

АВТОКЛАВНО–ФЛОТАЦИОННАЯ СХЕМА ПЕРЕРАБОТКИ CU – PB – ZN-КОНЦЕНТРАТОВ

Кочин В.А.¹, Набойченко С.С.², Лебедь А.Б.¹, Мальцев Г.И.¹

¹ ОАО «Уралэлектромедь», Свердловская область, г. Верхняя Пышма, Россия (624091, г. Верхняя Пышма, Ленина 1, V.Kochin@elem.ru)

² ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», Екатеринбург, Россия (620002, г. Екатеринбург, Мира, 19)

Добыча полиметаллических руд приводит к получению коллективных концентратов, переработка которых по существующим технологиям осложнена. Целью настоящей работы является исследование и разработка рациональной технологии переработки коллективных Cu–Pb–Zn-концентратов, включающей автоклавную и флотационную стадии, с селективным выделением меди, свинца и цинка в товарные продукты. В работе предложена автоклавно–флотационная технологическая схема, позволяющая перерабатывать коллективные концентраты с получением кондиционных моноконцентратов соответствующих ГОСТ, пригодных для дальнейшей переработки на профильных предприятиях без изменения существующих технологических схем. Для достаточно полного разделения меди, свинца и цинка подобраны оптимальные параметры проведения автоклавного выщелачивания Cu–Pb–Zn-концентратов и реагенты для проведения последующей флотации. Показано распределение металлов по технологической схеме: редких (селена, теллура) и благородных (золота, серебра).

Ключевые слова: коллективный концентрат, автоклавная технология, селективность, флотация.

PRESSURE LEACHING–FLOTATION METHOD PROCESSING CU – PB – ZN CONCENTRATES

Kochin V.A.¹, Naboitchenko S.S.², Lebed A.B.¹, Maltsev G.I.¹

¹ JSC «Uralelectromed», Sverdlovsk region, Verchnya Pyshma, Russia (624091, Lenina, 1)

² «Ural Federal University named after the first President of Russia B.N. Yeltsin», Ekaterinburg, Russia (620002, Mira, 19)

Mining ores results in a bulk concentrate which processing is complicated by existing technologies. The aim of this work is to study and develop a rational technology of processing of collective Cu-Pb-Zn concentrates, including pressure leaching and flotation stages, with the selective separation of copper, lead and zinc in commercial products. The paper presents the pressure leaching–flotation flowsheet allows processing to produce a bulk concentrate conditioned monoconcentrate relevant standard, suitable for further processing on the profile enterprises without changing existing technological schemes. For a rather complete separation of copper, lead and zinc, select optimal parameters of pressure leaching Cu-Pb-Zn concentrates and reagents for the subsequent flotation. The distribution of metals in the technological scheme: rare (selenium, tellurium) and precious (gold, silver).

Key words: bulk concentrate, pressure leaching, selectivity, flotation.

Введение

Спрос на цветные металлы в основном удовлетворяется переработкой монометаллических руд по классическим схемам, запасы которых ограничены, вследствие чего необходимо использовать более сложные по составу полиметаллические руды [1; 2].

При флотационном обогащении труднообогатимых полиметаллических руд не достигается достаточно полного выделения меди, свинца, цинка в одноименные концентраты. При последующем селективном обогащении велики потери цинка, свинца и меди с хвостами обогащения, а также значительное количество цинка и свинца переходит в медные концентраты. Качество концентратов повышают стадийным измельчением в

сочетании с последующей флотацией на каждой стадии разделения руды и первичных концентратов. При этом наряду с монометаллическими концентратами образуются промежуточные коллективные продукты обогащения. Получение коллективных медно–цинково–свинцовых концентратов и промпродуктов обогащения повышает общее извлечение металлов из руды. Поскольку классическая пирометаллургия меди, цинка и свинца рассчитана на переработку одноименных концентратов, плавка коллективных концентратов требует проведения дополнительных исследований: например, в пирометаллургии меди переработка Cu–Zn–концентратов осложняется появлением Zn–шлаков. Часть цинка переходит в состав возгонов, что требует организации пылеулавливания. При переработке медного концентрата свинец переходит в черновую медь, затрудняя её дальнейшее рафинирование. Отсутствие апробированной технологии комплексной переработки полиметаллических концентратов приводит к значительным потерям цветных металлов [3–5].

Коллективное решение проблем при переработке труднообогатимых полиметаллических руд, может быть достигнуто при рациональном сочетании возможностей обогатительного и металлургического переделов в рамках комбинированных технологий.

Целью настоящей работы является исследование и разработка рациональной технологии переработки коллективных Cu–Pb–Zn–концентратов, включающей автоклавную и флотационную стадии, с селективным выделением меди, свинца и цинка в товарные продукты.

Методика исследований и материалы

Для переработки коллективных полиметаллических концентратов авторами предложена технологическая схема, включающая следующие основные операции (рис. 1):

- автоклавное выщелачивание концентрата в сернокислотном растворе;
- гидротермальное осаждение меди в автоклаве;
- автоклавное окисление железа кислородом в цинковом растворе;
- осаждение трехвалентного железа из цинкового раствора известковым молоком;
- фильтрация с получением железного кека и цинкового раствора.
- осаждение цинка из цинкового раствора – содой, с получением цинкового кека и натриевого раствора;
- флотационное разделение медно–свинцового кека с получением медного и свинцового концентрата.

Укрупненно–лабораторные испытания проводили с использованием автоклава фирмы «Parr» (США) серии 4530 объемом 7,5 дм³.

Первоначально схема была отработана в лабораторных условиях на коллективном концентрате Рубцовской обогатительной фабрики состава, %: 9,5–20,1 Cu; 7,9–21,5 Zn; 9,4–17,2 Pb; 3,7–22,4 Fe; 17,8–25,3 S. По результатам рентгенофазового анализа металлы в концентрате представлены минералами: медь – халькопиритом (CuFeS_2); цинк – сфалеритом (ZnS); свинец – галенитом (PbS) и сульфатом (PbSO_4); железо – пиритом (FeS_2).

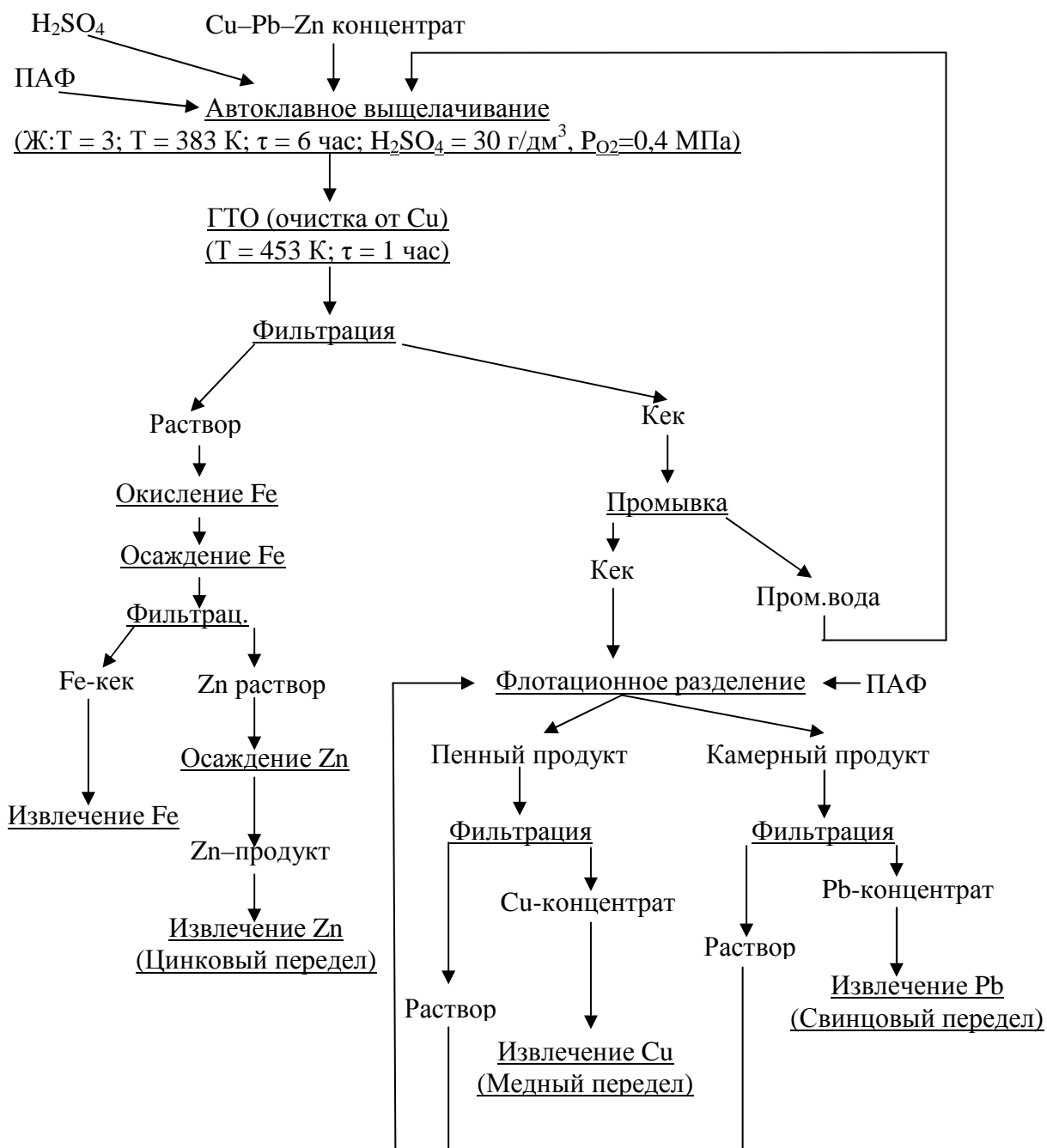


Рис. 1 – Технологическая схема автоклавно-флотационной схемы переработки коллективного концентрата

Результаты и обсуждение

Автоклавное выщелачивание концентрата проводили в следующих режимах:

- Т : Ж = 1:3;
- температура процесса 378–383 К;
- продолжительность выщелачивания 5 часов;
- концентрация серной кислоты 30 г/дм³;
- избыточное давление кислорода 0,4 МПа;
- расход лигносульфоната натрия (ПАВ) – 1 кг/т.

После автоклавного выщелачивания для обезмеживания раствора проводили стадию гидротермального осаждения меди. Режим гидротермального осаждения меди:

- температура процесса 453–458 К;
- продолжительность гидротермального осаждения 1 час.

В результате автоклавного выщелачивания концентрата с последующим гидротермальным осаждением меди достигали извлечения цинка в раствор на уровне 90–95% при переходе меди в раствор не более чем на 0,1%.

Полученную пульпу фильтровали и промывали на фильтре. Промводу использовали для приготовления исходного раствора для выщелачивания. Фильтрат направляли на очистку от железа, состоящую из двух стадий:

- автоклавное окисление железа;
- осаждение железа известковым молоком.

Режим окисления железа в растворе:

- температура процесса 353–363 К;
- продолжительность окисления 1 час;
- избыточное давление кислорода 1 МПа.

После проведения автоклавного окисления железа, из раствора осаждают железо известковым молоком. Режим осаждения железа:

- температура процесса 343–353 К;
- для осаждения используют 16%-ное известковое молоко ($\rho = 1,13 \text{ г/см}^3$);
- рН ≈ 3 ;
- по достижении заданного рН пульпу перемешивают в течение 1 часа;
- расход известкового молока составляет 0,08–0,1 м³ на 1 м³ раствора.

Степень очистки раствора от железа достигает 88–92%, с потерей цинка не более 6%.

Из полученного раствора осаждали цинк содовым раствором. Режим осаждения цинка:

- температура процесса 323–333 °С;
- для осаждения используют 20%-ный содовый раствор;
- рН $\approx 8-8,5$;
- по достижении заданного рН агитирует в течение 2 часов;

– расход содового раствора 0,24–0,25 м³ на 1 м³ цинкового раствора.

Кек от автоклавного выщелачивания флотировали в кислой среде при следующем режиме:

- температура процесса 288–293 К;
- собиратель «DSP-013» с расходом 0,3 кг/т кека;
- пенообразователь метилизобутилкарбинол с расходом 0,1 кг/т кека;
- флотацию проводили до прекращения образования пенного продукта в течение 10–15 минут.

Получены продукты флотации:

- пенный продукт (выход 75–85%; переход в него меди 90–96%);
- камерный продукт (выход 15–25%; переход свинца 80–90%).

Материальный баланс распределения основных макрокомпонентов по продуктам переработки приведен в табл. 1.

Таблица 1 – Материальный баланс распределения основных компонентов по продуктам автоклавно-флотационной схемы

Статья баланса	Масса, г		Количество, г					Распределение, %						
	Объем, см ³		Cu	Zn	Fe	Pb	H ₂ SO ₄	H ₂ O	Cu	Zn	Fe	Pb	H ₂ SO ₄	H ₂ O
Автоклавное выщелачивание с последующей стадией ГТО														
Поступило:														
Концентрат	1500		244,5	110,1	349,5	143,1			100	100	100	100		
Раствор	4500						142	4422					100	100
Итого:			244,5	110,1	349,5	143,1	142	4422	100	100	100	100	100	100
Получено:														
Раствор I	4500			93,6	39,5		51,8	4422		85	11,3		100	100
Кек I	1185		244,5	16,5	310,0	143,1			100	15	88,7	100		
Итого:				110,1	349,5	143,1	51,8	4422	100	100	100	100	100	100
Осаждение Fe известковым молоком														
Поступило:														
Раствор I	4500			93,6	39,5		51,8	4422		100	100		100	93,0
Извест.молоко	373,2							331,5						7,0
Итого:				93,6	39,5		51,8	4753,5		100	100		100	100
Получено:														
Раствор II	4100			87,9	4,4			4050		93,9	11,2			100
Fe кек	246,8			5,7	35,1					6,1	88,8			
Итого:				93,6	39,5					100	100			100
Осаждение Zn содой														
Поступило:														
Раствор II	4100			87,9	4,4			4050		100	100			80,7
Р-р соды	1010							970						19,3
Итого:				87,9	4,4			5020		100	100			100
Получено:														
Раствор III	5110			0	0									
Zn продукт	190,6			87,9	5,3					100	100			
Итого:										100	100			
Флотация кека после автоклавного выщелачивания														
Поступило:														
Кек I	1185	244,5	16,5	310,0	143,1				100	100	100	100		
Раствор IV	10000						53	9971					100	100
Итого:									100	100	100	100	100	100
Получено:														
Раствор IV	10000						53	9971					100	100
Cu концентрат	921,9	234,4	14,1	273,4	30,8				95,9	85,5	88,2	21,5		
Pb концентрат	263,1	10,0	2,4	36,6	112,3				4,1	14,5	11,8	78,5		
Итого:		244,5	16,5	310	143,1		53	9971	100	100	100	100	100	100

Результаты балансовых опытов показали, что при автоклавном выщелачивании Se, Te и Au, Ag практически полностью остаются в кеке. На стадии флотации весь Se и 70–80% Te

переходят в пенный продукт (медный концентрат), а большая часть благородных металлов (Au, Ag) переходят в камерный продукт.

Проведенные укрупненно–лабораторные испытания подтвердили результаты ранее выполненных исследований и показали состоятельность предложенной схемы – при переработке концентрата Рубцовской обогатительной фабрики, состава, %: 16,3 Cu; 7,3 Zn; 9,5 Pb; 23,3 Fe, достигнуто извлечение цинка в раствор на уровне 85%, в целом сквозное извлечение меди в медный концентрат соответствовало 90–95%; цинка и свинца в одноименные концентраты – на уровне ~80% каждого.

Полученный медный концентрат, согласно ГОСТ Р 52998–2008, соответствует марке «МК5» (табл. 2) и может быть переработан в медном производстве. Свинцовый концентрат также соответствует ГОСТ и пригоден для индивидуальной переработки на профильном предприятии.

Таблица 2 – Состав конечных продуктов при укрупненных лабораторных испытаниях автоклавно–флотационной схемы.

Наименование продукта	Состав продукта			
	Cu	Zn	Fe	Pb
Фильтрата автоклавного выщелачивания, г/дм ³	0	20,8	8,8	0
Кек автоклавного выщелачивания после стадии ГТО, %	20,6	1,4	26,2	12,1
Железный кек после осаждения известковым молоком, %	0	2,3	14,2	0
Цинковый кек после осаждения содой, %	0	46,1	2,76	0
Медный концентрат, %	25,4	1,5	29,7	3,3
Свинцовый концентрат, %	3,8	0,9	13,9	42,7

Гидрометаллургическое производство с применением данной технологии будет являться своеобразным буфером между обогатительным и металлургическим переделами, позволяющими оперативно решать проблемы освоения труднообогатимых руд путем комплексной переработки коллективных концентратов любого качества.

В дальнейшем возможна организация обогащения с получением только коллективного концентрата, без дорогостоящих перечисток, направляемого на гидрометаллургическую доработку по предлагаемой схеме, а строительство гидрометаллургических участков, работающих по данной технологии, предполагается в непосредственной близости с обогатительной фабрикой. Это позволит существенно сократить расходы на дорогостоящую перевозку бедных коллективных концентратов.

Выводы

1. Проведён ряд лабораторных исследований по переработке полиметаллического Cu–Pb–Zn–концентрата с использованием автоклавной технологии.

2. Определены параметры сернокислотной автоклавной обработки коллективного концентрата, при которых достигнуто достаточно полное разделение цинка и меди, с извлечением цинка в товарный продукт не менее 85%.
3. Перспективной гидрометаллургической технологией переработки полиметаллического концентрата является сернокислотное автоклавное выщелачивание для селективного извлечения цинка в раствор с получением Cu–Pb–кека, а также последующим его флотационным разделением на Cu– и Pb–концентраты, направляемые для получения индивидуальных металлов на специализированные предприятия.

Список литературы

1. Болатбаев К.Н., Набойченко С.С., Садыков С.Б. Флотационно–металлургическая переработка труднообогатимых руд. – Петропавловск : СКГУ, 2004. - 401 с.
2. Вольдман Г.М., Зеликман А.Н. Теория гидрометаллургических процессов : учеб. пособие для вузов. - М. : Интермет Инжиниринг, 2003.
3. Набойченко С.С. Автоклавная переработка медно-цинковых и цинковых концентратов. - М. : Metallurgia, 1989.
4. Способ переработки упорного минерального сырья, содержащего металлы / Ю.С. Карабасов; Ю.М. Лужков; В.В. Панин; М.П. Семенов; Л.Н. Крылова; Д.Ю. Воронин : Пат. 2265068 (РФ). 2004.
5. Филиппова Н.А. Фазовый анализ руд и продуктов их переработки. - М. : Химия, 1975.

Рецензенты:

Радушев А.В., доктор технических наук, профессор, заведующий лабораторией органических комплексообразующих реагентов Института технической химии УрО РАН, г. Пермь.

Мигалатий Е.В., доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой водного хозяйства и технологии воды Уральского федерального университета им. первого Президента России Б.Н. Ельцина, г. Екатеринбург.