



Рентгенограмма хвостов до бактериальной обработки *а* и после *б*.  
 $\text{AlSiO}_2$  – 4,25 (8) – 3,343 (10) – 2,456 (6) – 2,281 (6) – 2,236 (5) и др.;  
 $\text{FeAsS}$  – 2,662 (10) – 2,443 (9) – 2,142 (9) – 1,187 (0) – 1,629 (8);  
 шамозит – 7,04 (10) – 3,513 (10) – 2,796 (9) – 2,514 (9) – 2,137 (6) – 1,551 (7);  
 альбит – 4,016 (7) – 3,767 (6) – 3,660 (7) – 3,206 (7) – 3,179 (10) – 2,952 (6).

**СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Хабиров В.В., Забельский В.К., Воробьев А.Е. Прогрессивные технологии добычи и переработки золотосодержащего сырья / Под ред. акад. Н.П. Лаверова. М.: Недра, 1994. 272 с.
2. Воробьев А.Е., Каргинов К.Г., Козырев Е.Н., Ашихмин А.А. Физико-химическая геотехнология золота. Владикавказ: Ремарко, 2001. 568 с.
3. Кенжалиев Б.К., Абсалямов Х.К., Камалов М.Р. и др. Биотехнология доизвлечения золота из отходов цианирования // Комплексное использование минерального сырья. 2002. № 1. С. 44-47.

**УДК 622.7.017.2**  
**ЖАҢБАТЫРОВ А.А.**

**Лабораторные и опытно-промышленные исследования выщелачивания золотосодержащих руд**

Технологическая оценка руд месторождения была проведена в 1990 году ЦЛ ПО «Киргизгеология» на руде, содержащей Au 5,4 г/т, Ag 1,7 г/т и Cu – 0,16 %. Вес пробы 57,7 кг, начальная крупность 50 мм. Наличие свободного и относительно крупного Au предопределило применение гравитации в «голове» схемы. При этом в гравиконцентрат извлечено Au при его содержании 117,6 г/т. Переработка хвостов гравитации возможна по двум направлениям – флотационному и гидрометаллургическому – выщелачивание в цианистых растворах. В обоих случаях получены отвальные хвосты обогащения (0,47 и 0,24 г/т соответственно). Сквозное извлечение Au по гравитационно-флотационной технологии – 92 %, гравитационно-цианистой – 95,7 %. Сделан вывод, что руда может перерабатываться по известным технологиям с достаточно высокими показателями.

В 1991 г. в ВНИИХТе провели исследования применительно к условиям кучного выщелачивания. В результате исследований было установлено:

1. Руды относятся к золотосульфидному типу с двумя основными ассоциациями: золото-пиритовая и золото-пирит-халькопиритовая. Золото, в основном, представлено самородной формой с вкрапленно-прожилковым распределением среди агрегатов сульфидов. Содержание Au – 3,1 г/т. Вес пробы 280 кг. Руды частично окисленные, количество легко шламующихся минералов составляет – 17 %, карбонатов – 11 %.

2. Возможна реализация процесса кучного выщелачивания Au из руд с приемлемыми технологическими показателями. Опыты проведены на укрупненно-лабораторной установке (загрузка руды 124 кг) в режиме инфильтрационного цианидного выщелачивания. Выщелачивание проведено на материале крупно-

стью (25-0) мм и (15-0) мм. Извлечение Au в раствор по отдельным перколяторам изменялось от 60 до 81 % в зависимости от крупности материала и концентрации цианистого раствора, составив в среднем 70,4 %.

3. Сорбция Au из растворов кучного выщелачивания при использовании смолы АМ-2Б высокоэффективна. Средняя емкость смолы до проскока, полученная при осуществлении сорбции в динамических условиях, составляет 0,3-1,2 мг/г в зависимости от режима.

4. Объем стекающей после прекращения орошения жидкости определяется, при постоянной массе руды, интенсивностью орошения, крупностью руды и временем выстаивания; по результатам лабораторных исследований удельный суточный объем стекающей жидкости, в зависимости от условий, изменяется от 15,6 до 25,8 см<sup>3</sup>/кг.

В 1992 г. КППГ «Волковгеология» были проведены опытно-промышленные исследования процесса кучного выщелачивания на рудной массе объемом 1000 тн при среднем содержании Au 0,92 г/т и Cu 668 г/т. Дробление руды производилось по двум различным схемам:

1. Дробление до класса крупности – 20 мм без разделения фракции.

2. Дробление до класса крупности – 10 мм, выделение класса – 3 мм, с последующей агломерацией в окомкователе барабанного типа с добавлением цемента в количестве 10 кг/т.

Выщелачивание руды каждой крупности проводили на двух секциях рудной массы, уложенной на водонепроницаемое основание. Влагоднасыщение рудного штабеля осуществлялось раствором едкого натрия с последующим выстаиванием около 2-х суток, с целью более глубокого проникновения щелочи в породу и обеспечения стекания избытка щелочи из штабеля. Расход щелочи на стадии влагоднасыщения штабеля составил 0,14 кг/т. Стадия защелачивания проводилась выщелачивающим раствором с повышенной концентрацией цианида натрия и составила на разных секциях от 3,7 г/л до 11,0 г/л. Характер извлечения Au по секциям штабеля подтверждают предварительные результаты лабораторных испытаний. Наиболее интенсивно процесс выщелачивания Au протекает по секциям, отсыпанным рудным материалом крупностью 10 мм, извлечение равно 58,57 %, а на секциях, отсыпанных рудным материалом крупностью 20 мм, извлечение составило 47,19 %.

Снижение степени извлечения при опытно-промышленных испытаниях на 10 % от достигнутых при лабораторных исследованиях объясняется неблагоприятным влиянием низкой температуры технологических растворов. Работы проводились при средне-суточной температуре окружающей воздушной среды, равной + 5-7 °С, а в ночное время суток сохранялись заморозки до – 8 °С. Основным загрязняющим компонентом в продуктивных растворах является Си.

В 2006 г. на исследование были представлены пробы № 1 и 2. Среднее содержание Au в объединенном материале двух проб составило 0,79 г/т, Ag менее 0,5 г/т и Си менее 0,1 %, S общей 0,013 %, других компонентов, заслуживающих внимание, в руде не

отмечается. Основным ценным компонентом в руде является Au, которое в пробе № 1 встречено всего в 3-х образцах из 26 и ассоциирует с псевдоморфными агрегатами пирита. Выделения его приурочены к трещинкам агрегатов гётита, образуя удлинённо – неправильные формы и жилки размером от первых микрон до 0,15 мм; в пробе № 2 также отмечается в 3-х аншлифах из 17 в ассоциации с гидроокислами Fe в нерудном. Размер выделений Au от 0,002 мм до 0,05 мм.

Широкий диапазон размерности Au в руде предполагает для его извлечения либо выщелачивание, либо флотацию.

Установлено, что в руде при крупности дробления –1,0 + 0,0 мм легко выщелачиваемого Au содержится 54,43 %. Содержание в руде минералов составляет: кварца – 33,1 %, полевых шпатов – 17,0 %, серицита – 24,2 %, хлорита – 12,0 %, карбонатов – 7,0 %, гидроокислов железа – 4,0 %, гематита – 1,5 %. При кучном выщелачивании руды крупностью – 13 + 0,0 мм извлечение Au в раствор составило 79,44 %. В течение двух месяцев проведено выщелачивание руды в колонне при крупности – 13 + 0,0 мм, достигнуто извлечение 61,63 %.

При выщелачивании руды крупностью (– 2 + 0,0 мм) с содержанием Au 63,05 г/т, Ag 5,12 % цианистым раствором, с концентрацией NaCN 0,25 %, извлечение Au составило 84,53 %, Ag 58,64 %.

При сорбции Au из золотосодержащего раствора было опробовано 19 сорбентов. Лучшими сорбентами Au являются: амберлайт ZL-1, амберлайт Z-4, активированный уголь марки АГС-4, агломерированный активированный уголь и сорбент под номером 9.

В результате лабораторных работ определены следующие физико-механические характеристики горных пород:

- предел прочности на одноосное сжатие, ( $\sigma_{сж}$  МПа);
- объемная плотность, ( $\rho$ , г/см<sup>3</sup>);
- удельная плотность, ( $\rho$ , г/см<sup>3</sup>);
- водопоглощение, ( $W$ , %);
- пористость, ( $n$ , %);
- абразивность, класс и степень абразивности, ( $A$ , мг).

В марте 2007 г. для исследований по кучному выщелачиванию была отобрана технологическая проба № 1/07, скомпонованная из рядовых бороздовых проб, отобранных в штольне № 1, канаве № 21 и материала от проходки шурфа № 6. Для исследований проба была поставлена в виде двух частей. Обе части пробы были проанализированы отдельно. Для проведения исследований по кучному выщелачиванию была приготовлена смесь поставленных частей пробы в соотношении 65:35. Смешанная технологическая проба была продроблена до 15 мм. Затем после тщательного усреднения проба была поделена на две части. От одной части было отобрано несколько проб:

- проба массой 7 кг для проведения ситового анализа;
- проба массой 70 кг для перколяционного выщелачивания в колонне;
- проба массой 10 кг (после дробления до 2 мм)

для проведения пробирного анализа и бутылочных тестов.

С целью изучения вещественного состава руды были проведены пробирный, химический, спектральный полуколичественный и ситовой анализы. Результаты пробирного, химического, приближенного спектрального анализов приведены в таблицах 1-3.

На смешанной пробе крупностью 15 мм был проведен ситовой анализ с распределением Au по классам крупности. Результаты анализа приведены в таблице 4.

Как видно из табл., наиболее обогащенными по Au являются крупные классы, в них сосредоточено более 70 % Au. В остальных классах крупности Au распределено более равномерно.

Для проведения химанализа на основные компоненты были доставлены две пробы воды из скважины и из шахты. Результаты анализов приведены в таблице 5.

Таблица 1 – Результаты пробирного анализа исходной руды

№ определения	Содержание, г/т					
	1 проба		2 проба		Смесь проб	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
1	0,60	0,54	2,28	7,90	1,62	3,80
2	0,82	0,31	2,26	7,60	1,54	3,16
3	0,78		2,65		1,44	
4	0,74		2,46		1,58	
Средняя	0,735	0,425	2,413	7,65	1,545	3,48

Таблица 2 – Результаты химического анализа исходной руды

Компонент	Содержание, %	
	1 проба	2 проба
Медь		
- общая	0,055	0,075
- окисленная	0,032	0,046
- сульфидная	0,023	0,023
Цинк	0,004	0,004
Никель	0,001	0,002
Кобальт	0,001	0,003
Свинец	0,004	< 0,002
Железо	2,81	3,60
Мышьяк	< 0,005	< 0,005
Сурьма	< 0,005	< 0,005
Оксид кальция	5,00	5,00
Оксид магния	1,30	1,10
Оксид кремния	60,56	54,78
Оксид алюминия	14,09	28,22
Сера общая	0,07	0,106
Сера сульфидная	0,04	0,06

Таблица 3 – Результаты приближенного спектрально-го анализа исходной руды

Компонент	Содержание, %	
	1 проба	2 проба
Серебро	0,0005	0,001
Медь	0,05	0,20
Цинк	0,007	0,02
Никель	0,002	0,003
Кобальт	0,0005	0,003
Свинец	0,005	0,002
Висмут	0,0005	0,001
Барий	0,02	0,02
Марганец	0,05	0,5

Титан	0,03	0,1
Хром	0,0003	0,002
Ванадий	0,005	0,02
Цирконий	0,003	0,005
Галлий	н/о	0,0005
Германий	н/о	0,0002
Молибден	н/о	0,0007
Олово	н/о	0,0005

Таблица 4 – Результаты ситового анализа исходной руды крупностью 15 мм

Классы крупности, мм	Выход		Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
	г	%		
- 15 + 10	1080	15,19	1,95	19,92
- 10 + 5	3130	44,02	1,79	52,89
- 5 + 2,5	1145	16,11	0,84	9,10
- 2,5 + 0,63	835	11,74	1,20	9,48
- 0,63	920	12,94	0,98	8,53
Руда	7110	100,00	1,49	100,00

Таблица 5 – Результаты химического анализа проб воды

Компонент	Содержание, мг/л	
	Вода из скважины	Вода из шахты
Медь	< 0,05	< 0,05
Никель	< 0,05	< 0,05
Кобальт	< 0,05	< 0,05
Свинец	< 0,1	< 0,1
Цинк	0,08	0,07
Железо	< 0,01	< 0,01
Кальций	40,1	44,1
Магний	9,73	23,0
Натрий	93,0	15,25
Калий	4,2	1,24
Карбонаты	н/о	н/о
Гидрокарбонаты	463,80	237,98
Хлориды	15,1	9,1
Сульфаты	11,10	30,86
Сухой остаток	409,0	270,6

Первым шагом в оценке эффективности цианидного выщелачивания золота из руды являются бутылочные тесты. Для проведения бутылочных тестов пробы руды были измельчены до 85 % кл. – 0,074 мм. Измельчение навесок руды массой 300 г проводили в лабораторной мельнице. Цианирование руды проводилось на лабораторном бутылочном агитаторе при перемешивании в бутылках емкостью 1,0 л на измельченных навесках массой 300 г при соотношении Т:Ж = 1:2 в параллелях в течение 24 часов. Результаты бутылочных тестов (сокращенные) приведены в таблице 6.

Таблица 6 – Результаты бутылочных тестов (сокращенные)

Наименование параметров и показателей	Показатели	
	опыт 1	опыт 2
Масса пробы, г	300	300
Масса цианидного раствора, г	600	600
Исходная концентрация NaCN, %	0,10	0,10
Время цианирования – 4 часа:		
- содержание золота в растворе, мг/л	0,45	0,46
- концентрация NaCN, %	0,038	0,038
- концентрация CaO, %	0,012	0,012
- добавка NaCN, кг/т руды	1,24	1,24

Время цианирования – 24 часа:		
- содержание золота в растворе, мг/л	0,58	0,66
- содержание меди в растворе, мг/л	63,0	65,0
- содержание цинка в растворе, мг/л	1,25	1,54
- содержание никеля в растворе, мг/л	0,25	0,35
- содержание кобальта в растворе, мг/л	0,05	0,13
- концентрация NaCN, %	0,095	0,095
- концентрация CaO, кг/т руды	0,013	0,013
Содержание золота в хвостах цианирования, г/т	0,30	0,38
Расчетное содержание золота в исходной пробе, г/т	1,46	1,70
Извлечение золота в раствор, %	79,45	76,47

Анализ результатов бутылочных тестов, проведенных на измельченной руде, позволяет сделать следующие выводы:

- руда пригодна для переработки цианированием;
- Au в руде находится в формах, поддающихся выщелачиванию цианидными растворами, извлечение Au в раствор составляет 79,45 – 76,47 %.

В июне – августе месяцах 2007 г. в лаборатории «Казмеханобр» были проведены укрупненные лабораторные исследования руды для уточнения технологических показателей выщелачивания и сорбции:

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

Установка по выщелачиванию включала колонну выщелачивания высотой 2100 мм, диаметром 150 мм, две сорбционные колонны высотой 200 мм, диаметром 60 мм, приемные емкости для продуктивных и обеззолоченных растворов и расходные емкости для продуктивных и оборотных растворов объемом по 10 л каждая. Для сорбции ценных компонентов из продуктивного раствора применялась двухстадийная сорбция. В качестве сорбента на первой стадии сорбции использовался свежий активированный уголь марки HAYCARB YA 00-60 производства Таиланда, на второй стадии – свежая ионообменная смола марки PUROLITE A-100. Исходные параметры процесса колонного выщелачивания приведены в таблице 7.

Таблица 7 – Исходные параметры колонного теста

Наименование параметров и показателей	Показатель
Вес руды, загруженной в колонну, кг	57,05
Влажность загруженной руды, %	0,3
Вес сухой руды, кг	56,88
Начальная высота слоя руды, мм	2085
Количество раствора, подаваемого на орошение, л/сут.	8,5
Исходная концентрация цианида натрия в растворе, %	0,095-0,105
pH рабочего раствора	10,5-11,0
Загрузка угля в сорбционную колонну, мл	400
Загрузка смолы в сорбционную колонну, мл	400
Усадка руды в колонне после первого	0,5

цикла выщелачивания, %	
Насыпной вес руды, т/м <sup>3</sup>	1,533

Продуктивный раствор после первого цикла выщелачивания был отобран для проведения химического анализа на основные компоненты. Результаты анализа приведены в таблице 8.

Таблица 8 – Результаты химического раствора первого цикла выщелачивания

Компонент	Содержание, мг/л	Компонент	Содержание, мг/л
Золото	2,50	Кальций	380,76
Серебро	2,05	Магний	72,96
Медь	210,0	Сульфаты	1190,9
Цинк	0,90	Хлориды	135,80
Никель	1,65	Карбонаты	н/о
Кобальт	0,40	Гидрокарбонаты	305,10
Железо	< 0,01	Роданиды	19,0
Марганец	0,60	Сухой остаток	3300,0

В процессе проведения колонного теста продуктивные растворы и растворы после сорбции, в пятом и шестом циклах, были дополнительно проанализированы на содержание в них цветных металлов. Результаты анализов приведены в таблице 9.

Таблица 9 – Результаты химического анализа растворов до и после сорбции

Номер цикла	Содержание в растворе, мг/л					
	золото	серебро	медь	цинк	никель	кобальт
5 продуктивный	0,58	0,85	52,0	4,9	0,5	0,25
5 после сорбции	0,005	0,005	0,28	0,01	0,08	0,005
6 продуктивный	0,60	0,54	62,0	3,66	0,6	0,26
6 после сорбции	0,005	0,005	0,17	0,01	0,01	0,005

Как видно из данных (таблица 9), сорбция из продуктивных растворов металлов идет хорошо. В таблице 10 приведены основные показатели по времени проведения колонного теста, количеству пропущенных растворов, извлечению Au и расходу реагентов.

Таблица 10 – Показатели по извлечению Au, времени выщелачивания, объему пропущенных растворов и расходу реагентов

Наименование параметров и показателей	Показатель
Количество циклов выщелачивания	18
Фактическая средняя интенсивность орошения руды, л/м <sup>2</sup> /ч	17,66
Фактическая удельная интенсивность орошения руды, л/кг/сут.	0,152
Суммарное количество пропущенного раствора, м <sup>3</sup> /т	2,741
Извлечение золота в раствор по оперативным данным, без учета промывных растворов, %	67,16
Расход цианида натрия, кг/т	1,514
Расход щелочи, кг/т	0,311

Таблица 11 – Результаты химанализа раствора после последнего цикла выщелачивания

Компонент	Содержание, мг/л	Компонент	Содержание, мг/л
Золото	0,062	Кальций	4,01

Серебро	0,28	Магний	н/о
Медь	38,20	Сульфаты	311,0
Цинк	1,40	Хлориды	1081,47
Никель	0,45	Карбонаты	492,0
Кобальт	0,20	Гидрокарбонаты	36,61
Марганец	0,05	Сухой остаток	3408,0

По результатам колонных тестов была определена потребность в воде на процесс кучного выщелачивания.

Таблица 12 – Потребность воды на процесс кучного выщелачивания на 1 т руды

Показатель	Значение
Количество воды, требуемое для смачивания руды в процессе кучного выщелачивания, м <sup>3</sup>	0,081
Количество воды, стекающей из кучи по завершению процесса, м <sup>3</sup>	0,003
Количество воды, остающейся во влажных хвостах, м <sup>3</sup>	0,078

По результатам колонных тестов был составлен баланс металлов, сделан расчет ожидаемого товарного извлечения Au и Cu в промышленных условиях.

Таблица 13 – Баланс металлов

Показатель	Значение		
	золото	серебро	медь
Извлечение на уголь, г/т руды	0,981	2,220	0,376

Извлечение на смолу, г/т руды	0,030	0,338	139,60
Извлечение на операции водной отмывки, г/т руды	0,008	-	-
Содержание в хвостах колонного выщелачивания, г/т	0,495	4,425	480,0
Расчетное содержание в исходной руде, г/т	1,514	6,983	619,98
Извлечение на уголь, %	64,80	31,79	0,06
Извлечение на смолу, %	1,98	4,84	22,52
Суммарное извлечение в сорбенты, %	66,78	36,63	22,58
Извлечение с учетом промывных растворов, %	67,31	-	-

Исследования по выщелачиванию Au из руды с применением колонного теста позволили сделать следующие выводы:

- руда пригодна для переработки методом кучного выщелачивания;

- при крупности руды 15 мм суммарное извлечение составят: Au – 67,31 %, Cu – 22,58 %.

Учитывая сложный химический состав растворов, большое содержание в них Cu, для извлечения Au из таких растворов рекомендуется использовать активированный уголь, как более селективный по отношению к Au сорбент. Для исключения накопления в рабочих растворах Cu и попутного его извлечения рекомендуется использовать вторую стадию сорбции с ионообменной смолой.

**УДК 622.342**

**ТУРСУНБАЕВА А.К.**

### Кучное выщелачивание золота в штабелях

Одной из важнейших проблем геотехнологии благородных и цветных металлов остается извлечение ценных компонентов из забалансовых и труднообогатимых руд, а также из минерализованной массы вскрышных пород [1]. В этой связи на АО «Васильковский ГОК» было проведено исследование по освоению кучного выщелачивания (КВ) золота в штабелях из окисленных руд Васильковского месторождения, имеющих следующий состав, (масс. %): SiO<sub>2</sub> – 64,2; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 8,1; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 2,37; As – 0,22; Zn – 0,034; Cu – 0,045; Co – 0,023; S<sub>общ</sub> – 0,35. Содержание золота в этой руде колеблется от 1,5 до 2 г/т и в основном присутствует в самородном виде – 43,75; в сростках – 37,50; покрытое пленками карбонатов – 3,12; в сульфидах – 6,25; в кварце и пустой породе – 9,38 %.

Технология КВ включала:

- добычу, сортировку и дробление;
- формирование штабеля руды на специально подготовленную наклонную гидроизоляционную площадку, которая предотвращает потери растворов и обеспечивает мероприятия по охране окружающей среды от загрязнений;

- устройство промежуточных горизонтов орошения;
- рыхление поверхности штабеля;
- монтаж оросительных систем;
- инфильтрационное орошение;
- переработку продуктивных растворов.

Васильковское месторождение находится в северной части Казахстана, где зимняя температура колеб-

лется, снижаясь до –40 °С. Для предотвращения промерзания штабеля руды отсыпали слоем 2-3 м и теплоизолировали все трубопроводы рабочего и продуктивного растворов. Принципиальная технологическая схема КВ золота представлена на рисунке 1.

В состав установки КВ входило: штабель золото-содержащей руды на водонепроницаемом основании (1), отвал кучи (2), оросительная система (3), модуль приготовления выщелачивающих растворов (4), сорбционные колонки (5 и 5а), печи для плавки катодного осадка (6), ёмкости для приготовления раствора для регенерации сорбентов (7), электролизер (8), отделение регенерации ионообменной смолы (9).

Отвал кучи формируется из крупнодробленой руды (150-300 мм), добытой открытым способом. Масса штабелей руды в КВ разового использования составляет 380 тысяч тонн, а их высота достигает 10 м. По количеству и расположению штабелей на площадке выделяют одно- и многосекционные КВ. В данном случае осуществлена отсыпка многосекционной кучи с помощью автосамосвалов, которые наряду с такими положительными качествами, как маневренность и производительность характеризуются таким недостатком, как утрамбовка выщелачиваемой горной массы колесами.

Кучное выщелачивание золота в течение 6 месяцев осуществляли рабочими растворами цианида натрия в следующем режиме [2]:

- на 1 этапе для достижения 20 % извлечения зо-