УДК 622.775

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА ИЗ РУД

В. Ю. БОЛЬШУХИН,
ведущий инженер Технологической лаборатории ЦНИЛ,
BolshuhinVU@ppgho.ru

А. А. МОРОЗОВ,
директор по науке, канд. техн. наук

Рассмотрены технико-технологические мероприятия по повышению эффективности обогащения урановых руд с использованием процесса кучного выщелачивания (КВ). Применение разработанных технических решений КВ позволяет интенсифицировать процесс кислотного перколяционного выщелачивания урана и повысить его извлечение из рудного алюмосиликатного сырья с 60–65 % до 85 %.

Ключевые слова: *кучное выщелачивание, беднобалансовые руды, технология перколяционной обработки, кольматация, рентгенорадиометрическая сепарация, дробильно-сортировочный комплекс.*

Ф. С. ФИЛОНЕНКО,
ведущий специалист Технологической лаборатории ЦНИЛ

В. Г. ШЕЛУДЧЕНКО,
начальник Технологической лаборатории ЦНИЛ

ПАО «ППГХО», Краснокаменск, Россия

Введение

Обеднение добываемых урансодержащих руд и увеличение себестоимости их добычи на ПАО «ППГХО» требуют новых подходов к осуществлению процессов горно-химического производства. Эти обстоятельства необходимо учитывать при переработке сырья для обеспечения безубыточности деятельности предприятия. На ближайшее десятилетие основным направлением развития производства по выпуску концентрата урана и снижения его себестоимости является увеличение доли переработки урансодержащих руд методом кучного выщелачивания (КВ), являющимся менее затратным по сравнению с пульповым процессом.

История развития кучного выщелачивания урана в Приаргунском горно-химическом объединении (ППГХО) берет свое начало в 1974 г., когда впервые на предприятии были вовлечены в переработку забалансовые руды забойной крупности. Показатель извлечения полезного компонента из данной категории сырья содержанием урана 0,03 % и менее составлял порядка 30 %.

С 1996 г., по мере истощения запасов урана и снижения его содержания в добываемых рудах, методом КВ начали перерабатывать не только забалансовые, но и беднобалансовые руды. В связи с этим в ПАО «ППГХО» были разработаны и затем внедрены в производство высокоэффективные технические решения

СМИРНОВ АЛЕКСАНДР НИКОЛАЕВИЧ

Родился в 1913 г. в Москве. В 1930 г. окончил Механико-машиностроительный техникум.

Трудовую деятельность начал в институте «Гипроредмет» (ныне – «ВНИПИпромтехнологии») в должностях инженера, старшего инженера. В 1942 г. был мобилизован в Красную Армию, участвовал в боях в составе Брянского, Центрального, Первого Украинского фронтов.

В январе 1944 г. Александр Николаевич был демобилизован, вернулся в институт и приступил к работе в должности группового инженера, а затем главного механика отдела, заместителя начальника обогатительного отдела, начальника СПБ, заместителя главного инженера проекта.

В 1952 г. был назначен на должность главного инженера проекта Восточного горно-обогатительного комбината. В первый период под руководством Александра Николаевича в составе комбината были запроектированы два рудника, рудоперерабатывающий завод, комплекс энергетических сооружений, ремонтные заводы, базы стройиндустрии и два крупных города. В последующие годы он возглавлял комплексное проектирование двух новых рудников с наращиванием рудоперерабатывающих мощностей и завода нового горношахтного оборудования.

Работая главным инженером проекта, Александр Николаевич внес большой вклад в освоение новой техники, внедрение новой технологии по добыче и переработке руд. При его непосредственном участии были, в частности, разработаны и внедрены:

– высокопроизводительные системы с открытым выработанным пространством и с магазинированием руды;

– впервые в СССР глубокое штанговое бурение в крепких и очень крепких рудах;

– первые в мире установки приготовления твердеющей закладки, нашедшие позднее широкое применение на других предприятиях отрасли и за рубежом.

Александр Николаевич награжден медалями «За боевые заслуги», «За победу над Германией», «За доблестный труд в Великой Отечественной войне», «За трудовую доблесть», знаком «Шахтерская слава» III степени и рядом юбилейных медалей; удостоен звания «Ветеран труда».

по комплексной переработке урановых руд перколяционными и агитационными методами [1, 2].

В 2004 г. с целью повышения эффективности процесса выщелачивания урана в штабелях в ППГХО была внедрена технология перколяционной обработки сырья с рециркуляцией продуктивных растворов [3]. Ее отличительной особенностью являлось одновременное орошение руды доукрепленными по серной кислоте маточниками сорбции и частью растворов выщелачивания, возвращаемых на КВ, минуя сорбционные напорные колонны. Это позволило существенно увеличить интенсивность орошения и охватить им значительно большую площадь штабелей при постоянном объеме продуктивных растворов, подаваемых на сорбцию.

Дальнейшее повышение технико-экономических показателей в процессе комплексной переработки урановых руд было достигнуто в 2006 г. введением в эксплуатацию схемы рентгенорадиометрического обогащения бедного по урану сырья с предварительным грохочением, отмывкой и разделением руды по крупности. Реализованная технология включала подачу материала крупностью –200+40 мм на рентгенорадиометрическую сепарацию, наиболее мелкой подрешетной фракции (–5 мм) – в пульповой процесс и руды крупностью –40+5 мм, отмытой от алевритов и глинистых частиц, – на перколяционное выщелачивание урана в штабелях [4].

Переработка обесшламленного рудного сырья крупностью –40+5 мм позволила исключить кольматацию и образование в штабелях водоупорных зон, что в сочетании с рециркуляцией продуктивных растворов выщелачивания обеспечило повышение извлечения урана до 75 %. Додрабливание рудного материала крупностью –40+5 мм до класса –10–15 мм на дробильно-сортировочном комплексе позволило повысить степень перевода ценного компонента в раствор до 85 %.

Разработка перспективных направлений совершенствования перколяционных технологий переработки урановых руд

В настоящее время в ПАО «ППГХО» выпуск урана методом КВ составляет ~10 % по отношению к выпуску металла, извлекаемому пульповой технологией. Себестоимость переработки сырья по схеме, включающей измельчение руды, сгущение полученной суспензии, агитационное вскрытие урана в присутствии окислителя и сорбционное извлечение выщелоченного ценного компонента из пульпы, значительно выше способа с перколяционным выщелачиванием металла в штабелях. В связи с этим актуальной задачей для предприятия является увеличение объемов переработки руд методом КВ с последующим полным переводом работы завода на схему кучного выщелачивания урана. Последнее предполагает решение проблем кольматации руды и образования в штабелях водоупорных зон, обусловленных присутствием в сырье алевритов и глинистого материала [5]. Одним из способов предотвращения негативных последствий ошламования сырья, направляемого на укладку в штабеля, является предварительное окомкование мелких классов руды. Сложность реализации данного процесса заключается в подборе связующего компонента для руд алюмосиликатного типа, выщелачивание которых ведется водными растворами серной кислоты. В процессе исследований, выполненных в Центральной научно-исследовательской лаборатории ПАО «ППГХО», наибольшую устойчивость к кислой агрессивной среде показал глиноземистый цемент (ГОСТ 969-2019) [6].

Глиноземистые цементы представляют собой быстротвердеющие в воде и на воздухе высокопрочные вяжущие вещества. Сырьем для них служат бокситы и чистые известняки. Глиноземистые цементы получают путем тонкого измельчения обожженной до спекания или сплавления богатой глиноземом сырьевой смеси. Клинкер глиноземистых цементов отличается повышенным содержанием глинозема 35–80 % и сравнительно низким содержанием оксида кальция 17–32 % против 64–68 % в портландцементах.

Из специфических особенностей глиноземистых цементов можно выделить быстрый набор прочности в первые сутки после затвердевания, устойчивость к агрессивным жидкостям и газам и выделение большого количества тепла при твердении, что делает удобным их применение в условиях пониженных температур окружающей среды (до –10 °С).

В ПАО «ППГХО» были проведены опытно-технологические работы по фракционированию рудного сырья забалансовых отвалов с последующим перколяционным выщелачиванием обогащенного ураном материала крупностью 0–30 мм, содержащего до 60 % рудной мелочи класса –5 мм [7].

Применение глиноземистого цемента в качестве связующего при окомковании руды, позволило:

- снизить содержание класса –1 мм с 20 до ~3 %;
- стабилизировать подачу рабочих растворов на выщелачивание урана за счет улучшения фильтрационных свойств сырья и повысить на ~20 % интенсивность орошения руды;
- увеличить на ~5 % степень извлечения ценного компонента при аналогичной длительности процесса выщелачивания.

Однако в результате испытаний был установлен ряд факторов, обусловливающих экономическую нецелесообразность применения глиноземистых цементов для окомкования алюмосиликатных руд Стрельцовского рудного поля, а именно:

- значительное увеличение расхода серной кислоты в процессе выщелачивания ценного компонента (в ряде опытов – практически в 2 раза);
- рост цен на глиноземистые цементы, обусловленный, в том числе, ограниченным числом месторождений бокситов с высоким содержанием оксида алюминия при устойчивой цене на уран в последние годы.

В связи с этим извлечение урана методом КВ с окомкованием мелких фракций алюмосиликатного сырья может иметь практические перспективы в случае успешного решения задач по сокращению расхода глиноземистого цемента с помощью добавок-пластификаторов и применению более дешевых связующих.

Возможна поэтапная реорганизация процесса переработки рудного сырья. В этом случае технологический процесс может включать в себя крупное дробление руды, ее отмывку с последующим грохочением и додрабливанием материала, направляемого в штабеля, до класса 10–15 мм. Подрешетный продукт схемы крупностью –5 мм подвергается обесшламливанию с выводом в слив классификации материала с размерами частиц менее

0,3–0,5 мм. Последний сгущается и подается на чановое выщелачивание урана с последующей противоточно-репульпационной отмывкой и обезвоживанием выщелоченного твердого. Полученные продуктивные растворы направляются на сорбционное извлечение ценного компонента совместно с растворами перколяционного вскрытия сырья.

Данная технология позволяет перерабатывать до 95–97 % добываемых руд методом КВ, с укладкой в штабеля мелкодробленого обесшламленного материала. Агитационное вскрытие сгущенных шламов (алевроглинистой фракции), обогащенных металлом более чем в 2 раза и составляющих 5 % и менее от массы перерабатываемого сырья, обеспечивает высокую степень извлечения урана до 95 % и значительное сокращение длительности кислотной обработки руды по сравнению с перколяционным процессом. Также за счет исключения пульповой сорбции урана из технологической схемы и организации ионитного извлечения ценного компонента из растворов существенно сокращаются энергозатраты и расход смолы. Аппаратурное оформление рассматриваемого процесса базируется на использовании действующей схемы рудоподготовки, в качестве оборудования для обезвоживания кеков чанового выщелачивания могут быть применены незадействованные фильтры ПАР-80.

Необходимо отметить, что наряду с проблемами кольматации рудного материала достижению более высокой степени извлечения урана в процессе КВ препятствует неравномерность эффективности его перевода в раствор, фиксируемая по высоте штабеля, что обусловлено закономерным снижением кислотности жидкой фазы и, соответственно, повышением pH от верхних к нижним слоям отрабатываемых рудных отвалов. Ограничение в повышении концентрации серной кислоты в растворах орошения и, соответственно, в продуктивных растворах выщелачивания обусловлено, в свою очередь, необходимостью обеспечения требуемых условий проведения ионообменного процесса сорбции ценного компонента.

Технологический прием, заключающийся в предварительной обработке определенных фракций сырья растворами выщелачивания повышенной концентрации с увеличением концентрации растворителя от нижних слоев к верхним, применяется при организации процессов цианидного извлечения золота в штабелях с целью увеличения полноты извлечения металла [8].

В связи с этим представляет интерес организация технологии КВ урана с раздельной укладкой в отвалы дробленого сырья и закисленной рудной мелочи. Данный процесс базируется на выделении из рудной массы грохочением мелкого материала (≤ 10–15 мм) с последующим стакерным формированием штабелей путем послойной укладки дробленой массы и обрабатанной концентрированной серной кислотой рудной мелочи, с образованием конусообразных насыпей высотой до 1 м, равномерно расположенных по площади руды, с распределением в конечном итоге всего материала в штабеле.

На верхний слой отвала целесообразно направлять до 30–50 % обработанного концентрированной серной кислотой мелкого материала. Это позволит обеспечить более эффективное выщелачивание урана из данного сырья, существенно обогащенного ценным компонентом. Такое распределение материала по крупности в рудных отвалах обеспечит постепенное вымывание мелких частиц из сформированного в виде конусообразных масс сырья и заполнение ими межкускового пространства руды, порозность которой составляет 35–40 % занимаемого объема.

Кислотную обработку сырья рекомендуется осуществлять путем его тонкоструйного орошения непосредственно на ленте конвейера при транспортировании руды, укладываемой в отвалы.

С целью обеспечения коагуляции наиболее мелких частиц, препятствующих проникновению растворов в глубь кусков руды по порам вмещающей породы, целесообразно использовать катионообменные флокулянты типа Zetag. Они эффективны в системах, имеющих низкий уровень pH среды и применяются в процессах кислотного выщелачивания цветных металлов.

В схеме КВ возможно также использование неионогенных поверхностно-активных веществ (ПАВ), в частности из ряда Феноксолов. Подачу ПАВ рационально осуществлять в оборотные растворы орошения штабелей.

В целом рассмотренные технические решения позволяют интенсифицировать процесс кислотного перколяционного выщелачивания урана и обеспечить эффективную полноту его извлечения из рудного алюмосиликатного сырья.

Заключение

Предложенные научно-технические разработки ПАО «ППГХО», ориентированные на совершенствование технологии кучного выщелачивания урановых руд, позволяют повысить эффективность извлечения урана методом КВ и снизить себестоимость получения готовой продукции.

Библиографический список

1. Пат. 2192492 РФ. Способ переработки урановых руд / В. К. Ларин, В. Г. Литвиненко, В. Г. Шелудченко и др. ; заявл. 11.01.2000 ; опубл. 10.11.2002.
2. Пат. 2200204 РФ. Способ переработки урановых руд / В. К. Ларин, В. Г. Литвиненко, В. Г. Шелудченко и др. ; заявл. 07.08.2000 ; опубл. 10.03.2003.
3. Пат. 2226564 РФ. Способ извлечения урана из руд / В. Ф. Головин, В. Г. Литвиненко, А. А. Морозов и др. ; заявл. 22.07.2002 ; опубл. 04.10.2004.
4. *Иванов В. Г., Култышев В. И., Колесаев В. Б., Литвиненко В. Г., Шелудченко В. Г., Тирский А. В.* Оптимизация разработки сложноструктурных урановых месторождений. – М. : Горная книга, 2007. – 265 с.
5. Отчет о проведении научно-исследовательской работы по разработке комплекса геофизических методов для контроля процесса кучного выщелачивания урановых руд. – Новосибирск : ИНГГ СО РАН, 2014. – 141 с.
6. Отчет о проведении научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ по разработке технологии агломерации тонких фракций рудного сырья, с использованием данного процесса в схемах перколяционного извлечения урана. – Краснокаменск : ПАО «ППГХО», 2016. – 30 с.
7. Отчет о проведении научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ по разработке технологии агломерации тонких фракций рудного сырья, с использованием данного процесса в схемах перколяционного извлечения урана. Выход на целевые показатели по технологии агломерации тонких фракций рудного сырья. – Краснокаменск : ПАО «ППГХО», 2019. – 18 с.
8. *Яшкин И. А.* Повышение эффективности технологии кучного выщелачивания золотосодержащих руд : дис. ... канд. техн. наук. – Чита, 2008. – 168 с. ГЖ