золотосодержащего сырья зависит от таких факторов, как крупность золотых частиц и их форма, ассоциация с минералами, смачиваемость, наличие сульфидов, как показано в исследованиях многих авторов, как в [8].

Схемы и режимы флотации золотых руд зависят от вещественного состава сырья, наличием сульфидных соединений, окислов железа, которые способствуют образованию устойчивой пены, трудно флотируемых крупных частиц золота, ассоциаций с минералами, сростков и покрытых пленками частиц, такие пленки чаще всего состоят из окислов металлов и могут быть различной толщины. Характер пленки может в той или иной мере влиять на флотируемость золота. Так же на процесс флотации влияет размер и форма золотин, так, частицы золота, содержащиеся в пирите, очень мелкие, пылевидные, имеют форму листков или хлопьев, достаточно хорошо поддаются флотации. Рудоподготовка, дробление руды, может влиять на процесс флотации, обминание и расплющивание частиц, производимые в цикле измельчения, приводят к образованию частиц овального сечения, расплющенных, пластинчатых частиц, что понижает флотируемость золота [9].

Флотация чисто кварцевых золотых руд может осуществляться посредством предварительного смешения с сульфидными рудами или специального подбора реагентов, создающих устойчивую пену. Флотация дает возможность удалить составные части руды, такие, как колчеданы, которые осложняют процессы при извлечении золота. Перед флотацией необходимо предусмотреть выделение крупного золота, что может осуществляться при включении в схему обогащения, в голову процесса, гравитационных методов, что выделит в гравитационный концентрат относительно крупное золото. Выведение из руды крупного свободного золота в концентрат снижает возможность аккумуляции золота в измельчительных аппаратах. Влияние конструкции аппаратов гравитационного обогащения, способов улавливания золотых частиц рассмотрены в том числе как в исследованиях [10].

При цианировании извлечение золота определяется степенью вскрытия сырья и достаточным контактом золотин с выщелачивающим раствором, золото тонкодисперсное, в сростках требует дополнительных технологических схем вскрытия. В данной работе для определения эффективности цианирования проводили бутылочные тесты, технологические испытания по динамическому выщелачиванию в динамическом режиме. Испытания проводились с пробами различной крупности и веса, в условиях, приближенных к производственным и обеспечивают получение информации по расходу реагентов, степени извлечения ценного компонента.

2. Материалы и методы

Объектом исследований являлась поступившая в АО «ИМиО» золотосодержащая руда Казахстанского месторождения, проба была проанализирована и исследована на обогатимость и гидрометаллургическую переработку цианированием с целью извлечения золота в продуктивный раствор. При выполнении технологических исследований, определяют характеристики вещественного состава, определяющие технологию получения золота, а именно, форму нахождения золота в руде и размер частиц, наличие сопутствующих ценных компонентов, наличие компонентов, осложняющих технологию, степень окисленности руд.

Для проведения химических, пробирных, рентгенофазового, рентгенофлуоресцентного и минералогических анализов из усредненной, дробленной и измельченной до крупности 95% класса -0.071 мм руды отобраны частные пробы. Для определения содержания золота в руде проведены атомно-абсорбционный и пробирно-гравиметрический анализы. Пробирный анализ проводился на двух пробах. Фактическое среднее содержание золота в пробе, по данным пробирного анализа, составило 1.9 г/т. Химический анализ выполнялся на рентгенофлуоресцентном спектрометре Axios «PANalytical». Рентгенофазовый анализ руды выполнялся на дифрактометре D8 ADVANCE «Bruker Elemental GmbH».

Изучение минерального состава руды выполнялось на односторонних отполированных аншлифах из руды, с использованием оптического микроскопа Leica P2500 и поляризационного микроскопа OLYMPUS BX51.

Для определения характеристик измельчаемости руды и степени раскрытия минералов при дроблении, были проведены тесты в шаровой лабораторной мельнице при следующих параметрах: загрузка руды 0.3 кг; воды 0.3 л; шары 3.0 кг, отношение руда:вода:шары = 1:1:10.

Исследованы гранулометрические характеристики распределения золота по классам крупности измельченной руды. Контроль дисперсного состава пробы измельченной руды выполнялся на настольном лазерном анализаторе размеров частиц WINNER 2000E.

На пробе руды, измельченной до 95% класса -0.074мм, были проведены тесты по гравитации на 3-х дюймовом центробежном концентраторе Нельсона – Knelson KC-МД 3 с переменным центробежным ускорением, по методике компании Knelson. Режимы и условия проведения тестов: для проведения исследований были взяты навески по 20 кг, ускорение гравитационного падения 60G, диаметр конуса концентратора равен 7.5см, поток воды 3.5 л/мин, давление 15 кПа, содержание твердого в пульпе, подаваемой на гравитационное обогащение, 25-30%. Тесты были проведены в двух вариантах, как по стандартной методике, так и с добавлением ПАВ.

Тесты по флотации руды проводили на лабораторной флотационной машине ФМЛ-3, с объемом камер 0.75, 1.0 и 3.0 л, в открытом цикле с фракционным съемом флотоконцентрата, при визуальном контроле окончания процесса. Флотация проводилась в двух вариантах, по стандартной методике, при pH – 8.5-9.0; в качестве собирателя использовали бутиловый ксантогенат -150 г/т, вспениватель С 7-100 г/т; при плотности пульпы 25% твердого, и с добавлением ПАВ. При использовании варианта с ПАВ добавка вспенивателя не производилась.

Для оценки эффективности цианидного выщелачивания золота из руды проводятся бутылочные тесты. Для проведения исследований пробы руды массой 3000 г были измельчены до 95.0% класса -0.071 мм. Крупность руды до измельчения -2 мм. Время измельчения – 23 минуты, что свидетельствует о средней крепости руды. Измельчение руды проводили в лабораторной мельнице при соотношении руда:вода:шары = 1:1:10.

Цианирование измельченной руды проводилось при концентрациях раствора цианида 1 г/л и 0.5 г/л, при перемешивании в бутылках емкостью 1 л на лабораторном бутылочном агитаторе со скоростью вращения 40 оборотов при соотношении Т:Ж=1:3 в параллелях в течение 24 часов.

3. Результаты и обсуждение

Технология получения ценного компонента разрабатывается на основе исследований, выявляющих тип руды, факторов, характеризующих упорность руды в процессе цианирования, эффективность процессов обогащения, стоимости рудоподготовки. Руда с тонкой вкрапленностью в породообразующих минералах таких, как кварц, пирит, арсенопирит, теллуристые руды, упорность руды определяется тесной ассоциацией золота с кварцем и сульфидами, медленное растворение золота в цианидном растворе. Руды, в которых основная масса золота находится в свободном состоянии, легко цианируются. Крупное золото извлекается гравитацией в богатые концентраты. Руды, содержащие тонкодисперсное золото, ассоциированное с минералами, особенно с сульфидами, требуют тонкого или сверхтонкого измельчения для раскрытия золота, и предполагается эффективность флотации [11]. Гранулометрические характеристики, эффективность измельчаемости и тип рудных ассоциаций определит основные технологические переделы.

Гранулометрический состав исходной пробы по классам крупности. По результатам ситового анализа руды, распределение золота по классам крупности неравномерное, как представлено в таблице 1, содержание золота в разных классах крупности с тенденцией увеличения от крупных классов к мелким: от 1.4 до 8.01 г/т. Максимальное содержание ценного компонента отмечено в классе крупности -0.071 мм -8.01 г/т. Подобный характер распределения может свидетельствовать о присутствии в руде тонкого золота, постепенно раскрывающегося по мере измельчения руды. Среднее содержание золота по данным ситового анализа составило 1.8 г/т.

Таблица 1. Гранулометрическая характеристика дробленной руды (+2 мм) с распределением золота по классам крупности

Классы, мм	Выход класса, %		Содержание, г/т	Распределение, %
			Au	Au
+2.0	6381	63.81	1.4	49.63
- 2.0 + 1.0	1525	15.25	2.5	21.18
- 1.0+ 0.16	1770	17.7	2.26	22.22
-0.16+0.074	266	2.66	3.01	4.44
- 0.071	58	0.58	8.015	2.58
Итого	10000	100	1.8	100

По результатам тестов для пробы руды были построены графики зависимости крупности получаемого продукта от времени измельчения. По характеру измельчения руда отнесена к категории мягких руд, для достижения содержания в измельченной руде 95% класса - 0.071 мм, время измельчения составляет 40.0 минут. В таблице 2 приведены результаты тестов по измельчаемости руды и на рисунке 1 график зависимости класса - 0.071 мм от продолжительности измельчения руды.

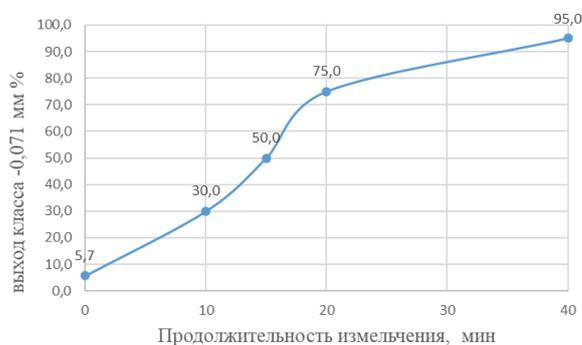


Рисунок 1. График измельчаемости пробы исследуемой руды

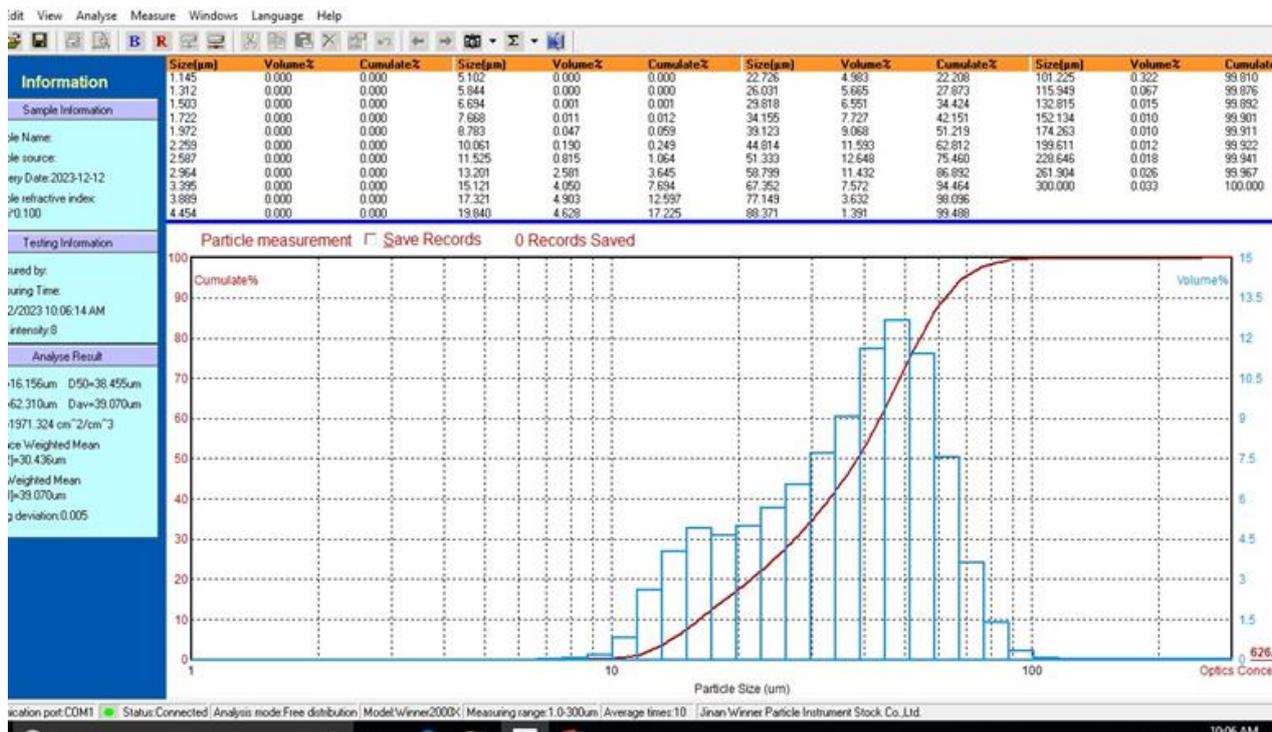


Рисунок 2. Дисперсионный анализ измельченной пробы золотосодержащей руды

Определен гранулометрический состав измельченной проб: а) 65% -0.071 мм, б) 70% -0.071 мм, в) 95% - 0.071 мм, г) 10 микрон 100% -0.01 мм. Результаты дисперсионного анализа измельченных проб приводятся на рисунке 2.

Из результатов дисперсионного анализа следует, что в исходной пробе измельченной руды наибольшую часть составляют классы крупности: 95% -0.071 мм. Далее изучен фазовый и элементный состав с помощью рентгенофазового и рентгенофлуоресцентного методов анализа. Результаты приведены в таблицах 2, 3.

Таблица 2. Фазовый состав исходной пробы золотосодержащей руды

Наименование	Формула	S-Q, %
Quartz, syn	SiO ₂	82.3%
Albite, ordered	NaAlSi ₃ O ₈	9.7%
Muscovite-2M1	KAl ₂ ((Si ₃ Al)O ₁₀ (OH) ₂)	5.2%
Calcite	CaCO ₃	1.7%
Cronstedtite-2H2	Fe ₃ (Si1.32Fe0.68)O ₅ (OH) ₄	1.2%

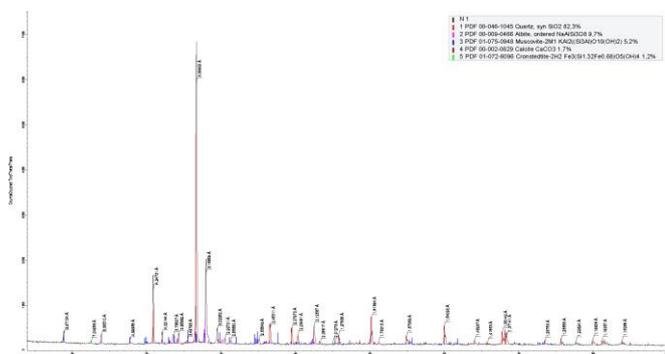


Рисунок 3. Фазовые исследования пробы золотосодержащей руды

По результатам анализа, основными рудо составляющими окислами являются силикаты, минералы кварц и альбит, и мусковит, их массовая доля составляет в пробе 82.3; 9.7; 5.2% соответственно.

Таблица 3. Результаты рентгенофлуоресцентного анализа исходной пробы руды

Наименование элементов	Содержание, %
O	49.811
Na	1.963
Mg	0.211
Al	4.347
Si	29.428
P	0.087
S	0.011
Cl	0.017
K	0.525
Ca	2.191
Ti	0.360
Mn	0.039
Fe	2.078
Zn	0.004
As	0.019
Rb	0.004
Sr	0.013
Zr	0.01
Pb	0.005

Результаты флуоресцентного анализа коррелируют с результатами фазового анализа, наибольшее количество по массовой доле из всех присутствующих элементов являются кремний, кислород, алюминий и натрий, которые составляют основу кварца, мусковита и альбита, определяя рудообразующие окислы, как кварцевые.

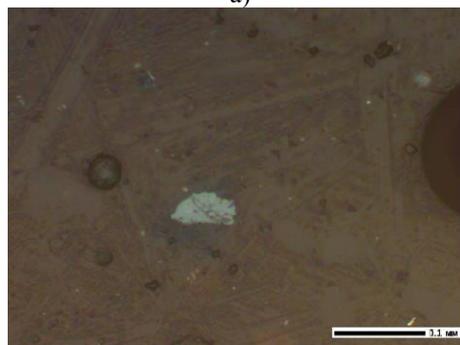
3.1. Минералогические исследования. Изучение вещественного состава пробы руды

Из пробы дробленной руды изготовлен полированный искусственный аншлиф, который изучался на микроскопе марки LEICADM 2500 P с увеличением 200. Обнаружен пирит-желтый, изотропный минерал, отмечается в виде ангедральных неправильных свободных зерен. Размер зерен составляет от тысячных долей мм до 0.025 мм (рисунок 4, а). В исследованиях золотосодержащих руд и форм нахождения ценных компонентов, показано, что частицы тонкодисперсного золота распространены более широко, чем видимые золотины и что именно эта форма нахождения самородного золота является основной [12].

Гидроокислы железа-серый минерал, с низкой отражательной способностью, отмечаются в виде неправильной формы зерен с извилистыми границами. Размер зерен составляет от тысячных долей мм до 0.06-0.07 мм (рисунок 4, б).



а)



б)

Рисунок 4. Минералогический анализ руды. Пирит с размером 0.025 мм (а) и гидроокислы железа с размером 0.06 мм (б)

Изучение вещественного состава пробы руды позволило сделать следующие выводы:

- материал пробы характеризуется золото-пиритно-кварцевой формацией вкрапленного типа;
- основным промышленно-ценным минералом в руде является золото, сопутствующим – серебро. По данным пробирного анализа содержание золота в исследованной технологической пробе находится на уровне 1.7-1.9 г/т, серебра – 22.95 г/т. Вид руды довольно мягкая и легко дробится.

– проба относится к первичным малосульфидным рудам;

– присутствующие в руде примеси цветных металлов не будут осложнять процесс выщелачивания золота ввиду их небольшого количества.

3.2. Исследования по обогащению

Гравитация успешно используется для извлечения золота, в исследованиях [13-14] предполагается эффективность гравитационных методов в том числе и для мелкого золота.

Гравитационное обогащение велось в одну стадию со стандартным обогащением и с добавкой ПАВ. Результаты по гравитационному обогащению пробы представлены в таблице 4. В гравитационный концентрат при стандартной схеме обогащения извлеклось 89.180% золота, при использовании ПАВ, результат извлечения золота составил 76.69%.

Таблица 4. Результаты гравитационного обогащения исходной руды

Наименование продукта	Выход		Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
	г	%		
Концентрат	1187	5.935	27.241	89.180
Хвосты	18813	94.065	0.209	10.82
Руда	20000	100	1.81	100.0
<i>Гравитационное обогащение с добавкой ПАВ</i>				
Концентрат	1170	5.85	18.464	76.69
Хвосты	18830	94.15	0.349	23.31
Руда	20000	100.0	1.41	100.00

В результате гравитационного обогащения получен концентрат с содержанием золота 27.241 г/т, что при выходе 5.935% дает извлечение 89.18%. Последующее флотационное обогащение хвостов гравитации с содержанием золота 0.209 г/т позволило получить основной концентрат с содержанием 1.145 г/т и контрольный – 0.276 г/т. В итоговых хвостах при этом осталось 0.085 г/т золота. В результате гравитационно-флотационной схемы в концентраты обогащения было извлечено 96.29% золота: 89.18% в гравитационный концентрат, 6.38% в основной концентрат флотации хвостов гравитации и 0.73% в контрольный. В отвальных хвостах осталось 3.71% золота. Остаточное золота в хвостах перечисток составляет 1.69 %, в производственных условиях данные хвосты поступают в повторный цикл обогащения согласно замкнутой схеме флотации, результаты исследований представлены в таблице 5. Перечистные операции основного концентрата позволили получить концентрат с содержанием 56.706 г/т золота.

Применение предварительной обработки ПАВ, на данном типе сырья, в случае гравитационно-флотационной схемы обогащения показало меньшие результаты по сравнению со стандартной схемой. Так, в гравитационный концентрат было извлечено 76.69% золота при содержании 18.464 г/т. В хвостах последующей флотации хвостов гравитационного обогащения с ПАВ осталось 0.206 г/т золота, что составляет 8.69%. Таким образом, при гравитационно-флотационной схеме обогащения с ПАВ в концентраты было извлечено 91.31% золота. Выбор схемы и режима флотации золото-содержащих руд в первую очередь зависит от их вещественного состава.

Таблица 5. Результаты флотационного обогащения хвостов гравитации

Продукт	Выход		Содержание Au, г/т	Извлечение E, Au, %	
	г	%		от руды	от операции
Основной концентрат	2021	10.105	1.145	6.38	58.98
Контрольный концентрат	953	4.765	0.276	0.73	6.70
Хвосты	15839	79.195	0.085	3.71	34.32
Исходное сырье (хвосты гравитации)	18813	94.065	0.209	10.82	100.00
<i>Флотационное обогащение хвостов гравитации с ПАВ</i>					
Основной концентрат	5723	28.615	0.67	13.66	58.57
Контрольный концентрат	1224	6.12	0.223	0.97	4.16
Хвосты	11883	59.415	0.206	8.69	37.27
Исходное сырье (хвосты гравитации)	18830	94.15	0.349	23.31	100.00

При правильно выбранных схемах и реагентных режимах особенно эффективны стадийные схемы флотации. Флотацию всех золотосодержащих руд ведут обычно в слабощелочной среде при pH = 7.9, создаваемой содой или известью [15]. В качестве собирателя применяются этиловый или бутиловый ксантогенаты. На большинстве предприятий, перерабатывающих сульфидные золотосодержащие руды, флотации подвергают хвосты гравитационного обогащения (чаще всего хвосты отсадки), не содержащие крупного золота. В отдельных случаях коллективная флотация сульфидных золотосодержащих руд дополняется селективной с извлечением в концентрат преимущественно свободного золота или же одного из наиболее ценных сульфидов, например, пирита, остальные сульфидные минералы, не содержащие золота, депрессируют и удаляют в хвосты флотационного обогащения, в результате уменьшается выход концентрата, повышается его качество и соответственно снижаются расходы при металлургической переработке этого концентрата. При обработке золотосодержащих руд, основными сульфидными компонентами которых являются пирит и арсенипирит, процесс селективной флотации состоит в разделении именно этих минералов [16].

Таблица 6. Результаты флотационного обогащения пробы руды

Операция/Условия	Продукт	Масса, г	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение E Au, %
Флотация исходной руды. Основная флотация 10 минут, pH -9.5, ксантогенат 100 г/т, вспениватель С7 - 70 г/т, Na ₂ S - 10 г/т. Контрольная флотация 5 минут, pH -9.5, ксантогенат 50 г/т.	Основной концентрат	5114	25.57	3.00	83.85
	Контрольный концентрат	1671	8.355	0.739	6.75
	Хвосты	13215	66.075	0.13	9.4
	Исходное сырье (руда)	20000	100.00	0.914	100.00

В результате обогащения руды, стандартным флотационным методом, извлечение золота составляет 90.6%, учитывая 83.85% основной концентрат и 6.75% контрольный концентрат. Содержание золота в отработанных хвостах флотации составляет 0.13 г/т, что соответствует 9.4%. Последующая перечистка основного концентрата позволила получить продукт с содержанием

золота 35.3 г/т, при выходе 377 г равном 1.885%. Извлечение золота в концентрат двух перечисток составило 86.78% при расчете от операции по перечистке основного концентрат или 72.77% при расчете баланса от исходной руды. 11.08% золота остается в балансе операций по перечистке.

При флотационном обогащении руды, обработанной ПАВ, извлечение золота составляет 93.34% (88.55% основной концентрат и 4.79% контрольный концентрат). В хвостах флотации остается 6.66% золота при содержании 0.096 г/т. В результате 2-х перечистных операций основного концентрата, полученного с ПАВ, был получен концентрат перечистки с содержанием золота 10.836 г/т. Длительность процесса флотации 10 минут.

Таблица 7. Результаты флотационного обогащения пробы руды с применением ПАВ

Операция/Условия	Продукт	Масса, г	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение E Au, %
Флотация исходной руды с ПАВ - 100 г/т. Основная флотация 10 минут, pH -9,5, ксантогенат 100 г/т, Na ₂ S - 10 г/т.	Основной концентрат	5533	27.665	3.08	88.55
	Контрольный концентрат	1123	5.615	0.821	4.79
	Хвосты	13344	66.72	0.096	6.66
Контрольная флотация 5 минут, pH -9,5, ксантогенат 50 г/т.	Исходное сырье (руда)	20000	100.00	0.962	100.00

Извлечение золота в перечистный концентрат при этом составило 57.27% от основного концентрата и 50.71% от золота исходной руды. Таким образом при использовании ПАВ, из 88.55% извлекаемого в основной концентрат золота 37.84% остаются в балансе перечистных операций.

Для оценки эффективности цианидного выщелачивания золота из руды были проведены бутылочные тесты на измельченном материале. Бутылочные тесты обеспечивают получение первичной информации об эффективности цианирования руды, коэффициентах извлечения благородных металлов и потребности в реагентах. Достигнутые показатели извлечения должны рассматриваться как максимально возможные, поскольку измельчение руды полнее раскрывает золото, что обеспечивает максимальный доступ к нему цианидного раствора.

Тесты по цианированию проведены с использованием бутылочного агитатора со скоростью вращения 40 оборотов в минуту, методом прямого цианирования со снятием кинетики выщелачивания. На протяжении всего цикла выщелачивания проводился контроль pH раствора, концентрации цианида натрия и извести, при необходимости осуществлялась коррекция концентрации реагентов. По окончании 24 часов цианирования раствор был отделен от хвостов цианирования и проанализирован. Хвосты цианирования были промыты, разделаны по стандартной методике и проанализированы. Результаты бутылочных тестов приведены в таблицах 8, 9.

В промышленных условиях используется схема цианидного выщелачивания, которая применяется для переработки руды с высоким содержанием микронного золота, которое не полностью извлекается гравитационными

способами, при которой руда первичного измельчения и классификации отправляется на гравитационное обогащение, концентрат с наиболее крупным золотом подвергается интенсивному цианированию и электролизу. Кек с нескрытым тонким золотом совместно с хвостами гравитации до измельчается и цианируется методом чанового выщелачивания, золото доизвлекается [17-19].

Результаты анализа кека показали остаточное золото, в пределах 0.13 г/т, что дает основание предположить о наличие в руде ультратонко дисперсной формы золота.

Таблица 8. Результаты бутылочных тестов на измельченной пробе руды по кеку

Исходная Au, 1.8 г/т	Выщелачивающий раствор		Кек Au, г/т	Извлечение E Au, %
	NaCN, г/л	Т:Ж		
	1.0	1:3	0.13	92.78
	0.5	1:3	0.332	81.56
	0.5 ПАВ	1:3	0.625	65.28

Извлечение золота в продуктивный раствор составило 92.78% при выщелачивании раствором цианида с концентрацией 1 г/л.

Таблица 9. Результаты бутылочных тестов на измельченной пробе руды по продуктивному раствору

Исходная Au, 1.8 г/т	Выщелачивающий раствор		Au, мг/л	Извлечение E Au, %
	NaCN, г/л	Т:Ж		
	1.0	1:3	0.298	91.06
	0.5	1:3	0.289	79.48
	0.5 ПАВ	1:3	0.257	62.82

Результаты бутылочных тестов позволили сделать следующие выводы:

- руда пригодна для переработки цианированием;
- золото в руде в основном находится в свободном виде и в сростках, то есть формах, хорошо поддающихся выщелачиванию цианидными растворами: извлечение золота из измельченной до 95% класса -0.071 мм составило 81.56-92.783%.

Результаты показали, что при продолжительности выщелачивания 24 часа снижение концентрации цианистого натрия в растворе с 1.0 г/л до 0.5 г/л по-разному влияет на извлечение золота в раствор:

- при прямом цианировании извлечение золота снижается с 92.78% до 81.56%;
- при цианировании с ПАВ снижение концентрации NaCN приводит к уменьшению извлечения золота в раствор.

4. Выводы

Для проведения технологических исследований выполнены химический, пробирный на золото и серебро, рентгенофлуоресцентный, рентгенофазовый и минералогическое изучение исходной руды.

По данным пробирного анализа содержание золота в исследованной технологической пробе находится на уровне 1.34-1.60 г/т, серебра – 25.72-27.96 г/т.

Проба относится к типу малосульфидных первичных руд, золото-пиритно-кварцевой формацией вкрапленного типа, в которых золото находится в основном в свободном виде и в сростках с минералами.

Гравитационное обогащение проводили на концентраторе (Knelson) KC-MD3. Полученный гравитацион-

ный концентрат с выходом 5.935% содержал 27.241 г/т золота, в хвостах гравитации составило 0.21 г/т. Извлечение золота в гравитационный концентрат составило 89.18%. Последующее флотационное обогащение хвостов гравитации с содержанием золота 0.209 г/т позволило получить основной концентрат с содержанием 1.145 г/т и контрольный – 0.276 г/т золота. В итоговых хвостах при этом осталось 0.085 г/т золота. В результате гравитационно-флотационной схемы в концентраты обогащения было извлечено 96.29% золота: 89.18% в гравитационный концентрат, 6.38% в основной концентрат флотации хвостов гравитации и 0.73% в контрольный. В отвальных хвостах осталось 3.71% золота.

Применение предварительной обработки ПАВ, на данном типе сырья, в случае гравитационно-флотационной схемы обогащения показало меньшие результаты по сравнению со стандартной схемой. Так, в гравитационный концентрат было извлечено 76.69% золота при содержании 18.464 г/т. В хвостах последующей флотации хвостов гравитационного обогащения с ПАВ осталось 0.206 г/т золота, что составляет 8.69%. Таким образом, при гравитационно-флотационной схеме обогащения с ПАВ в концентраты было извлечено 91.31% золота.

Флотационное обогащение проводили в открытом цикле с фракционным съемом флотоконцентрата. Отмечено, что флотация проходит очень быстро, в течении 10 минут. Извлечение золота по стандартным флотационным методом составляет 90.6%, а именно 83.85% основной концентрат и 6.75% контрольный концентрат, в отработанных хвостах флотации составляет 0.13 г/т, что соответствует 9.4%.

Последующая перерешетка основного концентрата позволила получить продукт с содержанием золота 35.3 г/т, при выходе 377 г равном 1.885%. Извлечение золота в концентрат двух перерешеток составило 86.78% при расчете от операции по перерешетке основного концентрат или 72.77% при расчете баланса от исходной руды. 11.08% золота остается в балансе операций по перерешетке.

С применением ПАВ извлечение золота составляет 93.34%, 88.55% основной концентрат и 4.79% контрольный концентрат. В хвостах флотации остается 6.66% золота при содержании 0.096 г/т. В результате 2-х перерешеточных операций основного концентрата, полученного с ПАВ, был получен концентрат перерешетки с содержанием золота 10.836 г/т. Извлечение золота в перерешеточной концентрат при этом составило 57.27% от основного концентрата и 50.71% от золота исходной руды

Извлечение золота цианированием из измельченной до 95% класса -0.074мм руды составило 81.56-92.78%. Полученные результаты свидетельствуют о том, что золото в руде находится в извлекаемых при цианидном выщелачивании формах.

Благодарность

Данное исследование было проведено при финансовой поддержке Министерства образования и науки Республики Казахстан в рамках грантового финансирования Министерства образования и науки Республики Казахстан (грант ВК18574018).

References / Литература

- [1] Kenzhaliyev, B., Koizhanova, A., Atanova, O., Magomedov, D. & Nurdin, H. (2023). Research and development of gold ore processing technology. *Complex Use of Mineral Resources*, 329(2), 63–72. <https://doi.org/10.31643/2024/6445.17>
- [2] Ilmaliyev, Z.B., Patihan, T., Tursunbekov, D.M., Sansyzbayeva, D.B. & Kassymova, G.K. (2022). Motivating factors of innovative research activities and barriers to R&D in Kazakhstan. *Cakrawala Pendidikan*, 41(3), 619-629. <https://doi.org/10.21831/cp.v41i3.47704>
- [3] Fedotov P.K., Senchenko A.E., Fedotov K.V. & Burdonov A.E. (2020). Concentration studies for low sulfide ores. *Obogashenie Rud*, (1), 15–21. <https://doi.org/10.17580/or.2020.01.03>
- [4] Adamov, E.V. (2007). *Tekhnologiya rud tsvetnykh metallov. M: MISIS*
- [5] Bocharov, V.A., Ignatkina, V.A., Lapshina, G.A. & Khachatryan, L.S. (2004). Osobennosti izvlecheniya zolota iz zolotosoderzhashchikh sulfidnykh rud. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten*, (12), 297 -301
- [6] Bocharov, V.A., Sedel'nikova, G.V., Romanchuk, A.I., Kim D.Kh. & Savari, Ye.Ye. (2011). Novyye tekhnologii izvlecheniya blagorodnykh i tsvetnykh metallov iz rudnogo i tekhnogennogo syr'ya. *Plaksinskiye chteniya, Yekaterinburg: Fort Dialog-Iset'*
- [7] Chanturiya, Ye.L. & Ignatkina, V.A. (2002). Kombinirovannyye tekhnologii kompleksnoy pererabotki sulfidnykh zolotosoderzhashchikh rud tsvetnykh metallov. *M.: RUDN*
- [8] Trebukhov, S., Volodin, V., Nitsenko, A., Linnik, X., Kilibayev, E., Kolesnikova, O. & Liseitsev, Y. (2023). Dearsenation of Gold-Bearing Composite Concentrates without Forced Displacement in a Sublimator. *Journal of Composites Science*, 7(9), 378. <https://doi.org/10.3390/jcs7090378>
- [9] Grosse, A.C., Dicoski, G.W., Shaw, M.J. & Haddad, P.R. (2003). Leaching and recovery of gold using ammoniacal thio-sulfate leach liquors. *Hydrometallurgy*, 69(1–3), 1–21. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(02\)00169-X](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(02)00169-X).
- [10] Banisi, S. (1990). An investigation of the behaviour of gold in grinding circuits (M.S. thesis). *Mining and Metallurgical Engineering, Department McGill University, Montreal, Canada*
- [11] Fedotov, P.K., Senchenko, A.E., Fedotov, K.V. & Burdonov, A.E. (2023). Technological studies of gold ore using centrifugal concentration methods. *News of the Ural State Mining University*, 3(71), 77–86. <https://doi.org/10.21440/2307-2091-2023-3-77-86>
- [12] Kenzhaliyev, B.K. (2019). Innovative technologies providing enhancement of non-ferrous, precious, rare and rare earth metals extraction. *Complex Use of Mineral Resources*, 3(310), 64–75. <https://doi.org/10.31643/2019/6445.30>
- [13] Petrovskaya, N.V. (1993). Zolotyie samorodki. Ros. AN, In-t geologii rud. mestorozhdeniy, petrografii, mineralogii i geokhimii. *Moskva: Nauka*
- [14] Aleksandrova, T.N., Aleksandrov, A.V., Litvinova, N.M. & Bogomyakova, R.V. (2013). Basis and development of gold loss reduction methods in processing gold-bearing clays in the Khabarovsk territory. *Journal of Mining Science*, (49), 319–325. <https://doi.org/10.1134/S1062739149020159>
- [15] Trebukhov, S., Volodin, V., Nitsenko, A., Linnik, X., Kilibayev, E., Kolesnikova, O. & Liseitsev, Y. (2023). Dearsenation of Gold-Bearing Composite Concentrates without Forced Displacement in a Sublimator. *Journal of Composites Science*, 7(9), 378. <https://doi.org/10.3390/jcs7090378>
- [16] Sangulova, I., Selyaev, V., Kuldeev, E., Nurlybaev, R. & Orynbekov, Y. (2021). Assessment of the influence of the structural characteristics of granular systems of microsilicon on the properties of thermal insulation materials. *Complex Use of Mineral Resources*, 320(1), 5–14. <https://doi.org/10.31643/2022/6445.01>

- [17] Abdykirova, G.Zh., Kenzhaliev, B.K., Koizhanova, A.K. & Magomedov, D.R. (2020). Investigation of the enrichment of low-sulfide gold-quartz ore. *Obogashchenie Rud*, (3), 14–18. <https://doi.org/10.17580/or.2020.03.03>
- [18] Pelikh, V.V. & Salov, V.M. (2012). Ob upravlenii protsessom tsianirovaniya zolota. *Vestnik IrGTU*, (11), 163-170
- [19] Yerdenova, M.B., Koyzhanova, A.K., Kamalov, E.M., Abdylidayev, N.N. & Abubakriyev, A.T. (2018). Doizvlecheniye zolota iz otkhodov pererabotki zolotosoderzhashchikh rud. *Complex Use of Mineral Resources*, (2), 12-20. <https://doi.org/10.31643/2018/6445.2>

Құрамында алтын бар кенді гравитация және флотация әдістерін қолдану арқылы технологиялық зерттеу

Р.А. Абдувалиев, А.К. Койжанова*, О.В. Атанова, Д.Р. Магомедов, К.М. Смайлов, С.Ж. Юсупова

Металлургия и кен байыту институты, Satbayev University, Алматы, Қазақстан

*Корреспонденция үшін автор: agul_koizhan@mail.ru

Аңдатпа. Жұмыста алтынды гидрометаллургиялық әдістермен алу, сондай-ақ гравитация мен флотацияны центрден тепкіш концентрациялау әдістерін қолдана отырып алтын кенін байыту бойынша технологиялық зерттеулердің нәтижелері берілген. Құнды кен құрамдастары сандық химиялық талдау арқылы анықталды, материал құрамын зерттеу кендегі негізгі өнеркәсіптік құнды минералдың құрамы 1,60 г/т дейін алтын, ілеспе күміспен – 27,96 г/т екенін көрсетті. Гранулометриялық құрамды зерттеулер әртүрлі өлшемдік кластардағы алтын құрамын көрсетті, ең жоғары алтын мөлшері -0,071 мм өлшемдік кластағы үлгілерде 8,01 г/т құрады. Алтын мен күмістің құрамы бойынша рентгендік флуоресценция, рентгендік фазалық химиялық, өрттік талдаулар жүргізілді, кен үлгісіне минералогиялық зерттеу жүргізілді. Зерттеу нәтижелері бойынша кен орнының кенінің қасиеттері туралы қорытындылар жасалды, минералогиялық талдау бойынша зерттелетін кен сульфидтілігі төмен біріншілік типке жатады, алтын негізінен бос күйде және минералдармен өсінділерде кездеседі, технологиялық кен түрі оңай байытылған, ұсақ таралған. Зерттелетін кен гравитациялық және флотациялық әдістермен тиімді байытылатыны анықталды, гравитациялық-флотациялық схема нәтижесінде байыту концентраттарына 96,29% алтын алынды, БАЗ-ды қолданумен байыту схемасы бойынша 91,31% алтын алынды. концентраттар. Ұсақталған рудадан тікелей цианидтеу арқылы алтынды алу -0,074 мм класының 95%-ға дейін 92,78%-ға дейін құрады. Алынған нәтижелер рудаданғы алтынның цианидті сілтісіздендіру арқылы алынатын күйде екенін көрсетеді. Процестердің тиімділігін бағалау мақсатында флотация және цианидтеу арқылы шикізаттан алтын алу процесінде беттік белсенді заттарды қолдану бойынша зерттеулер жүргізілді.

Негізгі сөздер: минералогиялық талдау, ауырлық күші, флотация, баз, цианизация, алтын.

Технологические исследования золотосодержащей руды с использованием методов гравитации и флотации

Р.А. Абдувалиев, А.К. Койжанова*, О.В. Атанова, Д.Р. Магомедов, К.М. Смайлов, С.Ж. Юсупова

Институт металлургии и обогащения, Satbayev University, Алматы, Казахстан

*Автор для корреспонденции: agul_koizhan@mail.ru

Аннотация. В работе представлены результаты технологических исследований по извлечению золота гидрометаллургическим способом, а также обогатимости золотосодержащей руды с использованием методов центробежной концентрации гравитации и флотации. Количественным химическим анализом определены ценные рудные компоненты, изучение вещественного состава показало, что основным промышленно-ценным минералом в руде является золото с содержанием до 1,60 г/т, сопутствующим – серебро -27,96 г/т. Проведенные исследования гранулометрического состава показали содержание золота в разных классах крупности, максимальное содержание золота - 8,01 г/т в пробах класса крупности -0,071 мм. Выполнены рентгенофлуоресцентный, рентгенофазовый химический, пробирный анализы на содержание золота и серебра, проведено и минералогическое изучение пробы руды. По результатам исследования сделаны выводы о свойствах руды месторождения, согласно данным минералогического анализа, исследуемая руда относится к типу малосульфидных первичных, золото находится в основном в свободном виде и в сростках с минералами, технологический тип руды легкообогатимый, мелкокрапленный. Установлено, что исследуемая руда эффективно обогащается гравитационными и флотационными методами, в результате гравитационно-флотационной схемы в концентраты обогащения было извлечено 96,29 % золота, при схеме обогащения с применением ПАВ в концентраты было извлечено 91,31 % золота. Извлечение золота прямым цианированием из измельченной до 95% класса -0,074мм руды составило до 92,78%. Полученные результаты свидетельствуют о том, что золото в руде находится в

извлекаемых при цианидном выщелачивании формах. Были проведены исследования по применению ПАВ в процессе флотации и извлечения золота из сырья цианированием с целью оценки эффективности процессов.

Ключевые слова: минералогический анализ, гравитация, флотация, ПАВ, цианирование, золото.

Received: 08 March 2024

Accepted: 15 June 2024

Available online: 30 June 2024