

Мейманова Ж.С.

**«СОЛТОН-САРЫ» КЕН ЖАТАК ЖЕРИНДЕГИ ХВОСТТОРДУ
ТОБУ МЕНЕН ЭРИТМЕГЕ ӨТКӨРҮП БАЙЫТУУНУН ОПТИМАЛДУУ
ПАРАМЕТРЛЕРИН АНЫКТОО**

Мейманова Ж.С.

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ
ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «СОЛТОН-САРЫ»**

Zh.S. Meimanova

**DETERMINATION OF THE OPTIMAL PARAMETERS FOR HEAP LEACHING
OF THE «SOLTON-SARY» DEPOSIT TAILINGS**

УДК: 669.622/17

Макалада көптөн бери жаткан хвостторду минералдык чийки заттардын булагы катарында пайдалануунун актуалдуу проблемалары каралган. Чоң өлчөмдөгү колоннага кендин пробаларын чоң массада колдонууда тобу менен эритмеге өткөрүү боюнча минералдык чийки заттарды изилдөөнүн жыйынтыктары жазылган, эритмеге өткөрүүдө металлды бөлүп алууга сарпталган реагенттер натыйжалуу жыйынтыктарды берүүгө мүмкүнчүлүк алат.

Негизги сөздөр: көптөн бери жаткан хвост, минералдык состав, рентгенструктуралык анализ, микроскоптук анализ, гравитациялык байытуу, эритмеге өткөрүү, колонналык тест, химиялык анализ.

В статье рассматриваются актуальные проблемы использования лежалых хвостов как источник минерального сырья. Описаны результаты исследования минерального сырья по кучному выщелачиванию с использованием больших по массе проб руды в колоннах большого размера, которые позволяют получить при выщелачивании извлекаемого металла потребность реагентов дает более эффективные результаты.

Ключевые слова: лежалые хвосты, минеральный состав, рентгеноструктурный анализ, микроскопический анализ, гравитационное обогащение, выщелачивания, колонный тест, химический анализ.

The purpose of this article is to analyze the actual problems of the use the old tailings as a source of mineral resources. The results of a study of mineral raw material on heap leaching using large-scale ore samples in large-size columns, which allow to obtain leaching of the recovered metal, the need for reagents gives more effective results.

Key words: old tailings, mineral composition, X-ray analysis, microscopic analysis, gravity separation, leaching, column test, chemical analysis.

Изучение проблем, связанных с накоплением и использованием промышленных отходов и утилизацией их в качестве промышленного сырья, в последние годы стало важной прикладной и научно-технической задачей. Вторичные минеральные ресурсы в

Кыргызстане представлены отвальными породами добычи, обогащения, гидрометаллургической переработки благородных металлов, шламами и хвостами [1].

В данной работе рассмотрена возможность переработки лежалых хвостов обогатительной фабрики месторождения Солтон-Сары.

Минеральный состав материала хвостов месторождения Солтон-Сары определен рентгеноструктурным и микроскопическим анализами и приведен в таблице 1.

Таблица 1

Минеральный состав хвостов

<i>Минералы, группы минералов</i>		<i>Массовая доля, %</i>
Кварц		47,0
Карбонат	доломит	11,0
	кальцит	2,0
Полевые шпаты	калиевый полевой шпат	9,0
	плагиоклаз	12,0
Мусковит, серицит		11,0
Хлорит		2,5
Гидрооксиды железа: гетит, лимонит		0,5
Оксиды железа		1,5
Пирит		3,0
Халькопирит		0,3-0,5
Итого:		100

Как видно из таблицы 1, материал хвостов на 95% состоит из пороодообразующих минералов, главными из которых являются кварц, карбонаты, полевые шпаты и слюдисто-хлоритовые минералы. Рудные минералы в основном представлены пиритом (3,0%) с примесью халькопирита (0,3-0,5) [2].

Из результатов химического анализа видно, что массовая доля кремнезема в пробах составляет 61,11-67,07%, в среднем 64,46% глинозема 13,15-15,07%, в

среднем 14,17% (табл. 2) относительно повышенными количествами характеризуются оксиды кальция и щелочей (K+ Na).

Таблица 2

Химический состав хвостов на электронно-зондовом микроанализаторе

Элементы	Массовая доля, %			
	Образец 1	Образец 2	Образец 3	Среднее
SiO ₂	67,07	61,11	65,19	64,46
Al ₂ O ₃	13,15	15,07	14,30	14,17
MnO	0,19	0,11	0,11	0,14
P ₂ O ₅	0,70	0,34	0,46	0,50
TiO ₂	0,18	0,51	0,67	0,45
CaO	5,19	4,14	3,85	4,39
MgO	1,82	2,31	1,24	1,79
Na ₂ O	2,20	2,17	2,23	2,20
K ₂ O	3,89	5,51	5,55	4,98
Fe ₂ O ₃	5,36	7,05	5,72	6,04
S _{общ}	0,09	0,58	0,24	0,30
So ₃	0,26	1,67	0,69	0,87
Au, г/т	-	-	-	1,45

Хвосты в большей степени представлены железосодержащими минералами. Массовая доля Fe₂O₃ колеблется от 5,36 до 7,05%, в среднем составляет 6,04%.

Массовая доля серы в рудных составила 0,30%, при колебаниях в частных образцах от 0,09 до 0,58%. Основную ценность в материале хвостов гравитационного обогащения представляет золото. По данным пробирного анализа среднее содержание золота составило 1,45 г/т. Установлено, что доля свободного самородного золота составляет от 0,9 до 1,8%.

Возможное извлечение золота из хвостов исходной крупности может составить за счет тяжелых сростков с сульфидами – 55,88% и около 4,5-10% сростков с кварцем и карбонатами.

Программой исследований предусмотрено кучное выщелачивание.

Основными целями укрупненных технологических испытаний с применением колонных тестов являются:

- определение оптимальной крупности для выщелачивания;
- определение продолжительности выщелачивания для крупнокусковой руды;
- подтверждение извлекаемости золота при кучном выщелачивании;
- определение расхода реагентов в зависимости от крупности руды и продолжительности выщелачивания.

Испытания, проводимые с использованием больших по массе проб руды в колоннах большого размера, позволяют получить более надежную информацию относительно извлекаемости металлов, коэффициентов извлечения при выщелачивании, потребности в реагентах. Помимо этого, испытания такого масштаба обеспечивают получение значи-

тельного количества другой информации, необходимой для проектирования и промышленной переработки руды.

В настоящей работе было проведено два больших колонных теста на материале крупностью –2,0 мм и –0,5 мм. Установка по выщелачиванию включала две колонны выщелачивания: диаметром 250 мм, высотой 2400 мм для руды крупностью – 75 мм и диаметром 150 мм, высотой 2100 мм для руды крупностью – 25 мм; две сорбционные колонны высотой 260 мм, диаметром 80 мм и высотой 200 мм, диаметром 60 мм; приемные емкости для продуктивных и обеззолоченных растворов объемом по 20 л каждая.

В качестве сорбента использовалась свежая смола марки АМ-2Б.

Раствор для орошения руды подавался сверху со скоростью 18-25 л/м²/ч (для материала крупностью –2,0 мм) и 13-16 л/м²/ч (для материала крупностью –0,5 мм) при строгом контроле состояния поверхности руды в колоннах с целью недопущения образования на ней луж раствора и сухих участков. Процесс был разбит на циклы, каждый из которых включал в себя выщелачивание золота из руды и сорбционное извлечение его из раствора.

Сорбция проводилась в одну стадию. Для исключения «проскока» по золоту было взято заведомо большее от необходимого количество сорбента. После сорбции фиксировалась масса оборотного раствора и отбиралась средняя проба для анализа на содержание золота, рН и остаточную концентрацию цианида натрия.

При необходимости раствор укреплялся по цианиду и щелочи. При уменьшении объема раствора вследствие испарения, отбора проб на анализы в оборотный раствор добавляли свежий раствор. После доукрепления оборотного раствора определялась фактическая концентрация цианида натрия титрованием, замерялся рН, после чего раствор направляли на орошение руды в колонне. Далее циклы выщелачивания и сорбции проводились в аналогичном режиме.

Исходные параметры процесса колонного выщелачивания приведены в таблице 3.

Таблица 3

Исходные параметры колонных тестов

Наименование параметров и показателей	Крупность руды, мм	
	-2,0	-0,5
Вес материала, загруженной в колонну, кг	161,5	50,0
Начальная высота слоя руды, мм	2380	2090
Насыпная масса гранулированного материала, т/м ³	1,325	1,296
Количество раствора, подаваемого на орошение, л/сут.	17,67	10,5
Исходная концентрация цианида натрия в растворе, %	0,05	0,05
рН рабочего раствора	10,5-11	10,5-11

Исходное содержание золота в руде (по данным пробирного анализа), г/т	1,45	1,45
Загрузка смолы в сорбционную колонну, мл	800	400
Усадка руды в колонне после первого цикла выщелачивания, %	0,2	0,2

Первые продуктивные растворы были проанализированы на содержание основных компонентов. Результаты анализов приведены в таблице 4.

Таблица 4

Результаты химического анализа первых продуктивных растворов

Компоненты	Содержание, мг/л	
	-2,0	-0,5
Золото	6,10	2,65
Серебро	1,70	2,11
Медь	2,36	9,00
Цинк	≤0,05	0,12
Никель	1,11	0,40
Кобальт	0,22	0,10
Железо	2,00	5,90
Марганец	0,06	≤0,05
Кальций	621,24	124,2
Магний	9,72	н.об.
Сульфаты	950,57	477,34
Хлориды	3244,4	1689,8
Карбонаты	н.об.	н.об.
Гидрокарбонаты	195,26	427,10
Сухой остаток	8526	3752

Высокое содержание золота в первых продуктивных растворах свидетельствует о высокой кинетике выщелачивания [3].

В таблице 5 и на рисунках 1, 2 приведены основные показатели по времени проведения колонных тестов, количеству пропущенных растворов, извлечению золота (по оперативному контролю) и расходу реагентов.

Таблица 5

Показатели по извлечению золота, времени выщелачивания, объему пропущенных растворов и расходу реагентов

Наименование параметров и показателей	Крупность руды, мм	
	-2,0	-0,5
Количество циклов выщелачивания	21	21
Фактическая средняя интенсивность орошения, л/м ² /ч	14,99	24,71
Фактическая удельная интенсивность орошения, л/ кг/сут	0,114	0,219
Суммарное количество пропущенного раствора, м ³ /т	2,256	4,399
Извлечение золота в раствор, %	84,40	88,28
Расход цианида натрия, кг/т	0,625	0,811
Расход щелочи, кг/т	0,200	0,365

Экономически обоснованным является содержание золота в продуктивном растворе на уровне 0,1мг/л. Исходя из этого (в соответствии с таблицами оперативного контроля колонных тестов), необходимое количество рабочего раствора для выщелачивания золота составит из руды крупностью -75мм 1,928 м³/т, для руды крупностью -25мм – 1,755 м³/т.

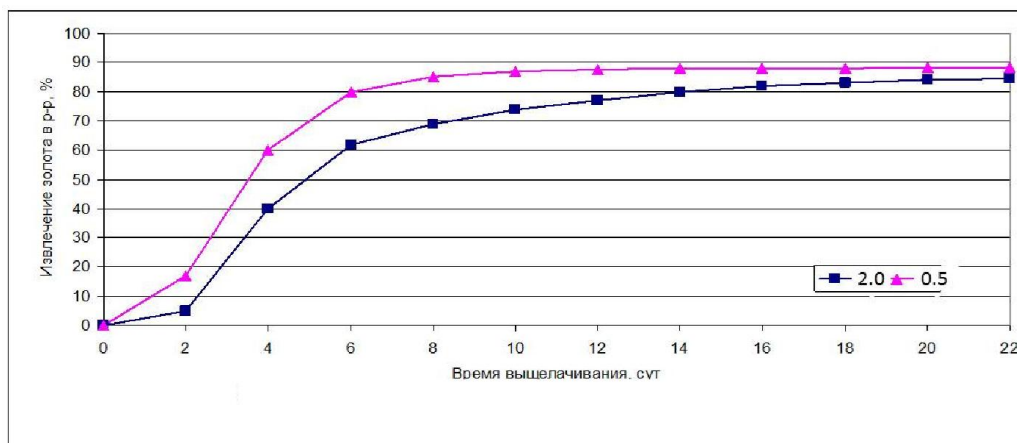


Рис. 1. Зависимость извлечения золота от продолжительности выщелачивания.

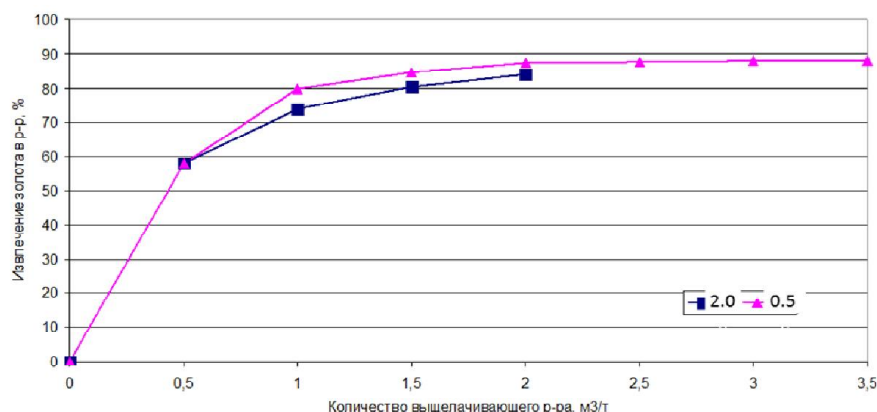


Рис. 2. Зависимость извлечения золота от количества выщелачивающего раствора.

Из рисунка 2 видно, что кинетика выщелачивания золота из материала крупностью -0,5мм выше, чем из материала крупностью -2,0мм.

По окончании проведения колонных тестов раствор после последнего цикла выщелачивания был проанализирован на содержание основных компонентов [5]. Результаты анализа приведены в таблице 6.

Таблица 6

Результаты химического анализа растворов после последнего цикла выщелачивания

Компоненты	Содержание, мг/л	
	-2,0	-0,5
Золото	0,023	0,009
Серебро	0,02	0,008
Медь	3,18	3,40
Цинк	≤0,05	0,70
Никель	2,70	0,40
Кобальт	0,38	0,09
Железо	5,10	6,90
Марганец	≤0,05	≤0,05
Кальций	12,02	4,01
Магний	2,40	≤0,05
Сульфаты	229,62	62,55
Хлориды	797,56	946,29
Карбонаты	≤0,05	72,0
Гидрокарбонаты	634,61	561,38
Сухой остаток	2292	2230

Сравнение химического состава первых и последних продуктивных растворов показывает, что в последних продуктивных растворах уменьшилось содержание благородных металлов за счет сорбции их смолой. Уменьшилось содержание сухого остатка. По окончании колонного выщелачивания хвосты были промыты водой до полного отсутствия в промывных растворах цианида натрия.

Последние промывные растворы были проанализированы на содержание основных компонентов.

Исследования по выщелачиванию золота из хвостов обогащения месторождения Солтон-Сары с применением колонных тестов позволили сделать следующие выводы:

- испытуемые материалы пригодны для переработки методом кучного выщелачивания;

- извлечение золота существенно не зависит от крупности материала;

- ожидаемое товарное извлечение золота из руды крупностью -2,0 мм составит 73,26%, из руды крупностью -0,5 мм - 74,87%;

- необходимое количество рабочих растворов для выщелачивания золота составляет 1,928 м³ раствора на 1 т материала крупностью -2,0 мм и 1,755 м³ раствора на 1 т материала крупностью -0,5 мм;

- расход реагентов на процесс колонного выщелачивания составил, кг/т: для руды крупностью -2,0 мм - цианида натрия – 0,625, щелочи – 0,200; для руды крупностью -0,5 мм - цианида натрия – 0,811, щелочи – 0,365;

Выводы. Переработка хвостов является перспективным направлением развития добычи техногенных месторождений. При изучении данного вопроса можно увидеть много положительных моментов: получение новых источников минерального сырья, более дешевого по сравнению с добычей его из недр. Направление комплексного использования недр с учетом энерго- и ресурсосбережения обеспечит улучшение экологии и экономики в регионе.

Литература:

1. Царьков В.А. Опыт работы золотоизвлекательных предприятий мира. - М. Издательский дом «Руда и Металлы», 2004. - С. 112.
2. Чантурия В.А., Седельникова Г.В. Развитие золотодобычи и технологии обогащения золотосодержащих руд и россыпей // Горный журнал. - 1998. - №5.
3. Ногаева К.А. Перспективные технологии переработки золотосодержащего сырья способом кучного выщелачивания [Текст]/Малюкова Н.Н. // Учебник для вузов. - Бишкек, 2000. - С.100.
4. Ногаева К.А. Интенсификация процесса кучного выщелачивания [Текст] / Нуркеев С.С., Кожонов А.К. // Матер. науч.-практич.конф. «Горное дело в Казахстане» «Состояние и перспективы». - Алматы, 2000.
5. Дементьев В.Е., Татаринев А.П., Гудков С.С. Основные аспекты технологии кучного выщелачивания золотосодержащего сырья // Горный журнал. - 2001. - №5. - С. 53-55.

Рецензент: к.т.н. Мамырбаев Н.А.