

УДК 622.349.5

ПЕРЕРАБОТКА ЛЕЖАЛЫХ НЕКОНДИЦИОННЫХ РУД НА ОПЫТНОЙ УСТАНОВКЕ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ



М. В. ЯКОВЛЕВ,
главный инженер ЦНИЛ,
ПАО «ППГХО», Краснокаменск, Россия,
YakovlevMV@ppgho.ru

Введение

Процесс кучного выщелачивания урана (КВ) начали использовать с начала 1970-х годов в США. Этот процесс разрабатывали для извлечения урана из бедных, забалансовых руд в случае, когда обычное чановое выщелачивание становится нерентабельным. В настоящее время процесс КВ урана широко освоен и применяется во многих странах, среди которых Канада, США, Испания, Украина, Замбия, Намибия, Малави, Нигер, ЮАР, Иран, Австралия и Россия [1]. Одним из российских предприятий, где успешно освоена добыча урана из бедных руд, является Приаргунское производственное горно-химическое объединение (ПАО «ППГХО»), которое работает на сырьевой базе урановых и урано-молибденовых руд Стрельцовской группы месторождений.

Помимо забалансовых руд, при добыче в результате рудосортировки выделяются некондиционные руды, представляющие собой твердые отходы, складываемые в отвалы и представляющие потенциальную опасность для окружающей среды. Под действием атмосферных явлений содержащийся в отвалах уран может выделяться в виде пыли или в растворенной форме, тем самым загрязняя почву и подземные воды. За время деятельности ПАО «ППГХО», начиная с 1968 г., на промплощадке образовалось около 5 млн т отвалов забалансовых руд, переработка которых существующими технологиями экономически нецелесообразна. Включение в переработку некондиционных руд месторождений во всем мире представляет серьезную задачу, решением которой активно занимаются многие международные компании [2]. Данная проблема по переработке подобных руд Стрельцовского рудного поля решается и в ПАО «ППГХО» [3, 4].

В рудном массиве Стрельцовского рудного поля (СРП) забалансовые руды представлены двумя типами: алюмосиликатными и карбонатными. В настоящей статье рассматривается процесс выщелачивания урана из руд алюмосиликатного типа.

Технология извлечения урана из забалансовых руд

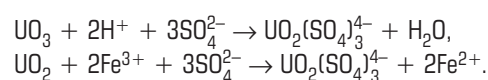
При извлечении урана из таких руд методом КВ в мировой практике используется серная кислота [5]. Она взаимодействует

Изложены технологические решения по вовлечению в переработку некондиционных руд месторождений Стрельцовского рудного поля (СРП) с предварительным выделением беднобалансовых руд. Приведен анализ гранулометрического состава балансовых руд СРП. Определены основные закономерности распределения количества руды и металла. Описана организация сортировки забалансовых руд по классам крупности.

Ключевые слова: урановые руды, забалансовая руда, кучное выщелачивание, грохочение, рудосортировочный комплекс, рентгенорадиометрическая сепарация, агломерация, рекультивация, кольматация.

DOI: 10.17580/gzh.2017.08.02

практически со всеми урановыми минералами, однако процессы извлечения из них урана проходят с разной скоростью. Если минералы, содержащие в своем составе U(VI), как правило, легко растворяются в водных растворах H₂SO₄, то минералы, содержащие U(IV), разлагаются серной кислотой значительно хуже и требуют присутствия окислителя, которым часто являются соединения железа (III) или марганца (IV). Выщелачивание минералов, содержащих в своем составе соединения U(VI) и U(IV), на примере их оксидов можно записать в виде уравнений:



Несмотря на кажущуюся простоту процесса, он постоянно дорабатывается, и в него вносятся различные инновационные изменения [6–9]. Одной из серьезных проблем КВ урана является кольматация рудного штабеля в процессе его функционирования. Считается, что при содержании глинистых материалов в штабеле более 15 % руду необходимо обязательно окомковывать [10]. При использовании H₂SO₄ в качестве выщелачивающего агента наиболее часто применяют концентрированную серную кислоту, причем и в качестве реагента-связки [10, 11]. Подачу H₂SO₄, в зависимости от конструкции окомкователя, осуществляют в виде распыляемых капель или непосредственно в барабан, или на тарелку в случае применения тарельчатого агломератора [12]. Расход серной кислоты зависит от минерального состава обрабатываемой руды. В некоторых случаях вместе или помимо H₂SO₄ для окомкования рудного материала используют глины: бентонит, каолинит, а также монтмориллонит [13] либо специальные марки цемента, стойкого к воздействию кислот [11]. Образование окатышей в этом случае происходит за счет появления прочного каркаса окатыша, состоящего из полимеров кремниевой кислоты и гипса [13].

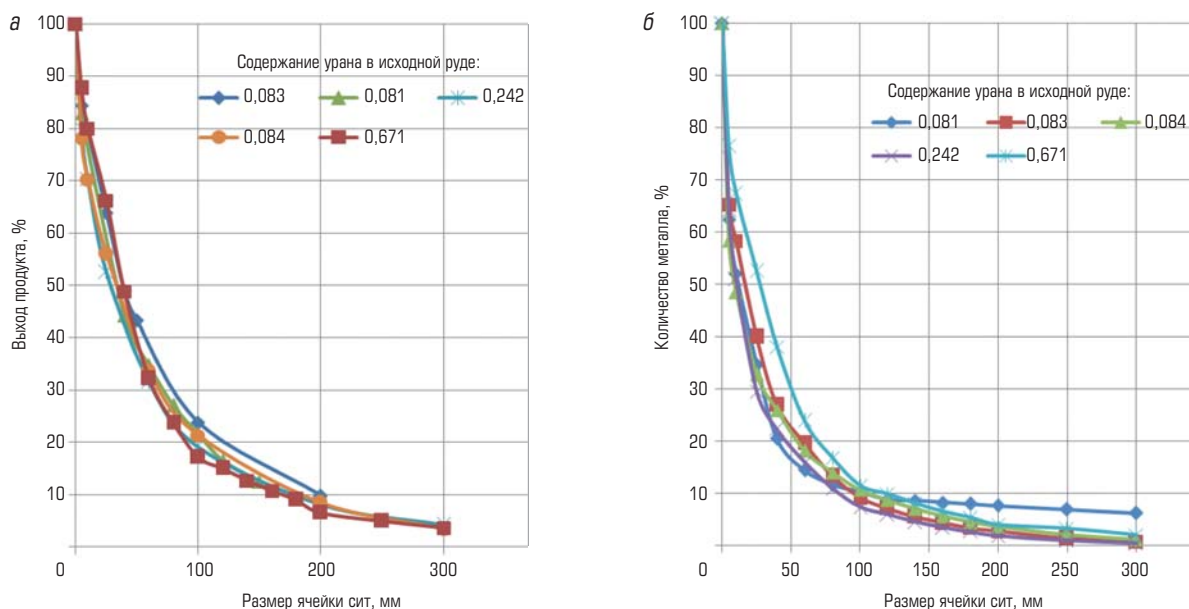


Рис. 1. Зависимость выхода продукции от размера ячейки сит грохота:

а – гранулометрические кривые выхода надрешетного продукта исходной урановой руды;

б – распределение количества металла по крупности материала для силикатной урановой руды

Полнота извлечения урана, при прочих равных условиях, зависит не только от минерального состава пород и пространственного распределения в них урана, но и от размеров, структуры и формы кусков рудного материала. Гранулометрический состав балансовых руд СРП детально изучали в процессе геологоразведочных работ, а также в период эксплуатации месторождений. Основные закономерности распределения количества руды и металла представлены на **рис. 1**. Исследование гранулометрического состава забалансовой руды выполнено на материале технологической пробы с отвала «Тулукуй». Технологическую пробу отбирали в вынесенных на поверхность отвала точках квадратной сети 10×10 м экскаватором типа «обратная лопата». Частные пробы отбирали за один прием, обеспечивая полное погружение ковша в материал. Материал частных проб выгружали в самосвал. Исходная масса пробы 7602 кг.

После операции грохочения по линейному размеру куска 30 мм выход подрешетного продукта (класса –30 мм) ожидается на уровне 50 %, в нем содержится около 80 % урана (**табл. 1**). Наименьший выход рудной массы отмечается для крупного клас-

са (+100 мм) с содержанием урана 0,005 % и его потерями около 7 %. Промежуточный класс крупности (–100+30 мм) также является промежуточным и по выходу тоннажа, металла и содержанию урана.

Учитывая специфику алюмосиликатных руд, из которых состоят отвалы забалансовых урановых руд, обуславливающую обратную зависимость содержания металла в руде от крупности куска, было принято решение о предварительном грохочении исходной руды забалансовых отвалов и разделении на три класса крупности: –30 мм ($Cu = 0,03 \div 0,06$ %); –100+30 мм ($Cu = 0,03$ %); +100 мм ($Cu = 0,01$ %).

Для реализации данного решения на базе опытно-промышленного геотехнологического цеха ЦНИЛ ПАО «ППГХО» был организован участок рудосортировки, состоящий из мобильного инерционного двухдекового грохота и мобильного рентгенорадиометрического сепаратора.

Мобильность установок позволяет организовывать рудоподготовку для КВ непосредственно на отвале забалансовых руд. Исходную руду подают на инерционный грохот, где происходит ее

Таблица 1. Материальный баланс потока руды на операции грохочения

Показатель	Крупность продукта, мм			
	0–400	–30+0	–100+30	–400+100
Выход продукта, доли ед.	1	0,497	0,266	0,237
Извлечение урана в продукт, доли ед.	1	0,796	0,136	0,068
Содержание урана, %	0,017	0,027	0,009	0,005
Степень обогащения продукта, отн. ед.	1	1,6	0,51	0,29

разделение на три продукта: класс +100 мм, который складировается в отвал; класс –100+30 мм отправляется на рентгенорадиометрическую сепарацию; класс –30 мм, который подвергают дополнительной агломерации и укладывают в штабель КВ. Класс –100+30 мм после обогащения на сепараторе додрабливают до класса –20 мм и также укладывают в штабель.

После формирования штабеля осуществляют его отработку. Таким образом, одновременно решаются две задачи. Первая – получение дополнительного металла, вторая – рекультивация забалансовых отвалов. По результатам проведенных в 2014–2016 гг. работ получено дополнительно более 450 тыс. т рудного концентрата с содержанием урана 0,035 %, который был уложен в штабель. После выщелачивания данного материала получено 99 т металла. Экономический эффект от внедрения данной технологии составил более 90 млн руб. Выщелачивание сформированных штабелей продолжается.

Как уже отмечалось, при переработке рудной мелочи методом кучного выщелачивания возникают серьезные проблемы в виде кольматации, что приводит к снижению фильтрационных характеристик руды, неравномерности отработки массива и нарушению процесса выщелачивания в результате замедления либо полного прекращения проникновения продуктивных растворов в штабель. Процесс выщелачивания урана из заиленной руды приводит к увеличению времени отработки сырья, дополнительным издержкам и снижению производительности участка КВ по выпуску готовой продукции. Для решения данной проблемы были проведены лабораторные исследования по агломерации тонких фракций рудного материала.

Для определения технологических свойств руды и проведения лабораторных работ по агломерации со склада участка рудосортировки была отобрана исходная проба руды массой 283 кг и крупностью <30 мм. Пробу сформировали путем отбора точечных проб с поверхности отвала по сетке 10×10 м посредством совковой лопаты ручным способом.

Определен гранулометрический состав исходной пробы по результатам ручного отсева материала на ситах с квадратными ячейками последовательным выделением различных классов руды. Фракционный состав сырья и распределение урана по классам крупности приведены в **табл. 2**.

Таблица 2. Гранулометрический состав руды крупностью –30+0 мм

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание урана, %	Распределение урана по классам крупности, %
–30+20	1,4	0,012	0,3
–20+10	23,7	0,018	8,9
–10+5	13,1	0,026	7,1
–5	61,8	0,065	83,7
Шихта	100	0,048	100

Максимальная доля материала (61,8 %) приходится на фракцию –5 мм. К основным причинам повышенного содержания мелкой фракции можно отнести разрушение руды в процессе выветривания при хранении в течение более 20 лет и перемещение рудных масс при сортировке, транспортировании и перегрузочных операциях. Закономерности распределения металла по классам крупности аналогичны его распределению в балансовых рудах: с увеличением размеров кусков рудного материала уменьшается содержание в них урана. Основная масса урана сконцентрирована во фракции –5 мм и составляет 83,7 % общей массы полезного компонента в пробе.

В качестве связующих компонентов были исследованы: суглинок, натриевое жидкое стекло и глиноземистый цемент марки ГЦ-40. Тестовые опыты по определению вида упрочняющей добавки проведены при повышенных удельных расходах связующих. В качестве жидкой фазы использовали раствор серной кислоты с плотностью 1460 г/дм³, жидкое стекло, а также воду. Полученные результаты представлены в **табл. 3**. Для проведения дальнейших испытаний, связанных с установлением оптимального расхода связующего реагента, был выбран цемент марки ГЦ-40.

Из рудной мелочи исходной пробы (класс –5+0 мм) методом перемешивания и квартования были сформированы две технологические пробы «А» и «Б» массой по 15 кг каждая. Из материала проб «А» и «Б» был получен агломерат на основе глиноземистого цемента марки ГЦ-40 с расходом 100 и 50 кг на 1 т

Таблица 3. Результаты тестовых испытаний по выбору связующего компонента

Номер опыта	Расход реагентов на агломерацию 1 т руды, кг					Устойчивость гранул			
	H ₂ SO ₄	H ₂ O	Суглинок	Na ₂ SiO ₃	Цемент ГЦ-40	H ₂ O	Раствор H ₂ SO ₄ , г/дм ³		
							5	10	25
1	146	30	–	14,5	–	Не уст.	Не уст.	Не уст.	Не уст.
2	146	100	300	–	–	То же	То же	То же	То же
3	146	100	–	–	300	– « –	– « –	– « –	– « –
4	–	130	–	14,5	–	– « –	– « –	– « –	– « –
5	–	200	300	–	–	– « –	– « –	– « –	– « –
6	–	240	–	–	300	Уст.	Уст.	Уст.	Уст.

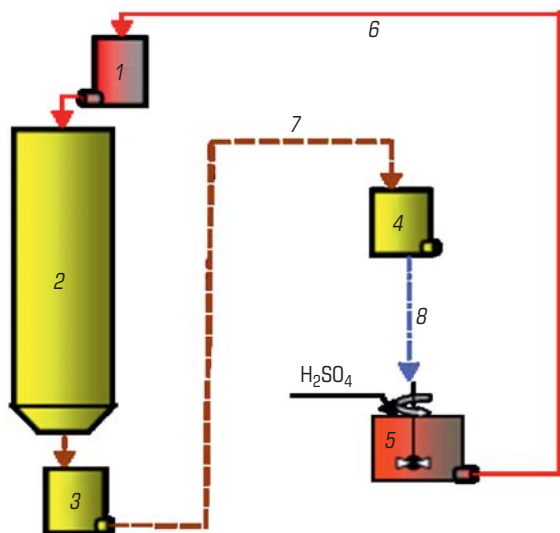


Рис 2. Схема лабораторной установки перколяционного выщелачивания урана:

1 – емкость растворов орошения; 2 – колонна-перколятор; 3 – сборник продуктивных растворов; 4 – сорбционная колонна; 5 – сборник маточников сорбции; 6 – растворы орошения; 7 – продуктивные растворы; 8 – маточники сорбции

руды соответственно. В качестве жидкой фазы при агломерации использовали воду с расходом 170 кг/т.

С целью изучения основных технологических показателей агломерированного материала на частных пробах руды было поставлено шесть опытов по инфильтрационному выщелачиванию (по две параллельные колонны-перколятора в каждом):

- опыт № 1 – исходная руда крупностью –30 мм;
- опыт № 2 – исходная руда крупностью –5 мм;
- опыт № 3 – агломерат крупностью –30 мм с расходом цемента марки ГЦ-40 на агломерацию из расчета 100 кг на 1 т руды (агломерат пробы «А»);
- опыт № 4 – агломерат крупностью –30 мм с расходом ГЦ-40 50 кг на 1 т руды (агломерат пробы «Б»);

- опыт № 5 – исходная руда крупностью –30 мм с заменой класса –5 мм на агломерат пробы «А»;
- опыт № 6 – исходная руда крупностью –30 мм с заменой класса –5 мм на агломерат пробы «Б».

Опыты проводили на лабораторной установке (рис. 2), состоящей из колонны-перколятора, емкости для раствора орошения, сборника продуктивных растворов, сорбционной колонны и сборника маточников сорбции. Выщелачивание осуществляли на навесках руды массой 1 кг в лабораторных колоннах диаметром 55 мм и высотой 600 мм. Высота рудного слоя составляла 300 мм.

Орошение руды осуществляли круглосуточно с интенсивностью 7 дм³/(ч·м²). Полученные продуктивные растворы направляли на сорбцию, маточники сорбции доукрепляли серной кислотой и подавали на орошение руды. Выщелачивание осуществляли обратными растворами с концентрацией серной кислоты 25 г/дм³ на стадии «закисления» и 1–3 г/дм³ на стадии «активного» выщелачивания. Показатель pH продуктивных растворов поддерживали на уровне 1,8–2. Ежедневно отбирали пробы растворов, которые анализировали на содержание урана, кислотность, pH, окислительно-восстановительный потенциал (ОВП). Потери обратных растворов (отбор проб для анализа, испарение и т. д.) восполняли добавлением водного раствора серной кислоты. Пробы рудного материала выщелачивали до снижения концентрации урана в продуктивных растворах менее 4–6 мг/дм³. Результаты инфильтрационного выщелачивания представлены в табл. 4 и на рис. 3.

Анализируя показатели, приведенные в табл. 4, необходимо отметить:

- степень извлечения урана из исходной руды крупностью –30 и –5 мм составила 75,6 % и 68,2 % соответственно; низкое извлечение урана из руды в опыте № 2 связано с неудовлетворительной фильтрацией растворов орошения вследствие присутствия глинистых частиц в классе –5+0 мм;
- в опытах по вскрытию рудного материала крупностью –30 мм с заменой класса –5+0 мм на агломерат с расходом цемента 100 и 50 кг/т достигнуто извлечение урана 79 и 81 % при расходе серной кислоты 125,8 и 112,9 кг на 1 т руды соответственно.

Таблица 4. Результаты инфильтрационного выщелачивания агломерированного рудного материала и продуктов

Номер опыта	Содержание урана в руде, %	Масса руды в колонке, кг	Время выщелачивания, сут	Расход реагентов, кг/т руды		Съем продуктивных растворов, м ³ /т	Содержание в растворе выщелачивания, г/дм ³			Извлечение урана в раствор, %
				ГЦ-40	H ₂ SO ₄		U _{ср.вз}	Fe ^{3+/2+}	pH/ОВП	
1	0,048	1	55	0	99	11,7	0,031	3,13/0	1,5/546	75,6
2	0,065	1	55	0	95,6	11,3	0,039	3,36/0	1,5/559	68,2
3	0,057	1	55	100	155,2	13,8	0,029	0,67/0	2,3/550	70,7
4	0,054	1	55	50	136,1	14,1	0,031	1,06/0	2,2/585	75,3
5	0,043	1	55	61,8	125,8	13,6	0,025	0,72/0	2,3/584	79
6	0,041	1	55	30,9	112,9	13,9	0,025	2,07/0	1,8/597	81

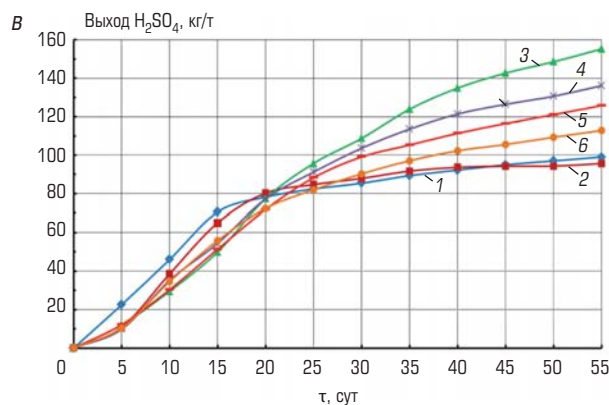
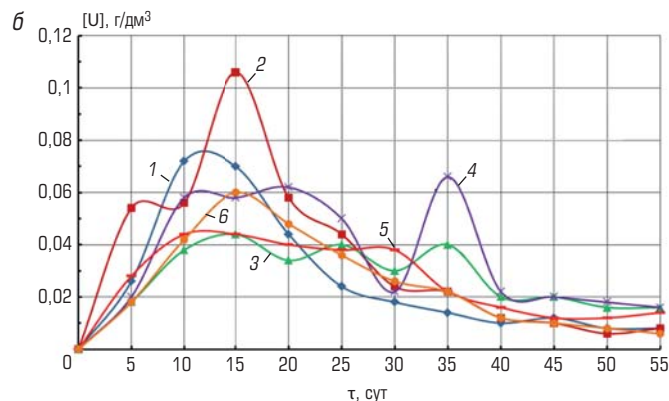
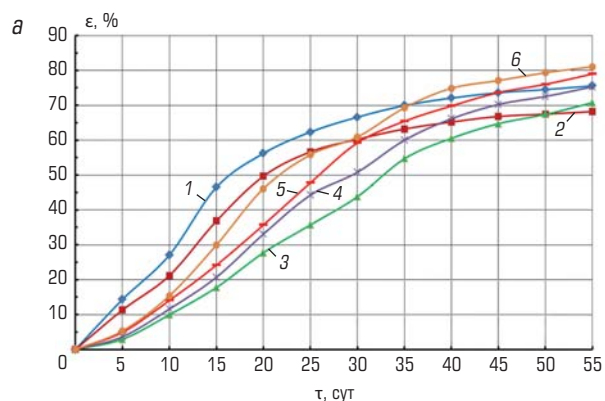


Рис. 3. Влияние крупности руды на степень извлечения урана (а), его концентрацию в продуктивных растворах (б) и удельный расход серной кислоты (в) при сернокислотном выщелачивании:

1 – руда крупностью –30 мм; 2 – руда крупностью –5 мм; 3 – агломерат пробы «А»; 4 – агломерат пробы «Б»; 5 – руда крупностью –30 мм с заменой класса –5 мм на агломерат пробы «А»; 6 – руда крупностью –30 мм с заменой класса –5 мм на агломерат пробы «Б»

Заключение

В результате выполненных исследований разработана технологическая схема перколяционного извлечения урана из обогащенной забалансовой руды, включающая: грохочение рудного материала с разделением исходного сырья на фракции –30 + 5 и –5 + 0 мм; агломерацию мелкого класса с использованием во-

ды и глиноземистого цемента марки ГЦ-40; совместное либо раздельное выщелачивание руды крупностью –30 + 5 мм и агломератов; сорбцию урана из продуктивных растворов; их доукрепление серной кислотой и подачу на орошение рудного материала; десорбцию урана с получением в качестве готовой продукции товарных регенератов.

Библиографический список

- Schnell H. Building a Uranium Heap Leach Project / URAM 2014 Conference, 23–27 June, 2014. – Vienna, Austria. – 38 p. URL: <http://www-pub.iaea.org/iaea/meetings/cn216pn/Thursday/Session11/178-Schnell.pdf> (дата обращения: 15.06.2017).
- Heck S., Rogers M. Resource Revolution : How to Capture the Biggest Business Opportunity in a Century. – Amazon Publishing, 2014. – 256 p.
- Морозов А. А., Яковлев М. В. Вовлечение в переработку забалансовых урановых руд, образовавшихся при освоении месторождений Стрельцовского рудного поля // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2016. № 12. С. 174–181.
- Трубецкой К. Н., Каплунов Д. Р., Викторов С. Д., Рыльникова М. В., Радченко Д. Н. Научное обоснование технологий комплексного ресурсосберегающего освоения месторождений стратегического минерального сырья // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2014. № 12. С. 5–12.
- Шаталов В. В., Смирнов И. П., Матвеев А. А., Смирнов К. М. Выщелачивание урановых и комплексных руд // Цветные металлы. 2003. № 4. С. 27–34.
- Ghorbani Y., Franzidis J.-P., Petersen J. Heap Leaching Technology – Current State, Innovations, and Future Directions: A review // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. 2016. Vol. 37. No. 2. P. 73–119.
- Морозов А. А. Интенсификация технологии кучного выщелачивания бедного уранового сырья Стрельцовского рудного поля : дис. ... канд. техн. наук. – Чита, 2006. – 164 с.
- Litvinenko V., Morozov A. Improvement of the technology of treatment of uranium ores from the Streltsovsky group of deposits // International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014), 23–27 June 2014. – Vienna : International Atomic Energy Agency, 2014. P. 99.
- Morozov A., Litvinenko V. Development of the heap leaching of low-grade uranium ores for conditions of OJSC Priargunsky Mining and Chemical plant (PPGKhO) // International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014), 23–27 June 2014. – Vienna : International Atomic Energy Agency, 2014. P. 178.
- Durupt N., Thiry J. Heap-Leaching of Low Grade Uranium Ores at Somair // Technical Meeting on Lowgrade Uranium Ore, 29–31 March 2010. URL: https://www.iaea.org/OurWork/ST/NE/NEFW/documents/RawMaterials/TM_LGUO/4a%20Thiry%20Somair.pdf (дата обращения: 15.04.2017).
- Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов : в 2 т. / под ред. М. И. Фазлуллина. – М. : ИД «Руда и Металлы», 2005. Т. 1: Уран. – 407 с.
- Класен П. В., Гришаев И. Г. Основы техники гранулирования. – М. : Химия, 1982. – 272 с.
- Кольцов В. Ю., Кринов Д. И., Кузнецов И. В. Использование серной кислоты при окомковании урановых руд перед их кучным выщелачиванием // Горный журнал. 2014. № 7. С. 90–93.

«GORNYI ZHURNAL», 2017, № 8, pp. 11–16
DOI: 10.17580/gzh.2017.08.02

Old low-grade ore treatment on the pilot heap leaching plant

Information about author

M. V. Yakovlev¹, Chief Engineer of the Central Research Laboratory, YakovlevMV@ppgho.ru

¹ Priargunsky Industrial Mining and Chemical Union, Krasnokamensk, Russia

Abstract

Priargunsky Industrial Mining and Chemical Union is supplied with uranium and uranium–molybdenum ores of Streltsov fields – the largest uranium ore base in Russia. In the course of uranium production and sorting, low-grade ore is separated and dumped as solid waste. This waste constitutes potential danger to the environment. Under the influence of the atmospheric phenomena, uranium can liberate from the dumps in the form of dust, or in the dissolved form, thereby, polluting soil and groundwater. For the period of company performance since 1968, nearly 5 Mt of low-grade ore have been accumulated at the mine infrastructure site, and their processing using the available technologies is economically inexpedient.

This article presents a solution to the problem by including low-grade ore of Streltsov ore field (SOF) in the processing with the preliminary separation of low-metal content ore. The analysis of the particle size distribution of the standard quality SOF ore is presented. The main regularities in the distribution of metal and nonmetal material are determined. It is described how low-grade ore is sorted with respect to the size grades. The economic efficiency of this technology introduction has made more than 90 million rubles in 2014–2016.

In addition, the issue of mudding (silting) of ore material, during agglomeration of fine [articles is discussed. The authors report the lab test data on the selection of cohesive materials as well as the results of percolation leaching of pellets.

Keywords: uranium ore, low-grade ore, heap leaching, screening, ore sorting plant, X-ray radiometric separation, agglomeration, reclamation, mudding.

References

1. Schnell H. Building a uranium heap leach project. In *URAM 2014 Conference, 23–27 June, 2014, Vien, Ausrtia*. 38 p. Available at: <http://www-pub.iaea.org/iaameetings/cn216pn/Thursday/Session11/178-Schnell.pdf> (accessed: 15.06.2017).

2. Heck S., Rogers M. Resource revolution: How to Capture the Biggest Business Opportunity in a Century. Amazon Publishing, 2014. 256 p.

3. Morozov A. A., Yakovlev M. V. Processing-involvement of off-balance uranium ores, formed during the mastering of Streltsovskoe ore field deposits. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten*. 2016. No. 12. pp. 174–181.

4. Trubetsky K. N., Kaplunov D. R., Viktorov S. D., Rylnikova M. V., Radchenko D. N. Scientific rationale of technologies for comprehensive resource-saving exploitation of strategic mineral resources. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten*. 2014. No. 12. pp. 5–12.

5. Shatalov V. V., Smirnov I. P., Matveev A. A., Smirnov K. M. Leaching of uranium and complex ores. *Tsvetnye Metall*. 2003. No. 4. pp. 27–34.

6. Ghorbani Y., Franzidis J.-P., Petersen J. Heap leaching technology – current state, innovations and future directions: A review. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. 2016. Vol. 37, No. 2. pp. 73–119.

7. Morozov A. A. Intensification of heap leaching technology for poor uranium raw materials of the Streltsovsky ore field : Dissertation of Candidate of Engineering Sciences. Chita, 2006. 164 p.

8. Litvinenko V., Morozov A. Improvement of the technology of treatment of uranium ores from the Streltsovsky group of deposits. *Proceedings of the International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014), 23–27 June 2014*. Vienna : International Atomic Energy Agency, 2014. p. 99.

9. Morozov A., Litvinenko V. Development of the heap leaching of low-grade uranium ores for conditions of OJSC Priargunsky Mining and Chemical plant (PPGKhO). *Proceedings of the International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014), 23–27 June 2014*. Vienna : International Atomic Energy Agency, 2014. p. 178.

10. Durupt N., Thiry J. Heap-Leaching of Low Grade Uranium Ores at Somair. *Technical Meeting on Lowgrade Uranium Ore, 29–31 March 2010*. Available at: https://www.iaea.org/OurWork/ST/NE/NEFW/documents/RawMaterials/TM_LGU0/4a%20Thiry%20Somair.pdf (accessed: 15.04.2017).

11. Underground and heap leaching of uranium, gold and other elements : in two volumes. Ed.: M. I. Fazlullin. Moscow : “Ore and Metals” Publishing House, 2005. Vol. 1. Uranium. 407 p.

12. Klassen P. V., Grishaev I. G. Basis of granulation technics. Moscow : Himiya, 1982. 272 p.

13. Koltsov V. Yu., Krinov D. I., Kuznetsov I. V. Use of sulfuric acid in the time of pelletization of uranium ores before their heap leaching. *Gornyy Zhurnal*. 2014. No. 7. pp. 90–93.

УДК 334:622.014.2

О ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ АУТСОРСИНГА В ГОРНОРУДНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ



Д. И. ИЛЬДЕРОВ,
технический директор,
IldеровDI@ppgho.ru,
ПАО «ППГХО», Краснокаменск, Россия

Введение

Анализ отечественной и зарубежной литературы по проблемам использования аутсорсинга показал, что опубликованные работы касаются в большей степени описания результатов исследований отдельных аспектов функционирования организаций,

Приведены результаты исследований по применению аутсорсинга в горнорудной промышленности РФ. Проанализирована возможность его применения на примере ряда горнорудных предприятий. Оценены риски реализации аутсорсинга на горных работах. Показана целесообразность использования аутсорсинга при выполнении вспомогательных процессов, например на вскрышных работах.

Ключевые слова: аутсорсинг, горнорудная промышленность, эффективность, вскрышные работы, целесообразность применения, промплощадка, горнорудное предприятие, оценка рисков.

DOI: 10.17580/gzh.2017.08.03

© Ильдеров Д. И., 2017