

УДК 669.432.669.046.42

ИССЛЕДОВАНИЕ ПОВЕДЕНИЯ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ, ЖЕЛЕЗА И МЫШЬЯКА ПРИ ВОССТАНОВИТЕЛЬНОМ ОБЕДНЕНИИ БОГАТЫХ ПО МЕДИ ШЛАКОВ

Досмухамедов Н.К., Жолдасбай Е.Е., Нурлан Г.Б., Сейткулова Ж.Б.

Казахский национальный исследовательский технический университет им. К.И. Сатпаева, Алматы, e-mail: nurdos@bk.ru

При плавке на штейн с повышенным содержанием меди появляется ряд сложных и трудноразрешимых задач, требующих решения. Одной из основных задач является организация переработки большого выхода богатых по меди шлаков, содержащих сопутствующие меди металлы-примеси – свинец, цинк, мышьяк. В настоящей работе на основании сравнительного анализа известных способов обеднения шлаков, широко используемых на практике, обоснован выбор способа обеднения богатых по меди шлаков и проведена оценка возможности восстановительного обеднения богатых по меди окисленных шлаков с изучением поведения меди и металлов-примесей (свинец, цинк, мышьяк) между продуктами обеднения. Проведен термодинамический анализ реакций восстановления оксидов цветных металлов, железа и мышьяка углем и монооксидом углерода в интервале температур 1273...1573К. Рассчитаны значения свободной энергии Гиббса и константы скорости реакций взаимодействия указанных реакций в зависимости от температуры. Показано, что при восстановлении окисленного шлака богатого по меди углем достигается селективное разделение металлов по получаемым после обеднения продуктам: меди – в металлический сплав; свинца и цинка в возгоны и мышьяка – в возгоны и частично в сплав.

Ключевые слова: окисленный шлак, восстановление, уголь, медь, примеси, сплав, возгоны

STUDY OF BEHAVIOR NON-FERROUS METALS, IRON AND ARSENIC BY THE RECOVERY OF DEPLETED RICH COPPER SLAG

Dosmukhamedov N.K., Zholdasbay E.E., Nurlan G.B., Seytkulova Z.B.

Kazakh National Research Technical University after of K.I. Satpayev, Almaty, e-mail: nurdos@bk.ru

Smelting of matte with a high copper content appears a number of complex and intractable problems that require solutions. One of the main tasks is to organize the processing of a large output of copper-rich slag containing copper metal-related contaminants – lead, zinc, arsenic. In this paper, based on a comparative analysis of known methods of slag depletion, is widely used in practice, justified the choice of the method of depletion of the rich copper slag and assess the possibility of a reducing depletion of the rich copper oxidized slag with the study of the behavior of copper and metal impurities (lead, zinc, arsenic) between the products of depletion. A thermodynamic analysis of the reactions of reduction of the oxides of non-ferrous metals, iron and arsenic and carbon monoxide in a temperature range of 1273 ... 1573 K. The value of the Gibbs free energy and rate constants of the reactions of these reactions depends on the temperature. It was shown that the reduction of oxidized copper-rich slag coal achieved by selective separation of metals is obtained after depletion of products: copper – in metal alloy; lead and zinc fumes and arsenic – in sublimates and partly in the alloy.

Keywords: oxidized slag recovery, coal, copper, impurities, alloy fumes

Основным преимуществом автогенных процессов, широко используемых в медном производстве, является возможность регулирования составом штейна в широком диапазоне, вплоть до возможности получения черновой меди в плавильном агрегате [3,6]. Плавка на штейн с высоким содержанием меди привлекательно с точки зрения уменьшения нагрузки на затратный конвертерный передел (периодичность процесса; непостоянство потока серосодержащих газов для производства серной кислоты; высокая степень разубоживания серосодержащих газов за счет подсосов; значительные колебания температуры, ведущее к сокращению срока службы конвертеров; значительные выбросы серосодержащих газов и пыли). Однако на практике при плавке на штейн с повышенным содержанием меди появляется ряд сложных и трудноразрешимых задач, требующих решения. Одной из ос-

новных задач является организация переработки большого выхода богатых по меди шлаков, содержащих сопутствующие меди металлы-примеси – свинец, цинк, мышьяк. Опыт работы зарубежных предприятий, использующих автогенные процессы для плавки медных концентратов, показывает, что экономически оправданной схемой переработки первичного сульфидного сырья является плавка на богатые штейны с содержанием 60-65% меди, с включением в технологическую схему дополнительного передела – обеднения шлаков, получаемых при плавке [3].

Для разработки технологических решений по организации процесса обеднения шлаков, требуется его всестороннее исследование и анализ с учетом конкретных задач и условий. При этом вопросы изучения поведения свинца, цинка и мышьяка, как частых спутников меди в сульфидном сырье и,

как следствие, в шлаках представляются актуальными. Проведен термодинамический анализ и экспериментальные исследования процесса восстановительного обеднения богатых по меди и никелю шлаков на сплав.

Особенности поведения данных примесей в условиях обеднения богатых по меди шлаков оказывают влияние на состав и свойства продуктов обеднения, а также, в конечном итоге, на их распределение в соответствующие фазы, образующиеся на последующих переделах технологической цепочки. Примеси сопутствуют меди на всех стадиях её производства, частично переходя в основной продукт на каждой стадии, в том числе, и в товарную медь, на стадии электролитического рафинирования. Наличие свинца, цинка и мышьяка значительно ухудшают свойства меди. Примесь свинца в меди является причиной краснотомкости: даже доли процента свинца в меди, вследствие образования легкоплавкой эвтектики, резко снижают её пластичность при повышенных температурах. Примесь мышьяка в меди снижает её электропроводность.

В настоящей работе обоснован выбор способа обеднения богатых по меди шлаков, проведена оценка возможности восстановительного обеднения богатых по меди окисленных шлаков с изучением поведения меди и металлов-примесей (свинец, цинк, мышьяк) между продуктами обеднения и предложены рекомендации по осуществлению обеднения шлаков твердым восстановителем (углем).

Решение поставленных в работе задач проведено на основании сравнительного анализа известных способов обеднения шлаков, широко используемых на практике.

Анализ способов обеднения шлаков. Вопросам эффективного извлечения меди из плавильных шлаков уделено значительное количество исследований, разработано и внедрено на практике множество вариантов обеднения медеплавильных шлаков, различающихся способом организации, различным аппаратным оформлением и процессами, положенными в основу каждого способа. На практике широко внедрены способы естественного обеднения шлаков в отдельных агрегатах (электропечах), флотационное обеднение, различные комбинированные варианты восстановительного и восстановительно-сульфидирующего обеднения (сульфидирующее обеднение в сочетании с восстановительными условиями).

В работе [1] показано, что для эффективного обеднения шлаков, необходимо обеспечить следующие условия: интенсивное восстановление компонентов шлакового или рудного расплава; эффективная

коалесценция мелкодисперсных включений шлакового расплава, содержащих ценные металлы и возможность удаления за время пребывания в агрегате из шлакового расплава восстановленных частиц в другую фазу, например, штейн. Авторами отмечено, что эффективного обеднения шлаковых расплавов можно достичь лишь при обеспечении выполнения всех отмеченных условий в совокупности.

В технической литературе известно значительное количество исследований, где подробно рассмотрены вопросы распределения меди между шлаком и металлическим сплавом в зависимости от различных условий газовой фазы – в области слабо восстановительных, окислительных или сильно окислительных условий ($P_{O_2} \geq 10^{-10}$ атм). Аналогичных экспериментальных исследований, проведенных в глубоко восстановительных условиях ($P_{O_2} < 10^{-10}$ атм) в литературе встречается значительно реже и зачастую в такой форме, что их сложно использовать для детального анализа условий обеднения шлаков.

При выборе рациональной технологии обеднения шлаков, важно иметь ясное представление о природе потерь извлекаемого металла и механизме его извлечения в целевой продукт обеднения. Так, потери меди со шлаком традиционно разделяют на механические (в виде взвеси мелких капелек штейна) и растворённые. Растворённые потери, в свою очередь, имеют оксидную и сульфидную составляющие. По мере обогащения штейна по меди сульфидная растворимость увеличивается, достигая максимума при содержании меди в штейне около 35–55% [7]. При дальнейшем увеличении содержания меди в штейне сульфидная растворимость снижается и достигает нуля при содержании меди в штейне около 80%. Оксидная растворимость меди монотонно возрастает. Заметный рост оксидных потерь меди со шлаком наблюдается при содержании меди в штейне более 65–70%.

Несмотря на имеющийся обширный теоретический и практический материал в технической литературе, поиск эффективных схем переработки медеплавильных шлаков до настоящего времени представляет большой интерес. Причем, учитывая преобладающую роль растворенных потерь меди в шлаках в виде ее оксида можно утверждать, что из всех известных способов обеднения шлаков наиболее эффективными представляются восстановительные способы.

Результаты экспериментальных исследований работы [5], посвященных изучению процесса глубокого обеднения железосиликатных шлаков по меди с использованием

твердых восстановителей показывают, что достичь высокой степени восстановления меди, при незначительном переходе железа в донный сплав, затруднено. Для достижения поставленной цели авторами предложено проводить процесс обеднения шлаков в две стадии: вначале проводить частичное восстановление шлака с получением медного сплава и далее последующую обработку шлака вести небольшим количеством пирита с получением бедного штейна. Однако, дальнейшая переработка полученных штейнов представляет определенные трудности, что делает предложенную схему переработки богатых по меди шлаков не эффективной.

При восстановительном обеднении шлака в одну стадию можно получать железо-медный сплав (медистый чугун), который в дальнейшем можно использовать в качестве износостойкого материала для производства дробящих тел: шаров, стержней, бронеплит шаровых мельниц, импеллеров и статоров флотационных машин. Однако, как показали экспериментальные исследования [5], для глубокого обеднения шлаков по меди до минимального остаточного содержания меди в шлаке (0,06-0,07%), необходимо восстановить из него 40-50% железа. При такой степени восстановления железа, в получаемом шлаке не всегда обеспечивается соотношение железа и меди требуемое для получения кондиционной по меди стали при последующей переработке шлака на сталь. Несмотря на полученные положительные результаты к недостаткам работы можно отнести не достаточное изучение поведения примесей (свинца, цинка, мышьяка) при восстановительном обеднении шлаков твердыми восстановителями.

Представляет интерес, разработанный в Канаде способ переработки медеплавильных шлаков с последовательным восстановлением всех металлов Strategic Udi process [4]. Комплексная технология состоит из нескольких электропечей. В первой печи ведется восстановительная плавка шлака с добавкой кокса, извести и пирита с целью глубокого обеднения шлака по меди и отгонки цинка в пыль. В результате обеднения получают бедный штейн с содержанием до 5% меди, 11-15% железа и железистый шлак, который направляется во вторую электропечь и перерабатывается на чугун (1-1,25% C, 0,12% P, 0,3% S) с получением силикатно-кальциевого шлака. Процесс ведут с добавкой извести и кокса. Чугун из второй печи в жидком виде направляется в третью электропечь, где подвергается дальнейшей переработке на сталь. Силикатно-кальциевый шлак направляется на производство строительных материалов.

В процессе такой переработки из 5,5 т отвального шлака (0,5% Cu, 2% Zn, 33% Fe) при расходе 4,7 т известняка, 0,44 т пирита и 0,6 т угля получали 2 т стали, 0,15 т оксида цинка, 0,15 т серы, 0,025 т меди и 5 т отвального силикатно-кальциевого шлака.

Достоинством данного способа обеднения шлаков является низкий объем отходящих газов и возможность гибкого регулирования условий восстановления, но экономически оправдан он в местах с невысокой стоимостью электроэнергии. К недостаткам способа обеднения шлаков в электропечи можно отнести отсутствие интенсивного перемешивания расплава и донной фазы, в которую извлекаются ценные компоненты, что снижает скорости выделения ценных компонентов в целевой продукт и замедляет процессы формирования и разделения фаз. Указанные недостатки можно отнести, пожалуй, ко всем известным работам, посвященным глубокому обеднению шлаков по меди твердыми восстановителями. Тем не менее, подобные комплексные схемы сочетают в себе высокую экономическую эффективность и минимальный экологический вред, за счет резкого снижения количества отвальных продуктов. При разработке подобных схем, прежде всего, решаются два важных технологических вопроса: а) обеспечение высокой степени извлечения металлов в товарную продукцию и б) эффективное разделение компонентов шлака в отдельные продукты.

Приведенные примеры свидетельствуют о том, что наиболее подходящим методом для обеднения богатых по цветным металлам шлаков, в которых ценные компоненты находятся в основном в виде растворенных оксидов, являются восстановительные методы. Причем, с учетом имеющихся недостатков перечисленных способов можно утверждать, что с точки зрения эффективности извлечения цветных металлов наиболее перспективными представляются восстановительные способы обеднения шлаков, осуществляемых в условиях интенсивного барботажа расплава с использованием относительно дешевых твердых (например, угля) или газообразных (природный газ, газогенераторный газ и др.) восстановителей. В этом случае в зависимости от режима ведения процесса, основным продуктом обеднения может являться металлический либо сульфидный сплав (штейн), в которых будут концентрироваться извлекаемые из шлаков цветные металлы.

На практике уже существуют различные конструкции аппаратов для барботажного обеднения шлаков, различающиеся способом подачи дутья (верхнее, боковое) и ап-

паратурным оформлением в целом. В частности, разработаны технологии обеднения медеплавильных шлаков в печах Ausmelt, мазутных печах на заводе Нонма в Китае, а также в печах с конструкцией, аналогичной горизонтальному конвертеру – Horno de Limpieza de Escoria (HLE) на заводе El Teniente компании Codelco [8-10].

Общим достоинством барботажных технологий обеднения является их высокая производительность, достигаемая за счет ускорения протекания всех физико-химических процессов при использовании интенсивного перемешивания расплава, а также относительно низкие энергетические затраты.

К недостаткам данных способов можно отнести недолговечность футерованных аппаратов в условиях интенсивного перемешивания шлакового расплава. Кроме того, периодичность используемых в настоящее время процессов (Ausmelt, HLE) создает известные неудобства, особенно в условиях крупномасштабного производства с большим количеством образующихся богатых шлаков.

Таким образом, из проведенного анализа можно заключить, что восстановительное обеднение богатых по меди шлаков можно осуществлять в одну стадию с получением медистого чугуна и деметаллизированной силикатной части, который можно использовать для производства строительных материалов. С данных позиций, наиболее удачными являются кессонированные аппараты непрерывного действия, среди которых наиболее оптимальным, по организации процесса, является печь Ванюкова (ПВ).

В отличие от футерованных металлургических агрегатов, печь Ванюкова, несмотря на имеющееся в ней интенсивное перемешивание шлакового расплава, обладает достаточно надежным сроком эксплуатации. Как показывают результаты промышленной эксплуатации ПВ, срок ее службы без капитального ремонта превышает 2 года. Данное преимущество создает предпосылки использования ПВ для создания эффективно-го процесса барботажного восстановительного обеднения шлаков.

Принципы, заложенные в процессе Ванюкова, обеспечивают возможность гибкого регулирования не только составом получаемых продуктов при обеднении, но и выбрать оптимальную конструкцию печи, обеспечивающей проведение в одном агрегате вначале окисление шлака, а затем – восстановление окисленного шлака твердым восстановителем. При этом, после обеднения шлака по цветным металлам, возможно более глубокое восстановление из него и железа, с получением чугуна и силикатного остатка от шлака. Вполне очевидно, что

для организации и создания технологии обеднения богатых по меди шлаков необходимо изучение поведения меди и распределения металлов-примесей между продуктами, получаемыми при обеднении шлаков.

Материалы и методы исследования

Оценка вероятного направления реакций, протекающих между компонентами шлака и углеродсодержащими восстановителями, проводилась по изменению термодинамических величин системы. Термодинамический анализ проводили с учетом зависимости изобарно-изотермических потенциалов (свободная энергия Гиббса) реакций от температуры. Изменение свободной энергии Гиббса (ΔG_o^T) рассчитывали по следующей формуле:

$$\Delta G_T^\circ = \Delta H_T^\circ - \Delta S_T^\circ T, \quad (1)$$

где ΔH_T° , ΔS_T° – стандартные значения энтальпии и энтропии системы соответственно; T – абсолютная температура, К.

Изменение константы равновесия реакции (K_p) в зависимости от температуры определяли по формуле

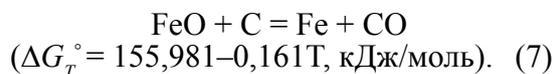
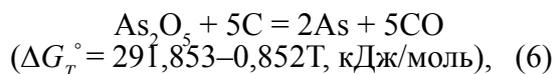
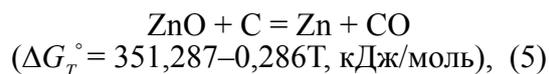
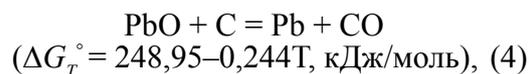
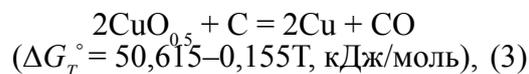
$$\Delta G_T^\circ = -RT \ln K_p = -19,155T \lg K_p, \quad (2)$$

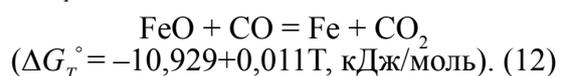
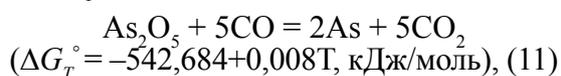
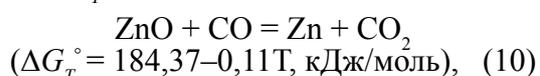
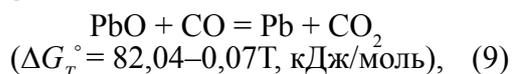
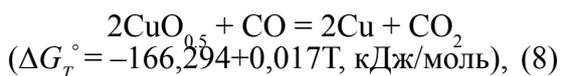
где R – универсальная газовая постоянная ($R = 8,31696 \cdot 10^{-3}$ кДж/град·моль).

Результаты исследования и их обсуждение

Учитывая, что в исходном окисленном шлаке цветные металлы и мышьяк представлены в виде своих оксидов, то, следовательно, реакции взаимодействия с углем и продуктами его горения будут протекать с оксидами указанных металлов. Термодинамическая вероятность протекания той или иной реакции может быть оценена исходя из изменений термодинамических величин.

Механизм восстановления оксидов цветных металлов и мышьяка углеродом и продуктами его горения в зависимости от температуры можно представить системой протекания следующих реакций:





Результаты расчетов значений свободной энергии Гиббса и логарифма константы равновесия реакций (3) – (12) в температурном интервале 1273...1573 К приведены в табл. 1 и 2.

Из результатов, приведенных в табл. 1 и 2, видно, что вероятность протекания рассматриваемых реакций достаточно высока, кроме реакции (10), (12). Положительные значения свободной энергии Гиббса во всем интервале температур 1273...1573 К, указывают о затруднении протекания указанных реакций.

Таблица 1

Расчетные значения свободной энергии Гиббса (ΔG_T°) реакций (3) – (12) в температурном интервале 1273...1573 К

Реакция	ΔG_T° , кДж/моль			
	Температура, К			
	1273	1373	1473	1573
$\text{CuO}_{0,5} + \text{C} = 2\text{Cu} + \text{CO}$	-146,3	-161,54	-178,22	-192,33
$\text{PbO} + \text{C} = \text{Pb} + \text{CO}$	-61,44	-86,06	-110,45	-134,62
$\text{ZnO} + \text{C} = \text{Zn} + \text{CO}$	-13,17	-41,97	-70,6	-99,08
$\text{As}_2\text{O}_5 + 5\text{C} = 2\text{As} + 5\text{CO}$	-791,79	-877,7	-962,86	-1047,26
$\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}$	-49,38	-65,61	-81,75	-97,79
$\text{CuO}_{0,5} + \text{CO} = 2\text{Cu} + \text{CO}_2$	-94,39	-92,37	-91,85	-88,84
$\text{PbO} + \text{CO} = \text{Pb} + \text{CO}_2$	-9,53	-16,88	-24,08	-31,14
$\text{ZnO} + \text{CO} = \text{Zn} + \text{CO}_2$	38,73	27,2	15,76	4,4
$\text{As}_2\text{O}_5 + 5\text{CO} = 2\text{As} + 5\text{CO}_2$	-532,24	-531,81	-531	-529,83
$\text{FeO} + \text{CO} = \text{Fe} + \text{CO}_2$	2,52	3,56	4,62	5,69

Таблица 2

Изменение константы равновесия реакций (3) – (12) в зависимости от температуры

Реакция	$\lg K_p$			
	Температура, К			
	1273	1373	1473	1573
$\text{CuO}_{0,5} + \text{C} = 2\text{Cu} + \text{CO}$	6,0	6,1	6,3	6,4
$\text{PbO} + \text{C} = \text{Pb} + \text{CO}$	3,0	3,3	3,9	4,5
$\text{ZnO} + \text{C} = \text{Zn} + \text{CO}$	0,5	1,6	2,5	3,3
$\text{As}_2\text{O}_5 + 5\text{C} = 2\text{As} + 5\text{CO}$	32,5	33,4	34,1	34,7
$\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}$	2,0	2,5	2,9	3,2
$\text{CuO}_{0,5} + \text{CO} = 2\text{Cu} + \text{CO}_2$	4,0	3,5	3,3	2,9
$\text{PbO} + \text{CO} = \text{Pb} + \text{CO}_2$	0,4	0,6	0,8	1,0
$\text{ZnO} + \text{CO} = \text{Zn} + \text{CO}_2$	-1,6	-1,0	-0,6	-0,2
$\text{As}_2\text{O}_5 + 5\text{CO} = 2\text{As} + 5\text{CO}_2$	21,8	20,2	18,8	17,6
$\text{FeO} + \text{CO} = \text{Fe} + \text{CO}_2$	-0,1	-0,1	-0,2	-0,2

Высокие значения свободной энергии Гиббса реакций (3), (6), (8) и (11) свидетельствуют о том, что при восстановлении шлаков углем и монооксидом углерода, в первую очередь, следует ожидать восстановления меди и мышьяка из их оксидов с выделением металлической меди и мышьяка. При температурах ведения процесса обеднения (1473 К) металлическая медь начнет выделяться в самостоятельную фазу с дальнейшим образованием донной фазы в нижней части расплава. Причем, значения свободной энергии Гиббса реакций восстановления меди, как углем, так и монооксидом углерода при температуре 1473 К имеют высокие значения ($\Delta G^{\circ}_{1473} = -178,22$ кДж/моль и $\Delta G^{\circ}_{1473} = -91,85$ кДж/моль, соответственно) и растут с увеличением температуры. Металлический мышьяк, образующийся до образования металлической фазы меди, в начале будет возгоняться в газы, а при появлении жидкой фазы меди, согласно диаграмме состояния бинарной системы медь – мышьяк, начнет растворяться и концентрироваться в жидкой меди [2].

Реакции взаимодействия оксидов свинца и цинка углем, обладая высокими значениями свободной энергии Гиббса при температуре ведения процесса обеднения ($\Delta G^{\circ}_{1473} = -110,45$ кДж/моль и $\Delta G^{\circ}_{1473} = -70,6$ кДж/моль, соответственно), также сдвинуты в сторону образования металлического свинца и цинка, которые в условиях ведения процесса обеднения будут возгоняться вместе с газами.

Восстановление железа из его оксида протекает исключительно за счет твердого углерода ($\Delta G^{\circ}_{1473} = -81,75$ кДж/моль). Металлическое железо, образующее по реакции (7), растворяясь в жидкой меди, будет концентрироваться в донной фазе, формируя медно-железистый сплав на основе меди. Восстановление железа из его оксида монооксидом углерода не представляется возможным в силу положительного значения свободной энергии Гиббса.

Полученные результаты показывают принципиальную возможность обеднения богатых по меди шлаков восстановлением твердым восстановителем – углем. При обеднении шлаков можно достичь высокого извлечения меди в донную фазу (металлический сплав) и высокой возгонки свинца и цинка в газы. Незначительный переход мышьяка в донную фазу, ввиду малых его содержаний в исходном шлаке, на свойства получаемого металлического сплава значительного влияния не окажет.

Конечные оптимальные параметры ведения процесса и технологические показатели зависят от расхода восстановителя,

температуры и продолжительности интенсивного перемешивания расплава, которые должны определяться экспериментальным путем, исходя из состава исходного шлака.

Выводы

На основании анализа широко распространенных способов обеднения шлаков показана принципиальная возможность осуществления обеднения богатых по меди шлаков автогенных плавов. Показано, что наиболее благоприятным агрегатом для осуществления данного способа является печь Ванюкова, позволяющая в одном агрегате проводить первоначальное окисление шлака, затем – его восстановление твердым углем.

Установлено, что при восстановлении окисленного шлака богатого по меди углем достигается селективное разделение металлов по получаемым после обеднения продуктам: меди – в металлический сплав; свинца и цинка в возгоны и мышьяка – в возгоны и частично в сплав.

Показано, что в условиях проведения обеднения шлаков восстановленное углем железо будет концентрироваться в донной фазе, образуя медно-железистый сплав на основе меди.

Конечное оптимальное распределение металлов по продуктам обеднения необходимо определять в зависимости от состава исходного шлака, расхода твердого восстановителя, продолжительности времени продувки шлака и температуры.

Список литературы

1. Ванюков А.В., Уткин Н.И. Комплексная переработка медного и никелевого сырья: Учебник для вузов. – Челябинск: Металлургия, 1988.
2. Диаграммы состояния двойных металлических систем / Ред. Н.П. Лякишева. – М.: Машиностроение, 1996-2000.
3. Мечев В.В., Быстров В.П., Тарасов А.В. Автогенные процессы в цветной металлургии. – М.: Металлургия, 1991.
4. Нус Г.С. Обеднительная шлаковая электропечь – технологическое долголетие // Цветные металлы. – 2009. – № 2. – С.59-61.
5. Русаков М.Р. Процессы высокоинтенсивной электроплавки и высокоинтенсивного обеднения шлаков // Новые процессы в металлургии никеля, меди и кобальта. Теория и практика. Труды Института Гипроникель. – М.: Изд. Дом «Руда и металлы», 2000. – С.126-138.
6. Moskalyk R.R., Alfantazi A.M. Review of copper pyrometallurgical practice: today and tomorrow. Minerals Engineering. 2003, V.16, P.893-919.
7. Nagamori M. Metal loss to slag: Part I. Sulfidic and oxidic dissolution of copper in fayalite slag from low grade matte // Metallurgical Transactions. 1974, V.5, P.531-538.
8. Norbert L. Piret. Cleaning copper and Ni/Co slags: The technical, economic, and environmental aspects // JOM. 2000, V. 8, P.18-20.
9. Hughes S. Applying ausmelt technology to recover Cu, Ni, and Co from slags // JOM. 2007, V.52, P.30-33.
10. Demetrio S., Ahumada J., Duran M.A., Mast E. Slag cleaning: The Chilean copper smelter experience // JOM. 2000, V.8, P.20-25.