

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.765.06

Комплексное использование
минерального сырья. № 3. 2015

A. A. МУХАНОВА, Н. К. ТУСУПБАЕВ, Л. В. СЕМУШКИНА*, Д. К. ТУРЫСБЕКОВ

АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащении»,
Алматы, *syotushkina.lara@mail.ru

ПРИМЕНЕНИЕ МОДИФИЦИРОВАННОГО СОБИРАТЕЛЯ ПРИ ФЛОТАЦИИ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ШАЛКИЯ

В статье представлены результаты исследований процесса флотации свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия с применением доизмельчения и модифицированного реагента. С применением доизмельчения промежуточных продуктов и аполярного реагента керосина получен свинцовый концентрат с содержанием свинца 49,5 % (при извлечении 57,4 %) и цинковый концентрат с содержанием цинка 56,9 % (при извлечении 66,84 %). Использование керосина для улучшения флотируемости полезных компонентов шламовых частиц позволяет повысить извлечение свинца и цинка в концентраты примерно еще на 2-3 %. Для замены керосина предлагается применение нового аполярного реагента. Он представляет собой эмульгированную смесь дизельного топлива и нефти Кумкольского месторождения при их оптимальном соотношении 1:1. Применение его совместно с доизмельчением продуктов обогащения позволяет интенсифицировать процесс флотации шламовых частиц минералов и улучшить показатели обогащения шлакинской руды по свинцу и цинку. Удаётся повысить извлечение свинца в концентрат на 16,6 %. Содержание свинца в свинцовом концентрате повышается с 39,9 до 51,3 % (на 11,4 %). В цинковом цикле извлечение цинка в цинковый концентрат повышается на 17,24 %. Содержание цинка в цинковом концентрате повышается с 41,9 до 57,9 % (на 16,0 %). Содержание свинца в хвостах флотации, полученных по схеме обогащения с применением доизмельчения и модифицированного реагента, уменьшается с 0,3 до 0,18 %, цинка – с 1,3 до 0,7 %.

Ключевые слова: тонковкрапленная труднообогатимая руда, доизмельчение, извлечение, свинцовый концентрат, цинковый концентрат, керосин, дизельное топливо, обогащение руды.

Введение. В последнее время наблюдается устойчивая тенденция снижения качества минерального и техногенного сырья. В общем объеме перерабатываемых руд цветных металлов доля труднообогатимого сырья увеличивается в связи с тонкой вкрапленностью руд. Традиционный способ селективного обогащения свинцово-цинковых руд Шалкинского месторождения сопровождается большими потерями металла с хвостами (до 50 %). Результаты дисперсионного анализа измельченной руды показывают, что руда является тонковкрапленной, большая часть полезных компонентов (50,93 % свинца, 51,31 % цинка) сосредоточена во фракции $-20 + 0$ мкм, которая относится к труднообогатимой шламовой крупности.

Из-за очень тонкой дисперсности минералов галенита и сфалерита, их тесного взаимного прорастания между собой и породообразующими минералами получение высококачественных

свинцового и цинкового концентратов весьма затруднено.

Эффективность флотации в значительной степени зависит от качества и ассортимента используемых собирателей. Модифицированные флотореагенты позволяют улучшить технологические показатели процесса флотационного обогащения различных видов минерального и техногенного сырья [1, 2]. Работы в области изыскания новых модифицированных собирателей с целью снижения потерь металлов с хвостами при флотации и совершенствования реагентных режимов широко проводятся как за рубежом, так и в нашей стране [3, 4].

В работе представлены результаты исследований по флотации свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия с применением доизмельчения и модифицированного реагента. На основании проведенного аналитического обзора и для удешевления стоимости аполярных реагентов в

качестве исходного сырья для получения модифицированного аполярного реагента были выбраны природная нефть Кумкольского месторождения и дизельное топливо. Реагент такого состава необходим для интенсификации процесса флотации шламовых частиц.

Методы исследований. В качестве объекта исследований использована свинцово-цинковая руда месторождения Шалкия.

Для изучения вещественного состава руды использовали минералогический, рентгенофазовый, рентгенофлюoresцентный, химический, ситовой анализы. Применялись электронно-зондовый метод (электронный растровый микроскоп с анализатором JEOL JXA-8230, JEOL, Япония); ИК-Фурье спектрометр Thermo Nicolet Avatar 370 FTIR. Подготовка руды к исследованиям включала дробление в лабораторной щековой дробилке ДМД 160/100 (Кыргызстан), валковой дробилке и измельчение в шаровой мельнице 40МЛ-000ПС (Россия).

Исследования по флотации проведены на лабораторных флотационных машинах ФЛ-290, ФМ-1, ФМ-2 (Россия) с объемом флотационных камер 3; 1,5; 1,0; 0,5; 0,25 дм³.

Экспериментальная часть и обсуждение результатов. Проведены исследования по усовершенствованию технологии флотации свинцово-цинковой руды Шалкинского месторождения с использованием доизмельчения и модифицированного собирателя, позволяющего интенсифицировать процесс флотации шламовых частиц минералов, тем самым улучшая показатели обогащения по свинцу и цинку.

В качестве модифицированного аполярного реагента применялась эмульсия, где дисперской фазой являлась смесь дизельного топлива и нефти Кумкольского месторождения при оптимальном их соотношении 1:1.

Для получения эмульсии исходные реагенты диспергировались на ультразвуковом аппарате «УЗДН-А1200Т» фирмы «НПП «Укрросприбор» при различном соотношении нефти и дизельного топлива (1:1, 1:2, 1:3) и разном времени диспергирования (3; 5; 7 мин.) при концентрации реагентов 0,1 %. На анализаторе размеров частиц Photocor Compart были определены размеры полученных частиц эмульсии. Результаты гистограмм распределения частиц приготовленных эмульсий показали, что наиболее мелкие частицы содержатся в эмульсии смеси нефти и дизельного топлива в соотношении 1:1, диспергированной в течение 7 мин. Содержание в ней частиц крупностью в

среднем 69,5 нм составило 66,7 %.

Результаты химического анализа исследуемой пробы свинцово-цинковой руды показали, что в ней содержится, %: свинец – 1,3; цинк – 3,7; медь – 0,05; сера – 5,52; железо – 3,42; углерод – 1,02; мышьяк – 0,0055; сурьма – 0,002; оксид кальция – 5,35; кварц – 45.

Минералогический анализ руды показал, что основными рудными минералами являются галенит, сфалерит и пирит, которые имеют очень тонкую вкрапленность: от пылевидной до 0,1 мм и характеризуются тесным взаимопрорастанием между собой. Нерудные минералы представлены кварцем, угольным сланцем, полевым шпатом, хлоритом, карбонатами. Кроме того, порода равномерно насыщена соединениями углерода, которые даже при 1 %-ном абсолютном содержании имеют повышенную флотационную активность и усложняют выделение из руды качественных цинковых и свинцовых концентратов с высоким извлечением.

Результаты фазового анализа показали, что большая часть свинца и цинка в руде (около 90 %) содержится в сульфидной форме в виде галенита и сфалерита.

При проведении исследований за основу была принята прямая селективная схема. Свинцовый цикл состоял из основной и контрольной свинцовой флотации и трех перечисток свинцового концентрата. Цинковый цикл состоял из основной и контрольной цинковой флотации и трех перечисток цинкового концентрата. В основную свинцовую флотацию подавались сернистый натрий, цинковый купорос и цианид натрия для депрессии цинковых минералов, собиратель – бутиловый ксантоценат натрия, пенообразователь – Т-80. В контрольную свинцовую флотацию подавали собиратель и вспениватель, в перечистки – цинковый купорос и цианид натрия для дополнительной депрессии цинка. В основную цинковую флотацию подавали регулятор среды – известь для создания pH=10-10,5; медный купорос, как активатор цинковых минералов; собиратель – бутиловый ксантоценат натрия; пенообразователь – Т-80. В контрольные цинковые флотации подавали активатор, собиратель и вспениватель, в перечистки – известь для создания pH=10,5-10,8 и жидкое стекло для депрессии пирита и пустой породы.

Проведены исследования по определению оптимальных условий флотации труднообогатимой, тонковкрапленной свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия с применением базо-

вых реагентов и с разным режимом измельчения руды. Тонина помола контролировалась по классам $-0,074$ и $-0,040$ мм. Анализ полученных данных свидетельствует, что оптимальной крупностью измельчения исходной руды является $97,5\%$ класса $-0,074$ мм ($73,1\%$ класса $-0,040$ мм). При этом получен свинцовый концентрат с содержанием свинца $39,9\%$ при извлечении $46,5\%$ и цинковый концентрат с содержанием цинка $41,9\%$ при извлечении $47,9\%$.

Произведен подбор оптимального расхода аполярного базового реагента – керосина в циклах свинцовой и цинковой флотации при выбранном режиме измельчения. Расход бутилового ксантогената составлял 250 г/т, расход керосина – 150 – 250 г/т. Показано, что при оптимальном расходе керосина 200 г/т и крупности измельчения исходной руды $97,5\%$ класса $-0,074$ мм ($73,1\%$ класса $-0,040$ мм) получен свинцовый концентрат с содержанием свинца $39,0\%$ при извлечении $49,11\%$ и цинковый концентрат с содержанием цинка $41,0\%$ при извлечении $49,6\%$. Добавка керосина в процесс флотации повышает извлечение свинца и цинка в концентраты на 2 – 3 %.

На рисунке 1 представлен микроснимок хвостов флотации руды месторождения Шалкия на электронно-зондовом микронализаторе JXA-8230 фирмы JEOL, из которого видно, что потери в хвостах обусловлены тонкой вкрапленностью свинца и цинка в минералы пустой породы и недостаточной степенью измельчения руды.

В связи с этим проведена отработка технологических режимов флотации руды месторождения Шалкия с применением доизмельчения промежуточных продуктов в процессе свин-

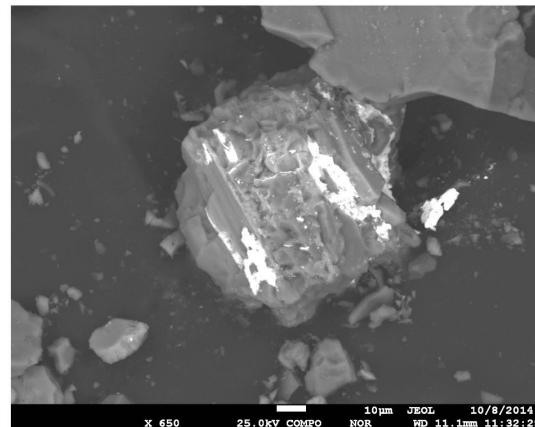


Рисунок 1 – Микроснимок хвостов флотации руды месторождения Шалкия

цовой флотации и модифицированного собираителя. Проводилось доизмельчение пенного продукта первой перечистки и камерного продукта основной свинцовой флотации. Схема флотации и реагентный режим приведены на рисунке 2.



Рисунок 2 – Технологическая схема и реагентный режим флотации руды месторождения Шалкия с применением доизмельчения и модифицированного реагента

Результаты оптимальных опытов свинцово-го и цинкового цикла флотации руды Шалкиинского месторождения с применением доизмельчения промежуточных продуктов в цикле свинцовой флотации в сравнении с базовым режимом приведены в таблицах 1-2.

Оптимальной крупностью доизмельчения перед второй свинцовой перечисткой является

87,5 % класса –0,040 мм, перед контрольной свинцовой флотацией – 85,0 % класса –0,040 мм. При этом получен свинцовый концентрат с содержанием свинца 47,0 % при извлечении 54,98 % и цинковый концентрат с содержанием цинка 54,8 % при извлечении 63,09 %. Введение в технологическую схему операций доизмельчения позволяет повысить содержание свинца

Таблица 1 – Результаты свинцовой флотации руды Шалкиинского месторождения с применением доизмельчения промежуточных продуктов в цикле свинцовой флотации в сравнении с базовым режимом

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Pb	Zn	Pb	Zn	
Pb концентрат	2,3	39,9	6,1	46,5	3,73	Измельчение исх. руды 97,5 % класса –0,074 мм (73,1% класса –0,040 мм)
Pb промежут. пр. 3	0,6	7,5	5,5	2,28	0,88	
Pb промежут. пр. 2	1,2	13,6	8,1	8,27	2,58	
Pb промежут. пр. 1	3,2	4,1	4,2	6,65	3,57	
Pb пенный контр.	3,2	8,4	9,8	13,62	8,34	
Хвосты Pb флотации	89,5	0,5	3,4	22,68	80,90	
Исходная руда	100	1,97	3,76	100	100	
Pb концентрат	2,0	47,0	4,8	54,98	2,57	
Pb промежут. пр. 3	0,9	4,0	5,2	2,11	1,25	
Pb промежут. пр. 2	1,2	2,7	10,1	1,9	3,24	
Pb промежут. пр. 1	3,2	4,1	4,0	7,67	3,42	
Pb пенный контр.	2,1	14,2	4,2	17,44	2,36	
Хвосты Pb флотации.	90,6	0,3	3,6	15,9	87,17	
Исходная руда	100	1,71	3,74	100	100	

Таблица 2 – Результаты цинкового цикла флотации руды Шалкиинского месторождения с применением доизмельчения промежуточных продуктов в цикле свинцовой флотации в сравнении с базовым режимом

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Pb	Zn	Pb	Zn	
Zn концентрат	3,8	3,3	41,9	22,46	47,90	Измельчение исх. руды 97,5 % класса –0,074 мм (73,1 % класса –0,040 мм)
Zn промежут. пр. 3	0,6	3,6	17,2	3,87	3,10	
Zn промежут. пр. 2	1,6	3,0	12,4	8,60	5,97	
Zn промежут. пр. 1	2,3	2,6	6,3	10,71	4,36	
Zn пенный контр.	1,9	1,8	6,2	6,12	3,54	
Отвальные хвосты	89,8	0,3	1,3	48,24	35,12	
Хвосты Pb флотации	100	0,56	3,32	100	100	
Zn концентрат	3,8	2,6	54,8	24,8	63,09	
Zn промежут. пр. 3	0,4	2,4	18,6	2,41	2,25	
Zn промежут. пр. 2	1,1	3,1	13,9	8,56	4,63	
Zn промежут. пр. 1	1,9	2,1	5,1	10,02	2,94	
Zn пенный контр.	1,2	1,2	5,8	3,62	2,11	
Отвальные хвосты	91,6	0,22	0,9	50,59	24,98	
Хвосты Pb флотации	100	0,40	3,30	100	100	

в свинцовом концентрате на 8 % – с 39 до 47 % и увеличить извлечение свинца на 5,87 % – с 49,11 до 54,98 %.

Проведены исследования по определению оптимального расхода аполярного собирателя керосина и модифицированного собирателя по технологической схеме без доизмельчения и с доизмельчением промежуточных продуктов в свинцовом и цинковом циклах флотации. Оптимальный расход базового аполярного собирателя керосина без доизмельчения промпродуктов составил 200 г/т, с доизмельчением – 250 г/т.

По базовой технологии с применением доизмельчения промежуточных продуктов и аполярного реагента керосина получен свинцовый концентрат с содержанием свинца 49,5 % при из-

влечении 57,4 % и цинковый концентрат с содержанием цинка 56,9 % при извлечении 66,84 %. Применение аполярного собирателя керосина для улучшения флотируемости шламовых частиц полезных компонентов позволяет повысить извлечение свинца и цинка в концентраты еще примерно на 2-3 %.

В таблицах 3-4 представлены результаты опытов свинцовой и цинковой флотации руды Шалкиинского месторождения с применением доизмельчения промежуточных продуктов в цикле свинцовой флотации и модифицированного собирателя в сравнении с базовым режимом.

По данным анализов видно, что без доизмельчения промежуточных продуктов флотации при оптимальном расходе модифицированного реагента

Таблица 3 – Результаты свинцовой флотации руды Шалкиинского месторождения с применением доизмельчения промежуточных продуктов и модифицированного собирателя в цикле свинцовой флотации в сравнении с базовым режимом

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Pb	Zn	Pb	Zn	
Pb концентрат	2,3	39,9	6,1	46,5	3,73	Измельчение исх. руды 97,5 % класса –0,074 мм (73,1 % класса –0,040 мм) БКс-250 г/т
Pb промежут. пр. 3	0,6	7,5	5,5	2,28	0,88	
Pb промежут. пр. 2	1,2	13,6	8,1	8,27	2,58	
Pb промежут. пр. 1	3,2	4,1	4,2	6,65	3,57	
Pb пенный контр.	3,2	8,4	9,8	13,62	8,34	
Хвосты Pb флотации	89,5	0,5	3,4	22,68	80,90	
Исходная руда	100	1,97	3,76	100	100	
Pb концентрат	2,33	39,1	7,0	49,76	4,3	Без доизмельчения промежуточных продуктов Модиф. собир. – 150 г/т
Pb промежут. пр. 3	0,58	6,6	5,5	2,44	0,99	
Pb промежут. пр. 2	1,56	14,1	9,4	11,94	3,87	
Pb промежут. пр. 1	3,32	4,4	3,8	7,93	3,33	
Pb пенный контр.	2,8	9,0	10,0	13,68	7,39	
Хвосты Pb флотации.	89,31	0,3	3,4	14,55	80,12	
Исходная руда	100	1,84	3,79	100	100	
Pb концентрат	2,0	47,0	4,8	54,98	2,57	Доизмельчение перед II перечисткой 87,5 % класса –0,040 мм Перед контр. флот. 85 % класса –0,040 мм БКс-250 г/т
Pb промежут. пр. 3	0,9	4,0	5,2	2,11	1,25	
Pb промежут. пр. 2	1,2	2,7	10,1	1,90	3,24	
Pb промежут. пр. 1	3,2	4,1	4,0	7,67	3,42	
Pb пенный контр.	2,1	14,2	4,2	17,44	2,36	
Хвосты Pb флотации	90,6	0,3	3,6	15,90	87,17	
Исходная руда	100	1,71	3,74	100	100	
Pb концентрат	2,2	51,3	4,2	63,16	2,41	С доизмельчением промежуточных продуктов Модиф. собир. – 250 г/т
Pb промежут. пр. 3	1,3	4,1	4,6	2,98	1,56	
Pb промежут. пр. 2	2,1	3,1	7,8	3,64	4,27	
Pb промежут. пр. 1	3,1	3,8	4,3	6,59	3,48	
Pb пенный контр.	2,1	11,6	3,9	13,63	2,14	
Хвосты Pb флотации	89,2	0,2	3,7	9,98	86,14	
Исходная руда	100	1,79	3,83	100	100	

Таблица 4 – Результаты цинковой флотации руды Шалкинского месторождения с применением доизмельчения промежуточных продуктов и модифицированного собирателя в цикле свинцовой флотации в сравнении с базовым режимом

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Pb	Zn	Pb	Zn	
Zn концентрат	3,8	3,3	41,9	22,46	47,90	Измельчение исх. руды 97,5 % класса -0,074 мм (73,1 % класса -0,040 мм) БКс-250 г/т
Zn промежут. пр. 3	0,6	3,6	17,2	3,87	3,10	
Zn промежут. пр. 2	1,6	3,0	12,4	8,60	5,97	
Zn промежут. пр. 1	2,3	2,6	6,3	10,71	4,36	
Zn пенный контр.	1,9	1,8	6,2	6,12	3,54	
Отвальные хвосты	89,8	0,3	1,3	48,24	35,12	
Хвосты Pb флотации	100	0,56	3,32	100	100	
Zn концентрат	4,1	3,1	41,1	29,19	50,41	
Zn промежут. пр. 3	1,0	2,2	14,3	5,05	4,28	
Zn промежут. пр. 2	1,6	2,3	13,9	8,45	6,65	
Zn промежут. пр. 1	2,3	2,1	5,8	11,09	3,99	
Zn пенный контр.	1,6	1,4	5,4	5,14	2,58	
Отвальные хвосты	89,4	0,2	1,2	41,07	32,09	
Хвосты Pb флотации	100	0,44	3,34	100	100	
Zn концентрат	3,8	2,6	54,8	24,8	63,09	Доизмельчение перед контрольной Pb флот. 85,0 % класса -0,040 мм
Zn промежут. пр. 3	0,4	2,4	18,6	2,41	2,25	
Zn промежут. пр. 2	1,1	3,1	13,9	8,56	4,63	
Zn промежут. пр. 1	1,9	2,1	5,1	10,02	2,94	
Zn пенный контр.	1,2	1,2	5,8	3,62	2,11	
Отвальные хвосты	91,6	0,22	0,9	50,59	24,98	
Хвосты Pb флотации	100	0,40	3,30	100	100	
Zn концентрат	4,1	3,7	57,9	35,22	67,65	
Zn промежут. пр. 3	0,8	2,1	15,9	3,90	3,63	
Zn промежут. пр. 2	1,5	1,9	11,4	6,62	4,87	
Zn промежут. пр. 1	2,3	1,6	6,3	8,54	4,13	
Zn пенный контр.	1,2	2,9	5,1	8,08	1,74	
Отвальные хвосты	90,1	0,18	0,7	37,65	17,97	
Хвосты Pb флотации	100	0,43	3,51	100	100	

гента 150 г/т получен свинцовый концентрат с содержанием свинца 39,1 % при извлечении 49,46 %. С доизмельчением и с применением модифицированного реагента получен свинцовый концентрат с содержанием свинца 51,3 % при извлечении 63,16 %. Повышенный расход модифицированного реагента связан с доизмельчением продуктов флотации, вследствие чего увеличивается удельная поверхность минеральных частиц. Применение доизмельчения и модифицированного реагента позволяет повысить извлечение свинца в концентрат на 16,6 %. Содержание свинца в свинцовом концентрате повышается с 39,9 до 51,3 % (на 11,4 %).

В цинковом цикле при дополнительном доизмельчении перед контрольной свинцовой флотацией содержание цинка в цинковом концентрате повышается на 12,9 % (с 41,9 до 54,8 %), извлечение цинка увеличивается на 15,19 % (с 47,9 до 63,09 %). При оптимальном расходе модифицированного реагента 150 г/т без доизмельчения промежуточных продуктов получен цинковый концентрат с содержанием цинка 41,1 % (при извлечении 50,41 %). С доизмельчением и с применением модифицированного реагента получен цинковый концентрат с содержанием цинка 57,9 % (при извлечении 67,65 %). Применение доизмельчения и модифицированного реагента

позволяет повысить извлечение цинка в цинковый концентрат на 17,24 %. Содержание цинка в цинковом концентрате повышается с 41,9 до 57,9 % (на 16,0 %).

Содержание свинца в хвостах флотации, полученных по схеме обогащения с применением доизмельчения и модифицированного реагента, уменьшается с 0,3 (по базовому режиму) до 0,18 %, цинка – с 1,3 до 0,7 %.

Выводы. Таким образом, введение в технологическую схему операций доизмельчения позволяет повысить содержание свинца в свинцовом концентрате на 7,9 % – с 39,9 до 47 % и увеличить извлечение свинца на 5,87 % – с 49,11 до 54,98 %.

В цинковом цикле при дополнительном доизмельчении перед контрольной свинцовой флотацией содержание цинка в цинковом концентрате повышается на 13,8 % – с 41 до 54,8 %, извлечение цинка увеличивается на 8,48 % – с 49,6 до 54,98 %.

По базовой технологии с применением доизмельчения промежуточных продуктов и аполярного реагента керосина получен свинцовый концентрат с содержанием свинца 49,5 % (при извлечении 57,4 %) и цинковый концентрат с содержанием цинка 56,9 % (при извлечении 66,84 %). Применение аполярного собирателя – керосина для улучшения флотируемости шламовых частиц полезных компонентов позволяет повысить извлечение свинца и цинка в концентраты еще примерно на 2-3 %.

В качестве заменителя дорогостоящего керосина предлагается новый аполярный реагент, представляющий собой эмульгированную смесь дизельного топлива и нефти Кумкольского месторождения при оптимальном их соотношении 1:1, который совместно с доизмельчением продуктов обогащения позволяет интенсифицировать процесс флотации шламовых частиц минералов и тем самым улучшить показатели обогащения шалкинской руды по свинцу и цинку.

Применение доизмельчения и модифицированного реагента позволяет повысить извлечение свинца в концентрат на 16,6 %, извлечение цинка в цинковый концентрат – на 17,24 %.

ЛИТЕРАТУРА

1 Абишев Д.Н., Еремин Ю.П. Обогащение тонкокрапленных руд – приоритетное направление

горно-металлургического комплекса // Промышленность Казахстана. – 2000. – № 2. – С. 96.

2 Глембоцкий А.В. Флотация ультратонких частиц // Цветные металлы – 1978. – № 7. – С. 112-114.

3 Бочаров В.А., Вигдергауз В.Е. Флотация сульфидных тонкодисперсных минеральных систем // Цветные металлы. – 1997. – № 3. – С. 8-11.

4 Черных С.И., Генералов В.А., Мусатова Е.И. Оценка эффективности аполярных реагентов собирателей при флотации руд Жирекенского месторождения // Цветная металлургия. – 1996. – № 2-3. – С. 17-19.

5 Иннов. патент 19554 РК. Способ переработки труднообогатимой тонкокрапленной свинцово-цинковой руды / Бектурганов Н.С., Тусупбаев Н.К., Турсыбеков Д.К., Муханова А.А., Семушкина Л.В.; опубл. 16.06.2008.

6 Тусупбаев Н.К., Калугин С.Н., Тусупбаев С.Н., Семушкина Л.В., Турсыбеков Д.К., Муханова А.А., Мухамедилова А.М. Применение модифицированных реагентов для усовершенствования технологии флотационного обогащения тонкокрапленных полиметаллических руд // Комплексное использование минерального сырья. – 2013. – № 4. – С. 19-24.

7 Семушкина Л.В., Турсыбеков Д.К., Тусупбаев Н.К., Бектурганов Н.С., Муханова А.А. Влияние доизмельчения и нового аполярного реагента на обогащение тонкокрапленной свинцово-цинковой руды // Обогащение руд. – 2015. – № 2. – С. 8-14.

REFERENCES

1 Abishev D.N., Eremin Yu.P. *Obogashchenie tonkovraplennykh rud – prioritetnoe napravlenie gorno-metallurgicheskogo kompleksa* (Beneficiation of fine disseminated ores is a major direction of mining and metallurgical complex). *Promyshlennost' Kazakhstana=Industry of Kazakhstan*, 2000. 2. 96 (in Russ.).

2 Glembotskij A.V. *Flotatsiya ul'tratonkykh chastiç* (Flotation of ultrafine particles). *Tsvetnye metally=Non-ferrous metals*. 1978. 7. 112-114 (in Russ.).

3 Bocharov V.A., Vigdergaus V.E. *Flotatsiya sul'fidnykh tonkodispersnykh mineral'nykh system* (Flotation of sulfide fine dispersed mineral systems). *Tsvetnye metally=Non-ferrous metals*. 1997. 3. 8-11 (in Russ.).

4 Chernykh S.I., Generalov V.A., Musatova E.I. *Otsenka effektivnosti apolyarnykh reagentov sobiratelyj pri flotatsii rud Zhirekenskogo mestorozhdeniya* (Estimation of efficiency of non-polar reagent collectors in the flotation of Zhireken deposit ore). *Tsvetnaya metallurgiya= Non-ferrous metallurgy*. 1996. 2-3. 17-19 (in Russ.).

5 Inn. Pat. 19554. RK. *Sposob pererabotki trudnoobogatimoy tonkovraplennoy svintsovo-tsinkovoy rudy* (Processing method for sustained fine disseminated lead-zinc ore). Bekturganov N.S., Tussupbayev N.K., Turysbekov D.K., Mukhanova A.A., Semushkina L.V.; opubl. 16.06.2008. (in Russ.).

6 Tussupbayev N.K., Calugin S.N., Tussupbayev S.N., Semushkina L.V., Turysbekov D.K., Mukhanova A.A., Mukhamedilova A.M. *Primenenie modifitsirovannykh reagentov dlya usovershenstvovaniya tekhnologii flotatsionnogo obogashcheniya polimetallicheskikh rud* (Application of modified reagents on improvement of technology flotation beneficiation for fine disseminated polymetallic ores). *Kompleksnoe ispol'zovanie mineral'nogo syr'ya =*

Complex use of mineral resources. 2013. 4. 19-24 (in Russ.).

7 Semushkina L.V., Turysbekov D.K., Tussupbayev N.K., Bekturgenov N.S., Mukhanova A.A. *Vliyanie doizmel'cheniya i novogo apolyarnogo reagenta na obogashchenie tonkovraplennoi svintsovo-tsinkovoи rudy* (Effect re-grinding and new non-polar reagent for beneficiation of fine disseminated lead-zinc ore). *Obogashchenie rud= Ore beneficiation.* 2015. 2. 8-14 (in Russ.).

ТҮЙІНДЕМЕ

Мақалада, Шалқия кенорнындағы қорғасын-мырыш кенінің флотациялық үрдісіне қайтадан ұнтақтау және түрлендірген жинағышты қолданғандағы зерттеу нәтижелері көлтірілді. Екіаралық өнімді қайта ұнтақтау мен аполярлы реагент керосинде қолданғанда қорғасын концентраты алынды, ондағы қорғасынның үлесі 49,5 % болғандағы бөліп алу дәрежесі 57,4 %, ал мырыш концентратындағы мырыштың үлесі 56,9 %, бөліп алу дәрежесі 66,84 % болатындығы көрсетілді. Пайдалы компонентті шламды түйіршіктердің флотацияланылуын жақсарту үшін керосин қолданғанда, концентраттағы қорғасын және мырыштың бөліп алу дәрежесін жуық шамамен 2-3 % өсетіндігін көрсетті. Керосиннің орнына жаңа аполярлы реагентті қолдану ұсынылды. Ол, Құмкөл кенорнындағы мұнай және дизельді отын қоспасының 1:1 оңтайлы қатынастағы эмульсиялық қоспадан тұрады. Оны өнімдерді қайта ұнтақтаумен бірге бергенде, флотация үрдісіндегі минералдардың шламды түйіршіктерін қарқындағы отырып, Шалқия кеніндегі қорғасын және мырышты байытқандағы көрсеткіштерді жақсартады. Қайта ұнтақтау мен түрлендірілген реагентті қолданғанда, концентраттағы қорғасынның бөліп алу дәрежесін 16,6 % жоғарлайды. Концентраттағы қорғасынның үлесі 39,9-дан 51,3 % дейін (11,4%-ға) жоғарлайды. Мырыш циклінде, мырыш концентратындағы мырыштың бөліп алу дәрежесі 17,24 % жоғарлайды. Концентраттағымырыштың үлесі 41,9-дан 57,9 % дейін (16 %-ға) жоғарылатады. Байытылған сұлбамен, қайта ұнтақтау және түрлендірілген реагентті қолданғанда флотациялық қалдықтағы қорғасынның үлесі 0,3-тен 0,18 %, ал мырыш – 1,3-тен 0,7 % төмендейді.

Түйінді сөздер: майдасеппелі, қыынбайтылатын кен, қайта ұнтақтау, бөліп алу, түрлендірілген реагент, қорғасын концентраты, мырыш концентраты.

SUMMARY

Results of studies of Shalkiya deposits' lead-zinc ore flotation with using of regrinding and modified reagent are shown. The lead concentrate with Pb content of 49.5 % at extraction of 57.4 %, and the zinc concentrate with Zn content of 56.9 % at extraction 66.84 % were obtained due to application of regrinding of intermediate products and non-polar reagent – kerosene using. Application of kerosene improves the flotation of valuable components of the slime particles leading to Pb and Zn extraction increasing to about by 2-3 %. A new non-polar reagent is suggested to substitute the kerosene. It is emulsified mixture of diesel fuel and oil of Kumkol deposit at their optimal ratio of 1:1. This reagent together with the regrinding of products of benefication can intensify the process of flotation of slime mineral particles improving the characteristics of benefication of Shalkiya ore on lead and zinc. Due to using regrinding and modified reagent it is possible to improve the extraction of lead in concentrate to 16.6 %. The content of lead in Pb concentrate increased from 39.9 up to 51.3 %. In the zinc cycle recovery of zinc into Zn concentrates increased by 17.24 %. The content of zinc in zinc concentrates increases from 41.9 up to 57.9 %. The lead content in the flotation tails obtained according to the scheme of benefication with using regrinding and modified reagent decreases from 0.3 to 0.18 %, where as zinc content decreases from 1.3 to 0.7 %.

Key words: fine disseminated hard-cleaning ore, regrinding, extraction, lead concentrate, zinc concentrate, kerosene, diesel fuel, benefication.

Поступила 01.07.2015

