

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КИНЕТИКИ ФЛОТАЦИИ РУД УЧАСТКА ЮГО-ЗАПАДНЫЙ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «БОЗЫМЧАК»

Кожонов А.К., Институт горного дела и горных технологий им.академика У Асаналиева КГТУ им. И.Раззакова, г. Бишкек, Кыргызстан, kozhonov@mail.ru

Дуишонбаев Н. П., Институт горного дела и горных технологий им.академика У.Асаналиева КГТУ им. И.Раззакова, г. Бишкек, Кыргызстан nazum.duishienbaiev.89@mail.ru

Касымов С.Ш., Институт горного дела и горных технологий им.академика У Асаналиева КГТУ им. И.Раззакова, г. Бишкек, Кыргызстан, syailoo_s@mail.ru

В данной статье проведено исследование по кинетической характеристике флотационного процесса с использованием разных собирателей и вспенивателей: (бутилового ксантогената, пенообразователей – «Т-80» (Оксаль), МИБК и бутилового аэрофлота) [1].

Цель статьи: Месторождения цветных металлов отличаются обычно сравнительно небольшими запасами, особой сложностью морфологии и разобщенностью рудных тел, весьма крепкими рудами и вмещающими породами, предопределяющими большую трудоемкость при их разработке. Разнообразие наблюдаемых при этом структур и текстур сопровождается резкими изменениями физико-механических свойств руды. Повышение эффективности обогащения цветных металлов является одной из важнейших проблем в области переработки минерального сырья, и в значительной мере зависит от совершенства методов обогащения.

Ключевые слова: кинетика флотации, реагенты собиратели и вспениватели, регуляторами среды, активаторы, депрессоры, гранулометрическая характеристика, золото, медь, серебро, минерализация, сульфиды пирит-пирротиновые, халькопирит.

DETERMINATION OF KINETICS OF ORE FLOTATION AT SOUTHWESTERN BOZYMCHAK DEPOSIT

A. Kozhonov, Institute of mining and mining technologies named after academician U. Asanaliyev KSTU (Kyrgyz State Technical University) named after I. Razzakov Bishkek, Kyrgyzstan, kozhonov@mail.ru

N. Duishonbaev, Institute of mining and mining technologies named after academician U. Asanaliyev KSTU (Kyrgyz State Technical University) named after I. Razzakov Bishkek, Kyrgyzstan, nazym.duishonbaev.89@mail.ru

S. Kasymov, Institute of mining and mining technologies named after academician U. Asanaliyev KSTU (Kyrgyz State Technical University) named after I. Razzakov Bishkek, Kyrgyzstan, svailoo_s@mail.ru

In this paper was carried out a study on the kinetic characteristics of the flotation process using different collecting and foaming agents (butyl xanthate, foaming agents - "T-80" (oxal), methyl-isobutyl ketone and aerofloat propyl carbinol) [1].

The purpose of the article: The deposits of non-ferrous metals are generally characterized by relatively small reserves, particularly complex morphology and separate ore bodies, very strong ores and enclosing rocks, predetermining a large labour intensity during their development. At that, the variety of observed structures and textures is accompanied by sharp changes in ore physical and mechanical properties. Improving the efficiency of non-ferrous metals enrichment is one of the most important issues in the field of mineral processing, and largely depends on the perfection of enrichment methods.

Keywords: flotation kinetics, collecting and foaming agents, environment regulators, activators, depresors, granulometric characteristics, gold, copper, silver mineralization, pyrite-pyrrhotite sulfide, chalcopyrite.

Условия испытаний приведены в табл.1.

Таблица №1 – Результаты опытов по определению кинетики флотации руды участка Юго-Западный

Номера фракций пенного продукта	Показатели по фракциям			Суммарно с начала флотации			Время флотации, мин
	Выход, %	Содерж. Cu, %	Извлеч. Cu, %	Выход, %	Содерж. Cu, %	Извлеч. Cu, %	
1. Дробная дозировка ксантогената по 20 г/т при Т-80 – 40 г/т							
Фракция 1	3,3	6,48	34,6	3,3	6,48	34,6	1
Фракция 2	2,6	3,12	13,1	5,9	5,0	47,7	1
Фракция 3	1,7	2,17	6,0	7,6	4,37	53,7	1
Фракция 4	1,1	1,48	2,6	8,7	4,0	56,3	1
Фракция 5	1,7	1,15	3,2	10,4	3,53	59,5	1
Камерный	89,6	0,28	40,5	100,0	0,62	100,0	
Исходная руда	100,0	0,62	100,0				
2. Дробная дозировка Т-80 по 10 г/т, при ксантогенате – 40 г/т							
Фракция 1	2,5	7,44	30,9	2,5	7,44	30,9	1
Фракция 2	3,6	4,02	24,0	6,1	5,42	54,9	1

Фракция 3	2,8	1,70	7,9	8,9	4,25	62,8	1
Фракция 4	2,7	0,21	1,0	11,6	3,31	63,8	1
Фракция 5	2,1	0,93	3,2	13,7	2,95	67,0	1
Камерный	86,3	0,2	33,0	100,0	0,60	100,0	
Исходная руда	100,0	0,60	100,0				
3. Дробная дозировка МИБК по 10 г/т, при ксантогенате – 40 г/т							
Фракция 1	2,1	8,58	29,5	2,1	8,58	29,5	1
Фракция 2	3,4	3,74	20,8	5,5	5,59	50,3	1
Фракция 3	2,4	1,90	7,5	7,9	4,47	57,8	1
Фракция 4	2,0	1,57	5,1	9,9	3,88	62,9	1
Фракция 5	1,1	1,18	2,1	11,0	3,61	65,0	1
Камерный	89,0	0,24	35,0	100,0	0,61	100,0	
Исходная руда	100,0	0,61	100,0				
4. Дробная дозировка бутилового аэрофлота по 10 г/т, при КС – 40 г/т и Т-80 – 40 г/т							
Фракция 1	6,0	4,59	44,6	6,0	4,59	44,6	1
Фракция 2	4,0	2,03	13,2	10,0	3,57	57,8	1
Фракция 3	3,7	1,22	7,3	13,7	2,93	65,1	1
Фракция 4	3,2	0,83	4,3	16,9	2,53	69,4	1
Фракция 5	3,7	0,60	3,6	20,6	2,19	73,0	1
Камерный	79,4	0,21	27,0	100,0	0,62	100,0	
Исходная руда	100,0	0,62	100,0				

При флотации с дробной дозировкой ксантогената в первую минуту выход пенного продукта составляет 3,3 %, содержание меди 6,48 % и извлечение 34,6 %; в следующую минуту выход снижается до 2,6 % при содержании 3,12 % и извлечении 13,1 %; суммарно за первые две минуты выход составляет 5,9 % при среднем содержании меди 5,0 % и извлечении 47,7 %.

На основании вышеприведенных испытаний можно оценить качество руды и сделать выводы по возможному уровню максимального извлечения меди с разными реагентами:

- с использованием ксантогената - 59 %;
- с использованием пенообразователя «Т-80» - 67 %;
- с использованием пенообразователя МИБК - 65,0 %;
- с использованием аэрофлота в дополнение к ксантогенату и пенообразователю «Т-80» - 73 %.

Время основной и контрольной флотации до полной выработки в открытых опытах будет не менее 5 минут, в замкнутых опытах требуется большее время из-за влияния циркулирующих нагрузок.

Наиболее высокие показатели по извлечению меди (до 72 %) наблюдаются при использовании бутилового аэрофлота в сочетании с ксантатом - 40 г/т и пенообразователем «Т-80» - 40 г/т. Основным реагентом во всех случаях является ксантогенат, он входит во все сочетания с другими реагентами. Из пенообразователей извлечение меди выше с «Т-80» (Оксаль), чем с МИБК, повышение расхода МИБК может уравнивать извлечение меди [2].

Для подбора и выявления реагентов-модификаторов, способствующих улучшению показателей флотации проведены испытания с регуляторами среды, активаторами и депрессорами. [2;3]

Результаты испытаний приведены на рис. 1-6.

Рисунок 1 – Влияние расхода извести на показатели флотации

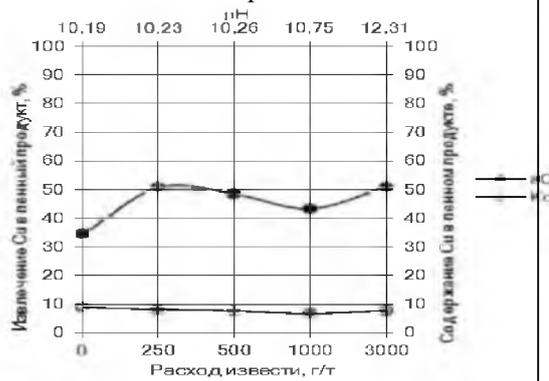


Рисунок 2 – Влияние расхода жидкого стекла на показатели флотации

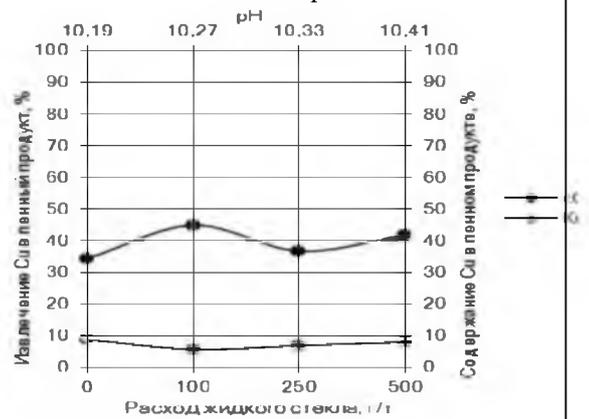


Рисунок 3 – Влияние расхода сернистого натрия на показатели флотации

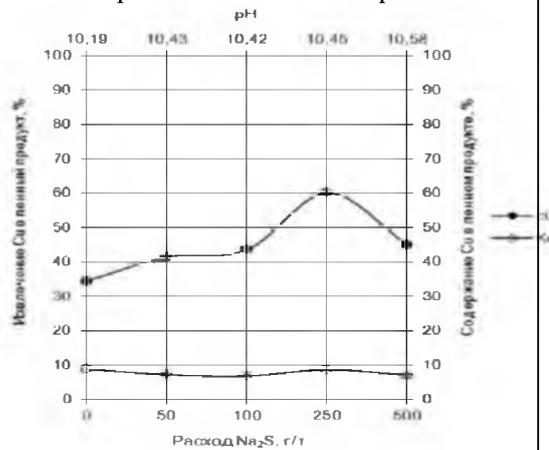


Рисунок 4 – Влияние расхода сульфита натрия на показатели флотации

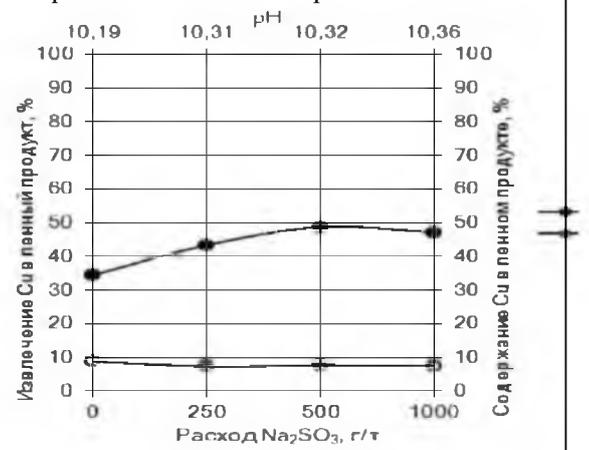


Рисунок 5 – Влияние расхода цинкового купороса на показатели флотации

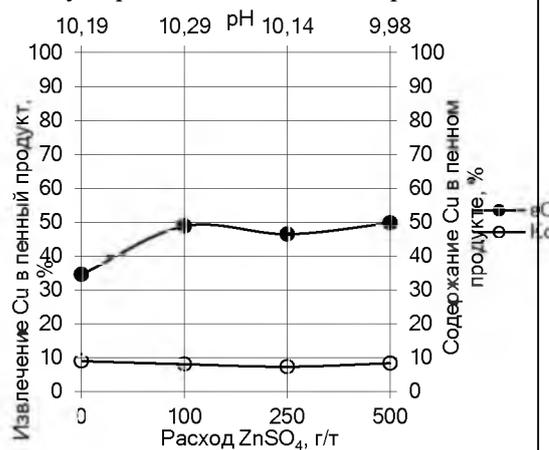
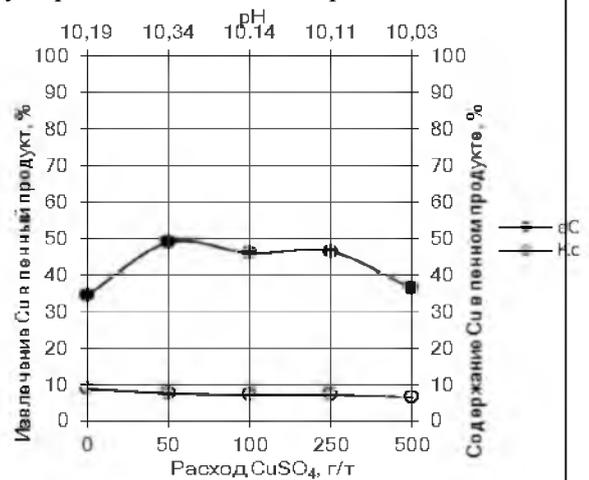


Рисунок 6 – Влияние расхода медного купороса на показатели флотации



Несмотря на относительно слабое влияние испытанных реагентов на технологические показатели обогащения, можно отметить положительный эффект при использовании следующих модификаторов:

- извести при расходах 250-3000 г/т;
- жидкого стекла при расходах около 100 г/т;
- сернистого натрия – до 250 г/т;

- сульфита натрия – около 500 г/т;
- цинкового купороса – около 100 г/т;
- медного купороса – 50 г/т;

Укрупненные испытания проведены по рекомендуемой схеме (рисунок 8) с наработкой концентратов для определения химического и гранулометрического составов концентрата и хвостов флотации.

Результаты определения полного состава конечных продуктов приведены в таблице 2, а в таблице 3 – гранулометрический состав и распределение основных компонентов по классам крупности. На основании этих результатов рассчитаны извлечения сопутствующих компонентов.

По химическому составу полученный медный концентрат относится к марке КМ-7, содержание примесей не превышает нормативных показателей. Уровень извлечения меди 70,1 %, золота 72,2 %, что также находится на предельном уровне, так как золото, ассоциированное с вмещающими породами, оценивается на уровне 25,9 %.

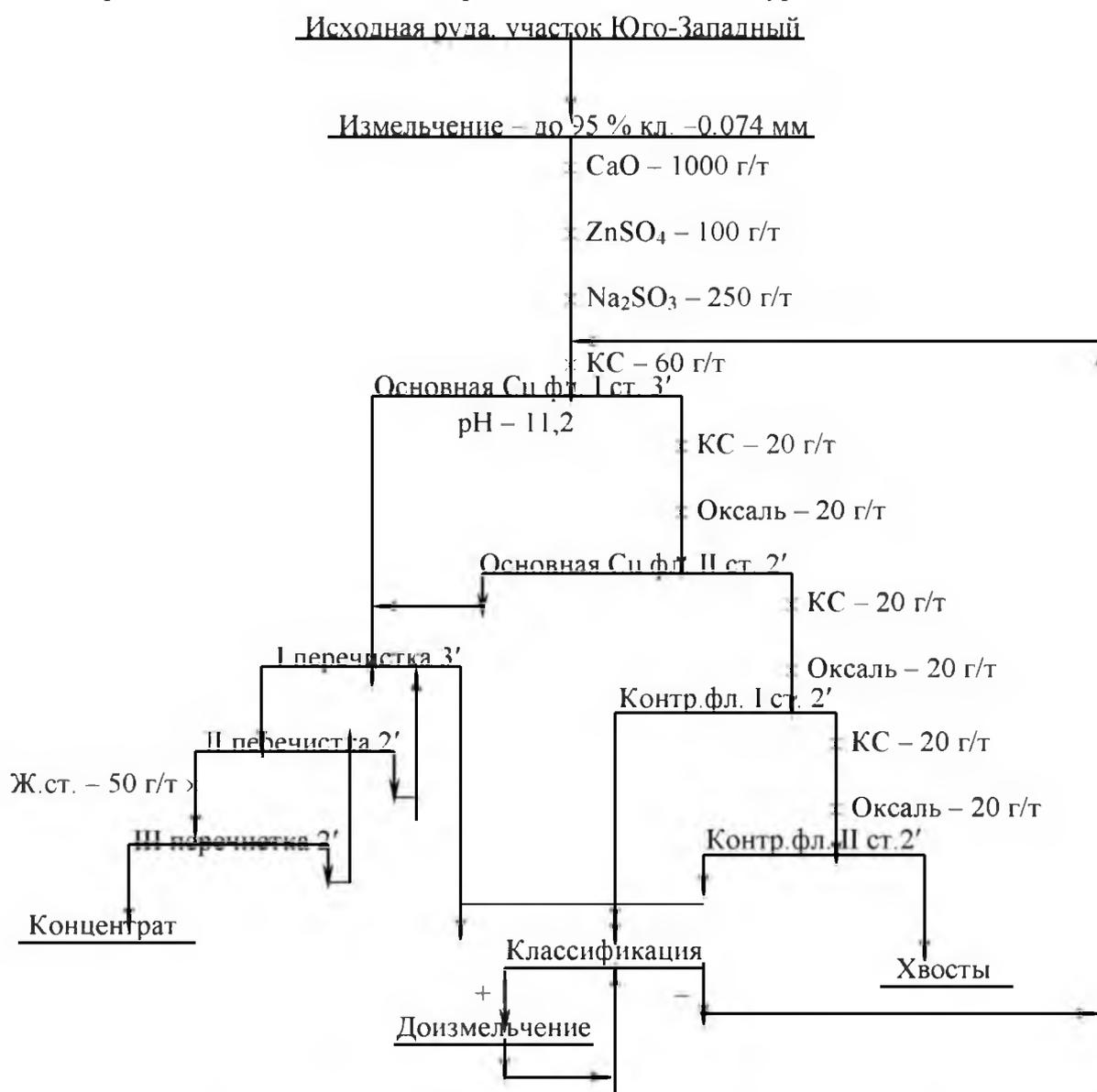


Рисунок 7 – Рекомендуемая схема наработки руд участка Юго-Западный

Таблица 2 – Технологические показатели обогащения по схемным опытам (участок Юго-Западный)

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание			Извлечение, %			Суммарное извлечение Cu+Au, %
		Cu, %	Au, г/т	Ag, г/т	Cu	Au	Ag	
1. Технологические показатели по базовой схеме фабрики, рисунок 33								
Медный концентрат	5,74	7,55	26,9	28,1	66,7	84,6	36,3	148,3
Хвосты	94,26	0,23	0,37	3,0	33,8	18,4	63,7	
Исходная руда	100	0,65	1,89	4,44	100	100	100	
2. Технологические показатели по схеме с магнитной сепарацией, рисунок 108								
Магнитный прод.	6,31	0,63	2,9	6,5	6,1	9,7	9,2	136,6
Медный концентрат	3,04	14,10	43,92	90,8	66,0	70,6	62,2	
Хвосты флотации	90,65	0,20	0,41	1,4	27,9	19,7	28,6	
Общие отходы	96,96	0,23	0,57	1,73	34,0	29,4	37,8	
Исходная руда	100	0,65	1,89	4,44	100	100	100	
3. Схема базовая с CaO – 1800 г/т, KC – 100 г/т, «Т-80» - 120 г/т								
Медный концентрат	3,72	12,3	31,5	75,35	70,4	62,2	63,1	132,6
Хвосты	96,28	0,2	0,74	1,70	29,6	37,8	36,9	
Исходная руда	100	0,65	1,88	4,44	100	100	100	
4. Схема базовая с CaO – 1800 г/т, Na ₂ S – 120 г/т, KC – 120 г/т, «Т-80» - 50 г/т, Аэрофлот – 30 г/т, доизмельчение промпродукта								
Медный концентрат	3,56	12,84	40,09	59,7	70,3	75,5	47,9	145,8
Хвосты	96,44	0,2	0,48	2,40	29,7	24,5	52,1	
Исходная руда	100	0,65	1,89	4,44	100	100	100	
5. Схема базовая с CaO – 1000 г/т, KC – 60 г/т, «Т-80» - 50 г/т, 3 перечистки, Аэрофлот - 10 г/т, доизмельчение промпродукта								
Медный концентрат	3,11	14,36	42,08	71,1	68,7	69,2	49,8	137,9
Хвосты	96,89	0,21	0,6	2,3	31,3	30,8	50,2	
Исходная руда	100	0,65	1,89	4,44	100	100	100	
6. Схема базовая с CaO – 1800 г/т, KC – 150 г/т, «Т-80» - 85 г/т, 3 перечистки, доизмельчение промпродукта								
Медный концентрат	3,08	13,86	43,74	84,36	65,7	71,3	58,5	137,0
Хвосты	96,92	0,23	0,56	1,9	34,3	28,7	41,5	
Исходная руда	100	0,65	1,89	4,44	100	100	100	
7. Схема базовая с CaO – 1800 г/т, ZnSO ₄ – 500 г/т, 3 перечистки, доизмельчение промпродукта, KC – 150 г/т, «Т-80» - 85 г/т								
Медный концентрат	3,39	13,48	35,5	82,52	70,3	63,7	63,0	134,0
Хвосты	96,61	0,20	0,71	1,70	29,7	36,3	37,0	
Исходная руда	100	0,65	1,89	4,44	100	100	100	
8. Рекомендуемая схема с CaO – 1000 г/т, ZnSO ₄ – 100 г/т, Na ₂ SO ₃ – 250 г/т, 3 перечистки, доизмельчение промпродукта, Аэрофлот – 40 г/т, KC – 120 г/т, «Т-80» - 85, жидкое стекло – 50 г/т, рисунок 109								
Медный концентрат	3,0	15,2	45,5	79,0	70,1	72,2	57,6	142,3
Хвосты	97,0	0,2	0,54	1,80	29,9	27,8	42,4	
Исходная руда	100	0,65	1,89	4,12	100	100	100	

Выводы: Основными полезными компонентами руды являются медь, золото и серебро. Среднее содержание их по пробам составило:

Содержание	Участок Юго-Западный
- медь, %	0,65

Известия КГТУ им. И.Раззакова 43/2017

- золото, г/т	1,89
- серебро, г/т	4,1
Медь в виде, %отн.	
- первичные сульфиды	60,0
- вторичные сульфиды	32,3
- окислы	6,2
Золото, % отн.	
- свободное и покрытое окисными пленками	12,7
- сростки	59,3
- с сульфидами	2,1
- с породой	25,9

По минералогическому составу вмещающие породы представлены скарнами пироксен-волластонитового состава с гранатом и кварц-карбонатными породами.

Медная минерализация в руде Юго-Западного участка сульфиды пирит-пирротинового ряда, первичные сульфиды – халькопирит крупностью от 4 до 35 мкм, такая же вкрапленность и вторичных минералов меди.[5]

Технологическим испытаниями по предварительной концентрации руды с целью удаления кусковой породы с отвальным содержанием золота и меди получены отрицательные результаты, так как при выходе легкой фракции около 10 % содержание меди и золота выше, чем в хвостах флотации в 2-3 раза.

Укрупненными схемными опытами установлена возможность получения медных золотосодержащих концентратов с содержанием меди 15,23 %, золота 45,5 г/т при извлечении меди до 70,1 % и золота 72,2 %.

Список литературы

1. Митрофанов С.И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. М.: Госгортехиздат, 1962. – 580 с.
2. Справочник по обогащению руд, т.1, 2. – М.: Недра, 1974. – 898 с.
3. Разумов К.А. Проектирование обогатительных фабрик. – М.: Недра, 1970. – 592с.
4. Тихонов О.Н. и др. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик, книга 1. – М.: Недра, 1988. – 372 с.