

УДК: 669.046.464 + 669.3.054.82 + 669.017.3

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЖЕЛЕЗА ИЗ ОТВАЛЬНОГО ШЛАКА МЕДЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Лыкасов А.А., д.х.н., профессор кафедры «Физическая химия» (lykasovaa@susu.ac.ru)

Рысс Г.М., к.х.м., доцент кафедры «Физическая химия» (ryssgm@susu.ac.ru)

Шарафутдинов Д.Г., студент

Погодин А.Ю., студент

Южно-Уральский государственный университет
(454080, Россия, Челябинск, пр. Ленина, 76)

Аннотация. Обсуждаются результаты исследования фазовых превращений в шлаке сульфидной медной плавки при его восстановлении продуктами газификации углерода при температурах 1100 и 1200 °С. Экспериментально установлено, что в колоколообразных устройствах при температуре 1100 °С основная масса железа отвального шлака сульфидной плавки медных концентратов может быть восстановлена до металла продуктами газификации углерода. Последующее повышение температуры до 1200 °С позволяет увеличить извлечение железа. При косвенном восстановлении шлака при температуре выше температуры его плавления металлическое железо концентрируется, в основном, на внешней поверхности продукта восстановления, образуя крупные включения, которые легко извлекаются магнитной сепарацией. Наиболее целесообразно восстанавливать многослойную шихту из слоев шлака толщиной менее 5 мм и разделяющего их молотого угля.

Ключевые слова: шлак сульфидной медной плавки, фаялит, условия восстановления железа, фазовые превращения, извлечение железа из шлака, восстановление продуктами газификации углерода, влияние температуры, магнитная сепарация.

DOI: 10.17073/0368-0797-2016-9-597-602

Проблема утилизации металлургических шлаков, образующихся в больших количествах при производстве металла, является актуальной для металлургических предприятий во всем мире. Наиболее сложная обстановка сложилась с переработкой сталеплавильных шлаков и шлаков от производства черновой меди, никеля и их сплавов. Согласно оценке, приведенной в работе [1], при выплавке меди в мире ежегодно образуется около 25 млн т шлаков. Отвалы медеплавильных предприятий, в которых накоплены сотни миллионов тонн шлаков, оказывают отрицательное влияние на окружающую среду. Это проявляется в изъятии из хозяйственного оборота больших площадей земель, изменении рельефа земной поверхности, нарушении почвенного слоя, деградации природных ландшафтов, выбросе в атмосферу твердых и газообразных веществ, загрязнении подземных водоносных горизонтов и поверхностных водотоков тяжелыми металлами и солями и др. [2 – 4].

Благоприятные физико-химические свойства медных шлаков позволяют использовать их для производства цемента, наполнителей, балласта, абразивных материалов, стекла, кровельных материалов, для осушения заболоченных участков, в дорожном строительстве и др. [1, 5 – 7]. Однако такое применение шлака приводит к потере входящих в его состав металлов.

Химический состав шлаков, образующихся при выплавке меди, зависит от вида процесса. Основными компонентами являются железо и кремнезем. Почти

все шлаки содержат значительное количество меди, которая присутствует в шлаках в основном в виде твердых растворов сульфидов и в металлических сплавах, а в виде примеси – в оксидах [8]. В зависимости от происхождения шлаки могут также содержать другие полезные элементы (Zn, Ni, Co и др.) в количествах, делающих оправданным их извлечение и использование [8, 9]. Только в отвалах медеплавильных предприятий Урала накоплено около 110 млн т шлаков, в которых содержатся 410 тыс. т меди, 2,56 млн т цинка, 1,09 млн т серы, 30,8 млн т железа, более 7 т золота, 150 т серебра, а также висмут, кадмий и др. [4, 10]. Следовательно, медеплавильные шлаки следует рассматривать как вторичные минеральные ресурсы [10 – 12].

Основными способами извлечения полезных металлов являются флотация, выщелачивание и пирометаллургические методы. Флотация медных шлаков подобна флотации руды. Это значит, что эффективно выделяются в пенный продукт только сульфидные минералы и металлическая медь, а оксидные минералы и мелкокрапленные сульфиды остаются в хвостах. При этом сохраняется проблема использования и переработки этих хвостов. Многочисленные исследования выщелачивания из шлака ценных металлов различными реагентами (как прямого, так и после предварительной обработки шлака [1, 9, 13 – 15]) не нашли применения в промышленности из-за большого расхода реагентов, трудностей с разделением кека и раствора в связи с

образованием геля кремниевой кислоты и необходимости обезвреживания отработанных растворов. При использовании пирометаллургических способов шлаки либо подвергают сульфатизирующему [16], восстановительному [17], окислительному [18] или хлорирующему [19] обжигу с последующим разделением фаз флотацией, выщелачиванием, магнитной сепарацией или расплавлением продукта обжига, либо восстанавливают металлы из расплава [20]. Следует отметить, что применение технологий, включающих расплавление материалов, требует значительных затрат энергии.

Объектом исследования являлся отвальный гранулированный шлак сульфидной шахтной плавки ОАО «Карабашский медеплавильный комбинат». Накопленные за десятилетия работы трех шахтных печей отвалы остаются большой проблемой для всего региона – они содержат до 30 млн т шлака и занимают площадь более 27 га.

Цель данной работы – исследование фазовых превращений, протекающих при восстановлении шлака продуктами газификации углерода при температурах 1100 и 1200 °С и оценка возможности извлечения металлического железа из шлака твердофазным восстановлением и последующей магнитной сепарацией.

Отобранная для исследования проба шлака содержала зерна размером от менее 80 до более 2000 мкм.

Основная часть шлака состояла из гранул размером от 1 до 2 мм. Химический анализ показал, что большая часть железа сконцентрирована в частицах размером от 160 до 2000 мкм. Содержание меди во фракциях от 80 – 125 до более 2000 мкм изменялось от 0,5 до 0,3 %¹. Во фракции крупностью меньше 80 мкм содержалось ~1,5 % меди, что дало возможность использования этой фракции в качестве оборотного продукта.

Для проведения экспериментов шлак был предварительно измельчен до фракции 60 – 80 мкм и усреднен. Элементный состав порошка шлака по данным химического анализа представлен в таблице. Дериватографические исследования, проведенные в атмосфере аргона, позволили определить, что шлак плавится в интервале температур 1020 – 1085 °С.

Рентгенофазовый анализ показал, что шлак представляет собой рентгеноаморфную массу, которая, по данным микрорентгеноспектрального анализа (МРСА), в основном состоит из железа и кремния с атомным отношением Fe/Si ~1 и содержит значительные количества кальция (4 – 9 %) и алюминия (3 – 5 %).

Восстановление шлака проводили по методу Дигонского [21] в реакторе, представляющем собой перевернутый корундовый тигель, футерованный углеграфитовой тканью. Тигель предварительно заполняли порошком шлака и молотым древесным углем. В ра-

Химические составы шлака и продуктов восстановления

Chemical compositions of the slag and of the products of reduction

Элемент	Содержание, %					
	исходный шлак	продукты восстановления при 1100 °С		продукты восстановления при 1200 °С		
		немагнитная фракция	магнитная фракция	шлак (МРСА)	немагнитная фракция	магнитная фракция
Al	3,020	1,5	4,4	6,82	5,1	2,6
Ca	8,870	5,4	11,0	11,1	0,13	7,1
Co	0,009	*	*	–	0,001	0,02
Cr	0,023	*	*	–	0,09	0,03
Cu	0,250	0,4	0,2	–	0,13	0,4
Fe	32,681	17,2	56,2	9,83	12,4	56,5
K	0,144	*	*	1,15	0,9	0,5
Mg	0,865	*	*	1,74	2,1	1,2
Mn	0,628	*	*	0,87	0,7	0,4
Ni	0,009	0,06	0,03	–	0,002	0,04
P	0,046	*	*	–	0,07	0,05
Pb	0,092	*	*	–	0,005	0,04
Si	15,281	7,2	21,7	29,26	21,8	10,0
Ti	0,177	*	*	–	0,2	0,1
Zn	1,010	0,17	0,50	–	0,3	0,2

Примечание: «*» – не определяли; «–» – не обнаружено

¹ Здесь и далее % (по массе).

бочем положении шлак располагался в верхней части реактора, а уголь – в нижней. Преимущества выбора древесного угля в качестве восстановителя рассмотрены в работе [22]. Шлак и уголь разделяли углеграфитовой тканью. В ряде опытов использовали многослойную засыпку шихты. Слои разделяли углеграфитовой тканью.

Тигель нагревали в печи до 1100 °С в течение 2 ч и выдерживали при этой температуре 4 ч. Затем реактор извлекали из печи и охлаждали на воздухе. Эффективность использованной экспериментальной методики доказана исследованиями, проведенными в работе [23].

Восстановленный шлак представлял собой продукт с явными признаками плавления. Образцы распиливали, внутренние поверхности отшлифовывали и отполировывали на алмазной пасте, а потом анализировали методом МРСА. Микрофотография поверхности шлифа у верхней границы образца представлена на рис. 1. На этой фотографии области светло-серого цвета – это металлическое железо, большая часть которого сконцентрирована на границах образца в виде включений различной крупности. Некоторое количество восстановленного металлического железа распределено по всему объему образца.

В процессе восстановления фазовый состав шлака претерпевал изменения. Вместо аморфной силикатной фазы, составляющей исходный шлак, образовывались три силикатные фазы с различным содержанием элементов (рис. 2).

Самая светлая фаза, обозначенная как Si(1), содержит наибольшее количество железа (~40 %) и наименьшее количество алюминия (~1 %), а также ~19 % кремния и около 3 % кальция. В фазе серого цвета, Si(2), содержится около 12 % железа и ~26 % кремния. Алюминия и кальция в этой фазе около 3 и 12 % со-

ответственно. В самой темной фазе, Si(3), наименьшее содержание железа (~3 %) и наибольшее содержание алюминия (~13 %). Количество кремния и кальция в этой фазе составляет около 28 и 6 % соответственно. Согласно диаграмме состояния системы $\text{SiO}_2 - \text{FeO} - \text{Al}_2\text{O}_3 - \text{CaO}$ фаза Si(1) по своему составу близка к оливину, фаза Si(2) – к волластониту, а фаза Si(3) – к SiO_2 , содержащему CaO, Al_2O_3 и FeO [24]. При этом исходный шлак, согласно фазовой диаграмме системы $\text{CaO} - \text{FeO} - \text{SiO}_2$, близок по своему составу к смеси оливина и волластонита. Температура начала плавления этой смеси (~1100 °С) совпадает с результатом дериватографического исследования, проведенного в настоящей работе (1085 °С).

Сухая магнитная сепарация измельченного образца восстановленного шлака в поле 120 – 130 мТл позволила выделить магнитную фракцию, масса которой составила 49,5 % общей массы образца. Извлечение железа в магнитную фракцию составило 52 %. Согласно данным химического анализа, приведенным в таблице, в немагнитной фракции, т. е. в смеси оксидных фаз, остается значительное количество железа. Высокое остаточное содержание железа в шлаке возможно объясняется как недостаточной продолжительностью процесса восстановления, так и повышением температуры начала восстановления железа при понижении активности железа в шлаке.

Для определения влияния температуры на степень извлечения железа из шлака провели опыты, в которых после четырехчасового восстановления при температуре 1100 °С шлак нагревали до 1200 °С и выдерживали при этой температуре 30 мин.

В результате получили продукт, содержащий крупные включения металлического железа. В верхней части образца (согласно его расположению в реакторе) включения восстановленного металлического железа

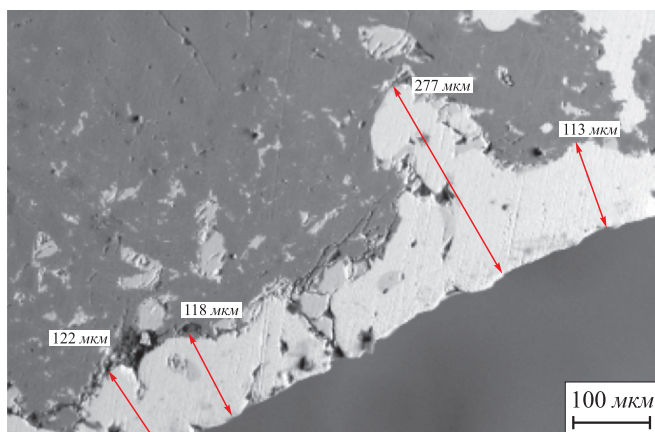


Рис. 1. Микрофотография поверхности шлифа у верхней границы восстановленного образца: температура восстановления 1100 °С; время выдержки 4 ч; светлая фаза – металлическое железо

Fig. 1. Photomicrogram of polished section at the upper boundary of reduced sample: the reduction temperature – 1100 °С; dwell time – 4 h; light phase – metallic iron

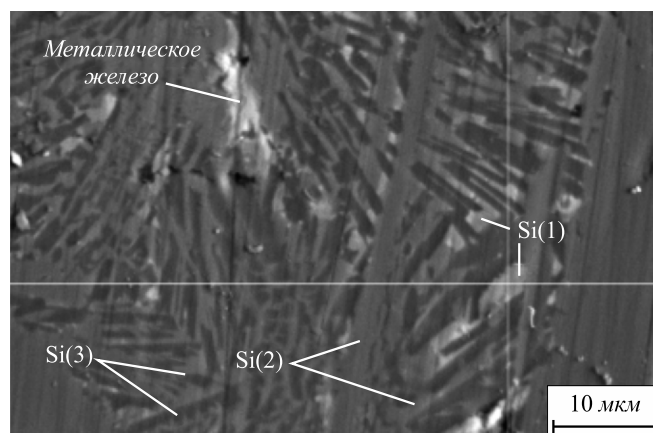


Рис. 2. Микрофотография поверхности шлифа шлака после восстановления: температура восстановления 1100 °С; время выдержки 4 ч

Fig. 2. Photomicrogram of polished section of the slag after reduction: the reduction temperature – 1100 °С; dwell time – 4 h

размером 60 – 100 мкм распределены от самой поверхности образца до газовой полости в его середине (рис. 3). В нижней части продукта большая часть металлического железа сконцентрирована у границы в виде цепочек из включений размером ~60 мкм.

Шлак после восстановления (рис. 4) представляет собой своеобразную эвтектическую смесь, средний состав которой по данным микрорентгеноспектрального анализа приведен в таблице.

Согласно фазовой диаграмме $Al_2O_3 - CaO - SiO_2$, шлаковая масса после восстановления близка по своему составу к тройной эвтектике, образованной фазами SiO_2 , $CaO \cdot SiO_2$ и $CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$. Температура плавления эвтектики (~1170 °C) совпадает с температурой начала плавления шлака (1165 °C), установленной с помощью дериватографического исследования немагнитной фракции восстановленного образца.

Магнитная сепарация продукта восстановления в поле 120 – 130 мТл позволила выделить в магнитную фракцию ~45 % общей массы образца. Количество железа, перешедшего в металл, составило 74 %. Результаты химического анализа магнитной и немагнитной фракций приведены в таблице. Среднее содержание железа в немагнитной фракции после восстановления при 1200 °C значительно ниже, чем в опытах, проведенных при 1100 °C, т. е. степень восстановления железа из шлака при более высокой температуре гораздо выше, чем при более низкой. Таким образом, предположение о повышении температуры начала восстановления железа с понижением его концентрации в шлаке не лишено оснований.

Выводы. Проведено восстановление отвального гранулированного шлака сульфидной шахтной плавки Карабашского медеплавильного комбината продуктами газификации углерода при температурах 1100 и 1200 °C.

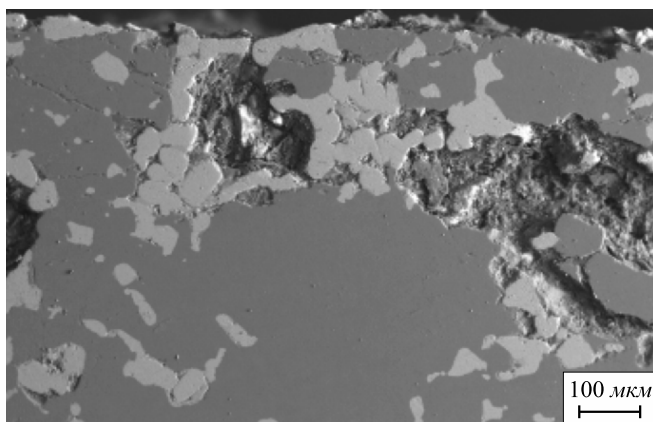


Рис. 3. Микрофотография поверхности шлифа у верхней границы восстановленного образца: время выдержки 4 ч при температуре восстановления 1100 °C плюс 0,5 ч при температуре восстановления 1200 °C; светлая фаза – металлическое железо

Fig. 3. Photomicrogram of polished section at the upper boundary of reduced sample: dwell time – 4 h at the reduction temperature of 1100 °C plus 0,5 h at the reduction temperature of 1200 °C; light phase – metallic iron

Установлено, что при температуре 1100 °C в течение 4 ч восстановления в шлаке образуются три силикатные фазы с атомным соотношением Fe/Si: ~1,2 ~0,4 и ~0,14. Наличие фазы с Fe/Si ~1 свидетельствует о том, что процесс не был завершен. Остаточное содержание железа в шлаке составляло ~15 %.

Показано, что степень восстановления железа зависит от температуры восстановления шлака. Наиболее эффективно восстанавливать шлак при температуре 1100 °C с последующим повышением температуры до 1200 °C. Степень извлечения железа в металл в этом случае составляет 74 %, а остаточное содержание железа в шлаке не превышает 10 %.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Gorai Bipra, Jana R.K., Premchand. Characteristics and utilization of copper slag – a review // *Resources and Recycling*. 2003. Vol. 39. P. 299 – 313.
2. Шадрюнова И.В., Волкова Н.А., Мاستрюгин С.А., Горлова О.Е. Технологические, экономические и экологические аспекты переработки техногенного сырья горно-металлургических предприятий Урала // *Экология и промышленность России*. 2013. № 8. С. 16 – 21.
3. Кориневская Г.Г., Муфтахов В.А., Котельникова А.Л. и др. Медеплавильные шлаки и вопросы утилизации минеральных отходов // *Минералогия техногенеза*. 2014. № 15. С. 244 – 250.
4. Макаров А.Б., Талалай А.Г. Техногенно-минеральные месторождения и их экологическая роль // *Литосфера*. 2012. № 1. С. 172 – 176.
5. Свиридова Т.В., Мурзина Е.А. К вопросу образования и обращения промышленных отходов на территории Челябинской области // *Теория и технология металлургического производства*. 2014. № 2(15). С. 109 – 112.
6. Капустин Ф.Л., Афанасьева М.А. Использование медеплавильного шлака в производстве цемента общестроительного назначения // *Вестник ЮУрГУ. Серия «Строительство и архитектура»*. 2013. Т. 13. № 2. С. 51 – 55.
7. Mohammad M. Ali, Satish K. Agarwal, Ashwani Pahuja. Potentials of copper slag utilization in the manufacture of ordinary Portland

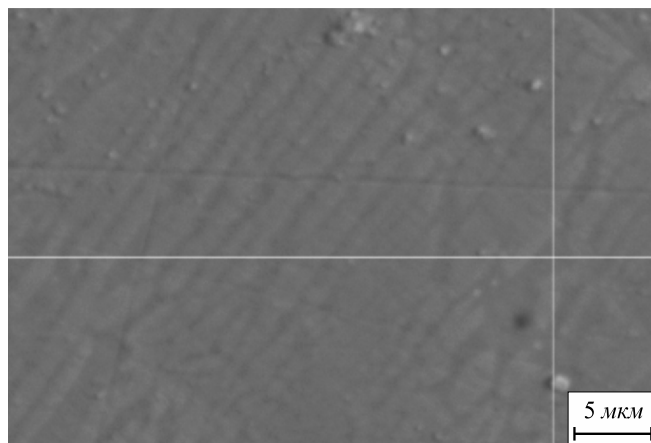


Рис. 4. Микрофотография поверхности шлифа шлака после восстановления: время выдержки 4 ч при температуре восстановления 1100 °C плюс 0,5 ч при температуре восстановления 1200 °C

Fig. 4. Photomicrogram of polished section of the slag after reduction: dwell time – 4 h at the reduction temperature of 1100 °C plus 0,5 h at the reduction temperature of 1200 °C

- cement // *Advances in Cement Research*. 2013. Vol. 25. Issue 4. P. 208 – 216.
8. Сабанова М. Н., Орехова Н. Н., Горбатова Е. А. Технологическая минералогия медных шлаков // *Минералогия техногенеза*. 2015. № 16. С. 107 – 114.
 9. Huiting Shen, Forssberg E. An overview of recovery of metals from slags // *Waste Management*. 2003. Vol. 23. P. 933 – 949.
 10. Быховский Л.З., Спорыхина Л.В. Техногенные отходы как резерв пополнения минерально-сырьевой базы: состояние и проблемы освоения // *Минеральные ресурсы России. Экономика и управление*. 2011. № 4. С. 15 – 20.
 11. Купряков Ю. П. Шлаки медеплавильного производства и их переработка. – М.: Металлургия, 1987. – 201 с.
 12. Санакулов К.С., Хасанов А.С. Переработка шлаков медного производства. – Ташкент: Фан. 2007. – 255 с.
 13. Zhang Yang, Man Rui-lin, Ni Wang-dong, Wang Hui. Selective leaching of base metals from copper smelter slag // *Hydrometallurgy*. 2010. Vol. 103. Issue 1 – 4. P. 25 – 29.
 14. Banza A.N., Gock E., Kongolo K. Base metals recovery from copper smelter slag by oxidizing leaching and solvent extraction // *Hydrometallurgy*. 2002. Vol. 67. Issue 1–3. P. 63 – 69.
 15. Carranza F., Iglesias N., Mazuelos A. etc. Ferric leaching of copper slag flotation tailings // *Minerals Engineering*. 2009. Vol. 22. Issue 1. P. 107 – 110.
 16. Arslan C., Arslan F. Recovery of copper, cobalt, and zinc from copper smelter and converter slags // *Hydrometallurgy*. 2002. Vol. 67. Issue 1–3. P. 1 – 7.
 17. Потапов К.О., Рощин В.Е. Селективное восстановление и пирометаллургическое извлечение железа из шламов медеплавильного производства // *Вестник ЮУрГУ. Серия «Металлургия»*. 2014. Т. 14. № 3. С. 25 – 29.
 18. Hongyang Cao, Jimin Wang, Li Zhang, Zhitong Sui. Study on green enrichment and separation of copper and iron components from copper converter slag : The 7th International Conference on Waste Management and Technology (ICWMT7) // *Procedia Environmental Sciences*. 2012. Vol. 16. P. 740 – 748.
 19. Zhu D., Chen D., Pan J., Zheng G. Chlorination Behaviors of Zinc Phases by Calcium Chloride in High Temperature Oxidizing-chloridizing Roasting // *ISIJ International*. 2011. Vol. 51. No. 11. P. 1773 – 1777.
 20. Гудим Ю.А., Голубев А.А. Эффективные способы утилизации отходов металлургического производства Урала // *Экология и промышленность России*. 2008. № 12. С. 4 – 8.
 21. Дигонский С.В. Теоретические основы и технология восстановительной плавки металлов из неокискованного сырья. – СПб: Наука, 2007. – 322 с.
 22. Лыкасов А.А., Рысс Г.М., Власова И.С. Фазовые превращения при восстановлении шлака сульфидной медной плавки продуктами газификации углеродистых восстановителей при температуре 1320 К // *Вестник ЮУрГУ. Серия «Металлургия»*. 2013. Т. 13. № 1. С. 24 – 28.
 23. Лыкасов А.А., Рысс Г.М., Бородин И.С. Восстановление железа из шлака сульфидной плавки продуктами газификации углерода // *Изв. вуз. Черная металлургия*. 2014. № 1. С. 30 – 33.
 24. Slag Atlas. 2nd Edition. Edited by Verein Deutscher Eisenhüttenleute (VDEh). – Düsseldorf : Verlag Stahleisen GmbH, 1995. – 616 p.

Поступила 25 февраля 2015 г.

IZVESTIYA VUZOV. CHERNAYA METALLURGIYA = IZVESTIYA. FERROUS METALLURGY. 2016. Vol. 59. No. 9, pp. 597–602.

RECOVERY OF IRON FROM WASTE SLAG OF COPPER INDUSTRY

A.A. Lykasov, G.M. Ryss, D.G. Sharafutdinov, A.Yu. Pogodin

South Ural State University, Chelyabinsk, Russia

Abstract. The authors discuss the investigation results of phase transformations in the slag of sulphuric cupreous melting during its reduction by the products of gasification of carbon at the temperatures 1100 and 1200 °C. It was experimentally found, that in belllike equipment at the temperature 1100 °C the most part of iron from dump slag of sulphuric melting of the cupreous concentrates may be reduced to metallic state by the products of carbon gasification. Subsequent rise of temperature up to 1200 °C enables to increase iron recovery. During the indirect reduction of the slag at the temperature above temperature of its melting, metallic iron concentrates mostly at the external surface of product of reduction, producing large inclusions, which may be easy extracted by magnetic separation. It's mostly rational to reduce multilayer blend, consisting from slag layers with the thickness less than 5 mm and separating them layers of grinded coal.

Keywords: slag of sulphuric cupreous melting, fayalite, conditions of iron reduction process, phase transformations, recovery of iron from slag, reduction by the products of carbon gasification, temperature effect, magnetic separation.

DOI: 10.17073/0368-0797-2016-9-597-602

REFERENCES

1. Gorai Bipra, Jana R.K., Premchand. Characteristics and utilization of copper slag – a review. *Resources and Recycling*. 2003, vol. 39, pp. 299–313.
2. Shadrinova I.V., Volkova N.A., Mastryugin S.A., Gorlova O.E. Technological, economic and ecological aspects of processing of technogenic raw material of mining and metallurgical works of the Urals. *Ekologiya i promyshlennost' Rossii*. 2013, no. 8, pp. 16–21. (In Russ.).
3. Korinevskaya G.G., Muftakhov V.A., Kotelnikova A.L., Khalezov B.D., Reutov D.S. Copper slags and questions of utilisation of mineral wastes. *Mineralogiya tekhnogeneza*. 2014, no. 15, pp. 244–250. (In Russ.).
4. Makarov A.B., Talalai A.G. Technogenic mineral deposits and their ecological role. *Litosfera*. 2012, no. 1, pp. 172–176. (In Russ.).
5. Sviridova T.V., Murzina E.A. To the issue of production and treatment of industrial waste on the territory of the Cheliabinsk region. *Teoriya i tekhnologiya metallurgicheskogo proizvodstva*. 2014, no. 2(15), pp. 109–112. (In Russ.).
6. Kapustin F.L., Afanas'eva M.A. The use of copper slag in the production of cements of general building purpose. *Vestnik YuUrGU. Seriya "Stroitel'stvo i arkhitektura"*. 2013, vol. 13, no. 2, pp. 51–55. (In Russ.).
7. Mohammad M.Ali, Satish K. Agarwal, Ashwani Pahuja. Potentials of copper slag utilization in the manufacture of ordinary Portland cement. *Advances in Cement Research*. 2013, vol. 25, Issue 4, pp. 208–216.
8. Sabanova M. N., Orekhova N. N., Gorbatova E. A. Technological mineralogy of copper slags. *Mineralogiya tekhnogeneza*. 2015, no. 16, pp. 107–114. (In Russ.).
9. Huiting Shen, Forssberg E. An overview of recovery of metals from slags. *Waste Management*. 2003, vol. 23, pp. 933–949.
10. Bykhovskii L.Z., Sporykhina L.V. Industrial waste as a reserve to replenish mineral resources: status and development problems. *Mineral'nye resursy Rossii. Ekonomika i upravlenie*. 2011, no. 4, pp. 15–20. (In Russ.).
11. Kupryakov Yu. P. *Shlaki medeplyavil'nogo proizvodstva i ikh pererabotka* [Slags of copper industry and their processing]. Moscow: Metallurgiya, 1987, 201 p. (In Russ.).

12. Sanakulov K.S., Khasanov A.S. *Pererabotka shlakov mednogo proizvodstva* [Processing of slags of copper production]. Tashkent: Fan, 2007, 255 p. (In Russ.).
13. Zhang Yang, Man Rui-lin, Ni Wang-dong, Wang Hui. Selective leaching of base metals from copper smelter slag. *Hydrometallurgy*. 2010, vol. 103, Issue 1–4, pp. 25–29.
14. Banza A.N., Gock E., Kongolo K. Base metals recovery from copper smelter slag by oxidizing leaching and solvent extraction. *Hydrometallurgy*. 2002, vol. 67, Issue 1–3, pp. 63–69.
15. Carranza F., Iglesias N., Mazuelos A., etc. Ferric leaching of copper slag flotation tailings. *Minerals Engineering*. 2009, vol. 22, Issue 1, pp. 107–110.
16. Arslan C., Arslan F. Recovery of copper, cobalt, and zinc from copper smelter and converter slags. *Hydrometallurgy*. 2002, vol. 67, Issue 1–3, pp. 1–7.
17. Potapov K.O., Roshchin V.E. Selective reduction and pyrometallurgical extraction of iron from copper production sludge. *Vestnik YuUrGU. Seriya "Metallurgiya"*. 2014, vol. 14, no. 3, pp. 25–29. (In Russ.).
18. Hongyang Cao, Jimin Wang, Li Zhang, Zhitong Sui. Study on green enrichment and separation of copper and iron components from copper converter slag: The 7th International Conference on Waste Management and Technology (ICWMT7). *Procedia Environmental Sciences*. 2012, vol. 16, pp. 740–748.
19. Zhu D., Chen D., Pan J., Zheng G. Chlorination Behaviors of Zinc Phases by Calcium Chloride in High Temperature Oxidizing-chloridizing Roasting. *ISIJ International*. 2011, vol. 51, no. 11, pp. 1773–1777.
20. Gudim Yu.A., Golubev A.A. Effective methods of utilization of waste products of the metallurgical industry of the Urals. *Ekologiya i promyshlennost' Rossii*. 2008, no. 12, pp. 4–8. (In Russ.).
21. Digonskii, S.V. *Teoreticheskie osnovy i tekhnologiya vosstanovitel'noi plavki metallov iz neokuskovannogo syr'ya* [Theoretical bases and technology of smelting reduction of metals from nonagglomerated raw materials]. St. Petersburg: Nauka, 2007, 322 p. (In Russ.).
22. Lykasov A.A., Ryss G.M., Vlasova I.S. Phase transformations during reduction of the slag of sulphuric cupreous melting by the products of gasification of carbonic reducing agents at the temperature 1320 K. *Vestnik YuUrGU. Seriya "Metallurgiya"*. 2013, vol. 13, no. 1, pp. 24–28. (In Russ.).
23. Lykasov A. A., Ryss G.M., Borodin I.S. Iron reduction from slag of sulphuric melting by the products of carbon gasification. *Izvestiya VUZov. Chernaya metallurgiya = Izvestiya. Ferrous Metallurgy*. 2014, no. 1, pp. 30–33. (In Russ.).
24. *Slag Atlas*. 2nd ed. Edited by Verein Deutscher Eisenhüttenleute (VDEh). Düsseldorf: Verlag Stahleisen, 1995, 616 p.

Information about the authors:

A.A. Lykasov, Dr. Sci. (Chem.), Professor of the Chair "Physical Chemistry" (lykasovaa@susu.ac.ru)

G.M. Ryss, Cand. Sci. (Chem.), Assist. Professor of the Chair "Physical Chemistry" (ryssgm@susu.ac.ru)

D.G. Sharafutdinov, Student

A.Yu. Pogodin, Student

Received February 25, 2015