

КИНЕТИКА ЦИАНИДНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ФЛОТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ РАЗНОТИПНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ СУЛЬФИДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

КОЖОНОВ А.К., НОГАЕВА К.А., ШАМЫРАЛИЕВА А.А.
izvestiya@ktu.aknet.kg

Рассматривается извлечение благородных металлов из флотационных концентратов методом гидрометаллургии. Приведены результаты опытов, которые показали, что на процесс выщелачивания флотоконцентрата положительно влияет подача азотнокислого свинца, и было найдено оптимальное время выщелачивания. Также даны результаты экспериментов по увеличению концентрации цианида натрия, повышение тонины помола и предварительного окисления пульпы.

В практике золотодобычи большую часть гравитационных и флотационных концентратов направляют для переработки на медеплавильные заводы. В процессе плавки благородные металлы переходят в черновую медь, а при последующем ее электролизе – в шламы с извлечением золота и серебра. Вовлечение в эксплуатацию месторождений, расположенных в отдаленных районах, где поблизости отсутствуют базы для переработки концентратов, является экономически неэффективным. В целях уменьшения эксплуатационных затрат на доставку концентратов и на переработку низкокачественных продуктов обогащения целесообразным является переработка концентратов на месте, посредством пирометаллургических и/или гидрометаллургических методов извлечения благородных металлов [1].

Учитывая высокие экологические риски пирометаллургических методов, наиболее эффективным методом переработки флотационных концентратов является цианирование.

Получение продуктов обогащения, подвергаемых испытаниям, авторами изложены в работах [2,3].

Испытания по выщелачиванию золота первоначально проводились на флотоконцентрате исходной крупности. Изучено влияние концентрации цианида натрия на извлечение золота из флотоконцентрата цианированием.

Основные параметры выщелачивания золота из флотоконцентрата и показатели извлечения золота из него приведены в табл.1.

Как показали результаты испытаний по выщелачиванию золота из флотоконцентрата, за оптимальную концентрацию цианида натрия можно принять 0,1%, обеспечивающую извлечение золота в цианистый раствор 90,0%. Увеличение концентрации цианида натрия до 0,2% несущественно повышает извлечение золота. В табл. 2 приведен контроль процесса цианирования флотоконцентрата.

Таблица 1

Влияние концентрации цианида натрия на извлечение
золота из флотоконцентрата цианированием

Наименование показателей	Показатели	
	Концентрация NaCN, %	
	0,1	0,2
Масса навески, г	200	200
Количество цианидного раствора, мл	600	600
Загрузка извести, кг/т	1,5	1,5
Продолжительность выщелачивания, ч	24	24
Содержание Au в растворе, мг/л	13,00	13,30
Содержание Au в хвостах, г/т	4,32	4,04
Расчетное содержание Au во флотоконцентрате, г/т	43,32	43,94
Извлечение Au, %	90,03	90,80

Таблица 2

Изменение концентрации цианида натрия и извести
в процессе выщелачивания флотоконцентрата

Продолжительность выщелачивания, ч	Концентрация, %	
	NaCN	CaO
0	0,10	0,020
1	0,055 + 0,045	0,020
2	0,10	0,020
3	0,10	0,020
7	0,06 + 0,04	0,022
11	0,07 + 0,03	0,023
15	0,07 + 0,03	0,024
20	0,08 + 0,02	0,026
24	0,078	0,026

Расход цианида натрия на взаимодействие с минералами высокий и составил 5,61 кг/т при загрузке 7,95 кг/т.

Для раскрытия мелкого золота, тесно ассоциированного с сульфидами, флотоконцентрат доизмельчался до 85% кл. -0,044 мм.

В табл.3 приведены результаты тестов по цианидному выщелачиванию золота из доизмельченного флотоконцентрата.

Таблица 3

Извлечение золота из флотоконцентрата крупностью 85% кл. -0,044 мм цианированием

Наименование показателей	Показатели	
	опыт 1	опыт 2
Масса навески, г	300	300
Количество цианидного раствора, мл	900	900
Загрузка извести, кг/т	1,5	1,5
Загрузка NaCN, кг/т	7,95	7,95
Продолжительность выщелачивания, ч	24	24
Содержание Au в растворе, мг/л	12,67	12,70
Содержание Au в хвостах, г/т	6,80	6,80
Расчетное содержание Au во флотоконцентрате, г/т	44,81	44,9
Извлечение Au, %	84,82	84,85

Из представленных данных следует, что доизмельчение флотоконцентрата до 85% кл. -0,044 мм не способствует повышению извлечения золота из флотоконцентрата в цианидный раствор. При загрузке цианида натрия 7,95 кг/т остаточная концентрация – 0,076%.

В практике цианирования флотоконцентратов для предотвращения отрицательного влияния вредных тиоарсенит и сульфид – ионов в цианистый раствор вводят небольшое количество растворимых солей свинца.

В тестах по выщелачиванию золота из флотоконцентрата была использована добавка $Pb(NO_3)_2$ в количестве 1 кг/т.

Результаты цианирования доизмельченного до 85% кл. -0,044 мм флотоконцентрата с добавкой азотнокислого свинца приведены в табл. 4.

Таблица 4

Извлечение золота из доизмельченного флотоконцентрата
в присутствии азотнокислого свинца

Наименование показателей	Показатели	
	опыт 1	опыт 2
Масса навески, г	300	300
Количество цианидного раствора, мл	900	900
Загрузка извести, кг/т	1,5	1,5
Загрузка NaCN, кг/т	7,95	7,95
Продолжительность выщелачивания, ч	24	24
Содержание Au в растворе, мг/л	12,40	15,00

Содержание Au в хвостах, г/т	5,00	3,90
Расчетное содержание Au во флотоконцентрате, г/т	42,20	48,90
Извлечение Au, %	88,15	92,02

Как показали результаты опытов, представленные в табл. 4, подача $Pb(NO_3)_2$ на выщелачивание флотоконцентрата дает положительный эффект. При загрузке цианида натрия 7,95 кг/т остаточная концентрация цианида натрия – 0,075%.

Проведены тесты по определению оптимальной продолжительности выщелачивания флотоконцентрата с добавкой $Pb(NO_3)_2$ в количестве 1,0 кг/г.

В табл. 5 приведена кинетика выщелачивания золота из флотоконцентрата.

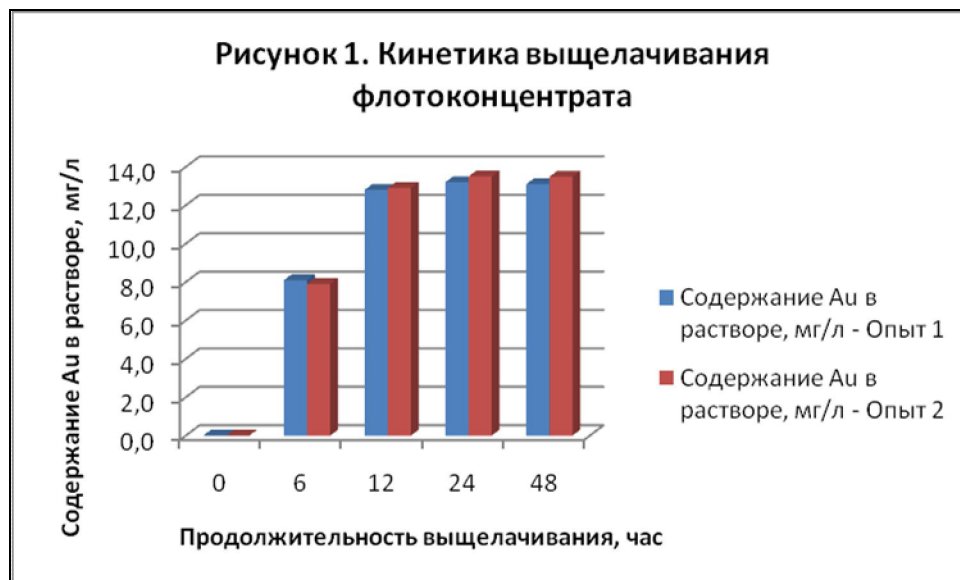
Таблица 5

Влияние продолжительности выщелачивания на извлечение золота из флотоконцентрата

Наименование показателей	Показатели	
	опыт 1	опыт 2
Масса навески, г	300	300
Количество цианидного раствора, мл	900	900
Загрузка извести, кг/т	1,50	1,50
Загрузка NaCN, кг/т	7,95	7,95
Содержание Au в растворе, мг/л		
Через 12 часов	12,80	12,90
24 часа	13,20	13,50
48 часов	13,10	13,48
Содержание Au в хвостах, г/т	4,30	4,10
Расчетное содержание Au во флотоконцентрате, г	43,60	44,54
Извлечение Au в раствор, %	90,14	90,79

По результатам опытов оптимальное время выщелачивания флотоконцентрата 24 часа. Остаточная концентрация NaCN составила 0,068%.

Кинетика цианидного выщелачивания флотационных концентратов отражена в диаграмме 1.



Изучено влияние предварительного окисления пульпы кислородом воздуха перед выщелачиванием золота из флотоконцентрата.

Окисление пульпы проводилось на флотационной машине. Расход воздуха составлял 1,2 л/мин. Продолжительность агитации пульпы во флотомашине 1 час, при pH – 10,5. Затем в пульпу подавался $Pb(NO_3)_2$ в количестве 1 кг/г с последующей агитацией в течение 0,5 часа.

Флотоконцентрат цианировался в оптимальном режиме, отработанным ранее.

Результаты опытов по цианированию флотоконцентрата после окисления кислородом воздуха приведены в табл. 6.

Таблица 6

Результаты цианирования флотоконцентрата

Наименование показателей	Показатели	
	опыт 1	опыт 2
Масса навески, г	300	300
Количество цианидного раствора, мл	900	900
Загрузка извести, кг/т	1,5	1,5
Загрузка NaCN, кг/т	7,95	7,95
Продолжительность выщелачивания, ч	24	24
Содержание Au в растворе, мг/л	12,97	13,0
Содержание Au в хвостах, г/т	4,3	4,0
Расчетное содержание золота во флотоконцентрате, г/т	43,21	43,00
Извлечение Au в раствор, %	90,05	90,70

На основании результатов табл. 6 следует, что предварительное окисление флотоконцентрата кислородом воздуха не позволило снизить содержание золота в хвостах цианирования флотоконцентрата. Остаточная концентрация цианида натрия – 0,058%.

Выводы

1. Извлечение золота из флотоконцентрата при плотности пульпы 25% твердого за 24 часа цианирования составило 90%. Расход цианида натрия при этом 7,95 кг/т концентрата. Цианидный раствор после выщелачивания содержит повышенное количество меди – 340,0 г/м³. При таком количестве растворенной меди следует отдать предпочтение активированному углю по сравнению со смолой.
2. Увеличение концентрации цианида натрия, повышение тонины помола и предварительное окисление пульпы не позволяют улучшить показатели выщелачивания.
3. Подача Pb(NO₃)₂ на выщелачивание флотоконцентрата дает положительный эффект.
4. При определенных режимах флотации достигается извлечение золота 92,21% при выходе концентрата 22,5% и содержание золота в концентрате 30 г/т [2], а при цианировании флотоконцентратов извлечение составляет 90%. Сквозное извлечение золота из процессов флотации и цианирования составляет 82,89%.
5. Программой дальнейших испытаний необходимо рассматривать возможность применения прямого цианирования рассматриваемых руд и сравнить экономические показатели флотационно-цианидной и прямой цианидной схемы переработки.

Литература

1. Котляр Ю.А., Меретуков М.А., Стрижко Л.С. Металлургия благородных металлов. Часть 1.– Москва, «РУДА И МЕТАЛЛЫ», 2005. – 431 стр.
2. Кожонов А.К., Ногаева К.А., Шамыралиева А.А. Технологические аспекты переработки разнотипных рудных тел сульфидных месторождений // Известия Кыргызского государственного технического университета им. И.Раззакова. №14. 2008.
3. Кожонов А.К., Ногаева К.А., Шамыралиева А.А. Оптимизация комбинированной схемы обогащения смешанных разнотипных руд // Известия Кыргызского государственного технического университета им. И.Раззакова. №16. 2008.

