

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ

УДК 669.054.79

Комплексное использование
минерального сырья. № 1. 2017.

Б. Б. КАТРЕНОВ*, К. Ж. ЖУМАШЕВ, А. К. НАРЕМБЕКОВА, Л. А. КАРСЕНБЕКОВА

Химико-металлургический институт имени Ж. Абишева, Караганда, *baur-8-3@mail.ru

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ УСЛОВИЙ ОБЕСЦИНКОВАНИЯ ШЛАМА КОНВЕРТЕРНОГО ПРОИЗВОДСТВА ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИМ СПОСОБОМ

Резюме: При выплавке стали кислородно-конвертерным способом образуется значительное количество железосодержащей пыли, которая улавливается затем в системах мокрой очистки отходящих газов. Выделяемый при этом шлак представляет собой важный сырьевой источник для производства чугуна и стали, так как содержит большое количество железа. Он также характеризуется повышенным содержанием цинка. Его утилизация решает проблему экономии природного сырья и существенно снижает нагрузку на окружающую среду. Основной задачей при утилизации шламов является снижение содержания цинка в них до приемлемых показателей (менее 0,5 %). В статье представлены результаты исследования процесса обесцинкования шлама гидрометаллургическим способом – выщелачивания цинка из шлама растворами соляной кислоты. Объектом исследования являлся шлак конвертерного производства с содержанием цинка 1,24 %. Выщелачивание проводили в лабораторных условиях при комнатной температуре. На основании экспериментальных данных установлены оптимальные условия выщелачивания шлама: концентрация соляной кислоты в растворе – 15 %, продолжительность выщелачивания – 90 мин, отношение фаз жидкость : твердое = 6:1. Выделяемый при этом железный кек содержит 0,43 % цинка и может быть возвращен в производственный цикл на стадии агломерации железорудного сырья.

Ключевые слова: шлак конвертерного производства, соляная кислота, выщелачивание, степень перехода цинка в раствор, кек

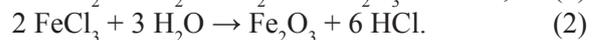
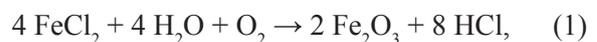
Введение. Черная металлургия является одной из наиболее материалоемких отраслей промышленности. При производстве ее продукции (чугун, сталь, прокат) образуется значительное количество твердых отходов. В частности на АО «АрселорМиттал Темиртау» при двухстадийном производстве стали, основанном на выплавке чугуна и последующего его передела на сталь в кислородных конвертерах, образуется и вывозится в отвал большое количество твердых отходов. Накопленные в отвалах твердые отходы являются источником загрязнения окружающей среды, в этой связи актуальной становится задача по их утилизации. К числу таких отходов относятся железосодержащие шламы доменного и конвертерного производств. Доменные шламы образуются на газоочистных установках при очистке отходящего из печи колошникового газа мокрым способом (7,83 кг/т чугуна) [1]. Конвертерные шламы образуются при мокрой очистке отходящих газов, выделяемых при продувке металлической ванны в конвертере кислородом (до 20-25 кг/т металла) [2]. Наилучшим вариантом утилизации шламов, характеризующихся высоким содержанием железа, следует считать их возврат в производствен-

ный цикл в качестве добавки в шихту агломерации железорудного сырья. Однако утилизация всего объема шламов из-за повышенного содержания в них цинка (более 0,5 %) этим методом не представляется возможной. При агломерации по обычной технологии спекания удаления цинка из шлама практически не происходит и он вместе с агломератом попадает в доменную печь. Решающим критерием целесообразности использования оборотных шламов принят допустимый удельный приход с ними цинка в доменные печи на тонну чугуна. На основании обобщения работы доменных печей России, Украины и других зарубежных стран этот предел составляет 0,2-0,3 кг/т чугуна [3]. При выплавке чугуна по обычной технологии превышение допустимых пределов приводит к накоплению цинка в доменной печи и образованию зоны циркуляции больших масс (до 50 кг/т чугуна) [4]. Их отрицательное влияние сказывается в нежелательном повышении содержания цинка в чугуне, образовании настывей в печи, которые расстраивают нормальный ход плавки. Проникая в футеровку, цинк участвует в деформации кладки и ее разрушении. Для восстановления больших масс цинка дополнительно расходуется кокс (от 2

до 12 кг кокса на 1 кг цинка) [5]. С учетом удельного допустимого прихода цинка в доменную печь лишь небольшое количество выделяемых в системе газоочистки доменных шламов используется в производстве агломерата, остальная часть направляется в отвал. Весь объем конвертерного шлама (57,8 тыс. тонн в год) из системы газоочистки направляется в отвал, где смешивается с другими твердыми отходами комбината. Всего накоплено около 1,8 млн тонн доменного и около 3,6 млн тонн конвертерного шламов. Шламовые отходы негативно воздействуют на окружающую среду: они содержат в своем составе тяжелые цветные металлы (цинк, свинец, медь, кадмий и др.), которые при попадании в почву и воду, заражают флору и фауну. Высокая техногенная нагрузка на природную среду, связанная с ростом накопленных шламовых отходов, вызывает острую необходимость утилизации шламов, представляющих собой вторичное сырье для производства чугуна. Для обеспечения нормальной работы доменной печи удельный приход цинка не должен превышать допустимых пределов. Поэтому снижение содержания цинка в шламах до приемлемых значений (менее 0,5 %) является основной задачей при их утилизации. Установлено [6], что использование шламов с низким содержанием цинка при производстве агломерата позволяет снизить удельный расход шихтовых материалов на 1,5–18 %. Таким образом, обесцинкование шламов и последующая их переработка на стадии агломерации позволит не только снизить нагрузку на окружающую среду, но и получать экономическую выгоду благодаря частичной замене дорогостоящего природного минерального сырья более дешёвым вторичным сырьем.

В практике обесцинкования шламов чаще всего применяют пирометаллургические способы, сочетающие процессы твердофазного восстановления оксидов углеродсодержащими материалами (кокс или уголь) с возгонкой металлического цинка, свинца и других летучих примесей и получением металлизированного железосодержащего продукта (вельц – процесс) [7]. Используются также и гидрометаллургические методы обесцинкования шламов, к примеру, метод солянокислотного выщелачивания [8]. В условиях АО «АрселорМиттал Темиртау» одним из приемлемых способов обесцинкования шламов может служить солянокислотное выщелачивание. Источником соляной кислоты на комбинате могут служить жидкие отходы травильного отделения листопрокатного

производства – отработанный травильный раствор и промывные воды. Поступающий с ЛПЦ-1 металл имеет на своей поверхности окалину, которая удаляется при помощи операции травления. Суть ее заключается в том, что металл в кислотных ваннах плоского типа омывается сверху и снизу подогретым до 85 °С травильным раствором (раствор соляной кислоты). При этом происходит удаление окалины. По данным работы [9] концентрация соляной кислоты в отработанном травильном растворе составляет 44–70 г/дм³. Затем металл поступает в промывочную ванну, в которой промывается водой от кислоты. Отработанная промывная вода также содержит незначительное количество соляной кислоты. Раствор соляной кислоты можно получать путем пирогидролитического концентрирования кислотного раствора в обжиговой печи (способ *Рутнер*) или в печи кипящего слоя. В свою очередь концентрированный кислотный раствор получают путем выпаривания воды из отработанного травильного раствора. Концентрация соляной кислоты в нем составляет 50–90 г/дм³. При пирогидролитическом концентрировании кислотного раствора выделяются оксид железа (III), пригодный для переработки в доменной печи, и газообразная соляная кислота по следующим реакциям:



Соляная кислота поглощается затем подкисленной отработанной промывной водой с промывочной ванны. Концентрация соляной кислоты в регенерированном растворе составляет 190–210 г/дм³. Такой раствор может быть использован, а при необходимости и разбавлен для обесцинкования конвертерного шлама.

Цель работы – определение оптимальных параметров солянокислотного выщелачивания шлама, обеспечивающих выделение цинка с пониженным (менее 0,5 %) содержанием цинка.

Экспериментальная часть. Для проведения исследований в работе использован конвертерный шлам АО «АрселорМиттал Темиртау» следующего состава, мас. %: 1,24 Zn; 0,56 Pb; 33,70 Fe_{мет}; 32,13 FeO; 20,69 Fe₃O₄; 0,54 MnO; 3,65 CaO; 1,59 MgO; 1,20 SiO₂; 0,57 Al₂O₃; 0,54 C. Эксперименты по выщелачиванию конвертерного шлама проводили с применением плана пятифакторного эксперимента на четырех уровнях [10] на лабораторной установке, состоящей из механической мешалки и

колбы объемом 0,5 дм³. Варьируемыми факторами в плане эксперимента являлись концентрация соляной кислоты в выщелачивающем растворе (от 5 до 20 %), продолжительность выщелачивания (30-120 мин) и соотношение фаз Ж/Т=3÷6 с шагом 1. Четвертый и пятый фактор оставались вакантными. Для подготовки выщелачивающего раствора использовалась соляная кислота марки «ч.д.а» и дистиллированная вода. Навеску шлама (10 г) засыпали в колбу, затем сверху заливали необходимое количество выщелачивающего раствора. Для перемешивания полученной пульпы использовалось лабораторное перемешивающее устройство ER 10 со стеклянной мешалкой. Мешалку помещали в пульпу, устанавливали выбранное число оборотов (60 об/мин) и фиксировали начало эксперимента. По окончании эксперимента раствор отделялся от твердого остатка (кека) фильтрацией на вакуум-фильтре. Измеряли объем полученного раствора. Кек промывали до нейтральной реакции промывных вод. После промывки кек высушивали при температуре 105 °С в течение 60 мин и направляли на химический анализ для определения содержания цинка. Все эксперименты проводились при комнатной температуре и атмосферном давлении.

По результатам каждого опыта в плане эксперимента определяли степень перехода цинка из шламов в раствор по формуле, представленной в работе [11]:

$$\eta_{Zn} = [\Delta Zn / Zn_{ИСХ}] \times 100, \tag{3}$$

где ΔZn – количество перешедшего в раствор цинка в процессе выщелачивания шлама, г;

$Zn_{ИСХ}$ – количество цинка в исходном шламе, г.

Количество перешедшего в раствор цинка в процессе выщелачивания шлама рассчитывается по формуле:

$$\Delta Zn = Zn_{ИСХ} - Zn_{КЕК}, \tag{4}$$

где $Zn_{КЕК}$ – количество цинка в кеке, г.

Количество цинка в исходном шламе рассчитывается по формуле:

$$Zn_{ИСХ} = Zn \times m_{НАВ} / 100, \tag{5}$$

где Zn – содержание цинка в исходном шламе, %;

$m_{НАВ}$ – масса навески, г.

Количество цинка в кеке рассчитывается по формуле:

$$Zn_{КЕК} = Zn_{ОСТ} \times m_{КЕК} / 100, \tag{6}$$

где $Zn_{ОСТ}$ – содержание цинка в кеке, %;

$m_{КЕК}$ – масса кека, г.

С использованием полученных значений степени перехода цинка в раствор проводили математическую обработку результатов экспериментов.

Результаты исследований и их обсуждение.

Условия и результаты опытов по выщелачиванию конвертерного шлама на лабораторной установке и степень перехода цинка в раствор по экспериментальным (э) и расчетным (р) данным представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Условия и результаты опытов по выщелачиванию конвертерного шлама

№ опыта	C _{HCl} , %	T _В , мин	Ж/Т	X ₄	X ₅	Zn _{ост} , %	η _{Zn} ^э , %	η _{Zn} ^р , %
1	5	30	3	1	1	1,12	24,19	24,31
2	10	60	4	2	1	0,95	51,61	47,60
3	15	90	5	3	1	0,30	87,90	72,74
4	20	120	6	4	1	0,34	87,10	99,53
5	5	60	5	4	2	1,00	39,52	36,95
6	10	90	6	1	2	0,60	72,58	64,54
7	15	120	3	2	2	0,46	79,03	57,71
8	20	30	4	3	2	0,62	71,77	60,88
9	5	90	3	3	3	0,98	33,87	29,99
10	10	120	4	4	3	0,73	64,52	54,33
11	15	30	5	1	3	0,70	66,94	58,97
12	20	60	6	2	3	0,44	81,45	87,21
13	5	120	5	2	4	0,76	54,84	42,17
14	10	30	6	3	4	0,85	56,45	52,33
15	15	60	3	4	4	0,72	65,32	50,56
16	20	90	4	1	4	0,35	84,68	75,09

Как следует из таблицы 1, для получения кека с содержанием цинка не более 0,5 %, степень перехода цинка в раствор при выщелачивании шлама должна составлять не менее 79 %.

Проведением выборки получали точечные графики зависимости степени перехода цинка в раствор от исследуемых факторов. Затем полученные точечные зависимости описывали частными уравнениями, адекватность которых устанавливали путем расчета коэффициента нелинейной множественной корреляции R и его значимости t_R. При этом уравнение считается адекватным, если соблюдается условие t_R > 2. На рисунке 1 представлена графическая зависимость степени перехода цинка в раствор от концентрации соляной кислоты в выщелачивающем растворе.

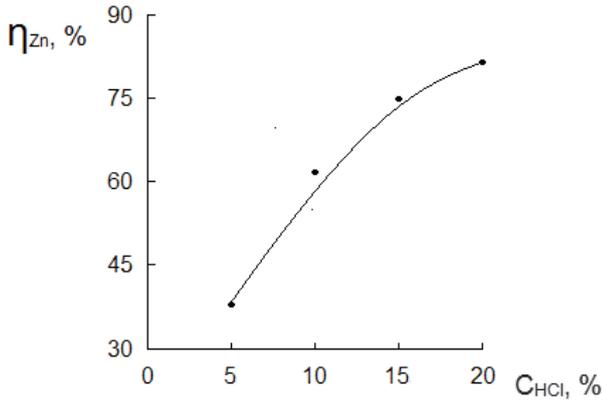


Рисунок 1 – Зависимость степени перехода цинка в раствор при солянокислотном выщелачивании конвертерного шлама от концентрации соляной кислоты

Как следует из графика, с повышением концентрации соляной кислоты степень перехода цинка из шлама в раствор возрастает. Необходимая степень перехода цинка в раствор достигается только при концентрациях соляной кислоты в растворе не менее 19 %. Необходимость применения растворов с такими высокими концентрациями HCl, скорее всего, продиктована большим содержанием металлического железа в шламе. Частная зависимость степени перехода цинка в раствор от концентрации соляной кислоты имеет следующий вид:

$$\eta_{Zn} = 15,81C_{HCl}^{0,546}, R = 0,95, t_R = 13,78 > 2. \quad (7)$$

Зависимость степени перехода цинка в раствор от продолжительности выщелачивания представлена на рисунке 2. Чем больше продолжительность выщелачивания, тем полнее протекает реакция взаимодействия оксида цинка с соляной кислотой. Соответственно степень перехода цинка в раствор с увеличением продолжительности выщелачивания также возрастает.

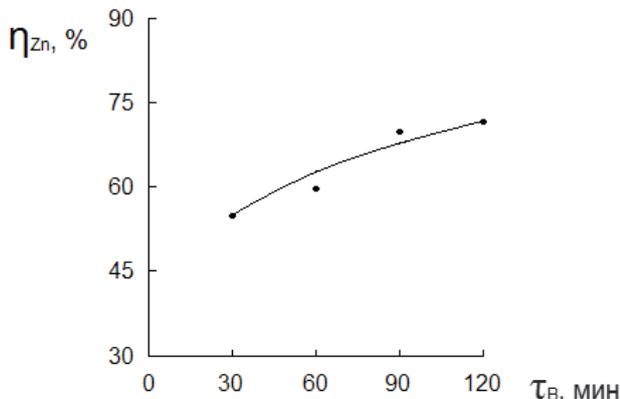


Рисунок 2 – Зависимость степени перехода цинка в раствор при солянокислотном выщелачивании конвертерного шлама от продолжительности выщелачивания

Частная зависимость степени перехода цинка в раствор от продолжительности выщелачивания имеет следующий вид:

$$\eta_{Zn} = 28,64\tau_B^{0,191}, R = 0,94, t_R = 11,08 > 2. \quad (8)$$

На рисунке 3 представлена графическая зависимость степени перехода цинка в раствор от соотношения фаз жидкость : твердое. Из графика следует, что степень перехода цинка в раствор с ростом соотношения Ж/Т увеличивается. Однако из всех изучаемых факторов этот фактор оказался наименее значимым, т.е. его влияние на степень перехода цинка в раствор по сравнению с концентрацией кислоты и продолжительностью выщелачивания невелико. Невысокая значимость этого фактора выглядит вполне логичной, учитывая, что дополнительное повышение массы раствора соляной кислоты в процессе выщелачивания в меньшей степени способно оказать влияние на рост количества удаляемого цинка из шлама, нежели чем увеличение концентрации непосредственно самой кислоты в выщелачивающем растворе. Частная зависимость степени перехода цинка в раствор от соотношения фаз жидкость : твердое имеет следующий вид:

$$\eta_{Zn} = 27,35(J : T)^{0,56}, R = 0,71, t_R = 2,01 > 2. \quad (9)$$

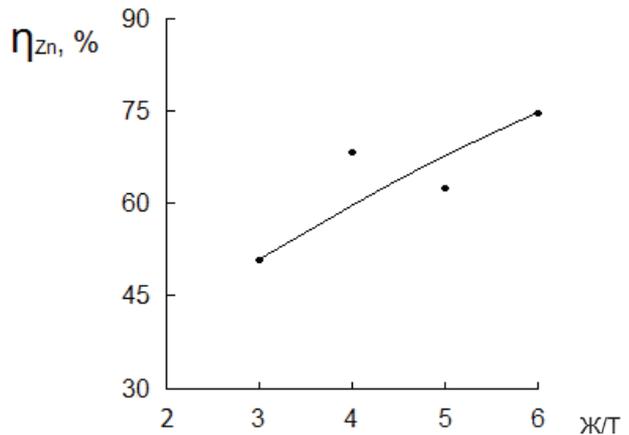


Рисунок 3 – Зависимость степени перехода цинка в раствор при солянокислотном выщелачивании конвертерного шлама от соотношения фаз жидкость : твердое

Полученные частные уравнения (7) – (9) объединены с получением обобщенной зависимости степени перехода цинка в раствор:

$$\eta_{Zn} = 2,85C_{HCl}^{0,546} \times \tau_B^{0,191} \times (J/T)^{0,56}, R = 0,78, t_R = 23,84 > 2. \quad (10)$$

С использованием уравнения (10) определены оптимальные параметры выщелачивания конвертерного шлама, обеспечивающие необходимую степень перехода цинка в раствор: $C_{\text{HCl}} = 15\%$; $\tau_{\text{в}} = 90$ мин; Ж/Т = 6:1. При этих значениях параметров расчетная степень перехода цинка в раствор составляет 80,32 %.

Выщелачивание шлама на укрупненно – лабораторной установке. С целью определения экспериментальной степени перехода цинка в раствор при оптимальных параметрах проведен эксперимент по выщелачиванию конвертерного шлама на укрупненно – лабораторной установке, состоящей из термостата объемом 3 дм³ и лабораторного перемешивающего устройства MR 25 с двухлопастной мешалкой (рисунок 4). Для эксперимента отобрана проба конвертерного шлама массой 0,15 кг и затрачено 0,9 кг 15 % раствора соляной кислоты. Выщелачивание проводили при комнатной температуре. После окончания выщелачивания пульпу отфильтровывали, полученные фильтрат и кек направлялись на химический анализ. Полученный при выщелачивании фильтрат (0,85 дм³) представляет собой раствор хлоридов металлов следующего состава, мас. %: 2,01 HCl; 0,33 ZnCl₂; 15,25 FeCl₃; 0,21 FeCl₂; 0,10 PbCl₂; 1,20 CaCl₂; 0,54 MgCl₂; 0,06 MnCl₂; 0,19 AlCl₃. Фильтрат в дальнейшем может быть переработан с целью извлечения из него железа и цинка.



Рисунок 4 – Укрупненно-лабораторная установка для выщелачивания конвертерного шлама

При выщелачивании было выделено 85,18 г кек следующего состава, мас. %: 0,43 Zn; 0,15 Pb; 55,22 FeO; 36,43 Fe₃O₄; 0,55 MnO; 1,35 CaO; 0,21 MgO; 2,11 SiO₂; 0,17 Al₂O₃; 0,96 C. При этом рассчитанная по формуле (3) степень перехода цинка в раствор составляет 80,32 %. Полученный кек по содержанию цинка удовлетворяет требованиям доменного процесса и может быть возвращен в производственный цикл на стадии агломерации.

Выводы. Снижение содержания цинка в шлаках, выделяемых при мокрой очистке газов на предприятиях черной металлургии, является основной задачей при их утилизации посредством возврата в производственный цикл. Возвращаемый в металлургический передел обесцинкованный шлак должен содержать не более 0,5 % цинка. В работе проводилось исследование процесса обесцинкования конвертерного шлама, содержащего 1,24 % цинка, гидromеталлургическим методом – выщелачиванием цинка растворами соляной кислоты. По результатам проведенных экспериментов по выщелачиванию установлена возможность выделения кек с содержанием цинка не более 0,5 %. Определены оптимальные параметры выщелачивания шлама ($C_{\text{HCl}} = 15\%$; $\tau_{\text{в}} = 90$ мин; Ж/Т = 6:1), при которых степень перехода цинка из шлама в раствор составляет 80,32 %, а в выделяемом железном кеке содержится 0,43 % цинка.

Полученные результаты позволяют рекомендовать солянокислотное выщелачивание как эффективный способ обесцинкования конвертерного шлама перед его возвратом в производственный цикл на стадии агломерации железорудного сырья.

Работа выполнена по научно-технической программе 0026/ПЦФ (О.0680) «Научно-технологическое обеспечение рационального использования минерально-сырьевых ресурсов и техногенных отходов черной и цветной металлургии с получением востребованной отечественной промышленностью продукции» по теме «Разработка технологии переработки цинксодержащих шламов черной металлургии».

ЛИТЕРАТУРА

1 Волынкина Е.П., Протопопов Е.В. Отходы металлургического предприятия: от анализа потерь к управлению // Изв. вуз. Черная металлургия. – 2005. – № 6. – С. 72-76.

2 Хайдуков В.П., Мамаев А.Н., Серяков Н.И. Комплексная схема утилизации цинк-содержащих шламов конвертерного производства // *Сталь*. – 2007. – № 7. – С. 120-122.

3 Левинтов Б.Л., Зейфман В.М., Агаркова М.А., Столярский О.А., Витушенко М.Ф., Венчиков Ю.М. Проблемы образования и пути утилизации шламовых отходов в АО «МитталСтал Темиртау» // *Сталь*. – 2007. – № 8. – С. 115-118.

4 Щукин Ю.П., Гладышев В.И., Антипов В.С., Урбанович Г.И. Механизм и циркуляция цинка в доменной печи // *Сталь*. – 1986. – № 9. – С. 8-14.

5 Щукин Ю.П., Тахавудинов Р.С., Терентьев В.Л., Сединкин В.И., Нефедов С.Н., Гибадулин М.Ф. Эффективная технология снижения количества цинка, поступающего в доменную печь с аглошихой // *Металлург*. – 2002. – № 1. – С. 14-16.

6 Борисов В.В., Иванов С.Я., Фукс А.Ю. Промышленные испытания технологии рециклинга металлургических железозинк-содержащих шламов // *Металлург*. – 2014. – № 1. – С. 30-36.

7 Селиванов Е.Н., Аксенов В.И., Кляйн С.Э., Ничкова И.И. Обработка стоков и утилизация шламов металлургических предприятий. – Екатеринбург: УИПЦ, 2014. – 80 с.

8 Казюта В.И., Казюта М.В., Сосонкин А.С. Технология комплексной переработки металлургических шламов и пыли газоочисток // *Сталь*. – 2010. – № 2. – С. 85-87.

9 Шебаршова И.М., Левашова Е.В., Таранин И.В., Ласьков С.А., Клещев Е.Г. Опыт освоения технологии регенерации соляной кислоты в псевдоожиженном слое // *Сталь*. – 2013. – № 9. – С. 96-98.

10 Малышев В.П. Математическое планирование металлургического и химического эксперимента. – Алма-Ата: Наука, 1977. – 37 с.

11 Коршиков Г.В., Зевин С.Л., Греков В.В., Кузнецов А.С., Михайлов В.Г. Поведение цинка при спекании доменного и конвертерного шламов с концентратами КМА // *Сталь*. – 2003. – № 5. – С. 2-6.

REFERENCES

1 Volynkina E.P., Protopopov E.V. *Othody metallurgicheskogo predpriyatiya: ot analiza poter' k upravleniyu* (Wast materials of metallurgy: from loss analysis to management). *Izv. vuz. Chernaya metallurgiya = News of higher education institutions. Ferrous metallurgy*. **2005**. 6, 72-76 (in Russ.)

2 Hajdukov V.P., Mamaev A.N., Seryakov N.I. *Kompleksnaya shema utilizatsii tsink-soderzhashchikh shlamov konverternogo*

proizvodstva (Integrated recycling method of zink containing BOF sludge). *Stal' = Steel*. **2007**. 7, 120-122 (in Russ.)

3 Levintov B.L., Zeyfman V.M., Agarkova M.A., Stolyarskij O.A., Vitushchenko M.F., Venchikov Yu.M. *Problemy obrazovaniya i puti utilizatsii shlamovykh othodov v AO «MittalStil Temirtau»* (Problems of forming and ways for utilization of MittalSteel Temirtau JSC slimes). *Stal' = Steel*. **2007**. 8, 115-118 (in Russ.)

4 Shchukin Yu.P., Gladyshev V.I., Antipov V.S., Urbanovich G.I. *Mekhanizm i tsirkulyatsiya tsinka v domennoj pechi* (The mechanism of circulation of zinc in the blast furnace). *Stal' = Steel*. **1986**. 9, 8-14 (in Russ.)

5 Shchukin Yu.P., Tahautdinov R.S., Terent'ev V.L., Sedinkin V.I., Nefedov S.N., Gibadulin M.F. *Ehffektivnaya tekhnologiya snizheniya kolichestva tsinka, postupaushchego v domennuyu pech' s agloshikhoj* (Effective technology for decreasing of quantity of zinc feeding into blast furnace with sinter burden). *Metallurg = Metallurgist*. **2002**. 1, 43-45 (in Russ.)

6 Borisov V.V., Ivanov S.Ja., Fuks A.Yu. *Promyshlennye ispytaniya tekhnologii retsiklinga metallurgicheskikh zhelezotsinksoderzhashchikh shlamov* (Industrial tests of technology for metallurgical iron-zinc-containing sludges recycling). *Metallurg = Metallurgist*. **2014**. 1, 30-36 (in Russ.)

7 Selivanov E.N., Aksenov V.I., Klyajn S.E., Nichkova I.I. *Obработка stokov i utilizatsiya shlamov metallurgicheskikh predpriyatij* (Treatment of drains and recycling sludges of metallurgical plants). Yekaterinburg: UIPC, **2014**. 80 (in Russ.)

8 Kazyuta V.I., Kazyuta M.V., Sosonkin A.S. *Tekhnologiya kompleksnoj pererabotki metallurgicheskikh shlamov i pyli gazoochistok* (Techniques of integrated recycling of metallurgical sludge dust of gas cleaning units). *Stal' = Steel*. **2010**. 2, 85-87 (in Russ.)

9 Shebarshova I.M., Levashova E.V., Taranin I.V., Las'kov S.A., Kleshchev E.G. *Opyt osvoeniya tekhnologii regeneratsii solyanoy kisloty v psevdoozhizhennom sloe* (Experience of mastering the techniques of hydrochloric acid recovery in the fluidized layer). *Stal' = Steel*. **2013**. 9, 96-98 (in Russ.)

10 Malyshev V.P. *Matematicheskoe planirovanie metallurgicheskogo i khimicheskogo ehksperimenta* (Mathematical design of metallurgical and chemical experiments). Alma – Ata: Nauka, **1977**. 37 (in Russ.)

11 Korshikov G.V., Zevin S.L., Grekov V.V., Kuznetsov A.S., Mihajlov V.G. *Povedenie tsinka pri spekanii domennogo i konverternogo shlamov s konsentratami KMA* (Zink behaviour under conditions of sintering blast furnace & BOF sludge with iron ore concentrates obtained from Kursk Magnetic Anomaly Deposit). *Stal' = Steel*. **2003**. 5, 2-6 (in Russ.)

ТҮЙІНДЕМЕ

Болатты оттекті – конвертерлік әдіспен балқытуда темір құрамдас шаңдардың біршама саны пайда болады, және де ол шығыс газдарын ылғалды тазарту жүйесінде сезеді. Болат пен шойын өндірісі үшін бөлінетін шлам құрамында көп темірі болғандықтан маңызды шикізат көзін білдіреді. Сонымен қатар ол құрамында мырыштын жоғарылығымен мінезделеді. Оны залалсыздандыру табиғи шикізатты үнемдеу мәселені шешеді және қоршаған ортаға түсетін салмақты азайтады. Шламдарды залалсыздандырудағы негізгі мәселе олардың құрамындағы мырышты тиімді көрсеткішке дейін төмендету болып табылады (0,5 % кем емес). Мақалада шламнан мырышты тұз қышқылы ерітіндімен ерітінділеу – гидрометаллургиялық әдіспен шламды мырышсыздандыру үрдісін зерттеудің нәтижелері көрсетілген. Құрамында 1,24 % мырышы бар конвертерлік өндірісінің шламы зерттеу нысаны болып табылады. Ерітінділеуді зертханалық жағдайдағы бөлмелі температурасында жүргіздік. Тәжірибелік деректердің негізінде шламды ерітінділеудің оңтайлы жағдайлары анықталған: ерітіндідегі тұзды қышқылының концентрациясы – 15 %, үрдістің ұзақтығы – 90 мин, сұйық : қатты қатынасы 6:1. Осындай жағдайларда пайда болатын темір кек 0,43 % мырыштан тұрады және теміркенді шикізат агломерация сатысында өндірістік қалыпқа қайтарылуы мүмкін.

Түйінді сөздер: конвертерлік өндіріс шламы, тұз қышқылы, ерітінділеу, мырыштын ерітіндіге өтуінің деңгейі, кек

ABSTRACT

In production of steel by LD – process a significant amount of ferriferous dust which is caught then in systems of wet purification of flue gases is formed. The sludge emitted at the same time is a major source of raw materials for the production of cast iron and steel because of content in it a large amount of iron. It is also characterized by the increased content of zinc. Recycling of this waste solves the problem of natural resources saving and significantly reduce environmental load. The main objective at recycling of sludge is decrease the content of zinc in them to the acceptable indicators (less than 0,5 %). Results of the research of process of dezincing the sludge by hydrometallurgical method – leaching of zinc from the sludge by solutions of hydrochloric acid are presented in the article. An object of the research was the BOF sludge which contains 1,24 % of zinc. The leaching was carried out in the laboratory conditions at the room temperature. Based on the experimental data, the optimal conditions were determined for leaching the sludge: hydrochloric acid concentration – 15%, process duration – 90 min., the phase's ratio of liquid : solid = 6:1. Allocated at the same time iron cake contains 0,43 % of zinc and it can be returned in production cycle at a stage of agglomeration of iron ore raw materials.

Keywords: BOF sludge, hydrochloric acid, leaching, extent of zinc passing into solution, cake

Поступила 07.02.2017.

УДК 669.85/86:553.495

**Комплексное использование
минерального сырья. № 1. 2017.**

*Б. К. КЕНЖАЛИЕВ¹, Т. Ю. СУРКОВА¹, С. Б. ЮЛУСОВ¹,
Э. А. ПИРМАТОВ², А. П. ДУЛЕНИН²*

¹*Институт Металлургии и обогащения, Алматы, Казахстан, tu-surkova@mail.ru*

²*Степногорский горно-химический комбинат, Степногорск, Казахстан*

ПОЛУЧЕНИЕ КОНЦЕНТРАТА РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИЗ ОТХОДОВ И ПРОМПРОДУКТОВ УРАНОВОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Резюме: На основании анализа технологии переработки урансодержащего сырья выявлены потенциальные источники редкоземельных элементов из числа промпродуктов и отходов: хвосты сорбции урана, серноокислые растворы кучного выщелачивания урана, техногенные минеральные образования от переработки фосфатных урановых руд. Всестороннее изучение процессов очистки серноокислых маточных растворов кучного выщелачивания урановых руд от железа, извлечения РЗЭ методами сорбции и экстракции позволили предложить технологию получения из них концентрата, которая включает частичное осаждение трехвалентного железа щелочью и восстановление оставшегося сульфитом натрия, сорбционное и экстракционное концентрирование РЗЭ, сушку и прокалку осадка при 500 С°. Полученный концентрат представляет собой сумму оксидов редкоземельных элементов с примесью оксидов алюминия и железа. При достаточно низком исходном содержании РЗЭ в растворе кучного выщелачивания и отсутствии селективных сорбентов, сквозное их извлечение невелико. В этой связи более предпочтительным является использование в качестве сырьевого источника техногенных минеральных образований (ТМО) от переработки фосфатных урановых руд, содержание редкоземельных элементов в которых достигает 5,0 %. В ходе исследований уделено значительное внимание вопросам вскрытия ТМО кислотным и щелочным способами, дана оценка каждого из них. Определены оптимальные условия выщелачивания ТМО в две стадии. Приведены данные экстракционного извлечения суммы РЗЭ с получением концентрата. Показана возможность выделения фосфора в отдельный продукт. На основании полученных результатов предложена технологическая схема извлечения редкоземельных элементов в виде концентрата из ТМО от переработки фосфатных урановых руд с содержанием суммы оксидов РЗЭ свыше 60 %. Хвосты сорбции, с технологической точки зрения, а также по химическому составу, являются сложным сырьем. Практика показала, что извлечение из них РЗЭ малорентабельно.

Ключевые слова: редкоземельные элементы, хвосты сорбции, растворы кучного выщелачивания, техногенные минеральные образования, выщелачивание, сорбция, экстракция, концентрат

Введение. Промышленно-экономический уровень страны, по мнению специалистов, определяется, в том числе, и масштабами потребления редкоземельных элементов, которые играют ключевую роль в производстве материалов для высо-

котехнологичных сфер потребления. Увеличение спроса на РЗЭ, в свою очередь, требует изыскания дополнительных сырьевых источников. Одним из них могут быть промпродукты и отходы урановой промышленности [1-3].