

және IV-тен V валентті ванадийге дейін тотықтанады, бұл кектердің гидрометаллургиялық өңделуі, яғни іріктеп еріту кезінде ванадийдің мөлшерін едәуір арттырады.

Түйін сөздер: ванадийқұрамды кен, күйдіру, кальцийленген сода, натрий хлориді, жартылай сандық рентгенфазалық және спектрлік талдаулар.

ABSTRACT

The article contains the vanadium-containing ores oxidation of the Balasauskandyk and Kurumsak deposits in Kazakhstan using pyro-metallurgical methods upon availability of alkali metal salts; and the influence of various effects (temperature, the sort and reagents consumption) on the vanadium react degree to a soluble form has been studied. This like reducing-oxidizing roasting upon availability of alkali metal salts may contribute to the vanadium react to a soluble form that will provide for a more complete recovery of vanadium in subsequent stages. Chemical testing of original vanadium-containing ores, semi-quantitative X-ray phase and spectral cinders analysis obtained after vanadium-containing ore roasting are provided. Roasting and vanadium-containing ores oxidation were carried out by different options: 1 – upon availability of calcined soda, 2 - upon availability of sodium chloride, 3 - upon availability of calcined soda and sodium chloride mixture in 700-850 ° C temperature range for 2 hours. As a result, after the complete carbon combustion in the ore SiO₂ quartz content in the cinder reaches from 89 to 96% was found, also hematite Fe₂O₃ from 1 to 5.5%, specular stone (K,Ba)(Al,Fe,Mg,V)₂(AlSi₃O₁₀)(OH)₂ containing vanadium from <1 to 2%. The results of semi-quantitative X-ray phase and spectral analysis has showed vanadium availability in the finish products when roasting products with the addition of a sodium salts mixture at 850 ° C temperature was found. The material balances are calculated because of roasting. After a carbon complete combustion in the vanadium-containing ore, vanadium is oxidized from II, III and IV to V vanadium, which will significantly increase the degree of vanadium leaching during hydrometallurgical cakes processing.

Key words: vanadium-containing ore, roasting, calcined soda, sodium chloride, semi-quantitative X-ray phase and spectral analysis.

Поступила 22. 05. 2018

УДК 669.13.017
МРНТИ 53.37.31
<https://doi.org/10.31643/2018/6445.16>

**Комплексное использование
минерального сырья. № 3. 2018.**

Б. К. КЕНЖАЛИЕВ^{1,2}, С. А. КВЯТКОВСКИЙ^{1,2}, С. М. КОЖАХМЕТОВ¹,
Л. В. СОКОЛОВСКАЯ¹, А. С. СЕМЕНОВА¹*

*Институт металлургии и обогащения, Алматы, Казахстан, * e-mail: kvyatkovskiy55@mail.ru
2Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева,
Алматы, Казахстан*

ОБЕДНЕНИЕ ОТВАЛЬНЫХ ШЛАКОВ БАЛХАШСКОГО МЕДЕПЛАВИЛЬНОГО ЗАВОДА

Received: 31 May 2018 / Peer reviewed: 23 July 2018 / Accepted: 01 August 2018

Резюме. Проведены исследования по определению закономерностей снижения потерь ценных металлов с отвальными шлаками медеплавильного производства в условиях Балхашского медеплавильного завода. Постоянное изменение сырьевой базы, введение в производство медных концентратов низкого качества для переработки на печах Ванюкова ПВ-1 и ПВ-2 Балхашского медеплавильного завода (БМЗ) сопровождается получением отвальных шлаков, содержащих повышенное количество меди, что требует дополнительных технологических операций по их обеднению. Проведение плавки шихты в оптимальных условиях может исключить организацию мероприятий по переработке отвальных шлаков. Пути совершенствования автогенных плавки медных концентратов на БМЗ следующие: оптимизация состава шихты по основным металлам и диоксиду кремния, температурный режим, поддержание теплового баланса с возможностью использования топлива, оптимизация работы электромиксера. Изучение зависимостей между содержанием меди в шихте и шлаках печей ПВ-1 и ПВ-2 БМЗ позволило установить, что количество отвальных шлаков возрастает в 1,5-2 раза при снижении содержания меди в шихте в 2 раза. Уменьшение содержания меди в шихте увеличивает потери меди со шлаком. Зависимости содержания меди в шлаке от содержания магнетита и цинка свидетельствуют о том, что возрастание содержания магнетита в шлаке от 8 до 11 % приводит к увеличению содержания меди в шлаке на 0,4-0,5 %, а повышение содержания цинка от 4 до 6 % – увеличению содержания меди на

0,3-0,5 % в отвальном шлаке. Термические исследования проб шлаков, полученных на печах ПВ-1 и ПВ-2, показали, что температура отвальных шлаков на выходе из электромиксера должна быть не менее 1300 °С. Такая температура не достигается при автогенном режиме плавки. Поэтому для удовлетворительного разделения шлака и штейна необходимо обеспечить перегрев шлака на 70-80 °С, что осуществляется при расходе электроэнергии 80 кВт/ч на тонну шихты и позволяет получить отвальные шлаки оптимального состава.

Ключевые слова: сульфидный медный концентрат, плавка Ванюкова, штейн, отвальный шлак, магнетит, тепловой баланс.

Введение. Основным направлением в развитии металлургии меди в условиях существенного снижения качества рудного сырья, как известно, является усовершенствование автогенных процессов с целью достижения высокой эффективности плавки, значительного сокращения расхода топливно-энергетических ресурсов, повышения степени комплексности использования сырья, а также улучшения экологической обстановки. Значительное отрицательное влияние на автогенную технологию оказывает постоянное изменение состава исходного сырья, обеднение его по ценным составляющим, обогащение по компонентам, усложняющим технологический процесс и ухудшающим технико-экономические показатели [1-6].

Такая ситуация сложилась практически на всех металлургических предприятиях Республики Казахстан, в частности, на БМЗ. В последнее время состав перерабатываемых концентратов на БМЗ (балхашский, бозымчакский, жезкентский, МХК, белоусовский, нурказганский, КОФ, ЖОФ), отличается повышенным содержанием в них цинка, свинца, наличием в некоторых концентратах магнетита. Успешная работа печей ПВ-1 и ПВ-2 на Балхаше определяется сбалансированным составом шихты, оптимальными технологическими условиями проведения плавки, составом продуктов плавки, обеспечивающим минимальные потери меди с отвальными шлаками. Использование в шихте концентратов с низким содержанием меди ведет к увеличению объема отвальных шлаков, увеличению с ними потерь меди и, соответственно, снижению извлечения меди в штейн [7-9]. Также при неудовлетворительном составе шихты образуются отвальные шлаки с повышенным содержанием магнетита, что отрицательно влияет на разделение штейна и шлака, повышая потери меди с отвальными шлаками.

Исключительное значение для эффективной работы печей ПВ имеет

температурный режим, поддержание теплового баланса за счет окисления сульфидов железа, контроля влаги и оксида кремния в концентратах. В определенной ситуации для сохранения теплового баланса печи возможно использование дополнительного топлива, например, при сжигании мазута [10-13].

Для компенсации неудовлетворительного теплового баланса в печи ПВ, недостаточной температуры расплава на выходе из печи и дополнительного выделения штейновой фазы из шлакового расплава весьма важным является процесс совершенствования работы электромиксеров шлака на печах ПВ [14-16].

Анализ влияния различных факторов на процесс ПВ показал, что все они имеют решающее значение для эффективного протекания процесса плавки, главными из которых являются показатели по составу отвальных шлаков, определяющие технико-экономические характеристики всей технологии. Очевидно, что решение вопросов обеднения шлаков весьма актуально и требует постоянного совершенствования в связи с изменяющимся составом исходного сырья [17, 18].

Экспериментальная часть и обсуждение результатов. Объект исследования – плавка медных концентратов с получением бедных по меди отвальных шлаков БМЗ. Методы анализа – рентгеноспектральный (РСА), химический (х/а), термический. Аппаратура – печи Ванюкова БМЗ во время проведения промышленных испытаний по совершенствованию технологии с целью обеднения отвальных шлаков и оптимизации процессов разделения штейна и шлака.

Изучение влияния содержания меди и железа в шихте на получение шлаков оптимального состава показали, что содержание меди в шлаке автогенной плавки в основном зависит от его состава и условий разделения штейна и шлака. Потери меди напрямую зависят от объема получаемых отвальных шлаков, а их объем значительно увеличивается при снижении содержания меди в шихте. Это происходит не только за счет увеличения доли

Таблица 1 – Содержание меди и железа в шихте и шлаке печей ПВ

Печь ПВ-1					Печь ПВ-2				
Содержание элементов, мас. %									
шихта			шлак		шихта			шлак	
Cu		Fe	Cu		Cu		Fe	Cu	
х/а	РСА	РСА	х/а	РСА	х/а	РСА	РСА	х/а	РСА
14,21	14,20	26,81	0,91	0,89	14,57	14,30	26,72	0,96	0,92
14,63	13,93	26,70	0,83	0,88	15,11	14,70	26,41	1,03	0,93
15,08	14,40	25,90	0,89	0,86	15,42	14,85	25,70	0,92	0,89
15,68	14,62	26,90	0,93	0,89	15,84	14,19	27,02	0,93	0,88
15,85	14,40	26,70	0,89	0,90	15,87	15,02	25,58	0,88	0,92
16,02	14,00	27,00	0,95	0,87	16,20	16,20	27,40	1,05	1,00
16,28	14,62	28,10	1,00	0,88	16,28	15,09	26,66	0,95	0,89
16,39	15,10	26,90	0,93	0,91	16,63	16,63	26,54	1,04	0,98
16,73	15,40	27,60	0,96	0,91	16,71	14,88	27,6	0,97	0,89
17,10	16,47	27,70	1,26	1,11	17,48	16,00	27,60	1,32	1,32
18,06	16,22	26,24	1,06	1,18	18,10	16,30	26,10	1,08	1,50

шлакообразующих компонентов в бедном сырье, но и за счет увеличения объема кварцевого флюса, необходимого для поддержания заданного состава шлака при постоянном содержании меди в штейне. Очевидно, что использование в шихте концентратов с низким содержанием меди приведет к увеличенным потерям меди со шлаками и, как следствие, к снижению извлечения меди в штейн при плавке (таблица 1). Анализ зависимости влияния содержания меди и железа в шихте печей ПВ-1 и ПВ-2 на содержание их в отвальных шлаках выполнен для некоторых плавов при изменении содержания меди в шихте от 14,21 до 18,06 % для печи ПВ-1 и от 14,57 до 18,10 % для печи ПВ-2.

Для количественной оценки изменения этих потерь были проведены технологические расчеты плавки сырья с различным содержанием меди в шихте (от 4 до 16 %). Были приняты следующие условия плавки: меди в шихте – от 16 % и менее; серы в шихте – 30 %; SiO₂ в шихте – 15 %; SiO₂ во флюсе – 70 %; расход кислорода подбирался для получения штейна с содержанием меди 45 %; количество флюса подбиралось для обеспечения в шлаке ~30 % SiO₂; расход угля – 0,5 т/ч; содержание меди в шлаке – 0,8 % для всех случаев; производительность по шихте (без дополнительного количества флюсов) – 100 т/ч.

При плавке бедных концентратов количество шлаков увеличивается не только за счет шлакообразующих компонентов концентратов, но и за счет значительного увеличения доли кварцевых флюсов в шихте и относительные потери меди становятся еще больше. Например, при проплаве 100 т/ч шихты количество меди в

концентрате будет составлять $M=100 \times C$, где C – содержание меди. При этом потери меди со шлаками оцениваются как $Cu_{\text{шл}} = 0,008 \times G$, где G – количество шлаков (0,008 – доля меди в шлаке). Таким образом, относительные потери меди со шлаками с учетом переработки дополнительного количества флюса будут составлять $Cu_{\text{отн}} = Cu_{\text{шл}}/M \times 100 \%$.

Влияние содержания меди в шихте на необходимый расход кварцевого флюса и относительные потери меди со шлаками представлены на рисунке 1, а, влияние содержания меди в шихте на количество отвального шлака – на рисунке 1, б.

Повышение в шихте доли шлакообразующих, в частности, кварцевого флюса, для поддержания заданного состава шлаков в значительной степени зависит от содержания меди в шихте – чем меньше меди в шихте, тем большее количество кварцевого флюса необходимо вводить в шихту (рисунок 1, а, кривая I). Это связано с необходимостью ошлакования увеличенного количества оксида железа, образующегося при получении штейна с содержанием меди не менее 45 %.

Увеличение количества отвальных шлаков наблюдается при снижении содержания меди в шихте (рисунок 1, б). Соответственно увеличиваются и потери меди со шлаками, даже при удовлетворительном содержании в нем меди (0,7-0,9 %). Кроме того, следует отметить, что при использовании бедного сырья и необходимости получения относительно богатого по меди штейна автоматически растет удельный расход кислорода на тонну шихты.

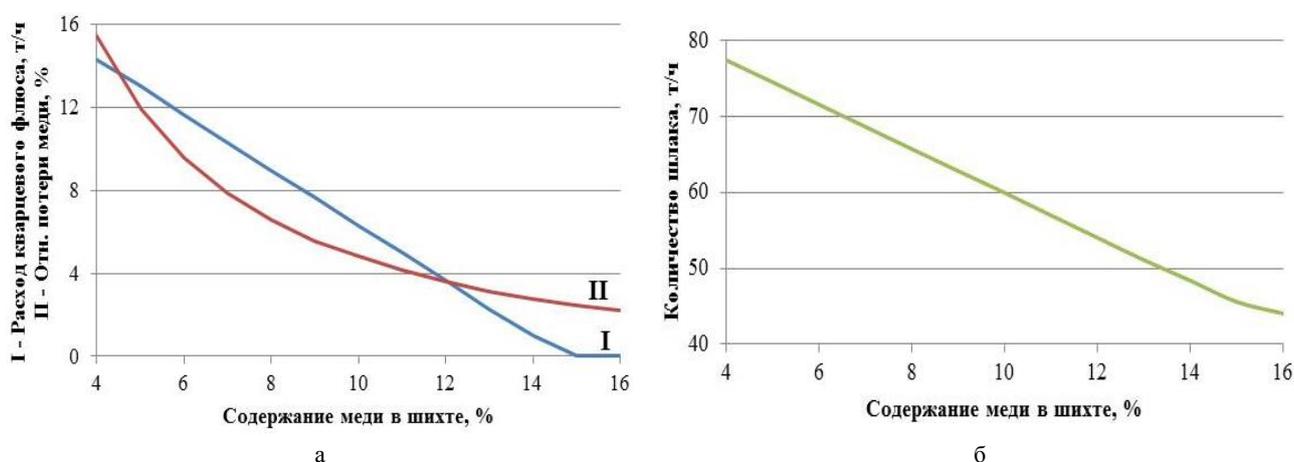


Рисунок 1 – Зависимости расхода кварцевого флюса (а, I), относительных потерь меди (а, II) и количества отвального шлака (б) от содержания меди в шихте

Особое место при исследовании вопросов обеднения шлаков плавки ПВ занимает содержание в нем магнетита. Повышенное содержание магнетита в отвальных шлаках резко ухудшает физико-химические свойства шлаков, условия для разделения шлака и штейна, а также тепловой баланс печи. В связи с увеличением в шихте печей ПВ долей концентратов, полученных из конвертерных и отвальных шлаков, содержащих магнетит, его содержание в шлаках возрастает. Флотационное обогащение конвертерных шлаков не позволяет избавиться от магнетита, содержание которого в концентрате составляет ~12 % и более, что резко ухудшает показатели плавки. Пониженное содержание диоксида кремния в шлаке также способствует образованию дополнительного количества магнетита при интенсивном окислении шихты при автогенной плавке.

Значительное влияние на условия разделения шлака и штейна оказывает содержание цинка в шлаке. Критическим для шлаков считается содержание цинка 5 %, превышение этого показателя приводит к усилению настylieобразования в хвостовой части печей ПВ и шлаковом сифоне, что способствует повышению содержания меди в шлаках. В настоящее время содержание цинка находится на критическом уровне.

Получены зависимости содержания меди в шлаке от содержания в нем цинка и магнетита, которые приведены на рисунках 2, 3. Полученные зависимости свидетельствуют об отрицательном влиянии магнетита и цинка на содержание меди в шлаках. Следует учитывать, что данные зависимости получены по результатам анализа

промышленных шлаков и не учитывают влияние на содержание меди изменения содержания других компонентов шлака, а также температурных условий получения этих шлаков.

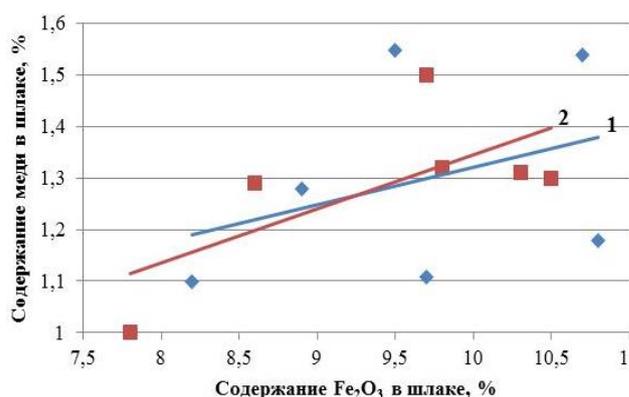


Рисунок 2 – Зависимость содержания меди в шлаках ПВ-1 (1) и ПВ-2 (2) от содержания в них магнетита (по данным РСА)

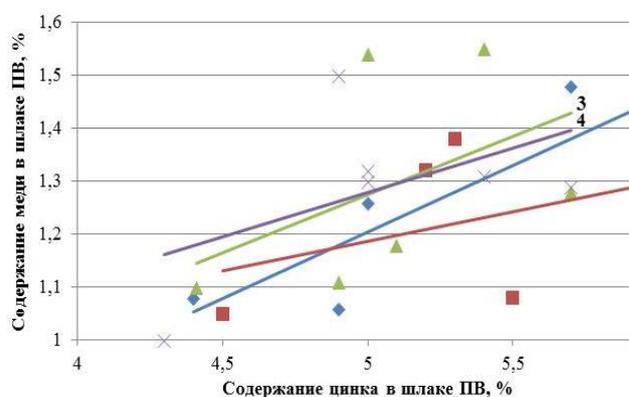


Рисунок 3 – Зависимости содержания меди в шлаках ПВ-1 (1 – по данным х/а, 3 – по данным РСА) и ПВ-2 (2 – по данным х/а; 4 – по данным РСА) от содержания в них цинка

Для графического отображения изменения содержания меди в шлаках ПВ применена линия тренда, представляющая собой геометрическое изображение средних значений анализируемого показателя с линейной аппроксимацией.

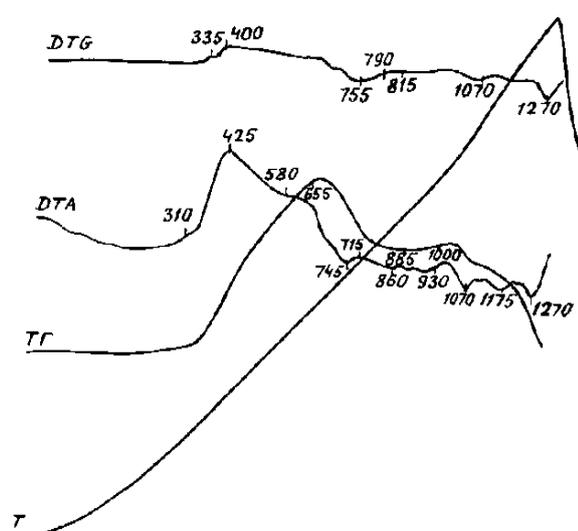
Опыт эксплуатации агрегатов ПВ показал, что даже при обеспечении температуры расплава на выходе из печи в шлаковый сифон 1270-1280 °С, в шлаковом электромиксере происходит дополнительное выделение штейновой фазы из шлакового расплава. При этом дополнительный нагрев шлака в шлаковом миксере способствует более полному разделению шлака со штейном и обеспечивает получение шлаков с содержанием меди не более 1 %.

В ходе эксплуатации ПВ также проводились исследования термических свойств шлаков ПВ. Составы исследуемых шлаков приведены в таблице 2. На рисунках 4, 5 приведены термограммы проб этих шлаков ПВ, полученные на различных приборах.

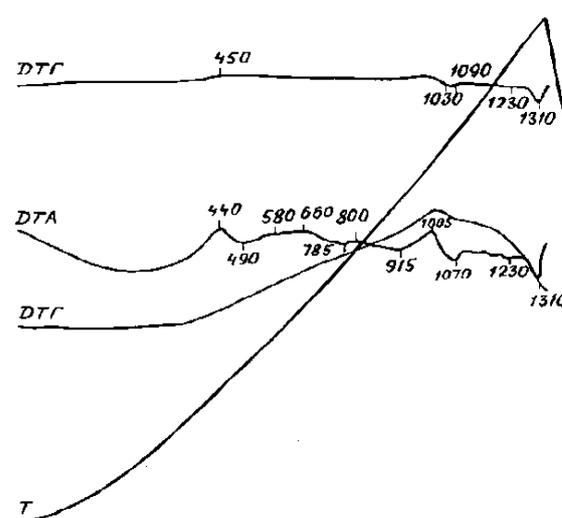
Как видно из таблицы 2 в шлаках содержится от 5,6 до 7,9 % магнетита и от 1,8 до 5,8 % цинка. Шлаки с повышенным содержанием цинка имеют значительно более высокую температуру плавления. Шлаки ПВ, получаемые в настоящее время, плавятся в диапазоне 1100-1300 °С, но гомогенную структуру шлак приобретает только после полного расплавления всех составляющих при температуре 1300 °С. Лабораторные плавки для изучения условий отстаивания шлаков ПВ и опыт работы электромиксеров промышленных печей ПВ показали, что при температурах ниже максимума интервала плавления шлаков (>1300 °С) разделение шлака и штейна происходит медленно и неполно. Только при достижении максимума интервала плавления разделение происходит достаточно полно (до остаточного содержания меди 0,7-0,8 %) и быстро (достаточно выдержки при данной температуре 10-15 мин.).

Таблица 2 – Составы шлаков, для которых были получены термограммы

№ пробы отвального шлака ПВ	Cu	S	Fe _{общ.}	Pb	Zn	Fe ₃ O ₄	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
№1	0,84	0,9	41,4	2,1	1,8	5,6	31,6	4,1	3,53	0,5
№2	0,91	1,2	44,4	3,1	5,8	7,8	29,6	4,3	2,53	0,4
№3	0,88	1,2	43,1	2,7	4,9	7,9	28,3	4,3	2,24	0,4



а – проба шлака № 1 (T_{пл} шлака 1270 °С)



б – проба шлака № 2 (T_{пл} шлака 1310 °С)

Рисунок 4 – Термограммы проб шлаков, выполненные на дериватографе Paulik

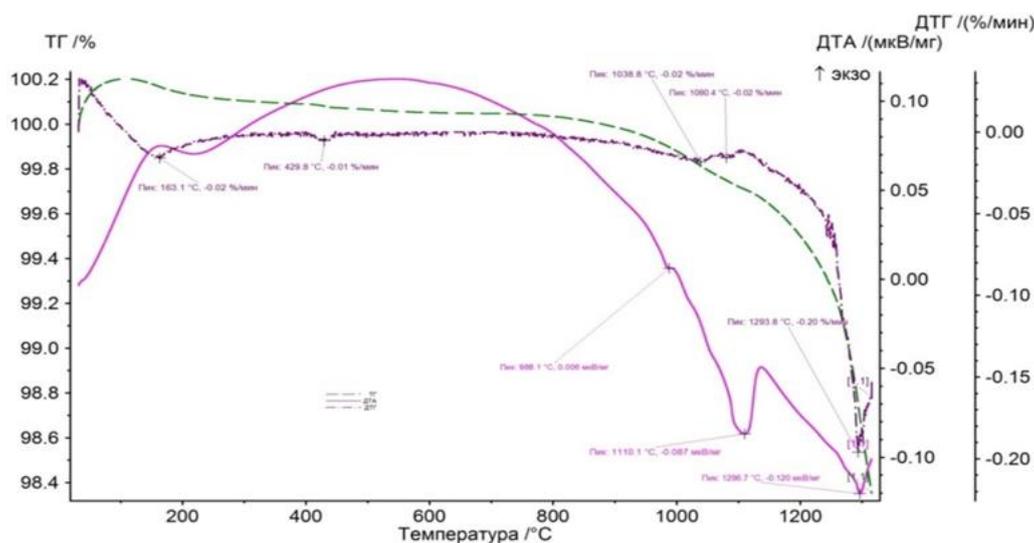


Рисунок 5 – Термограмма пробы шлака № 3 (Тпл шлака 1296 °С), выполненная на термоанализаторе STA 449F3

Значительное влияние на температурные показатели плавки имеет содержание влаги в шихте. Исследования по влиянию содержания влаги в шихте на показатели теплового баланса печи проведены с использованием компьютерной программы технологических расчетов. Для расчетов использованы следующие данные: производительность – 100 т/ч влажной шихты; содержание меди в шихте 16 %, в штейне – 47 %; расход технического кислорода – 19000 нм³/ч, содержание кислорода в дутье – 90 %; содержание влаги в шихте изменялось от 5 до 10 %. При проведении расчетов основные технологические показатели не изменялись. При различной влажности шихты изменялись только составы отходящих газов и показатели теплового баланса печи из-за испарения влаги, содержащейся в шихте и перегрева образующегося водяного пара. Установлено, что при изменении влаги в шихте от 5 до 10 % доля расхода тепла в тепловом балансе за счет удаления влаги возрастает на 3,4 %.

Для удовлетворительного разделения штейна и шлака необходимо обеспечить температуру шлаковой ванны не менее 1300 °С. В связи с относительно низким содержанием сульфида железа в шихте, при автогенной плавке в печах ПВ температура шлака на выходе из печи находится на уровне 1250-1270 °С. На переточном желобе температура шлака еще ниже (на ~20-30 °С). Использование мазутного нагревательного устройства (МНУ) на печах ПВ позволяет несколько повысить температуру шлакового расплава, однако при этом в хвостовой части печи и шлаковом сифоне температура

шлака так и не достигает 1300 °С.

МНУ представляет собой систему для сжигания мазута, которая состоит из четырех мазутных форсунок, две из которых установлены в боковых стенках печи, а две другие – в торцевой стенке печи в отверстиях на уровне заливочной площадки. В работе одновременно могут находиться от одной до четырех форсунок. Общий расход мазута составляет 200-800 кг/ч. Форсунки установлены таким образом, чтобы обеспечить максимально возможную передачу тепла шлаковому расплаву. При этом факелы форсунок находятся в зоне барботаж выше уровня расплава. Теплопередача к шлаковому расплаву составляет лишь около 20-25 %, остальное тепло передается на водоохлаждаемые кессоны и отходящие газы. Задача более полного разделения шлака и штейна возлагается на шлаковый электромиксер, где необходимо обеспечить перегрев шлака на 70-80 °С, для чего были проведены исследования возможности обеспечения дополнительного нагрева шлака в электромиксере с оценкой тепловых потерь миксера через кладку, с газами, с охлаждающей водой.

При нагреве шлака необходимо затратить тепловой энергии $Q = c \cdot m \cdot \Delta t$, где c – удельная теплоемкость шлака, кДж/кг·град; m – масса, кг; Δt – разность температур, °С. Теплоемкость шлака $c = 1,256$ кДж/кг·град; расход шлака $m = 50$ т/ч или 50000 кг/ч, температура перегрева $\Delta t = 80$ °С. Таким образом, тепловая энергия, необходимая для перегрева шлака на 80 °С, составляет 5020800 кДж/ч, что соответствует мощности 1,395 МВт. С учетом потерь через

стены необходимые затраты составят около 2,4 МВт. Принимая к.п.д. = 60 %, необходимые расходы электроэнергии составят около 4,0 МВт. Таким образом, расход электроэнергии для обеспечения перегрева шлака на 80 °С составляет около 80 кВт·ч/т шлака.

Проведение предлагаемых усовершенствований технологии автогенной плавки позволит получить отвальные шлаки с содержанием меди 0,5-0,8 % на плавильных комплексах ПВ Балхашского медеплавильного завода, по сравнению со средним содержанием меди в шлаках в настоящее время [17, 18].

Выводы. Исследования по установлению оптимального режима работы печей ПВ-1 и ПВ-2 на БМЗ показали, что обеднение шлаков протекает наиболее эффективно при соблюдении многих технологических факторов, которые тесно взаимосвязаны. Нарушение любого из них ведет к повышению содержания меди в шлаках. Первостепенное значение для получения бедных отвальных шлаков имеет состав шихты, компоненты которой должны быть строго регламентированы. Требуется точная корректировка шихты по основным компонентам для получения оптимального по составу шлака. Потери меди с отвальными шлаками регламентируются его объемом, а также содержанием кварцевого флюса в шихте. Изучение зависимости содержания меди в шлаке от ее содержания в шихте свидетельствует об увеличении количества отвального шлака в 1,5-2 раза при переработке более бедного сырья. При этом повышаются потери меди с отвальными шлаками, что снижает ее извлечение.

Обработка в лабораторных масштабах и на промышленных печах ПВ-1 и ПВ-2 оптимальных условий по снижению потерь меди и технологические расчеты показали, что для получения минимального объема отвальных шлаков с низким содержанием меди необходимо обеспечить присутствие в шихте 30-31 % диоксида кремния, не более 6,5 % влаги, не менее 30 % серы (для обеспечения автогенности процесса и достижения оптимальной температуры расплава в плавильной зоне), не более 5 % Zn и не менее 70 % SiO₂ в используемых флюсах (для минимизации объема балластных шлакообразующих).

Получение отвальных шлаков удовлетворительного состава зависит также от работы электромиксеров ПВ, соблюдения оптимальных технологических параметров их работы и, прежде всего, температуры шлака на

выходе из миксера (не менее 1300 °С), что достигается при удельном расходе электроэнергии около 80 кВт·ч на тонну шлака.

Использование результатов исследований по обеспечению получения шлаков плавки ПВ с низким содержанием меди позволяет решать вопросы повышения извлечения полезных компонентов, экономической эффективности передела, охраны окружающей среды, устойчивости развития медного производства на Балхашском медеплавильном заводе в условиях конкуренции с другими металлургическими предприятиями.

Статья публикуется в рамках выполнения программы BR 05236406.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Алтушкин И.А., Король Ю.А., Голов А.Н. Инновации в металлургии меди на примере реализации проекта реконструкции ЗАО «Карабашмедь». Часть I. Выбор основного плавильного агрегата // Цветные металлы. – 2012. – № 8. – С. 25-34.
- 2 Bellemans I., De Wilde E., Moelans N., Verbeken K. Metal losses in pyrometallurgical operations – A review // Advances in Colloid and Interface Science. – 2018. – V. 255. – P. 47-63. DOI: 10.1016/j.cis.2017.08.001.
- 3 Guo Z., Pan J., Zhu D., Congcong Y. Mechanism of composite additive in promoting reduction of copper slag to produce direct reduction iron for weathering resistant steel // Powder Technology. – 2018. – V. 329. – P. 55-64. DOI: 10.1016/j.powtec.2018.01.063.
- 4 Guo Z., Pan J., Zhu D., Zhang F. Innovative methodology for comprehensive and harmless utilization of waste copper slag via selective reduction-magnetic separation process // Journal of Cleaner Production. – 2018. – V. 187. – P. 910-922. DOI: 10.1016/j.jclepro.2018.03.264.
- 5 Sarfo P., Wyss G., Ma G., Das A., Young C. Carbothermal reduction of copper smelter slag for recycling into pig iron and glass // Minerals Engineering. – 2017. – V. 107. – P. 8-19. DOI: 10.1016/j.mineng.2017.02.006.
- 6 Рябко А.Г., Цемехман Л.Ш. Развитие автогенных процессов в металлургии меди и никеля // Цветные металлы. – 2003. – № 7. – С. 58-63.
- 7 Тарасов А.В., Зайцев В.И. Извлечение ценных составляющих из шлаков медного производства // Цветная металлургия. – 2011. – № 7-8. – С. 60-67.
- 8 Семенова И.Н., Кирпичников И.А. Разработка системы управления температурным режимом плавки в печи Ванюкова // Цветные металлы. – 2009. – № 5. – С. 59-62.
- 9 Кожаметов С.М., Квятковский С.А., Оспанов Е.А., Бекенов М.С., Камирдинов Г.Ш. Перспективы освоения бесфлюсовой автогенной плавки смеси

высокремнеземистых и железистых медных концентратов на Балхашском медеплавильном заводе // Цветные металлы. – 2010. – № 4. – С. 63-65.

10 Комков А.А., Ладыго Е.А., Быстров С.В. Исследования поведения цветных металлов в восстановительных условиях // Цветные металлы. – 2003. – № 6. – С. 32-37.

11 Лазарев В.И., Спесивцев А.В., Быстров В.П., Ладин Н.А., Зайцев В.И. Развитие плавки Ванюкова с обеднением шлаков // Цветные металлы. – 2000. – № 6. – С. 33-36.

12 Комков А.А., Быстров В.П., Рогачев М.Б. Распределение примесей при плавке медного сульфидного сырья в печи Ванюкова // Цветные металлы. – 2006. – № 5. – С. 17-25.

13 Пат. 2441081 РФ. Способ пирометаллургической переработки медьсодержащих материалов / Шашмулин Н.И., Посохов Ю.М., Загайнов В.С., Стуков М.И., Косогоров С.А., Мамаев М.В.; опубл. 27.01.2012. Бюл. № 1.

14 Кадыров Э.Д. Комплексная автоматизированная система управления пирометаллургическим производством меди // Записки Горного института. – 2011. – Т. 192. – С. 120-124.

15 Данилова Н.В., Кадыров Э.Д. Алгоритмы нечеткой логики в управлении автогенной плавкой медно-никелевых сульфидных материалов // Записки Горного института. – 2011. – Т. 192. – С. 130-135.

16 Данилова Н.В., Кадыров Э.Д. Применение нечеткой логики для моделирования процесса плавки медно-никелевого концентрата в печи Ванюкова // Записки Горного института. – 2011. – Т. 192. – С. 107-110.

17 Оспанов Е.А. О содержании меди в шлаках печи Ванюкова // Комплексное использование минерального сырья. – 2007. – № 3. – С. 44-49.

18 Бекенов М.С., Соколовская Л.В., Квятковская М.Н., Семенова А.С. Переработка сульфидных концентратов в печи Ванюкова с обеднением шлаков по меди // Комплексное использование минерального сырья. – 2010. – № 5. – С. 14-20.

REFERENCES

1 Altushkin I.A., Korol' Yu.A., Golov A.N. *Innovatsii v metallurgii medi na primere realizatsii projekta rekonstruktsii ZAO «Karabashmed'». Chast' I. Vybór osnovnogo plavil'nogo agregata* (Innovations in copper metallurgy by the example of a realization of a reconstruction project of «Karabashmed» JSC. Part 1. Choice of a basic melting device). *Tsvetnyye metally = Non-ferrous metals*. **2012**. 8, 25-34 (in Russ.).

2 Bellemans I., De Wilde E., Moelans N., Verbeken K. Metal losses in pyrometallurgical operations – A review. *Advances in Colloid and Interface Science*. **2018**. 255, 47-63. DOI: 10.1016/j.cis.2017.08.001 (in Eng.).

3 Guo Z., Pan J., Zhu D., Congcong Y. Mechanism of composite additive in promoting reduction of copper slag to produce direct reduction iron for weathering

resistant steel. *Powder Technology*. **2018**. 329, 55-64. DOI: 10.1016/j.powtec.2018.01.063 (in Eng.).

4 Guo Z., Pan J., Zhu D., Zhang F. Innovative methodology for comprehensive and harmless utilization of waste copper slag via selective reduction-magnetic separation process. *Journal of Cleaner Production*. **2018**. 187, 910-922. DOI: 10.1016/j.jclepro.2018.01.063 (in Eng.).

5 Sarfo P., Wyss G., Ma G., Das A., Young C. Carbothermal reduction of copper smelter slag for recycling into pig iron and glass. *Minerals Engineering*. **2017**. 107, 8-19. DOI: 10.1016/j.mineng.2017.02.006 (in Eng.).

6 Ryabko A.G., Tsemekhman L.S.H. *Razvitiye avtogennykh protsessov v metallurgii medi i nikelya* (Development of autogenic processes in metallurgy of copper and nickel). *Tsvetnyye metally = Non-ferrous metals*. **2003**. 7, 58-63 (in Russ.).

7 Tarasov A.V., Zaytsev V.I. *Izvlecheniye tsennykh sostavlyayushchikh iz shlakov mednogo proizvodstva* (Extraction of valuable constituents from slags of copper production). *Tsvetnaya metallurgiya = Nonferrous metallurgy*. **2011**. 7-8, 60-67 (in Russ.).

8 Semenova I.N., Kirpichenkov I.A. *Razrabotka sistemy upravleniya temperaturnym rezhimom plavki v pechi Vanyukova* (Development of the control system for temperature conditions of melting process in the Vanyukov furnace). *Tsvetnyye metally = Non-ferrous metals*. **2009**. 5, 59-62 (in Russ.).

9 Kozhakhmetov S.M., Kvyatkovskiy S.A., Ospanov Ye.A., Bekenov M.S., Kamirdinov G.S.H. *Perspektivy osvoeniya besflyusovoy avtogennoy plavki smesi vysokokremnezemistykh i zhelezistykh mednykh kontsentratoov na Balkhashskom medeplavil'nom zavode* (Perspective of developing flux-free an autogenous smelting of a high-silica and high-ferrous copper concentrates mix on Balkhash copper-smelting factory). *Tsvetnyye metally = Non-ferrous metals*. **2010**. 4, 63-65 (in Russ.).

10 Komkov A.A., Ladygo Ye.A., Bystrov S.V. *Issledovaniya povedeniya tsvetnykh metallov v vosstanovitel'nykh usloviyakh* (Investigations of the behavior of non-ferrous metals under reducing conditions). *Tsvetnyye metally = Non-ferrous metals*. **2003**. 6, 32-37 (in Russ.).

11 Lazarev V.I., Spesivtsev A.V., Bystrov V.P., Ladin N.A., Zaytsev V.I. *Razvitiye plavki Vanyukova s obedneniyem shlakov* (Development of Vanyukov melting with depletion of slags). *Tsvetnyye metally = Non-ferrous metals*. **2000**. 6, 33-36. (in Russ.).

12 Komkov A.A., Bystrov V.P., Rogachev M.B. *Raspredeleniye primesey pri plavke mednogo sul'fidnogo syr'ya v pechi Vanyukova* (Distribution of impurities during melting of copper sulfide raw materials in Vanyukov furnace). *Tsvetnyye metally = Non-ferrous metals*. **2006**. 5, 17-25 (in Russ.).

13 Пат. 2441081 RU. *Sposob pirometallurgicheskoy pererabotki med'soderzhashchikh materialov* (Method of pyrometallurgical processing of copper-bearing materials). Shashmurin N.I., Posokhov YU.M., Zagaynov V.S., Stukov M.I.,

Kosogorov S.A., Mamayev M.V. Opubl. 27.01.2012, 1 (in Russ.).

14 Kadyrov E.D. *Kompleksnaya avtomatizirovannaya sistema upravleniya pirometallurgicheskim proizvodstvom medi* (Integrated automatic process control system of pyrometallurgical copper production). *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2011. 192, 120-124 (in Russ.).

15 Danilova N.V., Kadyrov E.D. *Algoritmy nechetkoy logiki v upravlenii avtoгенной plavkoy medno-nikelevykh sul'fidnykh materialov* (Algorithms of fuzzy-logic in control of autogenous fusion of copper-nickel sulphidic materials). *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2011. 192, 130-135 (in Russ.).

16 Danilova N.V., Kadyrov E.D. *Primeneniye nechetkoy logiki dlya modelirovaniya protsessa plavki medno-nikelevogo kontsentrata v pechi Vanyukova*

(Application of fuzzy-logic for modeling of process of fusion of the copper-nickel concentrate of Vanyukov furnace). *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2011. 192, 107-110 (in Russ.).

17 Ospanov Ye.A. *O sodержanii medi v shlakakh pechi Vanyukova* (About content copper in slag of Vanyukov furnace). *Kompleksnoye ispol'zovaniye mineral'nogo syr'ya = Complex use of mineral resources*. 2007. 3, 44-49 (in Russ.).

18 Bekenov M.S., Sokolovskaya L.V., Kvyatkovskaya M.N., Semenova A.S. *Pererabotka sul'fidnykh kontsentratov v pechi Vanyukova s obedneniyem shlakov po medi* (Processing sulfide concentrates by Vanyukov smelting with decrease copper content in slag). *Kompleksnoye ispol'zovaniye mineral'nogo syr'ya = Complex use of mineral resources*. 2010. 5, 14-20 (in Russ.).

ТҮЙІНДЕМЕ

Бұл жұмыстың мақсаты – Балқаш мыс балқыту зауытының жағдайында мыс балқыту қалдықтарының құнды металдар шығындарын төмендету заңдылықтарын анықтау болып табылады. Шикізат базасының тұрақты өзгеруі, Балқаш мыс балқыту зауытының төмен сапалы мыс концентраттарын енгізу (БМЗ) ВП-1 және ВП-2 пештерінде мыс құрамын ұлғайтатын қалдықтарын өндірумен қатар жүреді, бұл олардың сарқылуына байланысты қосымша технологиялық операцияларды талап етеді. Оңтайлы жағдайларда тербелістерді өткізу қалдықтардың шламын өңдеу жөніндегі шараларды ұйымдастыруды болдырмауы мүмкін. БМЗ-да мыс концентраттарын автожанық балқытуды жақсарту жолдары: негізгі металдар мен кремний диоксидінің зарядының құрамын қатаң түзету, температура режимін, жылу балансын жанармай пайдалану мүмкіндігімен қамтамасыз ету, электрлі араластырғышының оңтайлы жұмысы. БМЗ-ның ВП-1 және ВП-2 пештерінде концентраттағы мыс құрамын және қождың тәуелділігін зерттеу, қылшық қожының мөлшері 2 есе азайған кезде мыс құрамын төмендетумен 1,5-2 есе артады. Қождама құрамындағы мыстың төмендеу салдарынан мысты қожбен бірге жоғарылатады. Магнетит пен мырыш құрамының қалдықтардың қождамасындағы мыс құрамына тәуелділігі көрсеткендей, яғни магнетиттің құрамының 8-ден 11 %-ға дейін өсуі қождың мыс құрамын 0,4-0,5 %, мырыш құрамының 4-тен 6 %-ға дейін көбеюі мыс құрамының 0,3-0,5 %-ға қождың құрамына ұлғаюы. ВП-1 және ВП-2 пештерінде өндірілген қожық қалдықтарының сынамаларын зерттеу, араластырғыштың шығырындағы қождың температурасы кем дегенде 1300 °C болуға тиіс екендігін көрсетті. Есептеулер бойынша электр тоғының 80 °C температурасында қызып кетуін қамтамасыз ету үшін электр қуаты 80 кВт-сағтоннаны құрайды. Күкірт пен кілемнің толық бөліну мәселесін шешу үшін 70-80 °C температурада қожды қыздырып кетуді қамтамасыз ету қажет, ол оптималды құрамның қожық қалдықтарын алуға мүмкіндік береді.

Түйін сөздер: сульфидті мыс концентраты, Ванюков балқыту, штейн, үйінді қож, магнетит, жылу балансы

ABSTRACT

The purpose of this work is to determine the regularities of reducing the losses of valuable metals with waste slag of copper smelting in the conditions of the Balkhash copper smelter. The change in the raw material base, the introduction of low-quality copper concentrates in the Balkhash copper smelter (BCS) on the VF-1 and VF-2 (Vanyukov furnaces), are accompanied by the production of waste slag containing increased copper content, which requires additional technological operations for their depletion. Smelting in optimal conditions can exclude the organization of separate processing waste slag. Ways to improve the autogenous smelting of copper concentrates at BCS are the following: strict adjustment of the charge composition by basic metals and silicon dioxide, temperature regime, maintaining the heat balance with the possibility of using fuel, optimal operation of the electric mixer. A study of the dependences between the copper content in charge and slag on furnaces VF-1 and VF-2 of BCS allows establishing that the amount of slag increases 1.5-2 times with a decrease of the copper content in the charge 2 times. Reducing the copper content in the feed increases the losses of copper in the slag. The dependences of the copper content in waste slag on content of magnetite and zinc indicate that an increase of the magnetite content from 8 up to 11 % leads to an increase of the copper content in the slag for 0.4-0.5 %. An increase of the zinc content from 4 up to 6 % leads to increase for 0.3-0.5 % of copper content in the slag. Thermal studying of samples of dump slag, produced on furnaces VF-1 and VF-2 showed that the temperature of the slag at the outlet of the electric mixer should be at least 1300 °C. This temperature is difficult to reach by autogenous smelting regime. To solve the problem of complete separation of slag and matte, it is necessary to overheat slag for 70-80 °C, which will realise at electric energy consumption 80 kWh/t of slag and allows obtaining waste slag of the optimal composition.

Keywords: sulphide copper concentrate, Vanyukov smelting, matte, waste slag, magnetite, heat balance

Поступила 31.05.2018