

СУЛЬФАТИЗИРУЮЩИЙ ОБЖИГ Zn-КОНЦЕНТРАТА С ВЫСОКИМ СОДЕРЖАНИЕМ ЖЕЛЕЗА И ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ОГАРКА

Л.Е. Саргсян, А.М. Оганесян, А.А. Франгулян

Национальный политехнический университет Армении

Железо присутствует в качестве нежелательной составляющей цинковых руд, концентратов и их огарков. При обычной гидрометаллургической переработке цинковых концентратов с целью извлечения цинка выщелачивание продуктов окислительного обжига - оксидных огарков приводит к растворению также некоторого количества железа. Однако железные ионы являются опасной примесью в цинк-сульфатнокислом растворе, и они должны быть обязательно удалены перед электроизвлечением цинка, чтобы не загрязнялся катодный осадок. С учетом немаловажного экономического значения железа (особенно, когда его количество необычно больше в исходном концентрате) его удаление весьма желательно осуществлять не путем превращения в отходы (в виде “ярозита”) и выбрасывания в хвостохранилища (загрязняя окружающую среду), а с целью получения товарного продукта, в частности, оксида железа - гематита, пользующегося большим спросом как на мировом рынке, так и в Армении.

Ключевые слова: сфалеритовый концентрат, сульфатизирующий обжиг, сульфатный огарок, слабокислотное выщелачивание, гематит.

Введение. Обычные Zn-сфалеритовые концентраты с содержанием 56...65% цинка (в виде сфалерита - ZnS), получаемые из полиметаллических руд методом селективной флотации сульфидных минералов, кроме цинка, содержат также 2,0...2,5% железа (в виде пирита - FeS₂ и халькопирита - CuFeS₂), 1,1...1,5% меди (CuFeS₂), около 1% свинца (PbS), а также кадмий (CdS), селен (вероятно Ag₃AuSe₂), теллур ((AgAu)Te, (AuAg)Te₄) и др. При переработке цинковых концентратов гидрометаллургическим методом с целью извлечения цинка попутно извлекаются также медь, кадмий, селен и теллур. Железо, как правило, не извлекается, а перед электроизвлечением цинка его осаждают из раствора выщелачивания в виде так называемого “ярозита” типа (2MFe₃(SO₄)₂(OH)₆, где M = Na⁺, NH₄⁺, H₃O⁺, Li⁺, K⁺, 1/2Pb²⁺) и выбрасывают в хвостохранилища, тем самым серьезно загрязняя окружающую среду. Но железа может оказаться намного больше обычного, поэтому возникает необходимость не выбрасывать его в отвалы, а извлекать из технологического цикла как полезное ископаемое.

Работа посвящена изучению технологических особенностей сульфатизирующего обжига сульфидно-цинкового концентрата (Zn/Fe/Cu/Pb/Cd/S) с высоким содержанием железа (в основном как FeS₂) и выщелачивания соответствующего сульфатного огарка с целью получения цинк-сульфатнокислого раствора с

повышенным содержанием ионов железа (Fe^{3+} , Fe^{2+}) для комплексного извлечения цинка (основного компонента сырья) и железа (второго по количеству металла), а также других ценных компонентов.

Методы исследования. При определении элементного и фазового составов исходного концентрата и твердых продуктов реакций при обжиге применены стандартные методы силикатно-химического, эмиссионно-спектрального и рентгенофазового анализов. Ионные концентрации в сульфатно-кислых растворах выщелачивания определены методом атомно-абсорбционной спектроскопии.

Содержания сульфидов железа в полиметаллических рудах (основное сырье для производства цинковых концентратов) почти на порядок больше, чем сульфидов базовых цветных металлов, вместе взятых. Поэтому присутствие железа неизбежно в цинковых концентратах и их огарках, как бы ни старались удалить его главный сульфид - пирит (FeS_2) из цикла флотационного обогащения руд, для получения концентратов с минимальным содержанием этого уникального минерала. Поскольку железо является нежелательным элементом в цинковом производстве, то основной проблемой гидрометаллургии является его полное удаление из растворов выщелачивания соответствующих огарков перед электроизвлечением цинка. Такая необходимость обусловлена жесткими требованиями к чистоте получаемого электролитического цинка, например, согласно ГОСТ 3640-94 в цинке марки ЦВ00 содержание Fe должно быть не более 0,00001% (то же самое и для Cu, Pb, Sn и Al, а для As и Cd - соответственно 0,0005% и 0,002%).

В современных цинковых производствах (например, на заводе в Коккола фирмы *Outokumpu Zinc Oy*, Финляндия) [1-7] проблема железа решается осаждением его из раствора выщелачивания в виде *ярозита* $2\text{MFe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$ (где $\text{M} = \text{Na}^+$, NH_4^+ , H_3O^+ , Li^+ , K^+ , $1/2\text{Pb}^{2+}$). Этот осадок с содержанием, кроме железа, также и различных ионов тяжелых цветных металлов (Zn, Cu, Pb, As, Bi, Se, Te, In, Ga, Ge, Co) и элементарной серы вместе с нерастворившимся остатком FeS_2 переводится в отходы, представляющие особую экологическую опасность для контролируемых водоемов, а их нейтрализация обходится очень дорого [8].

В свою очередь, образование *ярозита* неизбежно, поскольку в обычной гидрометаллургии цинка применяется глубокий ("мертвый") обжиг концентрата при $900\text{--}975\text{ }^\circ\text{C}$ [9, 10], в котором сфалерит (ZnS) превращается в закись цинка (ZnO), хорошо растворимую серной кислотой. Железо (в виде FeS_2) окисляется до гематита (Fe_2O_3), затем в результате твердофазного взаимодействия последнего с ZnO образуется труднорастворимый феррит цинка (ZnFe_2O_4). Полученный огарок подвергается двухстадийному серно-кислотному выщелачиванию (нейтральному и кислому). На стадии нейтрального выщелачивания ($80\text{ }^\circ\text{C}$, $10\text{--}40\text{ г/л H}_2\text{SO}_4$ [11]) получается раствор ZnSO_4 и нерастворимый осадок ZnFe_2O_4 (феррит цинка), а на стадии кислого выщелачивания ($80\text{ }^\circ\text{C}$, $200\text{ г/л H}_2\text{SO}_4$ [11]) в результате растворения феррита получается сульфатно-кислый раствор цинка, содержащий ионы железа в виде его трехвалентного сульфата (по реакции $\text{ZnFe}_2\text{O}_4 + 4\text{H}_2\text{SO}_4 = \text{ZnSO}_4 + \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 4\text{H}_2\text{O}$). Затем методом аммиачной

цементации железо из раствора удаляется в виде *ярозита* типа $\text{NH}_4[\text{Fe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6]$ [12]. Далее на стадии прямого выщелачивания концентрата (с продувкой чистым кислородом) сфалерит растворяется в смеси *ярозита* и отработанного электролита (10...40 г/л H_2SO_4) с образованием Zn-сульфатного раствора и элементарной серы по реакции $\text{ZnS} + \text{H}_2\text{SO}_4 + 0,5\text{O}_2 = \text{ZnSO}_4 + \text{H}_2\text{O} + \text{S}^0$.

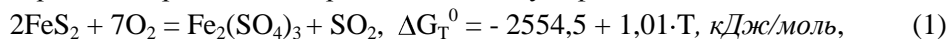
На этом этапе находящийся в составе *ярозита* трехвалентный сульфат железа, в свою очередь, окисляет сфалерит ($\text{ZnS} + \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 = \text{ZnSO}_4 + 2\text{FeSO}_4 + \text{S}^0$) с выделением своего двухвалентного сульфата, который далее окисляется кислородом обратно в трехвалентную форму ($2\text{FeSO}_4 + \text{H}_2\text{SO}_4 + 0,5\text{O}_2 = \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + \text{H}_2\text{O}$). Образующийся $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ осаждают аммиаком, в результате чего вновь получается осадок в виде *ярозита*, который также удаляется в отходы.

Обжиг Zn-концентрата с высоким содержанием железа. Учитывая вышеизложенные недостатки ярозитной технологии, с целью предотвращения образования в цинковом огарке феррита (чем и объясняется вынужденное применение ярозитной технологии), обжиг Zn-концентрата состава (%): 65,2 ZnS, 25,3 FeS₂, 5,1 CuFeS₂, 4,4 PbS, 6,9 (SiO₂+Al₂O₃+CaO+MgO), < 1% CdS, примеси Se, Te, Au, Ag, полученного из полиметаллической руды Шаумянского месторождения (г. Капан) посредством коллективной флотации [13], проводили при низкотемпературном режиме, предварительно изучив (методом термогравиметрического-TG и дифференциально-термического анализ-DTA) механизм физико-химических взаимодействий и фазовых превращений, происходящих в процессе его нагрева. Термодинамические расчеты проводили по данным [14, 15].

Анализ термограммы (рис. 1), снятой на дериватографе Q-1500D в режиме политермического нагрева Zn-концентрата массой 1,5 г в интервале 20...1000^oC со скоростью 10^oC/мин, показывает, что обжиг происходит в три этапа.

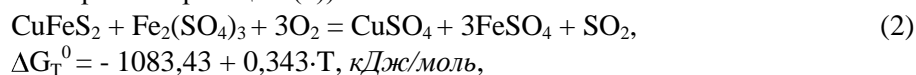
На первом этапе (172...625^oC) термодинамически обоснованы реакции окисления сульфидов концентрата:

а) *пирита* с образованием трехвалентного сульфата железа и SO₂-газа:



вызывающей первый большой экзотермический эффект на кривой DTA в интервале 172...543^oC и соответствующие потери массы образца на кривой TG;

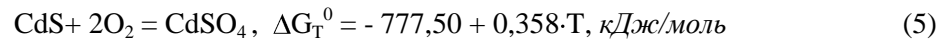
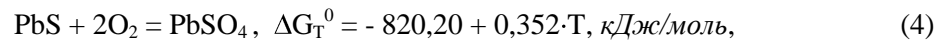
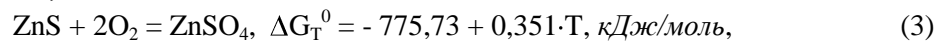
б) *халькопирита* при его активном твердофазном взаимодействии в присутствии кислорода воздуха с весьма сильным окислителем Fe₂(SO₄)₃ (продуктом возгорания пирита по реакции (1)):



приводящей к образованию двухвалентных сульфатов меди и железа с выделением дополнительной порции SO₂-газа и, как следствие, вызывая свою долю

экзотермического эффекта и некоторые потери массы (участки кривых DTA и TG в интервале 510...543⁰C);

в) сфалерита, галенита и гринокита с образованием соответствующих сульфатов, но без выделения SO₂-газа:



с суммарным экзотермическим эффектом в интервале 543...625⁰C на кривой DTA (экстремум при 595⁰C) и соответствующим увеличением массы образца на кривой TG, что является доказательством оксидации этих сульфидов без выделения SO₂-газа.

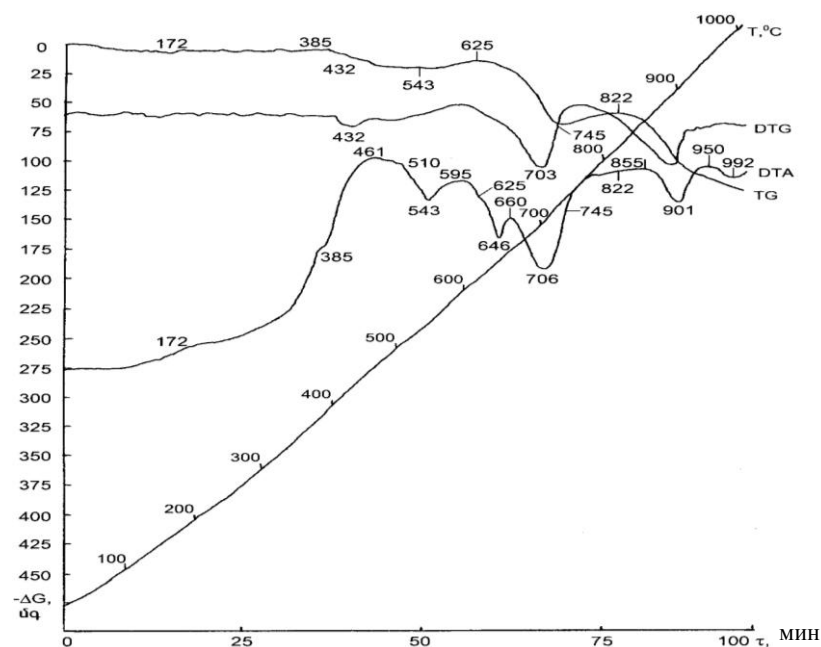
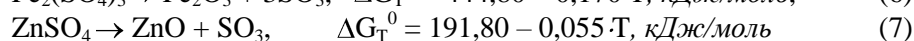


Рис. 1. Термограммы, полученные в процессе политермического нагрева образца концентрата массой 1,5 г: T – температура; TG - изменение массы образца; DTG – дифференциал изменения массы; DTA – кривая дифференциально-термического анализа

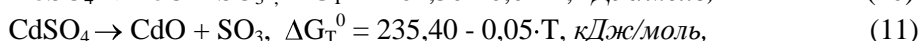
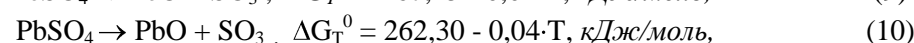
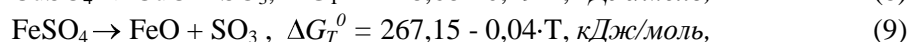
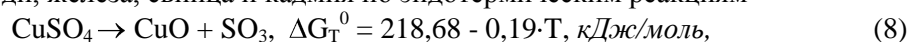
Первый этап заканчивается, когда все сульфиды превращаются в сульфаты. Следует заметить, что реакция (1) обладает самой большой вероятностью ($\Delta H^0 = -2554,5$ кДж/моль), и, кроме того, она протекает при сравнительно низких температурах, поэтому генерируемый трехвалентный сульфат железа выступает в роли активатора для сульфатации самого упорного сульфида - халькопирита.

Второй этап ($625...822^{\circ}\text{C}$) в интервале $625...745^{\circ}\text{C}$ характеризуется двумя эндотермическими эффектами с экстремумами при 646°C и 706°C (см. кривую ДТА) и резким уменьшением массы образца (см. кривую ТГ), очевидно, в результате интенсивного термического разложения доминирующих (по количеству) сульфатов трехвалентного железа и двухвалентного цинка (для обоих $T_{\text{разл}} > 600^{\circ}\text{C}$ [14]):

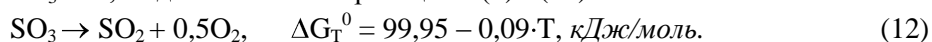


с выделением соответствующих оксидов.

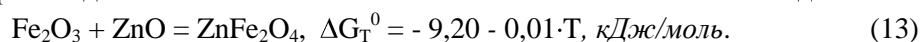
На этом этапе разлагают также малые (по количеству) двухвалентные сульфаты меди, железа, свинца и кадмия по эндотермическим реакциям



а также SO_3 -газ, выделившийся по реакциям (6) - (11):

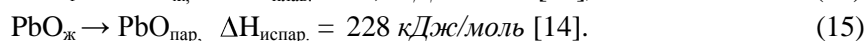


В температурном интервале $745...822^{\circ}\text{C}$ этого этапа не наблюдается заметного изменения термического состояния и массы образца (см. кривые ДТА и ТГ), очевидно потому, что твердофазное взаимодействие между Fe_2O_3 и ZnO (выделившимися по реакциям (6) и (7) соответственно) с образованием феррита цинка происходит с минимальной энтальпией и без какого-либо газовыделения:



Однако, как известно, образование феррита цинка в огарке приводит к вынужденному применению ярозитной технологии выщелачивания цинка, которая является основной причиной неизвлекаемости сопутствующего железа.

На третьем этапе (выше 822°C) появление последнего глубокого эндотермического эффекта на кривой ДТА в интервале $855...950^{\circ}\text{C}$ и продолжающееся снижение массы образца, вероятно, связаны с плавлением выделившегося по реакции (11) монооксида свинца ($T_{\text{пл.}}=886^{\circ}\text{C}$ [14]) и медленным его испарением:



Факт спекания образца в конце процесса является косвенным доказательством протекания реакции (15). Плавление и испарение PbO - тоже нежелательное явление с точки зрения неизвлекаемости и потери свинца.

Таким образом, в процессе обжига Zn-концентрата при низкотемпературном интервале нагревания сульфидные минералы цинка, железа, меди, свинца и кадмия окисляются, переходя в легкорастворимые сульфаты, которые затем при

более высоких температурах разлагаются с выделением соответствующих оксидов, а в результате твердофазной диффузии между оксидами цинка и железа образуется весьма труднорастворимый цинковый феррит, обуславливающий своим присутствием в огарке применение ярозитной технологии. Поэтому, во избежание термического разложения образующихся сульфатов с последующим ферритообразованием, что диктует необходимость применения дорогой и экологически нечистой ярозитной технологии выщелачивания цинка, а также для сохранения железа в извлекаемую форму (в виде двух- и трехвалентных сульфатов) температура обжига Zn-концентрата должна ограничиваться ниже $600...625^{\circ}\text{C}$. В данном случае в качестве оптимальной температуры сульфатизирующего обжига Zn-концентрата с высоким содержанием железа принята 570°C . С целью недопущения возможного разложения образующихся сульфатов при удалении образца из печи было применено быстрое охлаждение огарка на воздухе.

Рентгенофазовым (рис. 2) и силикатно-химическим анализами в обожженном при $560\pm 10^{\circ}\text{C}$ (в течение 30 мин) продукте обнаружены преимущественно водорастворимые сульфаты ZnSO_4 , $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$, FeSO_4 , CuSO_4 и CdSO_4 , а также PbSO_4 , обычно нерастворимый в сернокислых растворах. Оксидов типа MeO и шпинельных соединений типа MeFe_2O_4 , а также остаточных сульфидов в огарке не обнаружено.

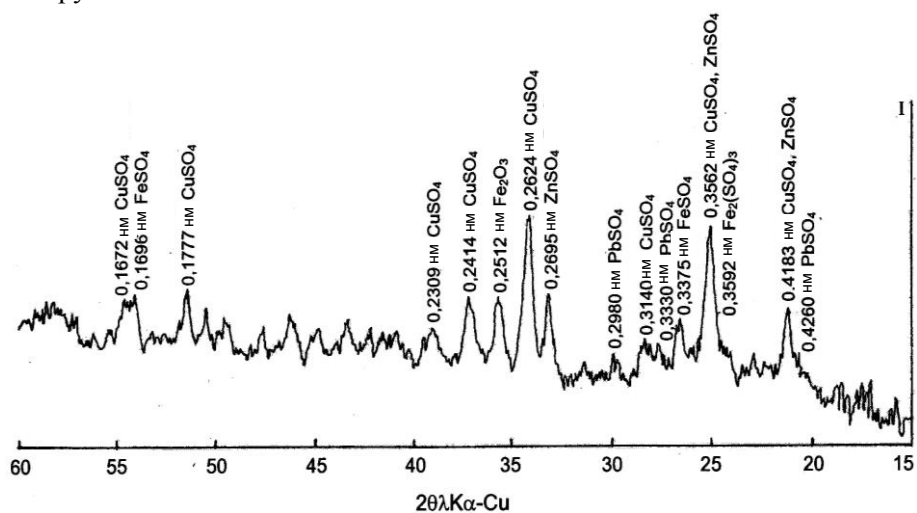


Рис. 2. Рентгенограмма сульфатизированного огарка, полученного изотермическим обжигом при $570 \pm 10^{\circ}\text{C}$ в течение 30 мин

Полученный обжиговый продукт (огарок) весьма удобен для эффективного выщелачивания с целью комплексного извлечения всех ценных компонентов.

Что касается подбора агрегата для сульфатизирующего обжига концентрата, то необходимо иметь в виду, что его нельзя проводить в обычных многоподовых печах, так как в таких случаях обжиговый процесс может оказаться неконтролируемым в связи с самопроизвольным протеканием на коротком промежутке времени экзотермической реакции (1) окисления пирита с очень большой величиной свободной энергии Гиббса ($\Delta G_{500^{\circ}\text{C}} = -1773,8 \text{ кДж/моль}$).

Поэтому для применения в производственных условиях рекомендуются печи типа КС (“кипящего слоя”) с подачей мокрого концентрата (с 20...30% H_2O) [16, 17]. В них суммарный тепловой эффект, вызванный экзотермическими реакциями, лучшим образом компенсируется охлаждением водяным паром частиц материала, находящегося во взвешенном (“кипящем”) состоянии, вследствие чего предотвращается перегрев материала и, следовательно, разложение образовавшихся сульфатов. Конструкция печей позволяет регулировать температуру реакционной зоны в очень узком интервале.

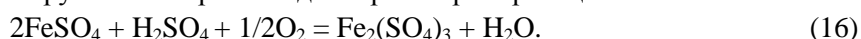
Выщелачивание сульфатизированного огарка. Исследование проводилось с использованием слабого раствора серной кислоты (20 г/л H_2SO_4), в атмосферных условиях, при температурах 25, 45, 65 и 85°C и при непрерывном перемешивании пульпы (Т:Ж=1:8) с продувкой воздуха (причем огарок выгружали в раствор непосредственно из печи). Концентрацию ионов металлов в растворе через определенные промежутки времени определяли методом атомно-абсорбционной спектроскопии (ААС) на пробах, взятых непосредственно в ходе выщелачивания. Расчетную концентрацию H_2SO_4 в растворе подбирали с учетом обеспечения устойчивости $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ (чтобы он не подвергался гидролизу [18]).

Приведенные в таблице данные анализа промежуточных и конечных жидко- и твердофазных продуктов выщелачивания сульфатизированного огарка (на примере опыта при температуре 85°C) показывают, что процесс начинается сразу с высокой (температурно-зависимой) скоростью и происходит интенсивно, в одной стадии, а завершается при полном израсходовании водорастворимых твердых веществ. В ходе процесса скорость растворения нелинейно снижается до нуля. Причем время полного выщелачивания огарка составляет: ~23 мин в растворе с температурой 25°C ; ~21 мин - 45°C ; ~18 мин - 65°C ; ~14 мин - 85°C . Вполне очевидно, что при этом содержащиеся в сульфатном огарке цинк, железо, медь и кадмий совместно извлекаются в сульфатно-кислый раствор, а сульфат свинца (PbSO_4) целиком остается в кеке (нерастворимом остатке).

Заметим, что растворение сульфатных фаз из огарка происходит не мгновенно (что могло бы иметь место, если бы они были как свободные сульфаты), а в определенном интервале времени, что, вероятно, обусловлено конгломератным строением зерен огарка, независимо от их размеров. Извлечение Zn, Fe, Cu

и Cd из сульфатного огарка в сернокислый водный раствор является вполне температурно-контролируемым процессом с доминирующим диффузионным режимом массопереноса, что согласуется с основными положениями теории гидрометаллургии [19]. При этом роль серной кислоты заключается лишь в ослаблении межфазных границ зерен, что приводит к увеличению контакта между твердыми и жидкофазными реагирующими веществами.

Полное исчезновение двухвалентного сульфата железа при выщелачивании огарка (см. табл.) следует обуславливать его взаимодействием с серной кислотой сразу после разгрузки огарка в водный раствор по реакции



Данная реакция происходит с достаточно большим значением изменения энтальпии ($\Delta H_{373\text{K}} = -207 \text{ кДж/моль}$, $K_p = 1,8 \cdot 10^8$ [1]). И поскольку значение pH раствора остается меньше, чем 5,2...5,5, то гидролиз $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ в соответствии с позицией [18] практически не имеет места.

Математическая обработка результатов опытов, проведенная путем проверки пригодности теоретических уравнений [20] к экспериментальным данным, показала, что кинетика процесса выщелачивания сульфатного огарка адекватно описывается степенной зависимостью $\alpha = kt^n$, где α - степень совместного извлечения в раствор цинка, железа, меди и кадмия из сульфатных фаз, %; τ - продолжительность выщелачивания, мин; k и n – кинетические коэффициенты ($k > 0$, $n > 0$), зависящие от температуры.

Таблица
Результаты анализа жидкого и твердого продуктов выщелачивания огарка (без учета Se, Te, Au, Ag, так как они изначально находятся в нерастворимой форме)

	Время выщелачивания, мин	Концентрация ионов (г/л) в растворе выщелачивания сульфатного огарка при 85 °С					
		Zn ²⁺	Fe ³⁺	Fe ²⁺	Cu ²⁺	Cd ²⁺	Pb ²⁺
Жидкий продукт выщелачивания (сульфатно-кислый раствор)	2	10,01	3,49	не обн.	0,45	0,16	не обн.
	4	19,04	6,35	не обн.	0,81	0,30	не обн.
	6	27,55	9,34	не обн.	1,16	0,43	не обн.
	8	35,65	11,84	не обн.	1,46	0,65	не обн.
	10	43,04	13,64	не обн.	1,72	0,77	не обн.
	12	49,65	15,34	не обн.	1,97	0,88	не обн.
	14	54,68	16,70	не обн.	2,20	0,97	не обн.
	16	54,68	16,70	не обн.	2,20	0,97	не обн.
Осушенный кек (остаток)	16	Фазовый состав Pb-содержащего кека, %					
		Сульфиды	PbSO ₄	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO+MgO
		не обн.	44,67	28,23	12,67	следы	остальное

Выводы

1. При традиционной гидрометаллургической обработке цинковых концентратов содержащееся в них железо рассматривается как нежелательная составляющая, поэтому оно осаждается из растворов в виде ярозитного осадка и выбрасывается в хвостохранилища, загрязняя природу.

2. Принцип сульфатизирующего обжига Zn-концентрата с последующим выщелачиванием сульфатного огарка, по сравнению с традиционной ярозитной технологией, можно считать более удачным, так как при этом вместе с цинком есть возможность попутно извлекать также железо и другие ценные компоненты, что делает данную технологию как экономически более выгодной, так и экологически более чистой с точки зрения предотвращения загрязнения окружающей среды опасными отходами.

Литература

1. **Такала Х.** (Outokumpu Research Oy). Выщелачивание цинковых концентратов на заводе в Коккола // Цветные металлы.- 2001. Июнь. Специальный выпуск.- С. 65-68.
2. **Steintveit G.** Treatment of zinc leach plant residue by the jarosite process // Advances in Extractive Metallurgy and Refining.- IMM, London, 1971.- P. 521-528.
3. **Haigh C., Wood J.** Jarosite process boosts zinc // World Min. - 1972 (September). - P. 34-38.
4. **Arregi V., Gordon A.R., Steintveit G.** The jarosite process—past, present and future / J.M. Cigan, T.S. Mackey, T.J. O’Keefe (Eds.) // Lead-Zinc-Tin’80, TMS-AIME World Symposium on Metallurgy and Environment Control.- Warrendale, PA, 1980.- P. 97-123.
5. **Scott J.D., Donyina D.K.A., Mouland J.E.** Iron-the good with the bad—Kidd Creek zinc plant experience / J.E. Dutrizac, A.J. Monhemius (Eds.) // Iron Control in Hydrometallurgy.- Ellis Horwood, Chichester, UK, 1986.- P. 666-675.
6. **Tamargo F.J., San M., Valcarcel M.R.** Asturiana de zinc: more than 30 years of experience with jarosite process / J.E. Dutrizac, G.B.Harris (Eds.) // Iron Control and Disposal. The Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum.- Montreal, Canada, 1996.- P. 93-100.
7. **Buban K.R., Collins M.J., Masters I.M.** Iron control in zinc pressure leach processes // J. Metallurgy.- 1999.- V. 51, N^o 12.- P. 23-25.
8. **Ismael M.R.C., Carvalho J.M.R.** Iron recovery from sulphate leach liquors in zinc hydrometallurgy // Minerals Engineering.- 2003.- № 16.- P. 31-39.
9. **Шиврин Г.Н.** Metallurgy of zinc and lead.- М.: Metallurgy, 1982.- 352 с.
10. **Свенс К. (Outokumpu Technology Oy), Керстинг Б., Рункель М. (Outokumpu – Lurgi Metallurgie).** Современная технология переработки цинковых концентратов // Цветные металлы.- 2005.- N^o 5-6.- С. 83-91.
11. Патент RU. Выщелачивание цинкового концентрата в атмосферных условиях (Патентообладатель: Outokumpu Base Metals Oy, Финляндия). -20.02.2003.

12. К вопросу конверсии железа в процессах выщелачивания сульфидных цинковых материалов при атмосферных условиях / Л.А. Казанбаев, П.А. Козлов, А.В. Колесников и др. // Цветные металлы.- 2005.- № 5-6.- С. 20-24.
13. Саргсян Л.Е., Оганесян А.М., Франгулян А.А. Совместное извлечение сульфидных минералов железа и базовых цветных металлов в концентраты // Вестник Инженерной академии Армении.- 2014.- Т.11, №1.- С. 87-92.
14. Рабинович В.А., Хавин З.Я. Краткий химич. справочник.- Л.: Химия, 1991.- 432 с.
15. Третьяков Ю.Д. Твердофазные реакции.- М.: Химия, 1978.- 360 с.
16. Гудима Н.В., Шейн В.П. Краткий справочник по металлургии цветных металлов.- М.: Металлургия, 1975.- 536 с.
17. Gosman G.I. Pyrometallurgy of Gold: In Extractive Metallurgy of Gold in South Africa / Edited by G.G. Stanley.- V.1.- Johannesburg, 1978.- 614 p.
18. Уткин Н.И. Производство цветных металлов.- 2-е изд. – М.: Интермет Инжиниринг, 2004.- 442 с.
19. Вольдман Г.М., Зеликман А.Н. Теория гидрометаллургических процессов.- М.: Интермет Инжиниринг, 2003.- 464 с.
20. Блантер М.Е. Методика исследования металлов и обработка опытных данных.- М.: Металлургиздат, 1952.- 444 с.

*Поступила в редакцию 26.02.2015.
Принята к опубликованию 02.10.2015.*

ԵՐԿԱԹԻ ԲԱՐՁՐ ՊԱՐՈՒՆԱԿՈՒԹՅԱՄԲ Zn -ԽՏԱՆՅՈՒԹԻ ՍՈՒԼՖԱՏԱՑՆՈՂ ԲՈՎՈՒՄԸ ԵՎ ԲՈՎՎԱԾՔԻ ՏԱՐՐԱԼՈՒԾՈՒՄԸ

Լ.Ե. Սարգսյան, Ա.Մ. Հովհաննիսյան, Ա.Ա. Ֆրանգուլյան

Յինկի հանքաքարերում, խտանյութերում և դրանց բովվածքներում երկաթի առկայությունը դիտվում է որպես անցանկալի իրողություն: Յինկի կորզման նպատակով ցինկային խտանյութերի սովորական հիդրոմետալուրգիական վերամշակման ժամանակ դրանց օքսիդարար բովման արգասիքների՝ բովվածքների տարրալուծումը հանգեցնում է նաև որոշ քանակով երկաթի լուծմանը: Սակայն երկաթի իոնները համարվում են վնասակար խառնուրդներ ցինկի սուլֆատ-թթվային լուծույթներում, և պետք է անսպառնալիք հեռացվեն նրա էլեկտրակորզումից առաջ, որպեսզի չաղտոտվի կաթոդային նստվածքը: Հաշվի առնելով երկաթի ոչ պակաս տնտեսական նշանակությունը (հատկապես, երբ նրա քանակը սովորականից շատ է ելանյութ-խտանյութում), դրա հեռացումը առավել ցանկալի է իրականացնել ոչ թե թափոնացման ճանապարհով («յարոզիտի» տեսքով)՝ այն թափելով պոչամբարները (աղտոտելով շրջակա միջավայրը), այլ ստանալ ապրանքային արգասիք, մասնավորապես, երկաթի օքսիդ՝ հեմաթիտ, որը մեծ պահանջարկ ունի ինչպես միջազգային շուկայում, այնպես էլ Հայաստանում:

Առանցքային բաներ. սֆալերիտային խտանյութ, սուլֆատացնող բովում, սուլֆատային բովվածք, թույլ ձեռնարկային տարրալուծում, հեմաթիտ:

SULPHATIZATION ROASTING OF THE Zn-CONCENTRATE WITH A HIGH CONTENT OF IRON AND THE ROAST CALCINE LEACHING

L.YE. Sargsyan, A.M. Hovhannisyan, A.A. Frangulyan

Iron is present as an unwanted constituent of zinc ores, concentrates and their roast calcines. In conventional hydrometallurgical processing of zinc concentrates with the aim of extracting the zinc, the leaching of oxidizing roast products also leads to dissolution a certain amount of iron. However, the iron ions are harmful impurities in the zinc-sulphate acid solution and should always be removed before zinc electrowinning, so as not to contaminate the cathodic deposit. Taking into account the important economic values of iron (especially when its amount is unusually large in the original concentrate), its removal is highly desirable to carry out not by converting it into waste (in the form of "jarosite") and discharging into the tailings (polluting the environment) but for obtaining a commercial product, in particular iron oxide - hematite demanded both in the world market and Armenia.

Keywords: sphalerite concentrate, sulphatization roasting, sulphate roast calcine, weak acidic leaching, hematite.