

## ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ПЕРВИЧНЫХ РУД В ПЕРКОЛЯТОРАХ

*А.Е. Воробьев, А.К. Турсунбаева, Н.Н. Малюкова*

Описана методика проведения перколяционного выщелачивания золота на Васильковском золоторудном месторождении.

*Ключевые слова:* перколяционное выщелачивание; извлечение металла; кучное выщелачивание; первичные руды; окисленные и смешанные руды.

Одной из важнейших проблем геотехнологии благородных металлов является извлечение ценных компонентов из забалансовых и труднообогатимых руд [1], к которым относятся первичные, окисленные и смешанные типы руд Васильковского золоторудного месторождения. Окисленные и смешанные руды перерабатываются методом кучного выщелачивания, а из первичных руд с большим содержанием золота целевой металл извлекают флотацией. В последние годы растет добыча первичных руд с низким содержанием золота (до 4 г/т), извлечение металла из которых флотационным обогащением технологически малоэффективно. Для анализа возможности кучного выщелачивания золота из первичных руд были использованы пробы, крупностью:

- проба №1 – 10 мм в количестве 150 кг, с содержанием золота в руде 2,4 г/т;
- проба №2 – 20 мм в количестве 200 кг, с содержанием золота в руде 2,9 г/т;
- проба №3 – 20 мм в количестве 250 кг, с содержанием золота в руде 3,7 г/т.

Руду усредняли по стандартной методике, отбирали пробу для пробирного, химического, спектрального и ситового анализов. Результаты спектрального, химического анализов приведены в табл. 1 [1].

Рациональным анализом установлено, что 53,85% золота находится в виде свободного, 28,2% в виде сростков, 7,69% – с кислоторастворимым покрытием, а 7,7–10,2% – ассоциировано с сульфидами (рис. 1).

Гранулометрический анализ усредненных проб проводили методом рассеивания по известной методике с помощью набора сит с различной величиной отверстий. Просеиваемый материал разделяли на классы, в каждом из которых частицы незначительно отличались друг от друга по размеру. Пробирный анализ золота в исследуемых пробах проводили по методике,

достоинство которой заключается в возможности определения содержания благородных металлов из больших навесок, при этом максимальная чувствительность метода 0,1 г/т руды [2]. Результаты гранулометрического анализа указывают на неравномерное распределение золота по классам крупности (табл. 2), в пробах обогащен мелкий класс: в пробе №1 – 0,063 мм, №2 – 1,0 мм, №3 – 5,0 мм.

Кучное выщелачивание в лабораторных условиях моделировали в перколяторах, которые представляют собой цилиндр диаметром 250 мм и высотой 1500 мм, с коническим перфорированным днищем, переходящим в патрубок с краном, со слоем легко проницаемой для раствора тканью из синтетических материалов. Для повышения эффективности процесса по известной методике проведения перколяционного выщелачивания [1–3] вначале производили влагонасыщение руды в течение 4–10 суток. В качестве выщелачивающего реагента в перколятор сверху подавали щелочной раствор цианида натрия (NaCN) в капельном режиме. Растворитель, проходя через массу руды, собирался в специальный сборник для производственного раствора. Поскольку NaCN в кислой среде быстро разлагается, выделяя синильную кислоту и превращаясь в карбонаты, то pH исходного раствора поддерживался в пределах 10–11, а корректировку его значений осуществляли с помощью pH-метра.

Поскольку каждый вид руды имеет свои особенности, обусловленные определенным химическим и фазовым составом, то были предварительно выявлены оптимальные параметры выщелачивания, такие как концентрация растворителя, плотность орошения и пауза между орошениями [2].

Следует отметить, что в водных растворах цианидов щелочных металлов имеет место реакция гидролиза с образованием летучей циановодородной кислоты. Однако из-за высокой

Таблица 1

Химический состав первичной руды Васильковского месторождения, %

Анализируемый компонент	Проба №1	Проба №2	Проба №3
Двуокись кремния	67,38	67,50	59,56
Окись алюминия	12,76	12,54	10,04
Сера	0,62	0,65	0,63
Мышьяк	1,33	1,36	1,34
Железо	2,12	1,76	2,8
Цинк	0,0012	0,0009	0,0010
Кобальт	0,0016	0,00395	0,0036
Никель	0,0015	0,0017	0,0030
Медь	0,0064	0,01	0,0077

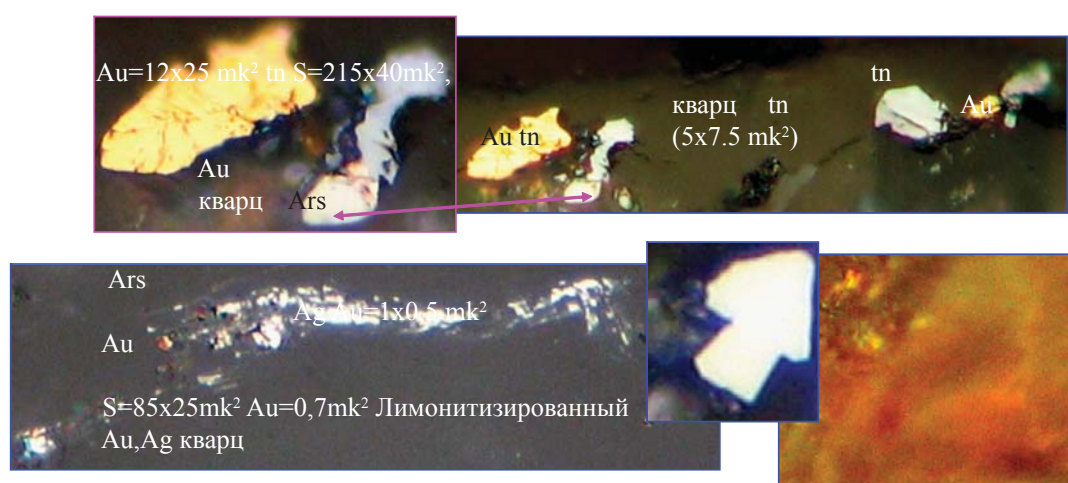


Рис. 1. Минералогия первичных руд.

Таблица 2

Распределение золота по классам крупности исходной руды

Классы, мм	Вес, г	Выход, %	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
Проба №1				
-10,0 + 5,0	3070	29,15	2,4	28,20
-5,0 + 1,0	4400	41,79	1,8	30,33
-1,0 + 0,063	2541	24,13	3,2	31,13
-0,063	519	4,93	5,2	10,34
Руда	10530	100,0	2,48	100,0
Проба №2				
-20,0 + 10,0	17648	67,77	2,8	65,32
-10,0 + 5,0	6137	23,57	3,0	24,34
-5,0 + 1,0	1670	6,41	3,0	6,62
-1,0	585	2,25	4,8	3,72
Руда	26040	100,00	2,9	100,0
Проба №3				
- 20,0 + 10,0	19410	74,41	2,7	71,4
- 10,0 + 5,0	7112	17,43	3,1	22,7
- 5,0 + 0	4280	8,16	3,7	5,9
Руда	30802	100	3,7	100

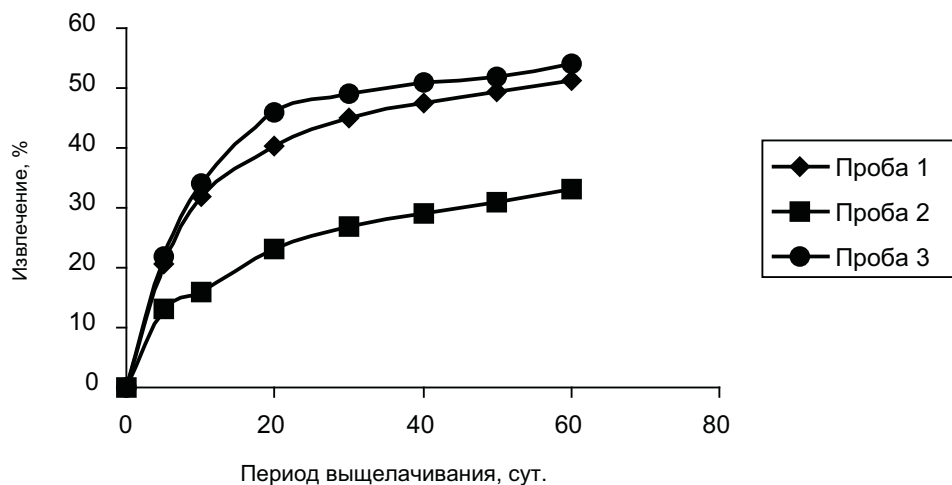


Рис. 2. Кинетика перколяционного выщелачивания.

щелочности среды  $\text{pH} > 10$  равновесие этой реакции практически нацело смещается в сторону образования  $\text{NaCN}$ , что обеспечивает минимальное загрязнение окружающей среды синильной кислотой. Кроме того, щелочь предотвращает образование комплексных солей железа, что сокращает расход цианида. Поэтому в исследованиях в качестве защитной щелочи использовали раствор гидроксида натрия ( $\text{NaOH}$ ), содержание которого в цианистых растворах определяли титрованием  $0,1\text{н}$  раствором соляной кислоты в присутствии индикатора  $0,5\%$  раствора фенолфталеина, только после того как в исходной пробе был определен свободный цианид. После каждого орошения образующийся золотосодержащий производственный раствор анализировали на содержание золота, остаточного цианида и значения  $\text{pH}$  среды. Определение содержания металлов в растворах проводили методом атомной абсорбции, который обеспечивал чувствительность металла до  $0,01 \text{ мг/дм}^3$  [1–3].

Перколяционное выщелачивание проводили в течение 60 сут. до снижения концентрации золота в производственных растворах менее  $0,1 \text{ мг/дм}^3$ . В заметных количествах золото обнаруживается в растворах выщелачивания через 4 сут., так как в начальный период происходит смачивание минералов золота и образование комплексных цианидов. Максимальное извлечение металла в раствор достигается на 30 сут., затем прирост золота незначителен (рис. 2).

Максимальная концентрация золота в растворах при выщелачивании наблюдается в те-

чение 12 сут., после чего его концентрация снижается, что связано с кинетическими трудностями процесса (рис. 3).

Результаты ситового анализа кеков цианирования показывают, что наибольшее количество неизвлеченного металла наблюдается в крупных классах руды, в которых сосредоточено тонкодисперсное золото, вкрапленное в сульфидные минералы или находится в виде сростков (табл. 3).

Высокий удельный расход  $\text{NaCN}$  –  $0,77 \text{ кг/т}$  и  $\text{NaOH}$  –  $0,35 \text{ кг/т}$  за весь период выщелачивания обусловлен дополнительными затратами его на взаимодействие с присутствующими в руде минералами меди, никеля, железа и др. (табл. 4). Вследствие этого наблюдается низкая степень извлечения золота и значительно увеличивается удельный расход  $\text{NaCN}$ . В результате выщелачивания руды извлечение золота в раствор составило: для пробы №1 –  $51,2\%$  при содержании его в кеке –  $1,21 \text{ г/т}$ ; для пробы №2 –  $33,1\%$  при содержании его в кеке  $1,94 \text{ г/т}$  и для пробы №3 –  $45,4\%$  при содержании его в кеке  $2,13 \text{ г/т}$ .

Таким образом, кучное выщелачивание первичных руд с низким содержанием золота рекомендуется проводить в многосекционных штабелях высотой не более 10 м, сложенных из материала, крупность которого не должна превышать 10 мм, что позволяет извлекать до 51% целевого металла. В массиве кучи необходимо формировать два и более слоев мелкозернистой руды крупностью  $-2,0$  и  $+0,5 \text{ мм}$ , высотой 50–120 мм, которые обеспечивают распределе-

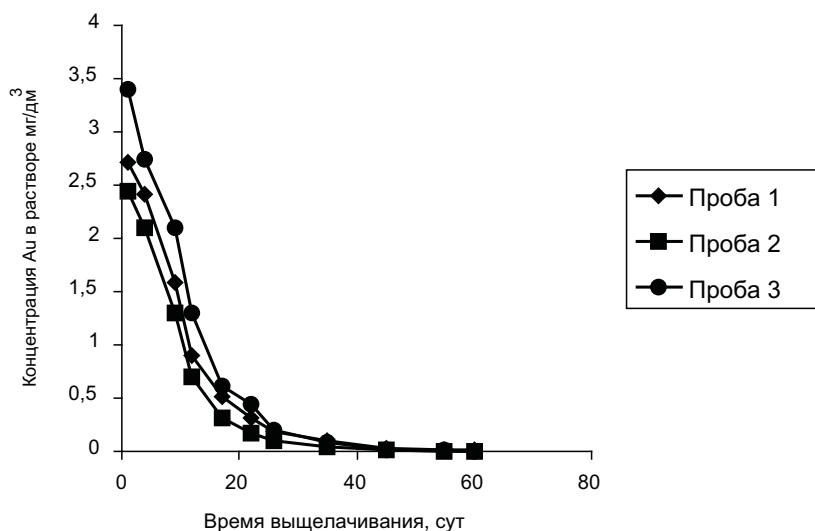


Рис. 3. Изменения концентрации золота в растворах в зависимости от времени выщелачивания.

Таблица 3

Распределение золота по классам крупности в кеках

Классы, мм	Вес, г	Выход, %	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
Проба №1				
-10,0+5,0	2438	29,31	1,53	37,02
-5,0+1,0	3351	40,28	0,93	30,93
-1,0+0,063	2122	25,51	1,33	28,01
-0,063	408	4,90	1,0	4,04
Кек обш.	8319	100,0	1,21	100,0
Проба №2				
-20,0+10,0	9060	69,27	2,0	71,31
-10,0 + 5,0	2865	21,90	1,8	20,29
-5,0 + 1,0	880	6,73	1,8	6,24
-1,0	275	2,10	2,0	2,16
Кек обш.	13080	100,0	1,94	100,0
Проба №3				
- 20,0 + 10,0	8010	67,53	2,1	69,74
- 10,0 + 5,0	2371	23,17	2,0	21,15
- 5,0 + 0	2144	9,3	2,4	9,11
Кек обш.	100,0	100,0	2,2	100,0

Таблица 4

Результаты перколяционного выщелачивания первичной руды

Исходная руда			Кек КВ			Извл. Au в раствор, %	Расход NaCN, кг/т	Расход NaOH, кг/т
Вес, кг	Содер. Au, г/т	Кол-во Au, мг	Вес, кг	Содер. Au, г/т	Au, мг			
Проба №1								
125	2,48	310,0	125	1,21	151,25	51,21	0,78	0,35
Проба №2								
112	2,9	324,8	112	1,94	217,3	33,1	0,75	0,33
Проба №3								
150	3,9	585	150	2,13	319,5	45,4	0,71	0,32

ние гидродинамического потока по всему сечению штабеля. Цианирование золота в штабелях необходимо осуществлять с паузой в орошении 1 сут. [1–3]:

- на 1 этапе до достижения 20% извлечения золота, концентрацию  $\text{NaCN}$  в растворе поддерживать до  $0,6 \text{ г/дм}^3$  при плотности орошения  $25 \text{ дм}^3/\text{т}$  руды;
- на 2 этапе до достижения 40% извлечения золота концентрацию  $\text{NaCN}$  поддерживать до  $0,4 \text{ г/дм}^3$  при плотности орошения  $15 \text{ дм}^3/\text{т}$  руды;
- на 3 этапе, чтобы достичь более 40% извлечения золота концентрацию  $\text{NaCN}$  поддерживать до  $0,2 \text{ мг/дм}^3$ , при плотности орошения  $15 \text{ дм}^3/\text{т}$  руды.

### *Литература*

1. Воробьев А.Е., Каргинов К.Г., Козырев Е.Н., Ашихмин А.А. Физико-химическая геотехнология золота. Владикавказ: Ремарко, 2001. 568 с.
2. Турсунбаева А.К. Кучное выщелачивание золота в штабелях // Труды университета КарГТУ. Караганда. 2010. №1. С. 21–23.
3. Турсунбаева А.К. Усовершенствованная модель процесса капельного орошения при кучном выщелачивании металлов // Горный Вестник Узбекистана. 2010. №1. С. 17–20.
4. Ногаева К.А., Малюкова Н.Н. Перспективные технологии переработки золотосодержащего сырья способом кучного выщелачивания: Учеб. для вузов. / Кырг. Горно-металлург. ин-т. Бишкек, 2000. 100 с.