

УДК 669.3, 622.271/234/342622

Ю.И. Рубцов**ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВВОДА ЦИАНИДА
НАТРИЯ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА
ИЗ КВАРЦИТОВЫХ РУД**

Семинар № 18

Удовлетворительные результаты по извлечению золота получены при выщелачивании кварцевой окисленной руды месторождения “Погромное” крупностью -3,75 мм с содержанием золота 2,74 г/т нахлороженными цианидными растворами [1]. Из-за больших затрат на мелкое дробление этот вариант оказался малоэффективным для переработки руды с содержанием золота 2 г/т. С целью снижения затрат необходимо выщелачивать золото из руды крупностью не менее 10 мм. Для сохранения высокой скорости выщелачивания золота решено вводить цианид натрия в стадию окомкования. В литературе имеются скудные сведения об использовании растворов цианида натрия при окомковании дробленной золотосодержащей руды. Известно, что влажность окомкованной руды может достигать 12 %. Исследований по интенсификации извлечения золота нахлороженными цианидными растворами из руды, предварительно окомкованной с цианидом натрия, в отечественной и зарубежной литературе не найдено.

Эксперименты проводились на кварцевой руде, добытой с глубины залегания 5 м, дробленной до классов -4, -10 и -20 мм, на навесках 3 кг.

Удельный расход цианида натрия при окомковании в первой серии опытов составил 0,3 кг/т. При окомковании концентрация цианида натрия в раство-

ре равнялась 15 г/л; удельный расход раствора - 33л/т. Окомкованный материал просыпали в колонки высотой 2 м и выстаивали 3-е суток. Выщелачивание золота проводили нахлороженными цианидными растворами ($CO_2 = 33-38$ мг/л; C_{NaCN} макс. - 2 г/л) в “поршневом” режиме орошения. Общий удельный расход цианида натрия составлял 0,86 кг/т. Результаты представлены на рис. 1.

Согласно экспериментальным данным выщелачивание золота можно разделить на четыре стадии кинетики:

- I-я характеризуется образованием цианида золота под действием цианида натрия повышенной концентрации во влаге окомкованного материала в период выстаивания руды;

- II-я – относительно малой продолжительностью ($t = 3$ суток), линейной зависимостью скорости извлечения золота от времени ($V_{Au} = 0,23$ г/т·сутки) и высокой концентрацией цианида золота в продукционных растворах (15-26 мг/л);

- III-я - фронтальным механизмом кинетики выщелачивания золота, контролируемым диффузией кислорода, с относительно высокой и постоянной скоростью ($V_{Au} = 0,088-0,142$ г/т·сутки; $t = 10-11$ суток);

- IV-я - внутридиффузионным торможением, низкой скоростью извлечения золота ($V_{Au} \leq 0,02$ г/т·сутки), от-

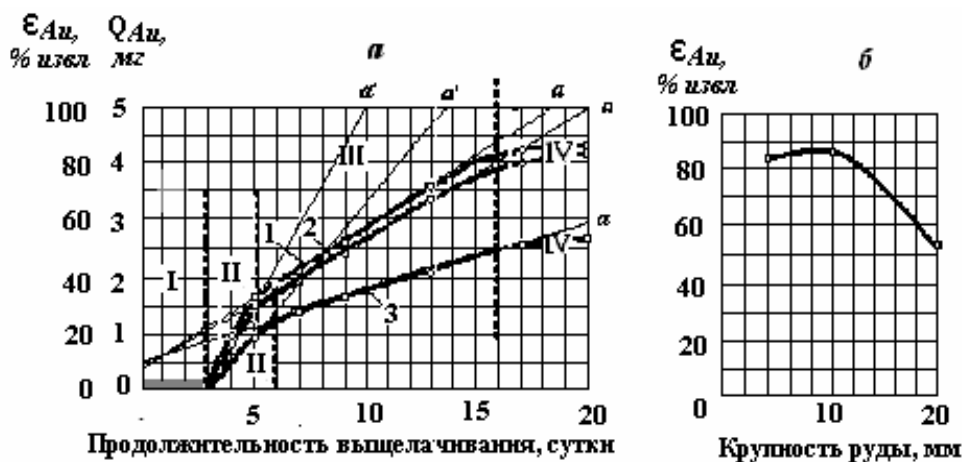


Рис. 1. Извлечение золота из кварцитовой руды, окомкованной с цианидом натрия, в зависимости от продолжительности выщелачивания и крупности дробления (колонки $d = 42$ мм высота слоя руды -1,8 м; масса руды -3 кг; класс крупности руды: 1 - 10 мм, 2 - 4 мм, 3 - 20 мм; pH - 10,5)

носителю большой продолжительностью ($t \geq 18$ суток).

При выщелачивании руды, дробленной до крупности -10 мм, отношение скорости выщелачивания золота во II-й стадии к таковой в III-й стадии составило 2,6. В зависимости от крупности дробления извлечение золота проходило через максимум, равный 82-84 %, соответствующий классу крупности -10 мм (рис. 1, б). Руду крупностью -20 мм из-за низкого извлечения золота во II-ой и III-ей стадиях (50 %) выщелачивать на кислороженными растворами малоэффективно. Из руды крупностью -4 мм, с большей долей шламовой фракции, золото извлекалось в продукционный раствор в меньшей степени, чем из руды крупностью -10 мм.

Дальнейшую интенсификацию выщелачивания золота связывали с увеличением удельного расхода цианида натрия в стадии окомкования руды до адсорбционной емкости, равной 0,5 кг/т. Положительный эффект предполагалось получить за счет повышения концентрации цианида натрия при

окомковании и выстаивании руды. Продолжительность выстаивания окомкованной руды увеличили до 7 суток. Содержание золота в руде составило 1,9 г/т.

Выщелачивание золота начинали на кислороженной водой, затем - обеззолоченными на кислороженными циркуляционными растворами ($CO_2 = 33-38$ мг/л) без доукрепления цианидом натрия. Объем раствора на одно орошение составлял 0,2 л. Результаты представлены на рис. 2.

Невысокое извлечение золота (68 %) зафиксировано в случае выстаивания руды, окомкованной с небольшим количеством раствора (2 % от веса руды), но с высокой концентрацией цианида натрия -25 г/л (рис. 2, кривая 2). Это объяснялось образованием высокой концентрации цианида золота при выстаивании окомкованного материала и сорбцией цианида золота на руде из богатых продукционных растворов ($C_{Au} \geq 26,2$ г/м³) во II-ой стадии кинетики. Более низкое извлечение золота (63 %) наблюдалось также при выстаивании руды, окомко-

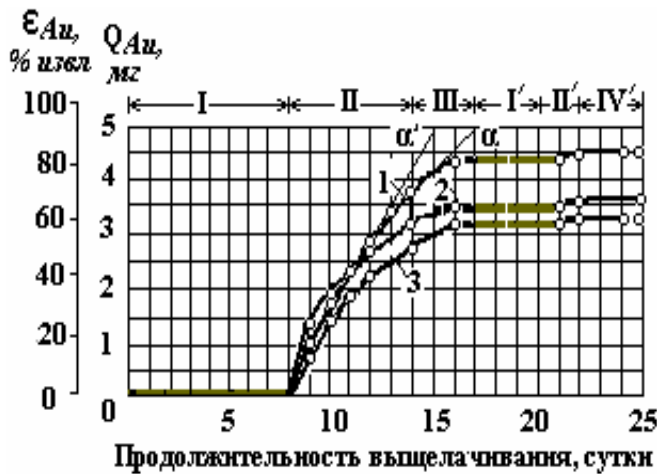


Рис. 2. Выщелачивание золота из руды крупностью -10 мм в зависимости от условий окомкования (концентрация цианида натрия при окомковании: 1 – C_{NaCN} -15 г/л; объем раствора – $V = 60$ мл; 2 - C_{NaCN} - 25 г/л, $V = 100$ мл; 3 – C_{NaCN} - 10 г/л, $V = 150$ мл; удельный расход кислорода –0,02 кг/т; I, II, III, I', II', IV' – стадии кинетики выщелачивания золота соответственно в период выстаивания и выщелачивания руды, выстаивания и довыщелачивания хвостов цианирования)

ванной с относительно большим количеством раствора (6 % от веса руды) и невысокой концентрацией цианида натрия - 10 % (рис. 2 – кривая 3).

Максимальное извлечение золота (82 %) получено при выстаивании руды, окомкованной раствором с концентрацией цианида натрия 15 г/л. Доля раствора при окомковании составила 3,3 % от веса руды (рис. 2, кривая 1). Скорость выщелачивания золота во II-ой стадии кинетики максимальная - 0,23 г/т-сутки.

Концентрация цианида натрия в производственных растворах через 8 суток от начала выщелачивания снижалась до 0,04-0,06 г/л.

Довыщелачивание хвостов цианирования после дополнительного окомкования с расходом цианида натрия 0,25 кг/т и выстаивания в течение 4 суток повысило извлечение золота лишь на 2-2,5 % (рис. 2, стадии I', II', IV').

Оптимальная продолжительность выстаивания руды, окомкованной с цианидом натрия, составила 7-8 суток (рис. 3, а).

При одинаковом расходе цианида натрия на окомкование руды степень

извлечения золота зависела от концентрации цианида натрия, используемого при окомковании руды. Максимум извлечения золота приходится на концентрацию цианида натрия 15 г/л (рис. 3, б).

При увеличении расхода цианида натрия на окомкование руды (крупность – 10 мм) с 0,3 кг/т до 0,5 кг/т скорость выщелачивания золота во II-й стадии кинетики оставалась постоянной –0,23 г/т-сутки. Продолжительность этой стадии при расходе цианида натрия 0,5 кг/т увеличилась на 4 суток, что привело не только к сокращению продолжительности процесса на 6 суток, но и к сокращению расхода цианида натрия с 0,86 до 0,5 кг/т (активность 0,93).

На рис. 4 представлены экспериментальные данные по выщелачиванию золота из руды крупностью –10 мм, окомкованной с цианидом натрия в оптимальных условиях, после криогенного воздействия в течение осенне-зимне-весеннего сезонов (кривая 2) и без этого воздействия (кривая 1). Криогенное воздействие приводило к повышению извлечения золота на 2 % и сокращению общей продолжительности на 4-5 суток.

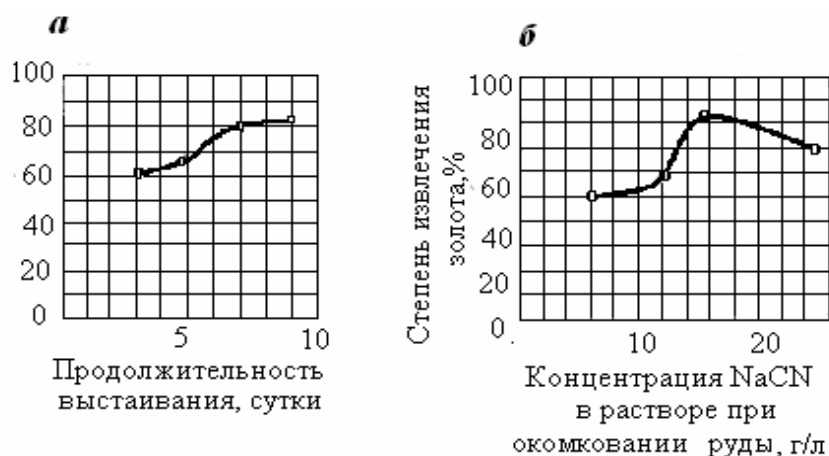


Рис. 3. Зависимость извлечения золота от продолжительности - а и от концентрации цианида натрия - б: а - концентрация цианида натрия при окомковании 15 г/л; б - время выстаивания - 6 суток

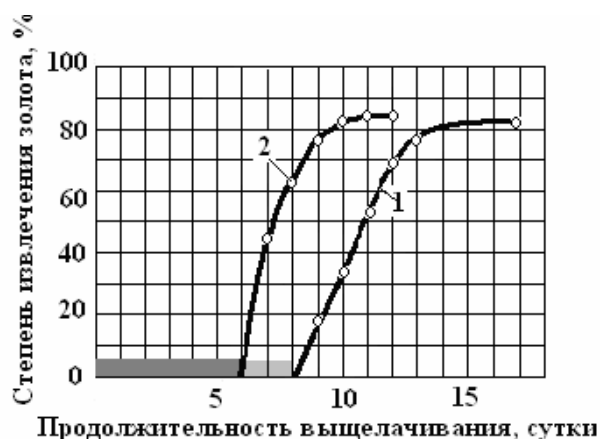


Рис. 4. Выщелачивание золота из руды крупностью -10 мм без криогенного воздействия (1) и после него (2). Навеска руды - 3 кг; содержание золота в руде - 1,9 г/т; удельный расход цианида натрия - 0,5 кг/т; удельный расход кислорода - 0,02 кг/т; 1 - C_{NaCN} при окомковании - 15 г/л.

желательно орошать руды обеззолоченными накисло-роженными растворами с концентрацией золота на 1-2 порядка меньше, чем в продукционных растворах [2].

С целью качественной оценки возможных потерь золота при выщелачивании построена изотерма адсорбции цианида золота на руде, дробленой до класса - 10 мм (рис. 5).

Данные получены после 10-кратного просачивания 0,25 л раствора цианида золота в режиме "поршневого" орошения через 0,25 м слой окомкованной руды весом 0,5 кг ($C_{NaCN} = 0,1$ г/л; pH = 10,5). Продолжительность одного просачивания составила 20 мин.

Для снижения потерь золота вследствие сорбции цианида золота

Использование цианида натрия должно исключать получение продукционных растворов с концентрации цианида золота более 20-22 мг/л, так как в последнем случае возможны потери золота за счет сорбции на руде.

Крупность дробления, накисло-роживание растворов, использование при окомковании руды раствора с максимально-приемлемой концентрацией

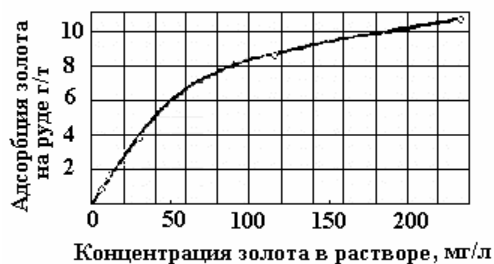


Рис. 5. Изотерма сорбции цианида золота на кварцитовой руде месторождения “Погромное”

цией цианида натрия - основа скоростного кучного выщелачивания золота. При этом выщелачивание золота из руды сводится в основном к отмывке цианида золота водой и обеззолоченными циркуляционными растворами без дополнительного укрепления их цианидом натрия. Производительности выщелачивания золота возрастает в 4-5 раз [2]. Эффект воздействия максимально-приемлемой концентрации цианида натрия повышается при введении раствора цианида натрия в последнюю стадию дробления за счет использования свежесформированных микропор. В последнем случае стадию окомкования руды с цианидом натрия желательнее проводить в цикле дробления [3]. Результаты исследований апробированы на рудах месторождений “Погромное” и “Дельмачик”.

Выводы

1. Павлов П.М. Экспериментальное исследование кучного выщелачивания/ П.М. Павлов, Ю.И. Рубцов, А.А. Мамуль// Экологические проблемы и новые технологии комплексной переработки минерального сырья. Международное содействие. Плак-синские чтения.– Чита, 2002. Ч. 1.–С. 119-125.

2. Рубцов Ю.И. Интенсификация технологий извлечения благородных металлов. Пре-

– оптимальная крупность дробления руды для окомкования с цианидом натрия – 10-12 мм;

– максимально-приемлемая концентрация цианида натрия при окомковании руды составляет 15 г/л;

– оптимальный расход цианида натрия на окомкование соответствует удельной емкости руды, для крупности дробления -10 мм, – 0,465 кг/т (активность 100 %);

– продолжительность выстаивания руды, окомкованной с цианидом натрия - 6-8 суток;

– максимальная скорость выщелачивания золота при оптимальных параметрах ввода цианида натрия – 0,23 г/т·сутки;

– максимальное извлечение золота из руды (исключая стадию с внутридиффузионным торможением) – 82 % за 9 суток;

– криогенное воздействие на дробленую руду сокращает продолжительность цикла выщелачивания на 25 % и повышает извлечение золота на 1,5-2 %.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

принт/ Байкальский институт природопользования СО РАН. – Улан-Удэ: Изд-во БНЦ СО РАН, 2004. – 52 с.

3. Казанов Е.В. Интенсификация кучного выщелачивания руды месторождения “Дельмачик”. Препринт/ Е.В. Казанов, Ю.И. Рубцов, А.Н. Гуляшинов, Г.И. Хантургаева.– Улан-Удэ: Изд-во БНЦ СО РАН, 2004. –27 с.

Коротко об авторах

Рубцов Ю.И. – кафедра БЖД, Читинский государственный университет.

© Б.И. Ковдырев, А.Б. Белов,

УДК 622.234.5

*Б.И. Кондырев, А.В. Белов, А.М. Солдатов***КОМПЛЕКСНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ
УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СПОСОБОМ
СКВАЖИННОЙ ГИДРОДОБЫЧИ И ПОДЗЕМНОЙ
ГАЗИФИКАЦИИ**

Семинар № 18

Одним из перспективных направлений создания принципиально новых горных технологий являются скважинные методы разработки твердых полезных ископаемых. Их отличительная особенность состоит в том, что полезные компоненты за счет какого-либо воздействия, как правило, на месте залегания переводятся в подвижное состояние и в виде продуктивного флюида выдаются на поверхность. Скважинные способы обладают рядом достоинств, позволяющих прогнозировать широкое их применение в ближайшем будущем. К одним из наиболее перспективных направлений можно отнести комплексное использование технологии скважинной гидродобычи (СГД) и подземной газификации угля (ПГУ).

СГД – метод подземной добычи твердых полезных ископаемых, основанный на приведении полезного ископаемого на месте залегания в подвижное состояние путем гидромеханического воздействия и выдачи его на поверхность. Процесс заключается в гидравлическом разрушении рыхлых горных пород гидромонитором, переводе последних в пульпу и выдаче ее на поверхность насосами или гидроэлеватором.

Технологическая цепь получения товарного угля включает эксплуатационную разведку; бурение добычных

скважин (диаметром 200-500 мм); подготовительные работы (энергия сжатый воздух, вода); непосредственно добычные работы.

Гидромониторными струями практически можно разрушить угольный пласт и породы любой крепости.

Отработка угольного пласта может осуществляться системой одиночных или смежных камер с оставлением целиков или сплошным забоем в отступающем порядке с управляемой посадкой покрывающих пород. При этом вокруг призабойной части скважин, посредством гидромониторного агрегата формируют полости, причем этот процесс продолжают до начала саморазрушения угольного массива, отделяющего одну полость от другой, после чего прекращают гидравлическую выемку угля, откачивают воду и начинают термическую подготовку массива к процессу подземной газификации. После нагрева массива до требуемой температуры начинают процесс газификации угля. При этом для подвода дутья и отвода газа подземной газификации используются скважины, применявшиеся для гидродобычи. При строительстве скважин целесообразно оборудование их теплообменным устройством для охлаждения.

Добыча угля с использованием комплексной технологии СГД и ПГУ создает большие преимущества перед тради-

ционными способами добычи, позволяет по-новому оценить эксплуатируемые, отработанные и вновь открытые месторождения. Установлено, что данная технология обеспечивает технологический, экономический и экологический эффект.

Возможна полная механизация и автоматизация процесса добычи полезного ископаемого, создаются благоприятные возможности по обеспечению охраны природы и безопасной работы, обеспечивается полота выемки запасов. Отсутствие вскрышных работ позволяет сохранить в целости культурный слой почвы. затраты на рекультивацию поверхности месторождения после СГД и ПГУ незначительны, так как они сводятся в основном к ликвидации разведочных и добычных скважин. Одним из важных моментов экономической эффективности является то, что при осуществлении работ по подземной газификации угля на базе участка скважинной гидродобычи исключается необходимость в доро-

гостоящем бурении газоотводящих и дутьевых скважин, относящихся на себя до 20 % капитальных вложений при строительстве станций ПГУ.

К преимуществам предложенного комплексного способа отработки угольных месторождений можно отнести: небольшие объемы горно-капитальных работ и сроки отработки эксплуатационных модулей; возможность эффективно обрабатывать нарушенные месторождения; ведение всех добычных работ с поверхности, резкое сокращение затрат труда, повышение безопасности труда горнорабочих; сравнительно малые капиталовложения и сроки строительства горнодобывающих объектов, небольшие издержки производства, обеспечивающие невысокую себестоимость продукции; работа геотехнологических систем в замкнутом цикле позволяет снижать вредные воздействия на окружающую среду.

Коротко об авторах

Кондырев Б.И., Белов А.В., Солдатов А.М. – Дальневосточный государственный технический университет.



**ДЕПОНИРОВАННЫЕ В ИЗДАТЕЛЬСТВЕ
МОСКОВСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА**

РУКОПИСИ,

1. *Боровских А.М.* «Ведущая звездочка с опорными катками» (554/02-07 — 27.11.06) 3 с.