



УДК 669.054.83

DOI 10.17073/0368-0797-2024-5-531-541



Оригинальная статья
Original article

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ ДОМЕННЫХ ПЫЛИ И ШЛАМА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВОССТАНОВИТЕЛЬНОГО ОБЖИГА И МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ

П. И. Грудинский¹, А. А. Юртаева¹, А. И. Волков², В. Г. Дюбанов¹

¹ Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН (Россия, 119334, Москва, Ленинский пр. 49)

² Центральный научно-исследовательский институт черной металлургии им. И.П. Бардина (Россия, 105005, Москва, ул. Радио, 23/9)

✉ pgrudinskiy@imet.ac.ru

Аннотация. Пыли и шламы доменного производства – техногенные материалы с высоким содержанием железа и углерода, в которых присутствует также цинк. Повышенное содержание цинка препятствует их рециклингу в аглодоменном переделе и приводит к накоплению этих материалов в отвалах. В настоящей работе исследованы различные варианты переработки образцов доменной пыли (ДП) и доменного шлама (ДШ) с извлечением ценных элементов на основе восстановительного обжига и магнитной сепарации. С помощью термодинамических расчетов и лабораторных экспериментов изучены три варианта реализации этого способа: магнитная сепарация без предварительного обжига, а также со стадиями обжига с восстановлением железа до магнетита при 800 °С и металлического железа при 1200 °С соответственно. Способы прямой магнитной сепарации без обжига и с предварительным обжигом при 800 °С позволяют получить из образцов ДП и ДШ магнитные концентраты с 49 – 63 % Fe, но содержание цинка в них остается повышенным. Лучшие результаты были получены с использованием восстановительного обжига при 1200 °С продолжительностью 120 мин, последующего размола образцов до –0,054 мм и магнитной сепарации при индукции магнитного поля 0,1 Тл. В результате из ДШ, содержащего 39,5 % Fe и 0,31 % Zn, получен металлизированный магнитный концентрат с содержанием 73,8 % Fe и 0,048 % Zn, а из ДП, содержащей 44,6 % Fe и 0,31 % Zn – металлизированный магнитный концентрат с содержанием 80 % Fe и 0,019 % Zn. Степень извлечения железа в концентрат для ДШ и ДП составила 92,8 и 89,7 % соответственно. Предложенный подход позволяет получать ценные материалы для черной и цветной металлургии из техногенного сырья, увеличить эффективность аглодоменного передела и избежать накопления отходов.

Ключевые слова: доменная пыль, доменный шлак, переработка, восстановительный обжиг, магнитная сепарация, карботермическое восстановление, железо, цинк

Благодарности: Работа выполнена по государственному заданию № 075-00320-24-00.

Для цитирования: Грудинский П.И., Юртаева А.А., Волков А.И., Дюбанов В.Г. Исследование процессов переработки доменных пыли и шлама с использованием восстановительного обжига и магнитной сепарации. *Известия вузов. Черная металлургия.* 2024;67(5):531–541. <https://doi.org/10.17073/0368-0797-2024-5-531-541>

A STUDY ON PROCESSING OF BLAST FURNACE DUST AND SLUDGE USING REDUCTION ROASTING AND MAGNETIC SEPARATION

P. I. Grudinsky¹, A. A. Yurtaeva¹, A. I. Volkov², V. G. Dyubanov¹

¹ Baikov Institute of Metallurgy and Materials Science, Russian Academy of Sciences (49 Leninskii Ave., Moscow 119334, Russian Federation)

² I.P. Bardin Central Research Institute of Ferrous Metallurgy (23/9 Radio Str., Moscow 105005, Russian Federation)

✉ pgrudinskiy@imet.ac.ru

Abstract. Blast furnace dust and sludge are by-products of ironmaking that contain high levels of iron and carbon, along with zinc. The increased zinc content complicates their recycling in the sintering and blast furnace processes, leading to their accumulation in waste dumps. This study investigates different treatment methods for recovering valuable elements from blast furnace dust (BFD) and blast furnace sludge (BFS) through reduction roasting and magnetic separation. Thermodynamic calculations and laboratory experiments were conducted to evaluate three approaches: magnetic separation without the roasting, as well as roasting stages to reduce iron to magnetite at 800 °C or metallic iron at 1200 °C, respectively. Direct magnetic separation without roasting and with the preliminary roasting at 800 °C resulted in magnetic concentrates of 49 – 63 % Fe from the BFD and BFS samples, but with elevated zinc content. The best results were achieved using reduction roasting at 1200 °C for 120 min,

followed by grinding the samples to -0.054 mm and magnetic separation with a magnetic field of 0.1 T. As a result, the metallized magnetic concentrate containing 73.8 % Fe and 0.048 % Zn was obtained from the BFS sample (initially containing 39.5 % Fe and 0.31 % Zn), while a concentrate containing 80 % Fe and 0.019 % Zn was produced from the BFD sample (initially containing 44.6 % Fe and 0.31 % Zn). The iron recovery into the concentrates for the BFS and BFD samples was 92.8 and 89.7 %, respectively. The proposed approach can produce valuable materials for ferrous and non-ferrous metallurgy from these by-products, increase the efficiency of sintering and blast furnace processes, and reduce waste accumulation.

Keywords: blast furnace dust, blast furnace sludge, processing, reduction roasting, magnetic separation, carbothermic reduction, iron, zinc

Acknowledgements: The work was performed according to a state assignment No. 075-00320-24-00.

For citation: Grudinsky P.I., Yurtaeva A.A., Volkov A.I., Dyubанov V.G. A study on processing of blast furnace dust and sludge using reduction roasting and magnetic separation. *Izvestiya. Ferrous Metallurgy*. 2024;67(5):531–541. <https://doi.org/10.17073/0368-0797-2024-5-531-541>

ВВЕДЕНИЕ

Пыли и шламы, образуемые в доменном производстве – вторичные материалы с высоким содержанием железа, собирающиеся в сухой и мокрой системах газоочистки доменных печей соответственно. Объем образования таких пылей и шламов может составлять $5,5 - 40$ кг/т выплавляемого чугуна [1]. Стандартной практикой является их рециклинг в агломерационном процессе и возврат в доменную плавку. Однако в случае повышенного содержания цинка в этих материалах их рециклинг в аглодоменном переделе затруднен из-за технологических трудностей, возникающих при доменной плавке [2]. При содержании в пылях и шламах $>0,05$ % Zn их вторичное использование в агломерационном процессе осложнено, а при $>0,3 - 0,5$ % Zn – практически невозможно [3]. В последнем случае пыли и шламы направляют в отвалы и классифицируют как отходы IV класса опасности. Накопление таких отходов оказывает негативное влияние на окружающую среду в местах их размещения.

Результаты ряда работ свидетельствуют, что доменные пыли и шламы можно утилизировать в производстве цемента [4], керамики [5], а также в дорожном строительстве [6; 7]. Однако в этих работах не исследована переработка таких пылей и шламов с повышенным содержанием цинка. Кроме того, известно о возможности применения этих пылей и шламов в качестве адсорбентов [8; 9], катализаторов [10; 11], а также получения коагулянтов [12]. Однако эти направления использования могут позволить утилизировать лишь незначительную часть накопленных и образующихся отходов. До настоящего времени были изучены различные подходы для переработки доменных пылей и шламов [13], включающие извлечение из них железа, углерода, цинка и других ценных элементов гидрометаллургическими, пирометаллургическими и обогащательными способами. Гидрометаллургические процессы с использованием различных растворителей зачастую характеризуются многостадийностью [14], низкой селективностью разделения цинка и железа [15] и невозможностью рециклинга железосодержащего остатка, поэтому являются неэффективными при содержании цинка менее 10 % [13]. Среди обогащательных способов переработки

доменных пылей и шламов сообщалось о применении гравитационного обогащения [16], воздушной классификации [17], флотации [18], магнитной сепарации [19], а также их различных комбинаций [20; 21]. Эти способы позволяют селективно разделить углерод и железо, но выделить из доменной пыли цинк в отдельный продукт затруднительно. Напротив, пирометаллургические способы, основанные на восстановлении и испарении цинка, делают возможным проведение селективного отделения цинка от железа, при этом углерод пыли и шлама служит восстановителем [22]. Таким образом, совместное применение пирометаллургических и обогащательных методов является перспективным подходом для комплексного извлечения ценных элементов из доменных пыли и шлама.

В настоящей работе рассмотрен способ переработки доменных пыли и шлама на основе карботермического восстановительного обжига и магнитной сепарации, который показал высокую эффективность для других содержащих цинк и железо материалов [23; 24]. На основе термодинамических расчетов и лабораторных экспериментов выявлены особенности применения трех различных вариантов этого способа – без использования обжига, а также со стадиями обжига с восстановлением железа до магнетита и металла соответственно. По результатам исследований проведена оценка перспектив и направлений утилизации продуктов магнитной сепарации.

МАТЕРИАЛЫ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ

Пробы доменного шлама (ДШ) и доменной пыли (ДП) получены от ПАО «Новолипецкий металлургический комбинат» (НЛМК). Химический анализ проб проведен с помощью рентгенофлуоресцентного спектрометра PANalytical AXIOS^{mAX} Advanced (Нидерланды). Содержание железа общего в пробах определено методом окислительно-восстановительного титрования по ГОСТ 32517–1–2013. Содержание углерода и серы определено с помощью анализатора LECO CS-400 (США).

Минералогический анализ проб исходных материалов проведен с помощью дифрактометра ДРОН 3 (Россия) с использованием излучения CuK_α , а полученных

продуктов магнитной сепарации – на дифрактометре Дифрей (Россия) с использованием излучения CuK_α . Расшифровка полученных дифрактограмм осуществлена с помощью программы Match 3.15 (Германия) [25].

Количественное определение двухвалентного и металлического железа в пробах выполнено методами окислительно-восстановительного титрования по ГОСТ 23581.3–79 и 26482–90 соответственно. Долю трехвалентного железа рассчитывали как разницу между $\text{Fe}_{\text{общ}}$ и суммой $\text{Fe}_{\text{мет}}$ и Fe^{2+} .

Термодинамические расчеты равновесных состояний соединений железа и цинка при температурах восстановительного обжига выполнены с помощью модуля Equilibrium composition программы HSC Chemistry 9.9 (Финляндия) [26]. Расчеты проведены для интервала температур 300–1400 °С и атмосферного давления с заданной инертной атмосферой азота на 100 кг ДШ или ДП.

Лабораторные эксперименты с ДШ и ДП проведены тремя способами: магнитная сепарация образцов без предварительного обжига, магнетирующий обжиг при 800 °С с последующей магнитной сепарацией и магнетирующий металлизирующий железо обжиг при 1200 °С с последующей магнитной сепарацией.

Магнитная сепарация размолотых до необходимой крупности образцов выполнена на мокром трубчатом магнитном сепараторе XCGS-50 (Китай) при индукции магнитного поля 0,1 Тл. Сепарация проведена при грубом (–1 мм) и тонком (–0,054 мм) помеле образцов. Навеску массой 10 г помещали в устройство, отделяли в проточной водопроводной воде, фильтровали пульпу с разделенными продуктами с помощью вакуумной фильтрации с использованием колб Бунзена и воронок Бюхнера и сушили полученные продукты при 100 °С в течение 120 мин, при необходимости измельчали полученные продукты для последующих аналитических исследований.

Магнетирующий обжиг навесок массой 50 г ДШ и ДП при 800 °С проводили в муфельной печи в течение 30 мин. Навески насыпали в корундовые тигли, их переворачивали вверх дном и помещали в корундовый тигель большего размера. Продолжительность обжига была выбрана на основе литературных данных [27–29], которые свидетельствуют, что полное восстановление железа до магнетита в похожих материалах происходит не более 30 мин. После обжига образцы вынимали из печи и закачивали в воде для предотвращения вторичного окисления магнетита, фильтровали с помощью вакуумного насоса, колб Бунзена и воронок Бюхнера, сушили полученные продукты при 100 °С в течение 120 мин, измельчали и просеивали до необходимой крупности.

Металлизирующий обжиг проводили в муфельной печи при температуре 1200 °С в течение 120 мин в атмосфере азота. Навески массой 50 г насыпали в корундовые тигли на слой графита фракции +2,5 мм,

сверху также насыпали слой графита. Температура и время выдержки были выбраны с запасом с целью полной металлизации железа и удаления цинка на основе литературных данных [30], где восстановление железа и удаление цинка до следовых содержаний из похожего образца ДП было достигнуто при 1200 °С за 100 мин. Образцы нагревали до 1200 °С со скоростью 5 °С/мин, выдерживали 120 мин и охлаждали вместе с печью до 200 °С в течение 900 мин. Нагрев, выдержку и охлаждение проводили в токе азота ($\geq 99,6\% \text{ N}_2$ и $\leq 0,4\% \text{ O}_2$) для предотвращения интенсивного вторичного окисления железа. С образцами ДШ и ДП выполнили по два опыта: без дополнительных присадок и с присадкой избытка углерода в количестве 15 % С. В качестве углеродсодержащего восстановителя применяли реактив особо чистого графита. После обжига образцы измельчали и просеивали до необходимой крупности для последующей магнитной сепарации.

Показатели эффективности обжига и магнитной сепарации определены по следующим формулам:

$$\gamma_c = \frac{m_c}{m_0} 100\% ; \quad (1)$$

$$\gamma_t = \frac{m_t}{m_0} 100\% ; \quad (2)$$

$$\varepsilon_c = \frac{m_c \% \text{ Fe}_c}{m_0 \% \text{ Fe}_0} 100\% ; \quad (3)$$

$$\varepsilon_t = \frac{m_t \% \text{ Fe}_t}{m_0 \% \text{ Fe}_0} 100\% ; \quad (4)$$

$$\mu_0 = \frac{\% \text{ Fe}_{0(\text{мет})}}{\% \text{ Fe}_0} 100\% ; \quad (5)$$

$$\mu_c = \frac{\% \text{ Fe}_{c(\text{мет})}}{\% \text{ Fe}_c} 100\% ; \quad (6)$$

$$\xi_{\text{Zn}} = \left(1 - \frac{m_r \% \text{ Zn}_r}{m_w \% \text{ Zn}_w} \right) 100\% , \quad (7)$$

где γ_c и γ_t – выходы магнитной и немагнитной фракций соответственно, %; m_0 – исходная масса образцов для магнитной сепарации, г; m_c и m_t – масса магнитной и немагнитной фракций, полученных после магнитной сепарации, г; ε_c и ε_t – степень извлечения железа в магнитную и немагнитную фракции соответственно, %; $\% \text{ Fe}_0$ – общее содержание железа в исходных образцах для магнитной сепарации, мас. %; $\% \text{ Fe}_c$ и $\% \text{ Fe}_t$ – общее содержание железа в магнитной и немагнитной фракциях соответственно, мас. %; μ_0 и μ_c – степень металлизации железа в исходных образцах для магнитной сепарации и магнитной фракции соответственно, %; $\% \text{ Fe}_{0(\text{мет})}$ и $\% \text{ Fe}_{c(\text{мет})}$ – содержание металлического железа в исходных образцах для магнитной сепарации и магнитной фракции соответственно, %; ξ_{Zn} – степень

удаления цинка при обжиге, %; % Zn_n и % Zn_w – содержание цинка в обожженных и исходных материалах соответственно, мас. %; m_r и m_w – масса обожженных и исходных материалов соответственно, г.

Определение содержания цинка в пробах выполнено с помощью атомно-эмиссионного спектрометра с индуктивно связанной плазмой (ICP-AES) Vista Pro (Австралия). Содержание цинка в форме ZnO определено в соответствии с методикой, представленной в работе [31] с помощью растворения пробы в водном растворе NH₄Cl + NH₄OH. Образец весом 0,5 г помещали в коническую колбу, содержащую 50 мл смеси, приготовленной путем растворения 22 г NH₄Cl в смеси 80 мл NH₄OH плотностью 0,9 г/см³ и 120 мл воды. Раствор с образцом перемешивали на магнитной мешалке при температуре 50 – 60 °С в течение 120 мин, затем отфильтровывали и в полученных фильтратах анализировали цинк методом ICP-AES.

РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ И ИХ ОБСУЖДЕНИЕ

Элементный состав образцов ДШ и ДП представлен в табл. 1, а их дифрактограммы с обозначением расшифрованных фаз – на рис. 1.

Основные компоненты ДШ и ДП – железо и углерод. Содержание железа в ДП выше, чем в ДШ, тогда как содержание углерода ниже. Содержание фосфора и серы – основных вредных примесей черной металлургии, а также некоторых других нежелательных примесей (мышьяка, меди) находится на приемлемом для рециклинга в аглодоменном производстве уровне. Из приведенных данных следует, что повышенное содержание цинка – фактор, препятствующий рециклингу этих отходов в черной металлургии.

Как следует из приведенных дифрактограмм, преобладающие минералы обоих образцов – гематит и магнетит, являющиеся основными компонентами железорудной части шихты доменной печи. Металлическое железо и вюстит присутствуют в значительно меньшем количестве. Углерод в образцах в основном находится в виде графита, который переходит в отходы газоочистки из кокса, а также в составе небольшого количества кальция. Высокое содержание графита в образцах благоприятно для применения восстановительного обжига. Следует отметить наличие аморфного гало на обеих дифрактограммах, что, скорее всего, связано с присутствием в этих отходах частиц доменного шлама. Доменный шлак содержит небольшое количество гидратных

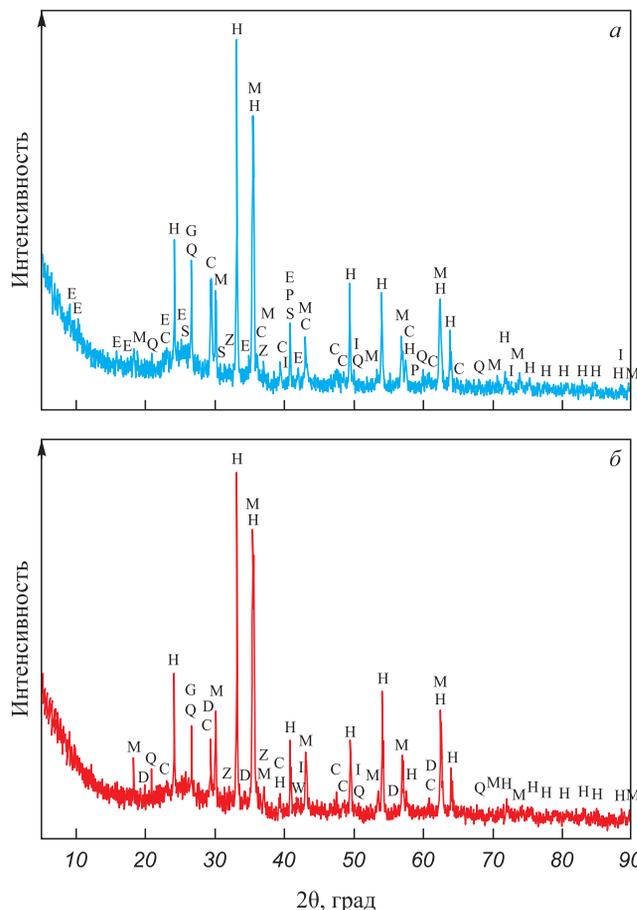


Рис. 1. Дифрактограммы ДШ (а) и ДП (б):
 Н – гематит ($\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$); М – магнетит (Fe_3O_4); С – кальцит (CaCO_3);
 G – графит (C); Q – кварц (SiO_2); I – железо ($\alpha\text{-Fe}$);
 W – вюстит (FeO); E – этtringит ($\text{Ca}_6\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3(\text{OH})_{12}\cdot 26\text{H}_2\text{O}$);
 D – диопсид ($\text{CaMgSi}_2\text{O}_6$); P – периклаз (MgO); Z – цинкит (ZnO);
 S – гипс ($\text{CaSO}_4\cdot 2\text{H}_2\text{O}$)

Fig 1. XRD patterns of BFS (a) and BFD (b):
 H – hematite ($\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$); M – magnetite (Fe_3O_4); C – calcite (CaCO_3);
 G – graphite (C); Q – quartz (SiO_2); I – iron ($\alpha\text{-Fe}$); W – wustite (FeO);
 E – ettringite ($\text{Ca}_6\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3(\text{OH})_{12}\cdot 26\text{H}_2\text{O}$); D – diopside ($\text{CaMgSi}_2\text{O}_6$);
 P – periclase (MgO); Z – zincite (ZnO); S – gypsum ($\text{CaSO}_4\cdot 2\text{H}_2\text{O}$)

минералов – этtringита и гипса, предположительно образовавшихся в системе мокрой газоочистки.

Анализ распределения форм железа в ДШ и ДП показал, что основная часть железа в обоих образцах представлена трехвалентным Fe³⁺ в количестве 90,9 и 89,1 % соответственно, тогда как на двухвалентное Fe²⁺ приходится 6,1 и 7,7 %, а на Fe_{мет} – 3,0 и 3,2 % соответственно. Таким образом, распределение форм железа в ДШ и ДП является количественно близким.

Таблица 1. Химический состав образцов ДШ и ДП, мас. %

Table 1. Chemical composition of the BFS and BFD samples, wt. %

Образец	Fe	Zn	Al	Ca	Si	Mg	K	Mn	Cr	Cu	Ti	P	Pb	As	S	C
ДШ	39,5	0,31	0,75	5,61	2,86	0,69	0,01	0,19	0,02	0,011	0,066	0,049	0,198	0,02	0,24	23,0
ДП	44,6	0,06	0,59	5,29	3,12	0,80	0,05	0,21	0,02	–	0,048	0,048	–	0,01	0,17	16,4

Составы ДШ и ДП для термодинамического расчета были приведены в соответствии с результатами химического и минералогического анализов и приняты следующими, мас. %:

- ДШ: 44,27 Fe₂O₃; 9,94 Fe₃O₄; 1,20 Fe; 21,43 C; 0,29 ZnO; 1,15 MgO; 6,11 SiO₂; 0,93 CaSO₄; 13,12 CaCO₃; 0,60 Al₂O₃; 0,26 ZnFe₂O₄; 0,21 Ca(OH)₂; 0,16 Al₂(SO₄)₃;
- ДП: 46,86 Fe₂O₃; 14,32 Fe₃O₄; 1,42 Fe; 14,97 C; 0,07 ZnO; 1,01 MgO; 5,75 SiO₂; 1,67 CaMgSi₂O₆; 11,91 CaCO₃; 0,81 CaSO₄; 1,11 Al₂O₃.

На рис. 2 представлены равновесные количества соединений железа и цинка, а также графита в системе на основе ДШ и ДП при 300 – 1400 °С.

Согласно полученным данным, восстановление железа до металла и испарение металлического цинка термодинамически вероятно при температурах выше 700 °С. Следует отметить, что количество углерода в составе обоих образцов достаточно для восстановления железа и цинка, однако в системе на основе ДП остается небольшое количество сульфида железа (рис. 2, в). В системе на основе ДШ количество углерода более чем достаточно, о чем свидетельствует присутствие 7 – 10 кг избытка графита выше 700 °С.

Из литературных данных известно, что, вопреки термодинамическим расчетам, благоприятные кинетические условия для карботермического восстановления

железа до металла возникают лишь при температурах выше 1000 °С [32], а при 700 – 900 °С возможно провести магнетизирующий обжиг с карботермическим восстановлением железа до Fe₃O₄ [29], что было использовано в экспериментах.

Результаты анализа обожженных образцов, полученных из ДШ и ДП, представлены в табл. 2.

Как видно из табл. 2, в образцах после обжига при 800 °С незначительно увеличилось содержание железа за счет удаления легко испаряемых компонентов. Содержание металлического железа уменьшилось за счет его окисления в ходе обжига. Степень удаления цинка в этих образцах близка к нулю, содержание цинка в виде ZnO изменилось незначительно.

В образцах после обжига при 1200 °С увеличилось содержание железа, при этом большая его часть перешла в металлическую форму. Содержание железа в образцах с присадкой дополнительного количества углерода меньше, чем в образцах без его дополнительной присадки из-за наличия в них остаточного непрореагировавшего графита. Степень металлизации железа в образцах составила 84 – 96 %, при этом в ДШ с присадкой углерода она немного уменьшилась, а в ДП – выросла. Степень удаления цинка при обжиге составила около 93 % для ДШ и 54 – 68 % для ДП. Остаточное содержание цинка в образцах после обжига находится

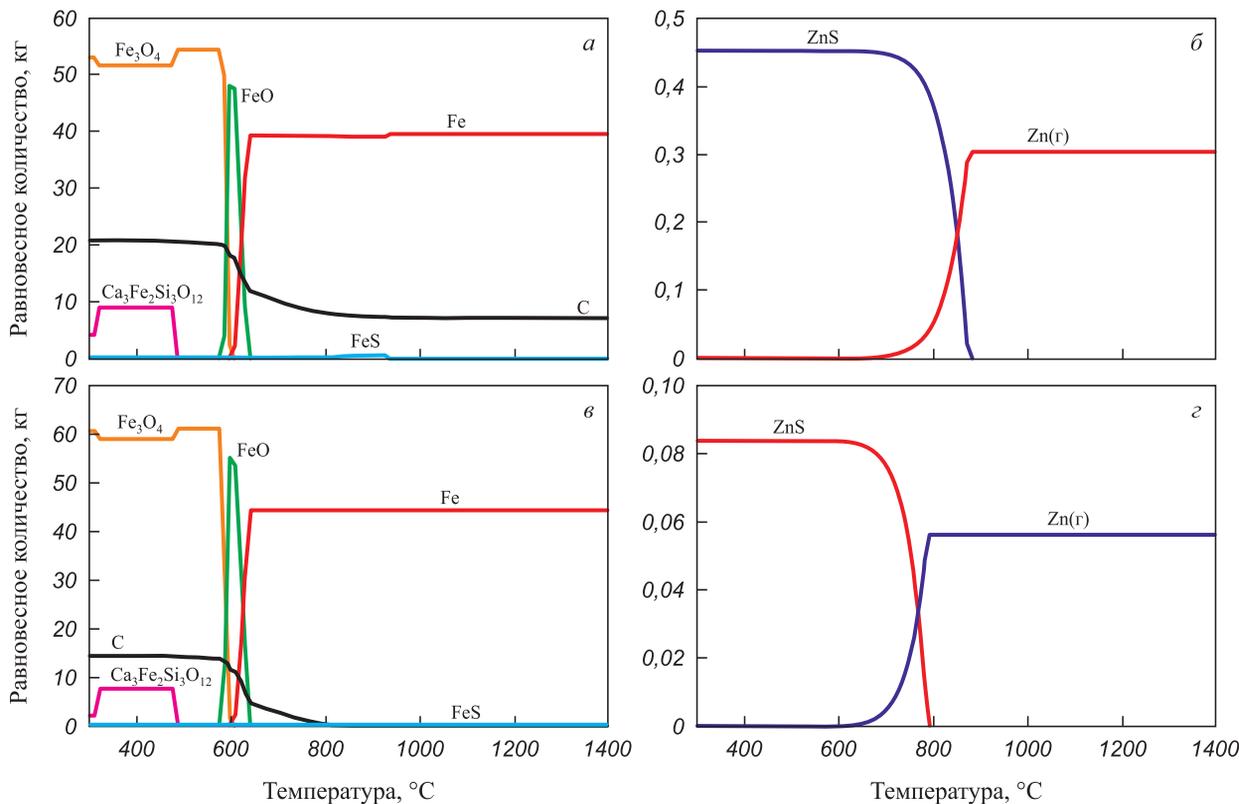


Рис. 2. Равновесные количества графита и соединений железа (а, в), а также соединений цинка (б, г) в ДШ (а, б) и ДП (в, г) при 300 – 1400 °С

Fig. 2. Equilibrium amounts of graphite and iron compounds (a, в), as well as zinc compounds (б, г) in the BFS (a, б) and BFD (в, г) at 300 – 1400 °С

Таблица 2. Химический состав ДШ и ДП и продуктов их обжига при 800 и 1200 °С, а также степень удаления из них цинка

Table 2. Chemical composition of the BFS and BFD samples and the products of their roasting at 800 and 1200 °C, along with the zinc removal degree

Образец	Условия обжига	Содержание, мас. %			Степень удаления Zn (ξ_{Zn}), %	Степень металлизации Fe (μ_0), %
		Fe _{общ}	Zn _{общ}	Zn _{ZnO}		
ДШ	Без обжига	39,48	0,310	0,230	–	3,03
	800 °С, 30 мин	41,16	0,320	0,210	1,0	2,03
	1200 °С, 120 мин	59,18	0,030	н/д	93,2	90,4
	1200 °С, 120 мин, + 15 % С	49,26	0,023	н/д	93,5	88,4
ДП	Без обжига	44,56	0,060	0,055	–	3,19
	800 °С, 30 мин	45,97	0,062	0,060	0,5	1,21
	1200 °С, 120 мин	63,92	0,039	н/д	54,3	84,5
	1200 °С, 120 мин, + 15 % С	58,02	0,023	н/д	68,2	96,2

Примечание: н/д – нет данных.

в диапазоне 0,02 – 0,04 %, что свидетельствует о возможности использования даже обожженных образцов без последующей магнитной сепарации в качестве компонентов агломерационной шихты без каких-либо затруднений. Кроме того, восстановительный обжиг может позволить получить дополнительный ценный продукт – возгоны с высоким содержанием цинка.

Показатели магнитной сепарации ДШ и ДП и результаты анализа ее продуктов показаны в табл. 3.

Как следует из представленных данных, после всех видов обжига более тонкий помол (–0,054 мм) приводит к значительно большему содержанию железа в магнитном концентрате, чем при грубом помоле (–1 мм). В среднем для всех опытов содержание железа в магнитных концентратах, полученных после тонкого помола, больше на 11,2 % и это значение одинаково для ДП и ДШ. Однако важно отметить, что ввиду высокой стоимости операций тонкого измельчения и требуемых значительных капиталовложений в измельчительное оборудование [33] тонкий помол не всегда повышает общую эффективность схемы и для выбора параметров процесса нужно учитывать конкретные технико-экономические условия на предприятии.

Магнитная сепарация без предварительного обжига позволяет получить магнитные концентраты с содержанием железа 49 – 62 %, что несущественно отличается от качества концентратов с применением обжига. Однако выход концентратов и степень извлечения железа достаточно низкие, а содержание железа в немагнитных хвостах значительно выше, что связано с высоким содержанием гематита в исходных образцах. Гематит ожидаемо остается в хвостах, что не позволяет селективно выделить железо. В этом случае большая часть цинка переходит в хвосты, однако содержание цинка в магнитных концентратах лишь незначительно ниже, чем в исходных ДШ и ДП. Эти результаты совпа-

дают с данными работы [19], где показана возможность увеличения степени извлечения железа в концентрат до 78 % путем прямой магнитной сепарации доменного шлама при повышении индукции магнитного поля до 0,3 Тл. Однако проблема повышенного содержания цинка в продуктах магнитной сепарации в данном исследовании не изучена.

Предварительный обжиг ДШ и ДП при 800 °С с последующей магнитной сепарацией приводит к получению магнитных концентратов с содержанием железа 51 – 61 % и степенью его извлечения 92 – 97 %. Эти данные отличаются от результатов других работ, где проводили магнетизирующий обжиг доменной пыли с последующей магнитной сепарацией при 600 – 800 °С с опилками [34] и древесным углем [35]. По данным, представленным в этих работах, степень извлечения железа в концентрат составляет около 85 %, что ниже полученных в настоящей работе значений. Кроме того, показана возможность с помощью добавок опилок и древесного угля в ходе обжига добиться перехода большей части цинка в форму ZnO и в ходе магнитной сепарации получить концентрат с пониженным его содержанием на уровне 0,15 – 0,19 %. В настоящей работе, несмотря на более высокие показатели магнитной сепарации, не было обнаружено значительного перехода цинка в форму ZnO в ходе обжига (табл. 2). Также следует отметить переход основной части цинка в магнитный концентрат. Повышенное содержание цинка (0,39 – 0,43 % для ДШ) затрудняет использование полученных концентратов в аглодоменном переделе.

Таким образом, исследования показали, что ни прямая магнитная сепарация ДШ и ДП, ни обжиг-магнитный метод с их карботермическим восстановлением при 800 °С не приводят к решению ключевой проблемы переработки пылей и шламов доменного производства – повышенного содержания цинка.

Таблица 3. Выход, степень извлечения и содержание Fe и Zn в магнитной и немагнитных фракциях, полученных из ДШ и ДП магнитным, а также обжиг-магнитным методами с обжигом при 800 и 1200 °С

Table 3. Yield, recovery degree and content of Fe and Zn in magnetic and non-magnetic fractions obtained from BFS and BFD using magnetic separation, as well as roasting at 800 and 1200 °C followed by magnetic separation

Образец	Условия обжига	Условия магнитной сепарации	Выход фракции (γ), %		Степень извлечения Fe в фракцию (ε), %		Содержание в фракции, мас. %			Степень металлизации Fe в магнитной фракции (μ _c), %
			магн.	немагн.	магн.	немагн.	магн.		немагн.	
							Fe _{общ}	Zn		
ДШ	Без обжига	0,1 Тл, –1 мм	35,30	58,90	45,7	50,30	51,1	0,260	33,70	9,34
		0,1 Тл, –0,054 мм	33,40	62,80	52,7	45,50	62,3	0,210	28,60	8,42
	800 °С, 30 мин	0,1 Тл, –1 мм	79,50	17,90	97,3	2,05	51,4	0,390	4,73	9,62
		0,1 Тл, –0,054 мм	63,80	32,30	94,6	3,45	61,0	0,430	4,40	8,25
	1200 °С, 120 мин	0,1 Тл, –1 мм	84,20	14,00	90,8	1,91	63,8	н/д	8,04	94,60
		0,1 Тл, –0,054 мм	74,40	22,50	92,8	4,00	73,8	0,048	10,50	88,90
	1200 °С, 120 мин, + 15 % С	0,1 Тл, –1 мм	85,20	13,60	90,0	3,68	52,0	н/д	13,30	89,50
		0,1 Тл, –0,054 мм	63,30	36,20	84,2	8,69	65,6	0,048	11,80	88,70
ДП	Без обжига	0,1 Тл, –1 мм	62,00	38,70	68,3	26,20	49,1	0,120	30,20	9,80
		0,1 Тл, –0,054 мм	45,60	50,80	63,4	35,00	63,0	0,070	28,60	8,08
	800 °С, 30 мин	0,1 Тл, –1 мм	80,00	21,50	92,1	1,73	52,9	0,080	3,70	9,01
		0,1 Тл, –0,054 мм	71,20	22,80	92,6	5,74	61,0	0,100	11,60	7,97
	1200 °С, 120 мин	0,1 Тл, –1 мм	91,40	8,86	97,2	2,18	68,7	н/д	15,80	89,00
		0,1 Тл, –0,054 мм	77,80	18,90	93,5	4,93	76,9	0,066	16,60	89,40
	1200 °С, 120 мин, + 15 % С	0,1 Тл, –1 мм	85,80	13,50	96,8	2,16	65,5	н/д	9,31	93,10
		0,1 Тл, –0,054 мм	65,00	31,50	89,7	7,85	80,0	0,019	14,50	92,30

Примечание: н/д – нет данных

Металлизирующий обжиг ДШ и ДП при 1200 °С с последующей магнитной сепарацией привел к получению магнитных концентратов с содержанием железа 52 – 80 % и степенью его металлзации 88,7 – 94,6 %, степень извлечения железа в концентраты составила 84,2 – 97,2 %. Содержание цинка в концентрате, полученном из ДП с присадкой углерода, меньше, чем в полученном из ДП без присадки углерода. Содержание цинка на уровне 0,048 % в обоих концентратах, полученных из ДШ, меньше предельного содержания в готовом агломерате (0,05 %) и позволяет без затруднений использовать их в аглодоменном производстве.

Присадка дополнительного количества углерода к ДШ не привела к увеличению степени извлечения и степени металлзации железа в концентрате, а также уменьшила содержание железа в нем за счет присутствия избытка непрореагировавшего углерода, что коррелирует с результатами расчетов (рис. 2, а). В противоположность этому, обработка ДП обжиг-магнитным способом с присадкой дополнительного количества углерода и размоллом продукта обжига до размеров частиц –0,054 мм вызвала увеличение содержания и степени металлзации железа в полученном концентрате. Это может быть связано с недостаточным количеством

углерода для восстановления железа в исходной пыли вопреки расчетам, что косвенно подтверждается отсутствием остаточного количества графита в равновесном состоянии после восстановления железа, в отличие от случая с ДШ (рис. 2, в). Содержание железа в хвостах находится в диапазоне 8,0 – 16,6 %, степень его перехода в хвосты – 1,9 – 8,7 %, что свидетельствует об эффективности извлечения железа обжиг-магнитным методом из отходов доменного производства.

По результатам лабораторных экспериментов определены оптимальные условия для переработки ДШ и ДП: обжиг 1200 °С, 120 мин, размол образцов после обжига до –0,054 мм, магнитная сепарация при индукции магнитного поля 0,1 Тл. Лучшие показатели магнитной сепарации оказались у ДШ без присадки углерода и ДП с присадкой 15 % С. Химический состав этих магнитных концентратов представлен в табл. 4, а на рис. 3 – их дифрактограммы.

Как следует из полученных результатов, помимо металлического железа, магнитные концентраты содержат существенное количество различных силикатов – окерманита, геленита, мервинита, анортита, которые образовались в ходе обжига из исходных компонентов ДШ и ДП. Кроме того, в них присутствует небольшое

Таблица 4. Химический состав магнитных концентратов, полученных из ДШ и ДП путем восстановительного обжига и магнитной сепарации (обжиг 1200 °С, 120 мин; размол –0,054 мм; магнитная сепарация при 0,1 Тл), мас. %

Table 4. Chemical composition of magnetic concentrates obtained from BFS and BFD using reduction roasting and magnetic separation (roasting at 1200 °C, 120 min; grinding to –0.054 mm; magnetic separation at 0.1 T), wt. %

Образец	Содержание, мас. %						
	Fe	Zn	Al	Ca	Si	Mg	P
ДШ	73,8	0,048	0,72	6,29	2,93	0,96	0,060
ДП + 15 % С	80,0	0,019	0,31	3,47	1,99	0,63	0,036

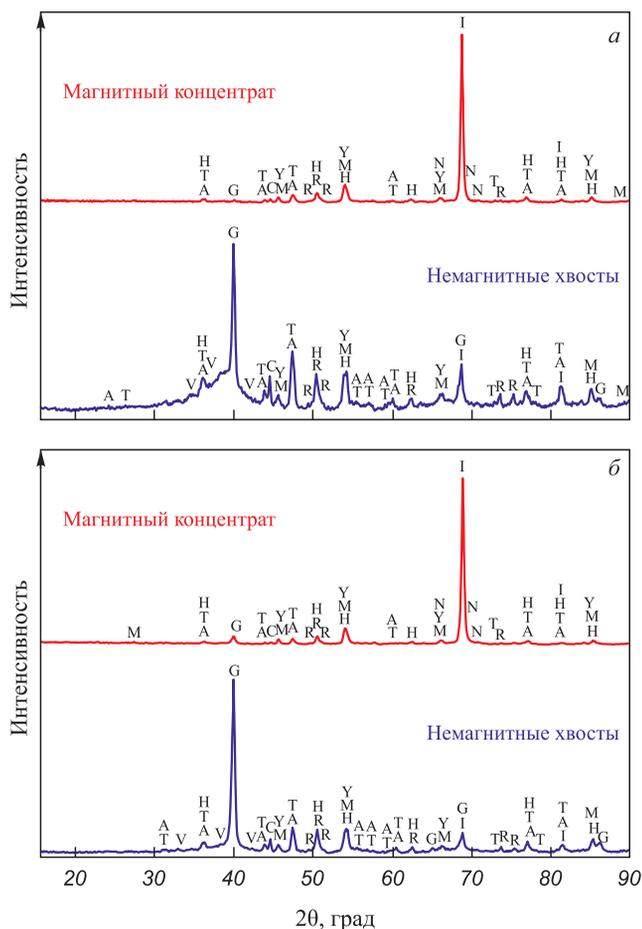


Рис. 3. Дифрактограммы магнитного концентрата и немагнитных хвостов, полученных из ДШ (а) и ДП с присадкой 15 % С (б) обжиг-магнитным методом (обжиг 1200 °С, 120 мин; размол –0,054 мм; магнитная сепарация при 0,1 Тл):
 I – (α-Fe); H – гематит (α-Fe₂O₃); Y – маггемит (γ-Fe₂O₃);
 M – магнетит (Fe₃O₄); G – графит (C); A – окерманит (Ca₂MgSi₂O₇);
 T – геленит (Ca₂Al₂Si₂O₇); R – мервинит (Ca₃MgSi₂O₈);
 V – анортит (CaAl₂Si₂O₈); C – кальцит (CaCO₃);
 N – цементит (Fe₃C)

Fig. 3. XRD patterns of magnetic concentrate and non-magnetic tailings obtained from BFS (a) and BFD with 15 % C (b) by roasting–magnetic method (roasting at 1200 °C, 120 min; grinding to –0.054 mm; magnetic separation at 0.1 T):
 I – (α-Fe); H – hematite (α-Fe₂O₃); Y – maghemite (γ-Fe₂O₃);
 M – magnetite (Fe₃O₄); G – graphite (C); A – okermanite (Ca₂MgSi₂O₇);
 T – gehlenite (Ca₂Al₂Si₂O₇); R – merwinite (Ca₃MgSi₂O₈);
 V – anorthite (CaAl₂Si₂O₈); C – calcite (CaCO₃); N – cementite (Fe₃C)

количество карбида железа. Основная фаза хвостов – графит. В концентратах и хвостах присутствуют также незначительные количества оксидов железа – магнетита, маггемита, гематита, которые предположительно образовались при охлаждении образцов за счет вторичного окисления примесью кислорода, содержащегося в инертном газе. Минералогический состав концентрата и хвостов, полученных из ДШ и ДП, отличаются незначительно.

После реализации обжиг-магнитного способа при вышеописанных условиях магнитный концентрат с низким содержанием цинка может быть направлен обратно в агломерационное производство в качестве компонента шихты. Цинксодержащие возгоны, полученные в ходе восстановительного обжига, могут быть рассмотрены как сырьевой материал для цинкового производства, а немагнитные хвосты, полученные в ходе магнитной сепарации, как сырье для производства строительных материалов. Другим вариантом переработки является исключение этапа магнитной сепарации после восстановительного обжига доменных пыли и шлама, что позволит избежать затратной стадии измельчения обожженного промпродукта и сразу же направить его в агломерационное производство. Однако это приведет к дополнительной загрузке доменной печи пустой породой. Существенным преимуществом полученных концентратов является высокое содержание железа в восстановленной форме, благодаря чему будет ускорен процесс агломерации. Применение таких концентратов в производстве агломерата позволит снизить расход кокса и извести, утилизировать отходы производства и экономить на закупках минерального железосодержащего сырья.

Следует отметить, что полученные металлургические концентраты могут быть также рассмотрены и в качестве шихты для электродуговой плавки стали. Концентраты не достигают требований действующих предприятий [36], включающих Fe_{общ} ≥ 88 %, Fe_{мет} ≥ 79 %, степень металлизации железа ≥ 90 %, P ≤ 0,015 %, Si ≤ 0,5 %. Для исследования возможности утилизации полученных концентратов в сталеплавильном производстве потребуются дополнительные испытания на предприятиях, корректировка требований

к металлизированному сырью для электродуговой плавки и совершенствование обжиг-магнитного способа переработки доменных пылей и шламов.

Выводы

Проведенными исследованиями установлено, что наилучшим решением для переработки ДШ и ДП является предварительный магнетизирующий обжиг при 1200 °С в течение 120 мин с последующими размолотом образцов до –0,054 мм и магнитной сепарацией при индукции магнитного поля 0,1 Тл. В результате из ДШ получен обесцинкованный магнитный концентрат с содержанием железа 73,8 %, степенью его металлизации 88,9 %, степенью извлечения железа в концентрат 92,8 %. Из ДП, к которой было добавлено дополнительное количество восстановителя (15 % С), получен обесцинкованный магнитный концентрат с содержанием железа 80 %, степенью его металлизации 92,3 % и степенью извлечения железа в концентрат 89,7 %.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ / REFERENCES

1. Omran M., Fabritius T., Paananen T. Effect of blast furnace sludge (BFS) characteristics on suitable recycling process determining. *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering*. 2017;5(4):185–197. <https://doi.org/10.4236/jmmce.2017.54016>
2. Jiao K.X., Zhang J.L., Liu Z.J., Chen C.L., Liu F. Circulation and accumulation of harmful elements in blast furnace and their impact on the fuel consumption. *Ironmaking and Steelmaking*. 2017;44(5):344–350. <https://doi.org/10.1080/03019233.2016.1210913>
3. Летимин В.Н., Насыров Т.М., Макарова И.В. Оценка пирометаллургических способов обесцинкования пыли и шламов сталеплавильных цехов. *Теория и технология металлургического производства*. 2013;(1(13)):67–70. Letimin V.N., Nasyrov T.M., Makarova I.V. Evaluation of pyrometallurgical methods for dezincification of dust and sludge from steelmaking workshops. *Teoriya i tekhnologiya metallurgicheskogo proizvodstva*. 2013;(1(13)):67–70. (In Russ.).
4. Baidya R., Kumar Ghosh S., Parlikar U.V. Blast furnace flue dust co-processing in cement kiln – A pilot study. *Waste Management and Research*. 2019;37(3):261–267. <https://doi.org/10.1177/0734242X18816791>
5. Francis A.A. Crystallization kinetics of magnetic glass-ceramics prepared by the processing of waste materials. *Materials Research Bulletin*. 2006;41(6):1146–1154. <https://doi.org/10.1016/j.materresbull.2005.11.002>
6. López-Díaz A., Ochoa-Díaz R., Grimaldo-León G.E. Use of BOF slag and blast furnace dust in asphalt concrete: An alternative for the construction of pavements. *DYNA (Colombia)*. 2018;85(204):24–30. <https://doi.org/10.15446/dyna.v85n206.70404>
7. Díaz R.O., Rojas A.P., León G.G. Use of blast furnace dust in the production of asphalt concrete for pavements, performance and environmental contribution. *Journal of Sustainable Architecture and Civil Engineering*. 2023;32(1):224–232. <https://doi.org/10.5755/j01.sace.32.1.32300>
8. Xie B., Geng N., Yu Q., He D., Wang F., Liu T., Gao J., Ning P., Song X., Jia L. Removal of SO₂ from flue gas using blast furnace dust as an adsorbent. *Environmental Science and Pollution Research*. 2022;29:15642–15653. <https://doi.org/10.1007/s11356-021-16842-7>
9. Carrillo Pedroza F.R., Soria Aguilar M. de J., Sánchez Castillo M.A., Martínez Luévanos A., Picazo Rodríguez N.G. Adsorption of chromium from steel plating wastewater using blast furnace dust. *Revista Internacional de Contaminación Ambiental*. 2017;33(4):591–603. <https://doi.org/10.20937/RICA.2017.33.04.04>
10. Liu S., Zhou W., Niu S., Han K., Wang Y., Lu C., Li Y., Wang J. Insight into blast furnace dust for selective catalytic reduction of NO_x: An experimental and DFT study. *Fuel*. 2023;344:128006. <https://doi.org/10.1016/j.fuel.2023.128006>
11. Mu Y., Liang X., Wu M., Li C., Xia T., Chen K., Li X. Utilizing blast-furnace dust as a novel persulfate catalyst for the efficient removal of petroleum contaminants from soil. *Journal of Cleaner Production*. 2024;434:140112. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2023.140112>
12. Zhang Y., Li S., Wang X., Li X. Coagulation performance and mechanism of polyaluminum ferric chloride (PAFC) coagulant synthesized using blast furnace dust. *Separation and Purification Technology*. 2015;154:345–350. <https://doi.org/10.1016/j.seppur.2015.09.075>
13. Xiao X., Zhang S., Sher F., Chen J., Xin Y., You Z., Wen L., Hu M., Qui G. A Review on recycling and reutilization of blast furnace dust as a secondary resource. *Journal of Sustainable Metallurgy*. 2021;7:340–357. <https://doi.org/10.1007/s40831-021-00377-9>
14. Zeydabadi B.A., Mowla D., Shariat M.H., Kalajahi J.F. Zinc recovery from blast furnace flue dust. *Hydrometallurgy*. 1997;47(1):113–125. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(97\)00039-X](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(97)00039-X)
15. Soria-Aguilar M.D.J., Davila-Pulido G.I., Carrillo-Pedroza F.R., Gonzalez-Ibarra A.A., Picazo-Rodriguez N., Lopez-Saucedo F.D.J., Ramos-Cano, J. Oxidative leaching of zinc and alkalis from iron blast furnace sludge. *Metals (Basel)*. 2019;9(9):1015. <https://doi.org/10.3390/met9091015>
16. Zhang J.X., Niu F.S., Li L., Xie J. Beneficiability study of the blast furnace dust from Tangshan iron and steel company. *Advanced Materials Research*. 2013;712–715:420–423. <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/AMR.712-715.420>
17. Lanzerstorfer C. Air classification of blast furnace dust catcher dust for zinc load reduction at the sinter plant. *International Journal of Environmental Science and Technology*. 2016;13:755–760. <https://doi.org/10.1007/s13762-015-0903-1>
18. Tripathy S.K., Jaiswal S., Rama Murthy Y., Nag S. Separation analysis of flotation to recover the carbon values from blast furnace gas cleaning plant sludge. *Metallurgical Research & Technology*. 2016;113(3):303. <https://doi.org/10.1051/metal/2016011>
19. Jena M.K., Mahanta J., Mahapatra M.M., Baliarsingh M., Mishra S. Recovery of iron values from blast furnace gas cleaning process sludge by medium intensity magnetic separation method. In: *Recent Advances in Mechanical Engineering. Lecture Notes in Mechanical Engineering*. Pradhan P., Pattanayak B., Das H.C., Mahanta P. eds. Singapore: Springer; 2023:449–454. https://doi.org/10.1007/978-981-16-9057-0_48

20. Das B., Prakash S., Reddy P.S.R., Biswal S.K., Misra V.N. Effective utilization of blast furnace flue dust of integrated steel plants. *The European Journal of Mineral Processing and Environmental Protection*. 2002;2(2):61–68.
21. Yehia A., El-Rahiem F.H. Recovery and utilization of iron and carbon values from blast furnace flue dust. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*. 2005;114(4):207–211. <https://doi.org/10.1179/037195505X28519>
22. Deng X., Huang R., Lv X., Yang J., Yang J. Separation and recovery of metallic zinc and iron concentrate from blast furnace dust by vacuum carbothermal reduction. *Process Safety and Environmental Protection*. 2022;162:746–751. <https://doi.org/10.1016/j.psep.2022.04.050>
23. Luo L., Zhang X., Wang H., Zheng B., Wei C. Comparing strategies for iron enrichment from Zn- and Pb-bearing refractory iron ore using reduction roasting-magnetic separation. *Powder Technology*. 2021;393:333–341. <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2021.07.085>
24. Xu X., Guo Z., Zhu D., Pan J., Yang C., Li S. Application of coal-based direct reduction-magnetic separation process for recycling of high-iron-content non-ferrous metallurgical wastes: Challenges and opportunities. *Process Safety and Environmental Protection*. 2024;183:59–76. <https://doi.org/10.1016/j.psep.2023.12.057>
25. Putz H., Brandenburg K. Match! – Phase identification from powder diffraction, version 3.15, Crystal Impact, Bonn 2023. Available at URL: <https://www.crystalimpact.de/match> (Accessed 12.09.2024).
26. Roine A. HSC Chemistry® software, version 9.9, Outotec, Pori, Finland 2019. Available at URL: <https://www.outotec.com/HSC> (Accessed 12.09.2024).
27. Sun Y., Zhu X., Han Y., Li Y. Green magnetization roasting technology for refractory iron ore using siderite as a reductant. *Journal of Cleaner Production*. 2019;206:40–50. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2018.09.113>
28. Li C., Sun H., Bai J., Li L. Innovative methodology for comprehensive utilization of iron ore tailings. Part 1. The recovery of iron from iron ore tailings using magnetic separation after magnetizing roasting. *Journal of Hazardous Materials*. 2010;174(1-3):71–77. <https://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2009.09.018>
29. Zhao Q., Xue J., Chen W. A Novel self-magnetizing roasting process for recovering Fe from low-grade pyrite cinder and blast furnace sludge. *Transactions of the Indian Institute of Metals*. 2019;72:2547–2556. <https://doi.org/10.1007/s12666-019-01724-x>
30. Chen B., Yi X., Zhan W., Gao L., He Z., Zhang J. Pyrometallurgical recovery of zinc and valuable metals from hazardous blast furnace dust via self-reduction roasting: Phase transformations and morphological evolution. *Materials Today Sustainability*. 2023;24:100590. <https://doi.org/10.1016/j.mtsust.2023.100590>
31. Филиппова Н.А. Фазовый анализ руд и продуктов их переработки. Москва: Химия; 1975:111.
32. Roy S.K., Nayak D., Rath S.S. A review on the enrichment of iron values of low-grade Iron ore resources using reduction roasting-magnetic separation. *Powder Technology*. 2020;367:796–808. <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2020.04.047>
33. Ягупов А.В., Замыцкий В.С., Клыков Ю.Г., Замыцкий О.В. Повышение эффективности переработки руд. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 1997;(2):163–165.
Yagupov A.V., Zamytskii V.S., Klykov Yu.G., Zamytskii O.V. Increasing the efficiency of ore processing. *Gornyi informatsionno-analiticheskiy byulleten*. 1997;(2):163–165. (In Russ.).
34. Wang B., Feng Y., Li H., Ju J., Yang Y. Separation of iron and zinc values from blast furnace dust adopting reduction roasting-magnetic separation method by sawdust pyrolysis. *Mining, Metallurgy & Exploration*. 2023;40:1357–1368. <https://doi.org/10.1007/s42461-023-00803-4>
35. Ju J., Feng Y., Li H., Zhang Q. Study of recycling blast furnace dust by magnetization roasting with straw charcoal as reductant. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*. 2022;58(3):149265. <https://doi.org/10.37190/ppmp/149265>
36. Меденков С.А. Перспективное использование металлизированных окатышей в электрометаллургии. В кн.: *Материалы 66-й научной конференции Наука ЮУрГУ. Секции технических наук*. Челябинск: ИД ЮУрГУ; 2014:1404–1410.

Сведения об авторах

Information about the Authors

Павел Иванович Грудинский, младший научный сотрудник лаборатории проблем металлургии комплексных руд им. академика И.П. Бардина, Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН
ORCID: 0000-0002-7358-150X
E-mail: pgrudinskiy@imet.ac.ru

Анфиса Александровна Юртаева, старший лаборант-исследователь лаборатории проблем металлургии комплексных руд им. академика И.П. Бардина, Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН
ORCID: 0009-0005-4449-2208
E-mail: anfisayurtaeva@mail.ru

Антон Иванович Волков, к.х.н., директор Научного центра комплексной переработки сырья им. Н.П. Лякишева, Центральный научно-исследовательский институт черной металлургии им. И.П. Бардина
ORCID: 0000-0003-1777-3889
E-mail: rhenium@list.ru

Pavel I. Grudinsky, Junior Researcher of the Bardin Laboratory of Metallurgy of Complex Ores, Baikov Institute of Metallurgy and Materials Science, Russian Academy of Sciences
ORCID: 0000-0002-7358-150X
E-mail: pgrudinskiy@imet.ac.ru

Anfisa A. Yurtaeva, Senior Laboratory Research Assistant of the Bardin Laboratory of Metallurgy of Complex Ores, Baikov Institute of Metallurgy and Materials Science, Russian Academy of Sciences
ORCID: 0009-0005-4449-2208
E-mail: anfisayurtaeva@mail.ru

Anton I. Volkov, Cand. Sci. (Chem.), Director of N.P. Lyakishev Scientific Center of Complex Processing of Raw Materials, I.P. Bardin Central Research Institute of Ferrous Metallurgy
ORCID: 0000-0003-1777-3889
E-mail: rhenium@list.ru

Валерий Григорьевич Дюбанов, к.т.н., ведущий научный сотрудник лаборатории проблем металлургии комплексных руд им. академика И.П. Бардина, Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН

ORCID: 0009-0001-5830-7799

E-mail: vdyubanov@imet.ac.ru

Valerii G. Dyubanov, Cand. Sci. (Eng.), Leading Researcher of the Bardin Laboratory of Metallurgy of Complex Ores, Baikov Institute of Metallurgy and Materials Science, Russian Academy of Sciences

ORCID: 0009-0001-5830-7799

E-mail: vdyubanov@imet.ac.ru

Вклад авторов

Contribution of the Authors

П. И. Грудинский – разработка концепции работы, написание текста статьи, выполнение термодинамических расчетов и лабораторных экспериментов, титриметрическое определение железа, обработка и анализ результатов.

А. А. Юртаева – выполнение лабораторных экспериментов, титриметрическое определение железа, редактирование текста статьи.

А. И. Волков – рентгенофлуоресцентный анализ, редактирование текста статьи.

В. Г. Дюбанов – научное руководство, редактирование текста статьи.

P. I. Grudinsky – conceptualization, writing the text, conducting thermodynamic calculations and laboratory experiments, titrimetric iron analysis, processing and analysis of the results.

A. A. Yurtaeva – conducting laboratory experiments, titrimetric iron analysis, editing the text.

A. I. Volkov – X-ray fluorescence analysis, editing the text.

V. G. Dyubanov – scientific guidance, editing the text.

Поступила в редакцию 07.03.2024

После доработки 21.03.2023

Принята к публикации 23.08.2024

Received 07.03.2024

Revised 21.03.2023

Accepted 23.08.2024