

УДК 669.2/8.041

DOI 10.17073/0021-3438-2015-1s-8-11

МОДЕЛИРОВАНИЕ И ВОЗМОЖНЫЕ ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ПРОЦЕССА ОТСТАИВАНИЯ РАСПЛАВА ПОСЛЕ ПЛАВКИ В ПЕЧИ С ПОГРУЖНОЙ ФУРМОЙ

© 2015 г. **Б.В. Колмачихин, В.П. Жуков**

Уральский федеральный университет (УрФУ)
им. первого Президента России Б.Н. Ельцина, г. Екатеринбург

В ходе эксплуатации на Карабашском медеплавильном заводе (Челябинская обл.) агрегата с погружной фурмой производства компании «Ausmelt» (Австралия) были выявлены некоторые параметры работы комплекса плавильной печи и печи-отстойника, которые нуждаются в оптимизации, так как применяемые изначально режимы не обеспечивают максимальной эффективности работы. В наибольшей степени это относится к фазе отстаивания расплава после плавки. Из-за специфики аппаратного оформления завода и состава сырья использование опыта других предприятий напрямую является затруднительным. В данной статье проведен анализ существующих работ в этой области для поиска путей повышения эффективности разделения шлака и штейна и предложен метод математического моделирования процесса отстаивания расплава в печи-миксере на основе заводских данных.

Ключевые слова: TSL, отстаивание, разделение расплава, потери меди, моделирование.

On service Karabash copper plant (Chelyabinsk region), that equipped with furnace with Top Submerged Lance (TSL) of company «Ausmelt» (Australia) were discovered some parameters of the smelting process and electric furnace-bay, for which are required optimization, since applied initially regimes didn't assured maximum efficiency. Foremost it is related to the phase of melt settling after smelting. Owing to specific nature of plant hardware and raw materials composition, there is difficult use experience of other enterprise directly. In this work was made analysis of available experience in given area for the search of ways of efficiency increasing of matte and slag separation, and offered the method of mathematic simulation for process of settling of melt in holding furnace on the base of plant data.

Keywords: TSL, settling, slag and matte separation, copper losses, simulation.

Введение

Печи с погружной фурмой (TSL — Top Submerged Lance) широко применяются в цветной металлургии. Агрегат данного типа с 2008 г. эксплуатируется в ЗАО «Карабашмедь» (Челябинская обл.). Изначально завод проектировался с расчетом на производительность в 75 тыс. т черновой меди в год при работе на концентрате с содержанием 17–19 % Cu. Уже спустя 3 года после ввода печи TSL в эксплуатацию она была превышена, а дальнейшие планы включали наращивание производительности до 100 тыс. т и более черновой меди в год без значительных изменений в составе сырья.

Агрегаты с погружной фурмой, как показывают примеры зарубежных предприятий (в частности, завода Тонлинг в китайской провинции Джинчанг [1]), обладают большими резервами производительности, для раскрытия которых не требуется конструктивного вмешательства в саму печь — достаточно увеличить степень обогащения и объем дутья. В отдельных случаях [2] применяется также дополнительная подтопка с использованием природного газа или мазута.

Однако при повышении производительности плавильной печи узким местом процесса становятся

Колмачихин Б.В. — аспирант кафедры металлургии тяжелых цветных металлов УрФУ (620002, г. Екатеринбург, ул. Мира, 19). E-mail: wolfhein.tail@gmail.com.

Жуков В.П. — докт. техн. наук, профессор той же кафедры. E-mail: zhukov.v.p@mail.ru.

вспомогательные стадии, в первую очередь операция разделения расплава в печи-отстойнике. В мировой практике применяются отстойники двух основных типов — поворотные (RHF — Rotary Holding Furnace) и электрообогреваемые (именно такой агрегат установлен на китайском заводе Тонлинг).

В ЗАО «Карабашмедь» используется печь-отстойник, в которой происходит разделение шлака и штейна за счет разницы плотностей. Важными параметрами в данном процессе также являются вязкость шлака и время отстаивания, которое, в свою очередь, напрямую зависит от геометрического размера миксера и объема поступающей в него расплавленной массы.

По мере роста производительности плавильного агрегата сокращается продолжительность отстаивания и, как следствие, растет уровень механических потерь меди со шлаками, что в конечном счете приводит к повышению затрат на обеднение шлаков с получением оборотного концентрата и увеличению безвозвратных потерь меди в отвальных шлаках.

Цель настоящей работы — рассмотреть механизм потерь меди со шлаками в ходе отстаивания расплава и провести анализ возможных методов улучшения показателей этого процесса.

Моделирование процесса отстаивания

Состав концентрата (по основным компонентам) для плавки в печи TSL представлен ниже, мас. %:

Cu.....	18,90
Zn.....	4,00
Fe.....	28,00
S.....	27,00
SiO ₂	5,00
CaO.....	1,00
Al ₂ O ₃	1,00
Pb.....	0,88
H ₂ O.....	10,00
Проч.	4,22

В течение 1 ч в печь поступает около 100 т концентрата, который плавится с образованием приблизительно 36 т штейна (содержащего 45—50 % меди) и 50 т шлака. Их плотности, согласно литературным

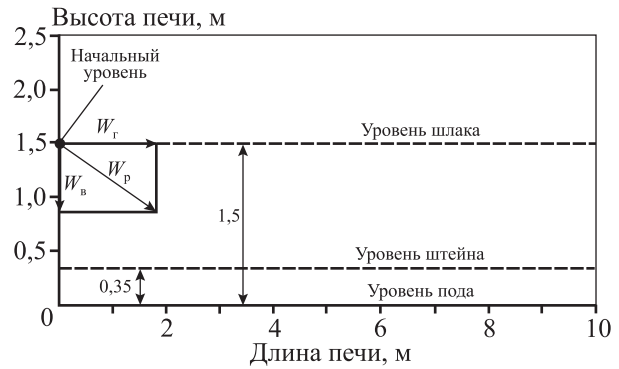


Схема отстаивания в печи-миксере

W_v и W_r — вертикальная и горизонтальная составляющие скорости, W_p — результирующая скорость

источникам [3, 4] для штейнов и шлаков схожего состава, составляют 5700 и 3250 кг/м³ соответственно. Вязкость шлака, по данным [3, 5], принимается равной 0,45 Па·с.

На основе рассчитанных материального и теплового балансов, а также практических результатов работы металлургических предприятий была создана упрощенная модель отстаивания, в основе которой лежит закон Стокса, описывающий движение частицы заданной плотности через вязкую среду (см. рисунок).

Вертикальная и горизонтальная компоненты скорости частиц (м/с) находятся по следующим формулам:

$$W_v = (1/18 \mu)gd^2(p_2 - p_1), \tag{1}$$

где μ — вязкость шлака, Па·с; $g = 9,8 \text{ м/с}^2$ — ускорение свободного падения, $p_2 - p_1$ — разность плотностей штейна и шлака, кг/м³; d — диаметр частицы, мм;

$$W_r = v_m/F, \tag{2}$$

где v_m — объем массы, поступающей в отстойник за единицу времени, м³/с; F — площадь сечения печи, м².

Данная модель позволяет рассчитать количество частиц штейна, включенных в шлаковую фазу, за произвольно выбранное время отстаивания.

Так как объектом исследования являются механические потери меди со шлаком, необходимо создать модель для представления сульфидных капель. На текущем этапе работы принималось, что все они, а также их агломераты имеют сферическую форму, а следовательно, их масса будет равна величине их диаметра в кубе, т.е. $m = d^3$. В ходе вычислительных экспериментов было установлено, что

Параметры сульфидных частиц

Диаметр, мм	Количество, %	Массовая доля, %
0,02	10	0,002
0,07	20	0,136
0,2	40	6,353
0,4	20	25,412
0,7	10	68,097

для поисковой стадии наиболее оптимальным количеством классов крупности частиц будет 5. Превышение этого числа не дает значимой прибавки к точности, усложняя вычисление, а его уменьшение приводит к резкому расхождению результатов с реальными данными.

Распределение сульфидных частиц по крупности соответствует закону Гаусса и приведено в таблице, где также указаны массовые доли частиц различных фракций.

Для численных экспериментов задавались производительностью плавильного агрегата по концентрату, равной 70—100 т/ч. В ходе исследований было сделано несколько выводов о работе отстойника.

1. Частицы, относящиеся к фракциям менее 0,1 мм, увлекаются со шлаком даже при наиболее благоприятных условиях отстаивания, однако потери меди с ними малы и даже в сочетании с химическими потерями не влияют на обеднение шлака.

2. Крупные сульфидные капли и их агломераты могут увлекаться шлаком с повышенной вязкостью (более 0,45 Па·с) и только при условии крайне малого времени отстаивания (менее 20 мин).

3. Наибольший интерес представляют сульфидные частицы средней крупности ($d = 0,1 \div 0,3$ мм). Эта фракция уже обладает достаточно значимой массовой долей (~6,4 %), но при этом она недостаточно тяжела для обеспечения высокой скорости оседания сквозь слой шлака. Потери частиц именно этой группы, возникающие и растущие по мере повышения производительности, приводят к необходимости дополнительной переработки шлаков.

При использовании имеющегося отстойника, вмещающего до 80 т расплава, предприятие при повышении производительности более 75 тыс. т по черновой меди в год (~80 т_{конц}/ч) вынуждено дополнительно обеднять шлаки с получением оборотного

концентрата, что подтверждается и заводскими, и расчетными данными.

Возможные пути совершенствования процесса отстаивания расплава

Зарубежными исследователями, например [5, 6], предпринимались попытки снижения потерь со шлаками за счет химической модификации последних путем добавки кальциевых и алюминиевых флюсов. Результатом стало уменьшение вязкости шлаков до 0,3—0,35 Па·с. Однако значимого положительного эффекта это не дало — уровень потерь меди снизился на доли процента. Численный эксперимент на нашей модели также указывает на недостаточную эффективность метода снижения вязкости шлаков.

Еще одним вариантом решения этой проблемы является дополнительный подогрев отстойника за счет сжигания большего количества природного газа через горелку. Данный подход описан в работе [2], однако авторы не приводят точных зависимостей изменения плотности и вязкости шлака от температуры и/или количества подаваемого топлива, в связи с чем проанализировать его эффективность без «горячего» эксперимента не представляется возможным.

Альтернативным способом является замена типа агрегата отстаивания на электрообогреваемый. Как показывает практика китайских металлургов [1], такой отстойник обеспечивает достаточную эффективность для отстаивания расплава при производительности плавильной печи 200 тыс. т по черновой меди в год на концентрате, сходном по составу с карабашским. Однако у этого решения есть ряд недостатков: значительный расход дорогостоящей электроэнергии и, при эксплуатации его с высоким напряжением, малая продолжительность службы электродов (6—7 сут), что также повышает эксплуатационные затраты. А в условиях ЗАО «Карабашмедь» понадобится, кроме того, обеспечить необходимую инфраструктуру — токоподводы, крановое хозяйство, шлаковозы и пр.

Наиболее рациональным путем повышения эффективности отстаивания является использование отстойника большего объема, который обеспечит достаточную буферную емкость между плавильным агрегатом и конвертерами и создаст резерв для дальнейшего наращивания производительности.

Интерес также представляют наработки компании «Xstrata» (Швейцария) на предприятии Mount Isa по повышению эффективности синхронизации работы плавильного агрегата с печью-отстойником [7], позволившие снизить потери меди со шлаками с 3 до 0,5 %.

Следует также отметить, что для анализа эффективности процессов перемешивания расплавов широко применяются методы вычислительной гидродинамики, что является перспективным направлением для дальнейших исследований. В частности, австралийским ученым из университета Swinburne была написана диссертационная работа о гидродинамическом моделировании печи AusIron [8] — варианта процесса плавки с погружной фурмой для черной металлургии, а группа специалистов компании «Outotec» рассматривала гидродинамическое моделирование процессов перемешивания для печи Ausmelt, работающей на первичном свинцовом сырье [9, 10]. Проведение подобных исследований позволяет подобрать оптимальный режим перемешивания для повышения эффективности процесса плавления и при этом прогнозировать влияние его изменения на стадию отстаивания.

Заключение

Предложенная модель процесса отстаивания расплава на основе закона Стокса позволяет получить результаты, расхождение которых с заводскими данными находится в пределах 15 %. Такая точность является достаточной для качественной оценки процесса и в дальнейшем может быть повышена за счет применения дополнительных инструментов моделирования — в частности, вычислительной гидродинамики на основе данных «холодных» экспериментов.

Полученные результаты и изученные литературные данные указывают на малую эффективность применения химических методов для совершенствования процесса отстаивания и невозможность достижения необходимых для получения отвальных (не требующих обеднения) шлаков показателей при использовании имеющегося агрегата.

Литература

1. *Matusiewicz R.W., Lin S.L.* Large Scale Copper Smelting using Ausmelt TSL Technology at the Tongling Jinchang Smelter // *Copper Proceedings*. 2010. Vol. 3.
2. *Floyd J.M.* Converting an Idea into a Worldwide Business Commercializing Smelting Technology // *Metal. Mater. Trans.* 2004.
3. *Марков Б.Л., Кирсанов А.А.* Физическое моделирование в металлургии. М.: Металлургия, 1984.
4. *Росинский Е.Е.* Металлургические шлаки. М.: Металлургия, 1974.
5. *Herrera E.R., Mariscal L.L.* Changes in the Isasmelt slag chemistry at Southern Peru Ilo Smelter // *Copper Proceedings*. 2010. Vol. 3.
6. *Mills K.C., Yuan L., Li Z.* A review of the factors affecting the thermophysical properties of silicate slags // *High Temperature Materials and Processes*. 2012. Vol. 31.
7. *Pengfu Tan* // *JOM*. 2011. Vol. 63, № 12. P. 51–57.
8. *Ihab El-Katatny.* Flow Field Characterisation of AusIron Top Submerged Injection System. IRIS. AU. Swinburne University of Technology, 2006
9. *Liovic P., Rudman M., Liow J.L.* // *Appl. Mathem. Model.* 2004. Vol. 26, № 2. P. 113–140
10. *Huda N., Naser J., Brooks G.* et al. A Computational Fluid Dynamic Modelling study of slag fuming in Top Submerged Lance Smelting Furnace // *World Congress on Engineering*. London, UK, 2010.