

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 669.334.3
МРНТИ 53.37.13
<https://doi.org/10.31643/2018/6445.25>

Комплексное использование
минерального сырья. № 4. 2018.
ISSN 2616-6445 (Online), ISSN 2224-5243 (Print)

Н. Н. АБДЫЛДАЕВ^{1*}, А. К. КОЙЖАНОВА^{1,2}, Э. М. КАМАЛОВ¹, Ж. Д. ЖАНАБАЙ¹,
С. Т. АКЧУЛАКОВА¹

¹Институт металлургии и обогащения, Алматы, Казахстан, *e-mail: nur.ab.kz@mail.ru

²Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева,
Алматы, Казахстан

ДОИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА В КОНЦЕНТРАТ ИЗ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ МЕТОДОМ ФЛОТАЦИИ

Received: 10 July 2018 / Peer reviewed: 20 September 2018 / Accepted: 9 October 2018

Резюме: Актуализируются работы по переработке лежалых хвостов, на основе современных методов обогащения, гидрометаллургии, по вовлечению в переработку минеральных ресурсов техногенного происхождения. В настоящее время на Майкаинской обогатительной фабрике с целью расширения сырьевой базы и повышения комплексности использования природного сырья проводятся интенсивные геологоразведочные работы по доизвлечению золота из трудноупорного сырья. Однако в связи с тем, что золотосодержащее техногенное минеральное образование данного месторождения относится к категории упорных, проблема извлечения золота и других благородных металлов является существенной. Представлены результаты исследования вещественного состава лежалых хвостов техногенного минерального образования Майкаинской обогатительной фабрики. Установлено, что в исследуемой пробе содержится 1,46 г/т Au. Содержание сульфидных минералов составляет 28,2 %, основными сульфидами являются пирит (10 %). Значительная часть золота (42 %) находится в тонковкрапленном состоянии в сульфидах, а также в породообразующих минералах 12,7 %. Оптимальный реагентный режим флотации для сульфидной пробы: основная флотация бутиловый ксантогенат – 120 г/т, Т-80 – 72 г/т, контрольная флотация бутиловый ксантогенат – 60 г/т. Для наработки флотоконцентратов наиболее оптимальным вариантом является крупность измельчения 97,02 % класса -0,040 мм в течение 20 минут. Исследования на обогатимость флотационными методами показали, что в результате обогащения хвостов в оптимальном реагентном режиме получается концентрат с содержанием золота 9,39 г/т при извлечении 82,39 %.

Ключевые слова: золото, лежалые хвосты, флотация, флотоконцентрат, измельчение, извлечение, вещественный состав.

Введение. Создание ресурсосберегающих технологий в сочетании с охраной окружающей среды при переработке минерального сырья является одной из наиболее актуальных задач нашего времени [1]. Развитие горно-металлургической промышленности привело к образованию отвалов вскрышных пород, хвостов обогатительных фабрик, металлургических шлаков и других отходов производства в количествах, которые позволяют классифицировать эти новообразования как техногенные месторождения. Ресурсную ценность техногенного месторождения нельзя оценивать привычными категориями содержания в них полезных компонентов, поскольку выделение ценных компонентов затруднено, они «благополучно миновали» существующие технологические процессы извлечения. Техногенное сырье — это сырье

переизмельченное, окисленное и труднообогащаемое. Показатели обогащения такого сырья невысокие даже при значительных затратах на технологию [2-7]. Рассматривать вопрос о целесообразности переработки техногенного сырья необходимо комплексно, учитывая его экологическую опасность и выгоды от рекультивации земель и восстановления среды обитания человека и животного мира. Следует отметить, что для действующих горных предприятий переработка сырья техногенного месторождения является наиболее эффективным способом укрепления минерально-сырьевой базы и повышения эффективности ее эксплуатации, снижения ресурсоемкости продукции и оздоровления окружающей среды.

В 20-е годы прошлого века в горном деле произошла технологическая революция, связанная с вовлечением в переработку руд с

низким содержанием полезных компонентов с помощью пенной флотации. Флотация была и остается наиболее эффективной технологией обогащения, с развитием которой связаны и основные перспективы вовлечения в переработку техногенного минерального сырья [8-11].

Исследования по извлечению золота из лежалых хвостов включали рациональный и рентгенофазовый анализы техногенного сырья, определения времени его доизмельчения с целью определения оптимальных технологических параметров флотации.

Таким образом, исследования, направленные на повышение эффективности извлечения золота из техногенного минерального сырья имеют не только научно-практическое, но и социальное и экологическое значение.

Экспериментальная часть и обсуждение результатов. Объектом исследований являлись сульфидные лежалые хвосты Майкаинской обогатительной фабрики. Химический состав исследуемой пробы хвостов представлен следующими основными компонентами, %: 5,17 Fe; 7,41 S_{общ}; 0,19 Cu; 0,52 Zn; 0,033 As; 1,45 C; 1,46 г/т Au, 18,02 г/т Ag.

Из результатов рационального (фазового) анализа золота в хвостах, доизмельченных до крупности 90 % класса -0,071 мм (таблица 1), следует, что содержание свободного золота и в сростках (цианируемое золото) составляет 15,3 %.

Таблица 1 – Рациональный (фазового) анализ на золото измельченной пробы исходных хвостов крупностью 90 %, класса -0,071 мм

Формы нахождения золота и характер его связи с рудными компонентами	Распределение золота	
	г/т	%
Свободное и в виде сростков с рудными компонентами (цианируемые)	0,23	15,3
Покрытые пенками гидроксидов железа, карбонатами, хлоритами и др.	0,45	30
Ассоциированное с сульфидами	0,63	42
Тонко вкрапленное в породообразующие минералы	0,19	12,7
Итого в руде (по балансу)	1,46	100

Наличие тонковкрапленного золота в сульфидах является одной из основных причин технологической упорности минерального сырья. С сульфидами связано 42 % золота, 30 %

ассоциировано с кислотрастворимыми соединениями. Повышенное содержание золота (0,19 г/т или 12,7 %) отмечается в породообразующих минералах.

Так, например, в работе [4-7, 9, 12] показано, что содержание свободного золота составляет 7 - 14 %, в то время как в исследуемых нами лежалых хвостах показано 15 % (таблица 1).

Данные рентгенофазового анализа пробы показали, что общее содержание сульфидных минералов составляет 18,2 %. Основным сульфидом является пирит – 10 % и арсенопирит 6,7 % (таблица 2).

Таблица 2 – Рентгенофазовый анализ исходных проб

Наименование	Формула	%
Quartz, syn	SiO ₂	35.8
Barite, syn	BaSO ₄	25.8
Pyrite, syn	FeS _{1.96}	10
Pyrite, arsenian	Fe(S _{0.99} As _{0.01}) ₂	6.7
Glauconite, heated	(K,Na)(Fe,Al,Mg) ₂ (Si,Al) ₄ O ₁₀ (OH) ₂	4.5
Muscovite	(H,K)AlSiO ₄	3.7
Clinochlore	Mg-Fe-Fe-Al-Si-O-OH	3.7
Gypsum	Ca(SO ₄)(H ₂ O) ₂	3.6
Iron Oxide	Fe ₃ O ₄	2.9
Albite, low	Na(AlSi ₃ O ₈)	1.8
Chalcopyrite	CuFeS ₂	1.5

В результате рентгенофлуоресцентного анализа выявлено, что в составе сульфидной пробы преобладает кремний, составляющую основу кварца, наличие которого выявлено рентгенофазовым анализом (таблица 3).

Таблица 3 - Результаты рентгенофлуоресцентного анализа

Наименование элементов	Содержание в пробах, %	Наименование элементов	Содержание в пробах, %
O	45,0	Pb	0,179
Na	0,409	Ba	16,276
Mg	0,614	Mn	0,028
Al	5,826	Fe	5,507
Si	18,251	Cu	0,152
P	0,077	Zn	0,502
S	5,309	As	0,024
Cl	0,067	Rb	0,002
K	1,003	Sr	0,245
Ca	0,264	Co	0,008
Ti	0,167	Ni	0,011

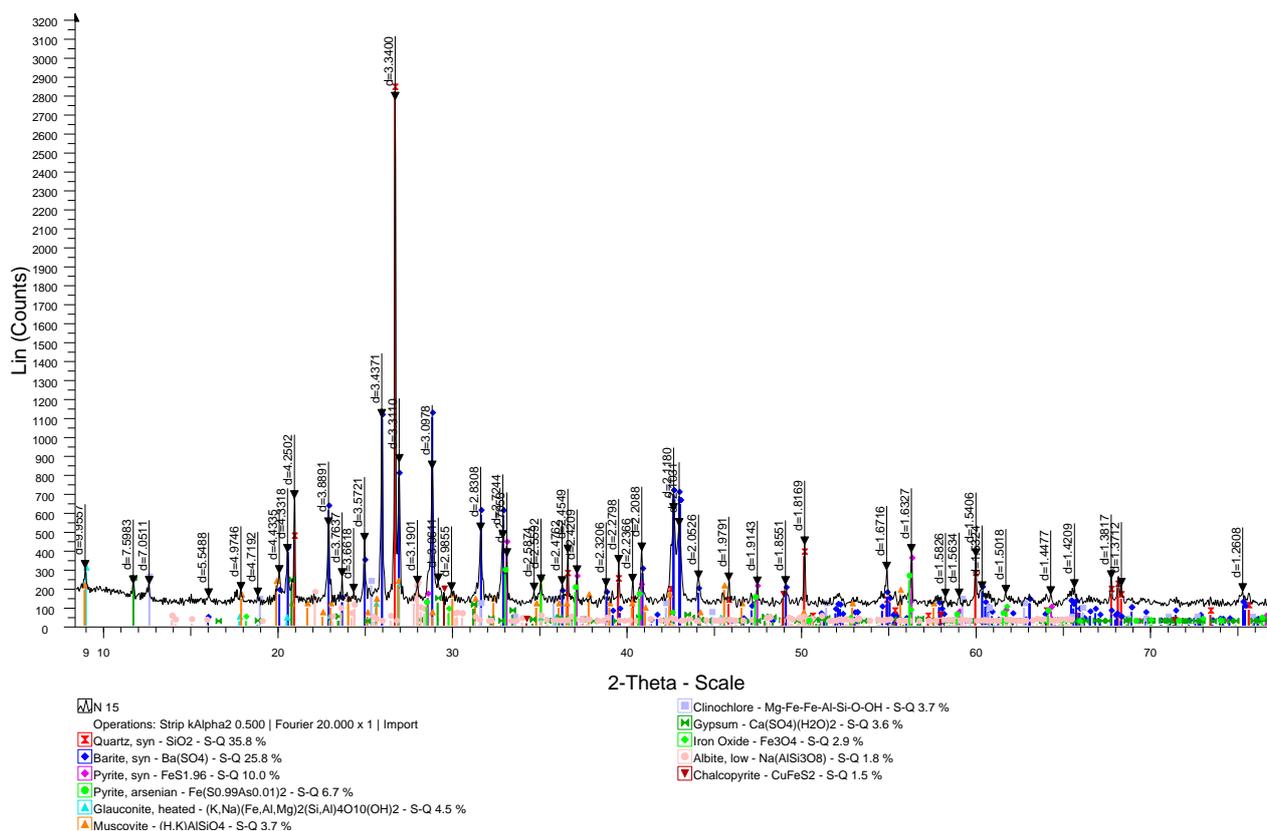


Рисунок 1 – Рентгенофазовый состав новой сульфидной пробы

Таблица 4 - Отработка режимов флотации с измельчением 20 минут

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %, г/т				Извлечение, %			
		Au	Cu	Zn	Fe	Au	Cu	Zn	Fe
Концентрат	13,0	9,39	0,48	1,26	28,9	82,39	87,69	92,57	79,44
Хвосты	87,0	0,3	0,02	0,03	2,22	17,61	12,31	7,43	20,56
Итого	100	1,48	0,13	0,31	8,33	100,00	100,00	100,00	100,00

В работе исследованы методы флотационного обогащения при переработке лежалых хвостов. Дополнительное измельчение хвостов проводили на шаровой мельнице до крупности 97,02 % класса - 0,040 мм. Проводилась основная флотация в открытом цикле с получением 2 продуктов концентрата и хвостов. Результаты приведены в таблице 4.

Зависимость измельчаемости хвостов (-0,040 мм) от времени измельчения представлена на рисунке 2.

Далее для определения оптимального расхода реагентов для флотации из лежалых хвостов Майкаинской обогатительной фабрики в лабораторных условиях были проведены испытания различными объемами собирателей в процессе основной и контрольной флотации.

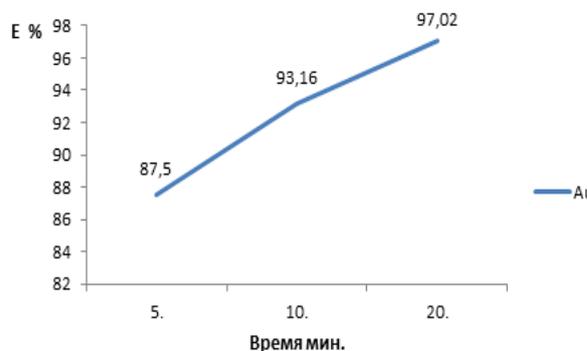


Рисунок 2 - График кинетики измельчения - 0,040 мм.

Опыты по флотации выполнялись при следующих технологических параметрах: крупность помола 97,02 % класса минус 0,040 мм; процент твердого в пульпе 27 %; расход

собирателя в основную флотация 120 г/т, в контрольную флотацию 60 г/т, вспенивателя 72 г/т; использовалась водопроводная вода pH = 7; время основной и контрольной флотации составил 6 и 8 минут соответственно.

Полученные результаты показывают (таблица 4) следующее: выход концентрата составил 13% с содержанием золота 9,39 г/т, при извлечении золота 82,39 %. Потери золота с хвостами составили 17,61 %.

По анализам видно (таблица 4), что флотоконцентрат представлен в основном пиритом так как содержание железа составило 28,9 %. Чтобы получить золотосодержащий концентрат с содержанием золота более 20 г/т, необходимо снизить его выход. Это может быть достигнуто за счет подавления пирита, но это будет чревато значительными потерями золота с хвостами так как пирит золотосодержащий. Изучен фазовый состав полученных продуктов (флотоконцентрат и хвосты) рентгенофазовым методами. Результаты приведены в таблице 5.

Таблица 5 - Результаты рентгенофазового анализа флотоконцентрата сульфидной пробы

Наименование	Формула	%
Флотоконцентрат		
Pyrite	FeS ₂	50.9
Quartz	SiO ₂	13.4
Barite	BaSO ₄	13.6
Muscovite	KAl ₂ (AlSi ₃)O ₁₀ (OH) ₂	8.6
Chalcopyrite	CuFeS ₂	6.9
Clinochlore	(Mg, Fe) ₅ Al(Si ₃ Al)O ₁₀ (OH) ₈	6.6
Хвосты после флотации		
Quartz, syn	SiO ₂	49
Barite	BaSO ₄	30.5
Muscovite-2M1	K _{0,932} Al ₂ (Al _{0,932} Si _{3,068} O ₁₀) ((OH) _{1,744} F _{0,256})	5.6
Clinochlore-1MIIb, ferroan	(Mg, Fe) ₆ (Si, Al) ₄ O ₁₀ (OH) ₈	2.6
Gypsum, syn	CaSO ₄ ·2H ₂ O	6.8
Jarosite	K ₂ O·3Fe ₂ O ₃ ·4SO ₃ ·6H ₂ O	5.5

Полученные данные рентгенофазового анализа показали, что общее содержание сульфидных минералов во флотоконцентрате составляет 57,8 %. Основным сульфидом является пирит - 50,9 %, доля халькопирита - 6,9 %.

Таким образом, при флотации лежалых хвостов Майкаинского месторождения извлечение золота в концентрате повышается на 2 % по сравнению с лежалыми хвостами флотационного обогащения Казахстана.

Ранее, авторами работ [4, 11] были приведены следующие режимы: измельчение до крупности 65 % класса менее 0,074 мм и с применением модифицированных полифункциональных флотореагентов. В другой работе [8] были предложены и представлены технологические показатели процесса флотационного обогащения хвостов с содержанием золота 0,3 г/т, включающей измельчение до крупности 80-85 % класса менее 0,074 мм, время основной и контрольной флотации составил 10 и 15 минут соответственно. Лабораторными исследованиями показано, что выход концентрата из лежалых хвостов составил 15,67 % с содержанием золота – 6,6 г/т и извлечение золота – 80,35 %. При повышенном расходе (150 г/т) ксантогената и увеличением времени помолы показатели флотации не увеличиваются.

На основании ранее нами полученных результатов исследований рекомендованы следующие режимы по извлечению золота из лежалых хвостов: крупность помолы 97,02 % - 0,040 мм [9].

Таким образом, выполненные исследования при переработке лежалых хвостов Майкаинской обогатительной фабрики при флотационном обогащении осуществляется вскрытие золотосодержащих сульфидов (пирита и халькопирита) и в результате тонкодисперсное золото высвобождается. Полученные результаты подтверждают тот факт, что в процессе флотации железосодержащий минерал (пирит) за счет крупности и времени помолы, а также реагентов переходит полностью в концентрат. Отмечено, что флотация хвостов без увеличения времени помолы и расхода собирателя (120 г/т) происходит более эффективно: доизмельчение продукта в течение 6 - 8 минут способствует повышению извлечения золота на 2 %.

Выводы. Выявлено, что содержание золота в исследуемой пробе составляет 1,46 г/т Au. Золото обнаружено в виде очень мелких зерен в сульфидах (пирит), а также в тонковкрапленном состоянии в силикатных минералах. Исследования показали возможность доизвлечения золота в концентрат из лежалых хвостов методами флотационного обогащения. Для достижения положительных показателей по наработке флотоконцентрата и извлечению золота оптимальная крупность измельчения исходного материала лежалых хвостов перед флотацией должна составлять 97,02 % класса - 0,040 мм. Выход концентрата из лежалых хвостов

составил 13 % с содержанием золота – 9,39 г/т и извлечением золота – 82,39 %. В дальнейшем планируется разработать комбинированную схему обогащения лежалых хвостов.

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки Республики Казахстан (грант AP05130143/ГФ)

ЛИТЕРАТУРА

1 Healy T. W. Fundamentals of Sulfide and Non Sulfide Flotation Chemistry. A Focus on the Differences and the Similarities // Centenary of flotation proceedings, AIMM, Brisbane. – 2005. – P. 233 - 245.

2 Кенжалиев Б. К., Суркова Т. Ю., Юлусов С. Б., Пирматов Э. А., Дуленин А. П. Получение концентрата редкоземельных элементов из отходов и промпродуктов урановой промышленности // Комплексное использование минерального сырья. – 2017. – № 1. – С. 72-79.

3 Chanturya V. A., Bunin I. J., Lunin V. D. Non traditional highly effective breaking up technology for resistant gold containing ores and beneficiation products // Proceeding of XXII IMPC. - Cape Town, – 2003. – P. 137-149.

4 Алгебраистова Н.К., Алексеева Е.А., Коляго Е.К. Минералогия и технология обогащения лежалых хвостов Артемовской ЗИФ // Доклад на симп. «Неделя горняка». – Москва, 2000. – С. 41-48.

5 Меретуков М.А., Турин К.К. Поведение золота в хвостовых отвалах // Цветные металлы. – 2011. – №7. – С. 27-31.

6 Логачев А.В., Комашенко В.И. Проблемы получения золота из хвостов обогащения // Горное, нефтяное, геологическое и геоэкологическое образование. - Горно- Алтайск. – 2008. – С. 56-61.

7 Гурин К.К., Башлыкова Т.В., Ананьев П.П., Бобоев И.Р., Горбунов Е.П. Извлечение золота из хвостов золотоизвлекательной фабрики от переработки упорных руд смешанного типа // Цветные металлы. – 2013. – №5. – С. 39-43.

8 Абдыкирова Г.Ж., Бектурганов Н.С., Дюсенова С.Б., Танекеева М.Ш., Сукуров Б. М. Исследование возможности извлечения золота из лежалых хвостов золотоизвлекательной фабрики // Обогащение руд. – 2015. – №5. – С. 46-53. DOI: 10.17580.or-2015-03-03.

9 Койжанова А. К., Седельникова Г. В., Камалов Э.М., Ерденова М.Б., Абдылдаев Н.Н. Извлечение золота из лежалых хвостов золотоизвлекательной фабрики // Отечественная геология. – 2017. – № 6. – С. 98-102.

10 Бектурганов Н. С. Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья Казахстана // Материалы Международного совещания «Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья» (Плаксинские чтения–2013), Томск, 16–19 сентября 2013. – С. 24–27.

11 Семушкина Л.В., Турысбеков Д.К., Тусупбаев Н.К., Сатылганова С.Б., Муханова А.А. Применение полифункциональных флотореагентов при переработке техногенного сырья // Комплексное использование минерального сырья. – 2015. – № 4. – С. 3-10.

12 Федотов П.К., Сенченко А.Е., Федотов К.В., Бурдонов А.Е. Исследования обогатимости упорных первичных и смешанных руд золоторудного месторождения Красноярского края // Обогащение руд. – 2017. – №3. – С. 21-25.

REFERENCES

1 Healy T. W. Fundamentals of Sulfide and Non Sulfide Flotation Chemistry. A Focus on the Differences and the Similarities. Centenary of flotation proceedings, AIMM, Brisbane. **2005**. 233 – 245. (in Eng.).

2 Kenzhaliev B.K, Surkova T. Yu., Yulusov S. B., Pirmatov E. A., Dulenin A. P. Polucheniye kontsentrata redkozemelnykh elementov iz otkhodov i promproduktov uranovoy promyshlennosti (Obtaining concentrate of rare-earth elements from waste and industrial products of uranium industry). *Kompleksnoye ispol'zovaniye mineralnogo syr'ia=Complex use of mineral resourcess*, **2017**. 1. 72-79 (in Russ.)

3 Chanturya V. A., Bunin I. J., Lunin V. D. Non traditional highly effective breaking up technology for resistant gold containing ores and beneficiation products. Proceeding of XXII IMPC. - Cape Town. **2003**. 137-149. (in Eng.).

4 Algebraistova N.K, Alekseeva E.A, Kolyago E.K *Mineralogiya i tekhnologiya obogashcheniya lezhalykh khvostov Artemovskoy ZIF* (Mineralogy and technology of enrichment of the stale tails of the Artemovsk ZIF). *Report on the simp. The Week of the Miner*. Moscow. **2000**. 41-48. (in Russ.).

5 Meretukov M.A, Turin K.K. *Povedeniye zolota v khvostovykh otvalakh* (Behavior of gold in tailings dumps). *Tsvetnyye metally = Non-ferrous metals*. **2011**. 7. 27-31. (in Russ.).

6 Logachev A.V, Komashchenko V.I. *Problemy polucheniya zolota iz khvostov obogashcheniya* (Problems of obtaining gold from tailings enrichment). *Mining, oil, geological and geoecological education. - Gorno-Altaysk*. **2008**. 56-61. (in Russ.).

7 Gurin K.K, Bashlykova T.V, Ananiev P.P, Boboev I.R, Gorbunov E.P. *Izvlacheniye zolota iz khvostov zolotoizvlekatelnoy fabriki ot pererabotki upornykh rud smeshannogo tipa* (Extraction of gold from the tailings of the gold recovery factory from the processing of resistant mixed-type ores). *Tsvetnyye metally =Non-ferrous metals*. **2013**. 5. 39-43. (in Russ.).

8 Abdykirova G.Zh., Bekturganov N.S, Dyusenova S.B, Taneykeeva M.Sh., Sukurov B.M *Issledovaniye vozmozhnosti izvlacheniya zolota iz lezhalykh khvostov zolotoizvlekatelnoy fabriki* (Investigation of the possibility of extracting gold from the stale tails of the gold recovery plant). *Obogashcheniye*

rud=Enrichment of ores. **2015.** 5. 46-53 DOI: 10.17580.or-2015-03-03. (in Russ.)

9 Kojjanova A. K., Sedelnikova G. V., Kamalov E.M., Erdenova M.B., Abdyl daev N.N. *Izvlachenije zolota iz lezhalykh khvostov zolotoizvlekatelnoy fabriki* (Extraction of gold from the stale tails of the gold recovery factory). *Otechestvennaya geologiya=Domestic geology.* **2017.** 6. 98-102. (in Russ.).

10 Bekturganov N.S. *Innovatsionnyye tekhnologii obogashcheniya mineralnogo i tekhnogennogo syria Kazakhstana* (Innovative technologies of enrichment of mineral and technogenic raw materials of Kazakhstan). *Materials of the International meeting Innovative processes of complex and deep processing of mineral raw materials=Plaksinsky readings.* Tomsk. **2013.** 27. (in Russ.).

11 Semushkina L.V., Turysbekov D.K., Tusupbaev N.K., Satylganova S.B., Mukhanova A.A. *Primeneniye polifunktsionalnykh flotoreagentov pri pererabotke tekhnogennogo syria* (Application of polyfunctional flotation agents for processing of technogenic raw materials). *Kompleksnoye ispol'zovaniye mineralnogo syr'ia=Complex use of mineral resources.* **2015.** 4. 3-10. (in Russ.).

12 Fedotov P.K., Senchenko A.E., Fedotov K.V., Burdonov A.E. *Issledovaniya obogatimosti upornykh pervichnykh i smeshannykh rud zolotorudnogo mestorozhdeniya Krasnoyarskogo kraya* (Investigations of the enrichment of persistent primary and mixed ores of the gold deposit of the Krasnoyarsk Territory). *Obogashchenije rud=Enrichment of ores.* **2017.** 3. 21-25. (in Russ.).

Н. Н. ӘБДІЛДАЕВ^{1*}, А. Қ. ҚОЙЖАНОВА^{1,2}, Э. М. КАМАЛОВ¹, Ж. Д. ЖАҢАБАЙ¹, С. Т. АҚШҰЛАҚОВА¹

¹ Кен байыту және металлургия институты, Алматы, Қазақстан, *e-mail: nur.ab.kz@mail.ru

² К.И. Сәтпаев атындағы Қазақ ұлттық зерттеу техникалық университеті, Алматы, Қазақстан

ФЛОТАЦИЯ ӘДІС АРҚЫЛЫ ЕСКІ ҚАЛДЫҚТАРЫНАН АЛТЫН КОНЦЕНТРАТ АЛУ

Түйіндеме. Жұмыстарды жаңғырту барысында қалдықтарды қайта өңдеу бойынша, қалдықтарды негізінде қазіргі заманғы әдістерін байыту, гидromеталлургия, өңдеуге қатыстыру жөнінде минералдық ресурстар техногендік шығу тегі қарастырылған. Қазіргі уақытта Майқайың байыту фабрикасында шикізат базасын кеңейту мақсатында пайдаланудың кешенділігін арттыру және табиғи шикізатты қарқынды геологиялық барлау жұмыстары бойынша іздеу алтынның қиын төзімді шикізат өткізіледі. Дегенмен, бұл алтын құрамды техногендік минералды білімі осы кен орындары санатына жатады табанды мәселе алу алтын және басқа да асыл металдардың маңызды болып табылады. Зерттеу нәтижелері заттық құрамын қалдықтарын қалдықтардың техногендік минералдық білім Майқайың кен-байыту фабрикасының ұсынылды. Анықталғаны, зерттелетін сынамада бар 1,46 г/т Au. Мазмұны сульфидтік минералдар құрайды 28,2 % - ға, негізгі сульфиді болып табылады, пирит (10 %). Елеулі бөлігі алтын (42 %) тұр жіңішке күйде сульфиді, сондай-ақ таужыныстағы минералды жыныстар 12,7 %. Оңтайлы реагентті режимі флотация үшін сульфидті сынамалар: негізгі флотация бутил ксантогенат – 120 г/т, Т-80 – 72 г/т), бақылау флотация бутил ксантогенат – 60 г/т. Үшін істелген флотоконцентратов ең оңтайлы нұсқа болып табылады ұнтақтау ірілігі 97,02 % сынып -0,040 мм 20 минут ішінде. Зерттеу байытылушылыққа флотационными әдістерін көрсетті, нәтижесінде байыту қалдықтарын оңтайлы реагентном режимде сонда концентрат құрамында алтын 9,39 г/т шығарып алу кезінде 82,39 %.

Түйін сөздер: алтын қалдықтары, флотация, флотоконцентрат, ұсақтау, табу, заттық құрамы.

N. N. ABDYLDAEV^{1*}, A. K. KOJZHANOVA^{1,2}, E. M. KAMALOV¹, J. D. ZHANABAY¹, S. T. AKCHULAKOVA¹

¹Institute of Metallurgy and Enrichment, Almaty, * nur.ab.kz@mail.ru

²NAO Kazakh National Research Technical University named after K.I. Satpaev, Almaty Kazakhstan,

RE-EXTRACTION OF GOLD IN THE CONCENTRATE FROM WASTE TAILINGS BY FLOTATION METHOD

Abstract. Actualization of the work on processing of dead tailings, based on modern methods of enrichment, hydrometallurgy, on the involvement in processing of mineral resources of man-made origin. Currently, the Maikai enrichment, in order to expand the raw materials base and increase the complexity of the use of natural raw materials, conduct intensive geological prospecting for the extraction of gold from hard-to-refractory raw materials. However, due to the fact that the gold-bearing technogenic mineral formation of this field is classified as stubborn, the problem of extracting gold and other precious metals is significant. The results of the study of the material composition of the stale tails of the technogenic mineral formation of the Maikai enrichment factory are presented. It was found that the sample contained 1.46 g / t Au. The content of sulfide minerals is 28.2%, the main sulphides are pyrite (10 %). A significant part of gold (42 %) is in a thin-grained state in sulfides, and also in rock-forming minerals of 12.7%. Optimum reagent flotation regime for sulphide test: the main flotation of butyl xanthate is 120 g / t, T-80 is 72 g / t, control flotation of butyl xanthate is 60 g / t. For the production of flotation concentrates, the most optimal option is the grinding size of 97.02 % of the class -0.040 mm for 20 minutes. Studies on the enrichment by flotation methods have shown that as a result of tailings enrichment in the optimum reagent regime, a concentrate with a gold content of 9.39 g / t is obtained with 82.39 % recovery.

Key words: gold, stale tails, flotation, flotation concentrate, grinding, extraction, material composition.

Поступила 10.07.2018