© С.Б. Татауров, 2007

УДК 622. 234.42

С.Б. Татауров

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ОКОМКОВАННОЙ СУГЛИНИСТОЙ РУДЫ В СИБИРИ

Семинар № 25

Применение технологий кучного выщелачивания золота в России нередко сталкивается с проблемами довольно значимого снижения эффективности извлечения цветных и благородных металлов [1, 3, 4]. В большинстве случаев это объясняется попытками применить зарубежный опыт на территории России. Как показывает практика, имеющиеся сведения о кучном выщелачивании золота заимствованные за рубежом не решают всех проблем кучного выщелачивания в России. Одной из таких проблем является применение штабелей из окомкованных золотосодержащих руд высотой 10–20 м. Анализ литературных источников показал, что проблеме разрушения окомкованных руд в штабеле при их сооружении и в период эксплуатации уделяется недостаточное внимание. Причем одним из основных путей решения является увеличение крепости окомкованной руды [1]. Однако это не решает проблемы полностью. В связи с чем, нами были проведены комплексные исследования по изучению изменения коэффициентов фильтрации и гранулометрического состава золотосодержащей окомкованой суглинистой руды в период строительства и водонасыщения штабеля кучного выщелачивания на физических моделях.

Методика исследований

В методику исследований входило: 1) выявление причин и установление закономерностей изменения коэффициентов фильтрации и гранулометрического состава окомкованной суглинистой руды месторождения «Погромное» [8]; 2) оценка эффективности извлечения золота при использовании штабелей КВ из окомкованной золотосодержащей руды высотой более 5 метров.

Для проведения окомкования использовали руду крупностью -20 мм. В качестве связующего вещества был выбран цемент марки ПЦ-400. Его концентрация принималась равной 4 кг на тонну руды. Концентрация воды составляла 20 л/т. Гранулометрический состав окомкованной руды был следующим: -40+20 (22 %), -20+10 (35.6 %), -10+5 (17.9 %), -5+2 (15.2 %), -2+1 (5.1), -1+0.5 (1.7 %), -0.5+0.1 (0.7 %), -0.1 (0.5 %) мм. Влажность окомкованной руды на начало экспериментальных исследований колебалась от 0.11 до 0.17 д.ед., прочность 68.3 кПа.

Определение влияния статических нагрузок на фильтрационные свойства окомкованной руды по разрезу штабеля КВ проводили на разработанном и созданном в ИПРЭК СО РАН крупногабаритном стенде.

Для изучения влияния изменения нагрузки на гранулометрический состав окомкованной руды в штабеле высотой

десять метров при строительстве и водонасыщении было выполнено несколько серий экспериментов. В первой серии для каждого эксперимента формировали две аналогичные модели штабеля, на каждую из которых задавали равную нагрузку, равную статическому давлению на заданной глубине. После завершения уплотнения, для одной из моделей проводился гранулометрический анализ. Это позволяло оценить изменения гранулометрического состава окомкованной руды при строительстве штабеля. Вторую модель использовали для определения коэффициента фильтрации. Вторая серия экспериментов отличалась тем, что во время уплотнения аналогичных по составу двух моделях штабеля при тех же нагрузках, что и в первой серии, в рабочую камеру подавался иодидный раствор. Расход раствора для орошения исследуемых моделей (площадь сечения 0.024 $м^2$) был постоянным в течение эксперимента. При достижении заданной нагрузки одну из моделей использовали для установления влияния водонасыщения на изменение гранулометрического состава окомкованной руды, во второй определяли значения коэффициента филь-трации.

На завершающей стадии исследований производился комплексный анализ воздействия статических нагрузок на гранулометрический состав, воздействие этого состава на величину коэффициента фильтрации, и в целом на эффективность кучного выщелачивания.

Определение гранулометрического состава и физико-механичес-ких свойств окомкованной руды выполняли до, и после проведения каждого в отдельности эксперимента, количество которых в сериях изменялось от 5 до 10.

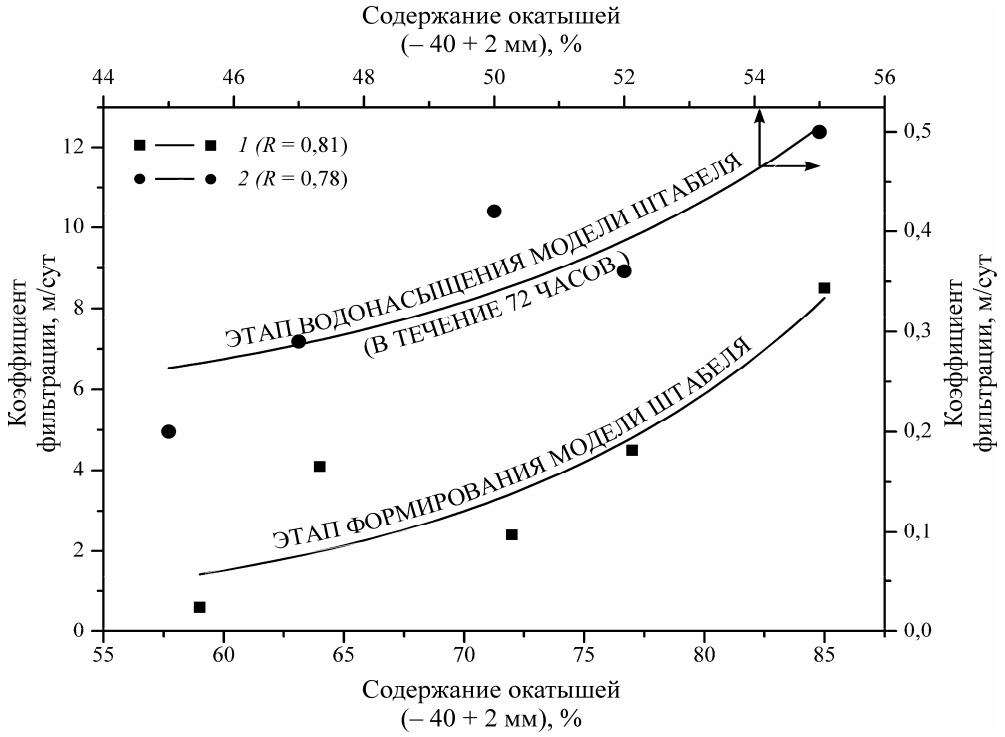
Работа выполнена в Институте природных ресурсов, экологии и криологии СО РАН.

Результаты исследований

Экспериментальными лабораторными исследованиями установлено, что при достижении статической нагрузки штабеля более 73.5 кПа в процессе сооружения происходит увеличение дисперсности окомкованных руд штабеля без существенного образования пылевато-глинистой составляющей. Указанные выше статические нагрузки формируются в штабеле на глубине 5 м. Дальнейшее увеличение высоты штабеля ведет к разрушению окатышей, находящихся ниже этого слоя. На подошве штабеля высотой 10 м давление достигает 147.1 кПа. Моделирование условий строительства и водонасыщения штабеля высотой 10 м позволило установить зависимость изменения коэффициента фильтрации по глубине штабеля из окомкованной руды, при изменении ее гранулометрического состава на глубинах от 5 до 10 м (рисунок) [8].

На этапе формирования штабеля содержание окатышей (-40+2 мм) с глубины 5 до 10 м уменьшилось от 85 до 57 %. Содержание песчаных частиц руды увеличилось до 43 %. В результате снижение коэффициента фильтрации составило от 8.5 до 0.6 м/сут.

После полного водонасыщения содержание крупнообломочных фракций (-40+2 мм) уменьшилось с 85 до 45 %. В составе руды вновь появился суглинистый мелкозем, существовавший до окомкования. Его содержание достигло 55 %, что всего на 10-15 % меньше содержания мелкозема в исходной руде. В результате коэффициент фильтрации по глубине штабеля снизился от 0.5 до 0.2 м/сут. Темп снижения значений коэффициента фильтрации для окомкованной руды до водонасыщения при уменьшении содержания окатышей составил 0.28, после водонасыщения – 0.0075 м/сут.



Изменения коэффициента фильтрации окомкованной руды в физической модели штабеля кучного выщелачивания золота в зависимости от содержания окатышей крупностью (-40 +2 мм) на этапе формирования – 1 и после завершения этапа водонасыщения, продолжительностью 72 часа – 2

Таким образом, зависимость изменения коэффициента фильтрации от содержания крупнообломочных фракций в руде месторождения «Погромное» и окомкованной руды в штабеле имеет аналогичный характер. При этом темп снижения коэффициента фильтрации в них практически совпадает. Изменение гранулометрического состава окомкованной руды в штабеле до водонасыщения не приводит к разрушению окатышей с образованием глинистого мелкозема.

Это происходит при водонасыщении штабеля, когда проявляются физико-химические процессы (гидратация, растворение и т.д.), приводящие к разрушению структурных связей. Этим и объясняется тот факт, что величина коэффициента фильтрации разрушенной окомкованной руды после водонасыщения близка к значению коэффициентов фильтрации руд в естественном залегании, но не достигает их. В то же время она находится за пределами допустимых значений коэффициентов фильтрации, равных 0.5 м/сут, требуемых для эффективного применения технологии кучного выщелачивания [3].

Для экспериментальной проверки эффективности КВ в условиях снижения коэффициентов фильтрации, обусловленного разрушением окомкованной руды при предельных нагрузках от выше лежащей породы, был создан экспериментальный крупногабаритный стенд для изучения технологических показателей работы штабеля кучного выщела-

чивания золота в области положительных и отрицательных температур [6]. Его технические характеристики позволили выполнять исследования физической модели штабеля (масштаб 1:100). В результате установлено, что скорость движения продуктивных растворов на подошве верхнего слоя штабеля, эквивалентной мощности равной 5 м, существенно выше скорости продуктивных растворов на подошве нижнего слоя штабеля КВ аналогичной эквивалентной мощности.

Наряду с качественным определением причин снижения КВ были выполнены аналитические исследования для их количественной оценки.

Исходя из того, что эффективность КВ определяется вкладом прямого и диффузионного механизма выщелачивания золота и в виду существенной дифференциации скоростей потоков раствора в объеме двухъярусного штабеля, следует ожидать и дифференцированного их вклада в КВ.

Согласно известной классификации [2] существует четыре гидродинамических режима выщелачивания, которые отличаются особенностями движения раствора: фильтрационный, инфильтрационный, фильтрационно-инфильтрационный, пульсационно-статический (перколяционный). В каждом из приведенных выше гидродинамических режимов присутствует два механизма выщелачивания (растворения) прямой и диффузионный. Причем при увеличении дисперсности руд вклад прямого растворения существенно сокращается и при коэффициентах фильтрации меньше 0.1 м/сут (руды суглинистого и глинистого типов) соотношение прямого и диффузного растворения примерно равны [3].

Как показано выше, изменение гранулометрического состава окомкованных руд, для изготовления которых использовались глинистые руды криогенной коры выветривания, происходит при сооружении и водонасыщении штабеля кучного выщелачивания золота высотой более 5 м. После водонасыщения штабеля слой окомкованной руды ниже пяти метров переходит из высокофильтрационного к низкофильтрационному типу, что существенно снижает эффективность кучного выщелачивания.

Феноменологическое выражение для оценки вклада различных механизмов (известных и еще не известных) в растворение золота ($\sum_{i=1}^{n} \varepsilon_i$) можно представить в следующем виде:

$$\sum_{i=1}^{n} \varepsilon_i = \varepsilon_1 + \varepsilon_2 + \varepsilon_3 \ldots \varepsilon_n \qquad (1)$$

В настоящее время принято считать, что основными механизмами кучного выщелачивания являются прямое растворение – ε_1, диффузионное растворение – ε_2 и смешанное из прямого и диффузного с примерно равным вкладом каждого из них ε_{12}. С учетом вышеизложенного получим интегральную характеристику растворения золота (ε_Σ)

$$\varepsilon_\Sigma = \varepsilon_1 + \varepsilon_2 + \varepsilon_{12}$$
(2)

Очевидно, что при высоких коэффициентах фильтрации во всех типах гидродинамического режима штабеля КВ выщелачивание золота преобладает за счет прямого растворения. Как показано выше при использовании для КВ штабелей мощностью свыше 10 метров из окомкованной руды, коэффициенты фильтрации существенно дифференцируются по разрезу штабеля и в слое ниже пяти метров они становятся настолько малы, что вклад диффузионного и прямого механизмов растворения золота

становятся одинаковыми. В существующих регламентах кучного выщелачивания золота дифференциация коэффициентов фильтрации по разрезу штабеля практически не учитывается. Это часто приводит к завышенным проектным значениям извлечения золота.

Извлечение золота $\varepsilon_{\varepsilon_1}$ (за счет действия механизмов прямого растворения золота ε_l) при кучном выщелачивании окомкованных руд месторождения «Погромное» может быть установлено на основе формулы:

$$\varepsilon_{\varepsilon_1} = \frac{(C_1 D_1 t_{lea})}{P} \cdot 100\% \qquad (3)$$

где $\varepsilon_{\varepsilon_1}$ – извлечение золота при прямом режиме выщелачивания, %; C_1 – концентрация золота в растворе в верхнем пятиметровом слое штабеля, кг/м^3; D_1 – дебит продуктивных растворов по границе областей с фильтрационно-инфильтрационным и диф-фузионно-фильтрационным выщелачиванием, м^3/сут (при интенсивности орошения $4.1 \cdot 10^{-4}$ м^3/ч·м^2 дебит составляет 170 м^3/сут); t_{lea} – время выщелачивания, сут; P – средняя масса золота в исходной окомкованной руде, кг (вес золотосодержащей окомкованной руды 300000 т опытно-промышленной установки кучного выщелачивания месторождения «Пог-ромное»)

Учитывая, что окатыши изготовлены из окисленной руды, содержащей значительное количество свободного тонкодисперсного золота, и являются высокопористой средой, для оценки концентрации золота в растворе нами использовались аналитические зависимости 4, 5 позволяющие производить дифференцированную последовательную оценку изменения концен-трации золота в растворе на каждый момент времени по разрезу штабеля [3].

В верхнем пятиметровом слое штабеля, где при выщелачивании раствор не достигает предельной концентрации, оценка содержания золота в растворе производилась по формуле:

$$C_1 = C_n \cdot \left[1 - e^{-\gamma \frac{x}{v}}\right] \qquad (4)$$

В нижнем слое, где концентрация раствора достигала близких предельных значений (до 80 %) насыщения растворов золотом, использовалась следующая зависимость:

$$C_2 = C_n \cdot \left[1 - e^{-\gamma \frac{(x - l_в)}{v}}\right] \qquad (5)$$

где C_n – концентрация насыщения выщелачивающего раствора золотом, кг/м^3; γ - константа скорости фильтрационного выщелачивания; x – длина пути участка выщелачивания, м; v - скорость фильтрации, м/сут; $l_в$ – длина участка выщелачивания на момент времени t, м

Целесообразность применения разработанной нами методики оценки извлечения золота при кучном выщелачивании окомкованных глинистых руд приведена ниже на примере месторождения «Погромное». Авторами экспериментально установлено, что при высоте штабеля 10 м и коэффициентах фильтрации 8.6 м/сут в верхнем пятиметровом слое и 0.3 м/сут в нижнем пятиметровом слое соответственно средние концентрации в продуктивных растворах были равны $C_1^e = 0.0013$ и $C_2^e = 0.0038$ кг/м^3. С использованием формул (4, 5) для аналогичных условий были получены следующие результаты $C_1 = 0.0014$ и $C_2 = 0.0042$ кг/м^3.Ошибки теоретических значений концентраций в сравнении с экспериментальными соответственно равны 7.9 и 9.6 %. из этого следует, что предложенную нами методику аналитической оценки концентрации золота в

продуктивных растворах можно использовать для оценки извлечения золота с учетом дисперсного состава окомкованной руды, морфометрических и фильтрационных параметров штабеля.

В тоже время известно, что в руде суглинистого и глинистого состава выщелачивание за счет диффузии может быть равнозначно выщелачиванию при прямом растворении. Поскольку содержание глинистой составляющей в руде равно 45 %, то это значение можно использовать как понижающий коэффициент для оценки вклада диффузионного растворения золота в рудах, содержащих крупнообломочные фракции. Отсюда следует, что за счет диффузии повышение концентрации золота в этом слое также составит 0.002 кг/м^3.

Расчет извлечения золота из нижележащего слоя штабеля производился по формуле:

$$\varepsilon_{\varepsilon_{12}} = \frac{(C_2 D_2 t_{lea})}{P} \cdot 100\% \qquad (6)$$

где $\varepsilon_{\varepsilon_{12}}$ – извлечение золота при совместном прямом и диффузионном режиме выщелачивания, %; C_2 – концентрация золота в растворе нижнего пятиметрового слоя штабеля, кг/м^3; t_{lea} – время выщелачивания, сут; D_2 – дебит продуктивных растворов из нижележащего слоя штабеля, м^3/сут где $D_2 = \frac{K'' D_1 t_{lea}}{K'}$

K' – коэффициент фильтрации в верхнем пятиметровом слое, (K' = 8.6 м/сут); K'' – коэффициент фильтрации в нижнем пятиметровом слое, (K'' = 0.3 м/сут)

Согласно выполненным расчетам, при K'' = 0.3 м/сут и дебите продуктивных растворов из-под нижнего слоя штабеля КВ 5.9 м^3/ч, извлечение золота за 45 суток составит всего 18 % от общего содержания золота в нижележащем слое, что в пересчете на количество добытого золота составит 54 кг.

В результате извлечение золота в верхнем пятиметровом слое штабеля при концентрации золота в продуктивном растворе C_1 = 0.0014 кг/м^3 и K_1 = 8.6 м за 45 суток составит 85 %, в нижнем соответственно C_2 = 0.0042 кг/м^3 и K_1 = 0.3 м составит 18 %.

В целом суммарное извлечение золота при эксплуатации десятиметрового штабеля может составить 51 %, из которого только 4,4 % приходится на диффузионное выщелачивание.

Выводы

Для повышения эффективности кучного выщелачивания окомкованных суглинистых руд целесообразно отказаться от дальнейшего совершенствования экстенсивных технологий КВ (путем увеличения объема руд с увеличением высоты штабеля более 5 метров и продления периода работы штабеля кучного выщелачивания за счет создания теплоизоляционного покрова из крупнообломочного материала). Более эффективным, на наш взгляд, будет создание интенсивных технологий КВ, предусматривающих сокращение периода кучного выщелачивания золота. Наиболее оптимальной она будет в том случае, если начало и завершение этого периода будет производиться в теплое время года. Это возможно в Сибири при использовании штабеля из окомкованной суглинистой руды высотой не более 5 метров с объемом до 150 000 т.

Для доизвлечения золота в этом случае можно использовать энергосберегающую технологию [5, 7]. Это позволит повысить эффективность извлечения до 90-95 %, и существенно снизит капитальные затраты на производство рекультивации. Кроме того, повышение экономической эффективности этой технологии будет обусловлено за счет использования естественных энергоисточников (циклического промерзания и от-

таивания штабеля КВ) и солнечной радиации для дополнительной дезактивации высокотоксичных соединений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Дружинина Г.Я., Строганов Г.А., Зырянов М.Н.* Кучное выщелачивание золота из предварительно окомкованных руд. //Цветные металлы. № 9. 1997. - С. 17-19.
2. *Кучное* выщелачивание благородных металлов. /Под редакцией М.И. Фазлуллина. //М.: Издательство академии горных наук. 2001. 647 с.
3. *Справочник* по геотехнологии урана. /под ред. Д.И. Скворцова. //М.: Энергоатомиздат. -1997. -672 с.
4. *Чантурия В.А., Шадрунова И.В., Емельяненко Е.А., Радченко Д.Н.* Влияние гранулометрического состава и реагентного режима на процесс кучного выщелачивания окисленных медных руд. //Горный журнал. №3. 2002. С. 48-50.
5. *Татауров С.Б.* Воздействие криогенеза на кучное выщелачивание золота. /«Теория и практика оценки состояния криосферы Земли и прогноз ее изменения: Материалы международной конференции. Т.2. //Тюмень: ТюмГНГ, 2006. - С. 144-148 с.
6. *Шестернев Д.М., Мязин В.П., Татауров С.Б.* Перспективы использования физических и физико-химических методов интенсификации кучного выщелачивания золота в криолитозоне Забайкалья. // Горный информационно-аналитический бюллетень. № 1.- М.: изд-во МГГУ, 2006. - С. 271-275.
7. *Шестернев Д.М., Мязин В.П., Татауров С.Б.* Исследование криогенной дезинтеграции золотокварцевых руд для интенсификации процесса кучного выщелачивания золота. //Физико-технические проблемы разработки месторождений полезных ископаемых. №1. 2006. – С. 108-116.
8. *Шестернев Д.М., Мязин В.П., Татауров С.Б., Черепанов А.Н.* Изменение коэффициентов фильтрации и гранулометрического состава золотосодержащей окомкованной суглинистой руды в период строительства и водонасыщения штабеля кучного выщелачивания. //Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2006.– № 12. - С. 286-294. ГИАБ

Коротко об авторах

Татауров С.Б. – докторант, Московский государственный горный университет.