



УДК 621.74.669.715

Поступила 10.11.2017

## БЕЗОТХОДНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ АЛЮМИНИЕВОЙ СТРУЖКИ И ШЛАКОВ В КОРОТКОПЛАМЕННОЙ РОТОРНОЙ ПЕЧИ WASTELESS TECHNOLOGY OF PROCESSING OF ALUMINUM CHIPS AND SLAGS IN A SHORT-FLAME ROTARY FURNACE

Л. В. ТРИБУШЕВСКИЙ, Б. М. НЕМЕНЕНОК, Г. А. РУМЯНЦЕВА, И. А. ГОРБЕЛЬ,  
Белорусский национальный технический университет, г. Минск, Беларусь, пр. Независимости, 65,  
E-mail: nemenenok@tut.by

L. V. TRIBUSHEVSKIY, B. M. NEMENENOK, G. A. RUMIANTSEVA, I. A. GORBEL,  
Belarusian National Technical University, Minsk, Belarus, 65, Nezavisimosty ave. E-mail: nemenenok@tut.by

*В работе приведены результаты исследований по плавке алюминиевой стружки и шлака в короткопламенной роторной печи. Предложены варианты использования образующихся вторичных шлаков для внепечной обработки стали в виде раскислителей и разжижителей рафинировочного шлака.*

*The paper presents the results of research on the melting of aluminum chips and slag in a short-flame rotary furnace. Variants of the use of secondary waste products for out-of-furnace treatment of steel in the form of deoxidizers and diluents of refining slag are suggested.*

**Ключевые слова.** Алюминиевый шлак, роторная печь, безотходная технология, статистика, раскисление, десульфурация, разжижение шлака.

**Keywords.** Aluminum slag, rotary furnace, non-waste technology, statistics, deoxidation, desulfurization, slag thinning.

В настоящее время во многих странах приоритетными в государственной промышленной политике становятся малоотходные и безотходные технологии, чистые технологические процессы и промышленные производства, обеспечивающие комплексное использование всех видов сырья [1].

Постоянно растущие цены на энергоносители вместе с ужесточающимися положениями о защите окружающей среды являются движущей силой для разработки современных безотходных технологий рециклинга отходов алюминия. Создание такой технологии переработки стружки и шлаков алюминиевых сплавов является актуальной задачей и представляет научный, практический и экономический интерес. Один из путей повышения экономической эффективности работы предприятий – это снижение издержек, связанных с образованием и утилизацией экологически опасных отходов. Шлаки, образующиеся при плавке алюминия и его сплавов, представляют собой конгломерат высокотемпературных образований из смеси металла, оксидов и солей. При удалении шлака с поверхности расплава с ним захватывается значительное количество металла, достигающее 70–80% от массы шлака. На ОАО «Белцветмет» шлаки и стружка алюминиевых сплавов поступают разного состава и от различных производителей алюминиевого литья, что, в итоге, сказывается на ее засоренности, влажности, содержании металлического алюминия и фракционном составе [2, 3]. Значительные изменения в составе стружки и шлаков происходят и при их длительном хранении на открытых площадках в результате протекания химических реакций алюминия и его соединений с влагой воздуха. Все это приводит к росту безвозвратных потерь, снижению металлургического выхода и повышению себестоимости извлекаемого алюминия.

Эффективность процессов переработки алюминиевых стружки и шлаков зависит от многих факторов. Для выбора наиболее рациональных параметров технологии плавки в короткопламенной роторной печи, обеспечивающих минимальную себестоимость получаемого алюминиевого сплава, анализировали результаты 180 плавок. При проведении исследований в качестве компонентов шихты использовали алюминиевую стружку с засоренностью 25%, алюминиевые шлаки с содержанием 50–68% алюминия

и просев алюминиевого шлака с фракцией более 10 мм. В ходе проведения плавки контролировали состав и массу шихты, засоренность стружки, металлургический выход, химический состав получаемого сплава и продолжительность плавки. Массу стружки в ходе плавки варьировали в пределах 140–440 кг, добавку шлака изменяли в пределах 0–360 кг, просев шлака добавляли в количестве 0–160 кг на плавку. Флюс при плавке не использовали.

Металлургический выход (МВ) от всей металлозавалки рассчитывали по формуле:

$$МВ = \frac{M_{спл} - M_{прос} \frac{a}{100} - M_{шл} \frac{b}{100}}{M_{стр} \left(1 - \frac{c}{100}\right)} \cdot 100, \%$$

где  $M_{спл}$  – масса полученного сплава, кг;  $M_{прос}$  – масса просева шлака в шихте, кг;  $a$  – количество алюминия, извлекаемого из просева шлака, %;  $M_{шл}$  – масса шлака в шихте, кг;  $b$  – количество алюминия, извлекаемого из шлака, %;  $M_{стр}$  – масса стружки алюминиевых сплавов в шихте, кг;  $c$  – засоренность стружки, %.

При расчете себестоимости получаемого сплава учитывали затраты на топливо, электроэнергию, шихтовые материалы и заработную плату с налогами для бригады плавильщиков в ценах 2015 г. (до де-номинации). Результаты исследований по влиянию состава шихты на металлургический выход и длительность плавки подробно изложены в работе [2]. Себестоимость получаемого сплава является интегральной характеристикой, зависящей от ряда факторов: качества и стоимости сырья, длительности плавки и металлургического выхода. Поэтому зависимость себестоимости алюминиевого сплава от состава металлозавалки имеет экстремум, приходящийся на содержание шлака в шихте, соответствующее 25–30% (рис. 1). Увеличение доли шлака сверх указанного или ее уменьшение в составе металлозавалки приводит к росту себестоимости [3].

Отношение шлака к стружке в составе металлозавалки аналогично влияет на себестоимость получаемого сплава, при этом минимальная себестоимость 20,09–20,2 тыс. руб. за 1 кг сплава отмечается при отношении шлака к стружке на уровне 32–50%. Для данного соотношения компонентов наблюдаются также малая длительность плавки и максимальный металлургический выход.

Проведение серии плавки на шихте, состоящей из стружки с засоренностью 25% и просева шлака, показало, что минимальная себестоимость 1 кг сплава на уровне 20,7 тыс. руб. обеспечивается при отношении просева шлака к стружке 27%. При этом металлургический выход составляет 86,3%, а длительность плавки – примерно 77 мин. Максимальная себестоимость порядка 22,2 тыс. руб. отмечается при отношении просева шлака к стружке 34%. Для данного состава шихты характерна меньшая длительность плавки (≈69 мин) при металлургическом выходе 80,5%. Очевидно, что для данного состава шихты на снижение себестоимости сплава более сильное влияние оказывает показатель металлургиче-

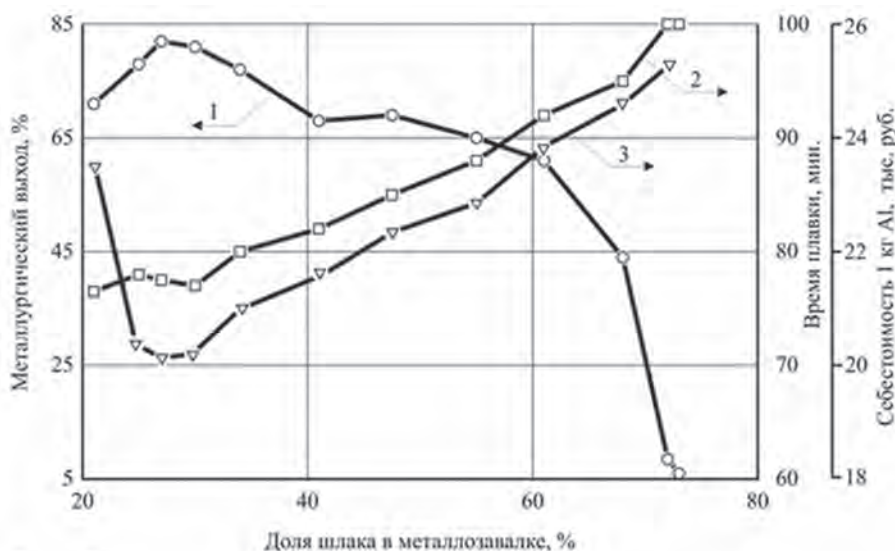


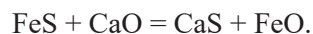
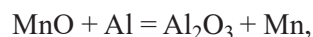
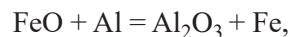
Рис. 1. Влияние доли шлака в металлозавалке на металлургический выход (1), длительность плавки (2), себестоимость получаемого сплава (3)

ского выхода. Даже увеличение длительности плавки на 3 мин не сказывается на изменении себестоимости, если отмечается незначительное (0,5%) повышение металлургического выхода. Анализ проведенных плавок показывает, что состав шихты существенно влияет на металлургический выход, длительность плавки и себестоимость получаемого сплава. При этом результирующий показатель (себестоимость) получается минимальным на уровне 20,0–20,2 тыс. руб. при доле шлака в металлозавалке 25–30% и отношении шлака к стружке 35–45%.

Следует отметить, что максимальный диапазон изменения себестоимости получаемого сплава в зависимости от исследованных вариантов состава шихты составляет 3–5 тыс.руб. за 1 кг без учета затрат на экологический налог и захоронение образующихся отходов. Дальнейшее снижение себестоимости возможно при реализации безотходной или малоотходной технологии плавки, которая предусматривает не захоронение образующихся отходов от вторичной плавки, а использование их для производства нового товарного продукта, востребованного в металлургии или других производственных сферах [4].

В качестве такого продукта была выбрана алюминиевая раскислительная смесь (АРС). Согласно техническим условиям ТУ ВУ 700028768.003–2008 на данный материал, в нем должно содержаться 20–24% Al, 50–65% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 1,5–7% С, 4–6% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, до 6% (Na<sub>2</sub>O + K<sub>2</sub>O), 4–6% CaO, 4–6% MgO. Для получения такой смеси использовали измельченный вторичный шлак, полученный при плавке в короткопламенной роторной печи в качестве отхода. К нему добавляли отсев алюминиевой стружки для получения необходимой концентрации по Al, CaO и MgO.

При плавке стали в большегрузных электродуговых печах удаление серы из расплава стали проводится за пределами плавильного агрегата на установке «печь-ковш». Необходимыми условиями для ее удаления из расплава стали в шлак являются высокая основность шлака и его низкая окисленность. Высокая основность шлака обеспечивается добавками извести в сталеразливочный ковш, а для получения низкой окисленности шлака проводят его обработку раскислительными смесями типа АРС. Алюминий, содержащийся в АРСе, в количестве 20–24% взаимодействует с оксидами железа и марганца и, тем самым, снижает окисленность шлака. Таким образом, создаются благоприятные условия для удаления серы в шлак [5]:



Присадку алюминиевой раскислительной смеси (АРС) осуществляли сразу после выпуска расплава из ДСП и при дальнейшей обработке металла на установке «печь-ковш». АРС вводили порциями по 20–40 кг с общим расходом 40–120 кг на плавку. Цвет шлака в сталь-ковше в ходе обработки в зависимости от окисленности (суммы оксидов FeO и MnO) изменялся с черного до светло-серого и белого. Содержание Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> сразу после присадки АРС в среднем составляло 17,27%, но при дальнейшей обработке расплава в ходе присадки шлакообразующих снижалось, достигая в среднем 13,38%. Одновременно снижалось и содержание оксидов железа и марганца, сумма которых к концу обработки снизилась в среднем с 2,25 до 1,37%.

После обработки шлака АРС визуально отмечалось повышение его жидкотекучести, достигавшей максимума при присадке 100 кг АРС и более. При этом ухудшение разливаемости стали на опытных плавках не происходило. Положительное влияние алюминиевых шлаков на снижение вязкости сталеплавильных шлаков отмечают и авторы работ [4, 5]. Степень десульфурации стали с использованием АРС находилась в пределах 23,9–61,1% и в среднем составила 38,7%. Степень десульфурации сравнительных плавок находилась в пределах 17,0–57,1% и в среднем составляла 35,5%. Применение алюминийсодержащих шлакораскислительных смесей при обработке расплава на установке «печь-ковш» ограничено из-за опасности увеличения содержания алюминия в металле, что негативно отражается на разливаемости стали. Меньшая продолжительность нахождения расплава под рафинировочным шлаком, а также неудовлетворительное его раскисление и являются одной из причин сравнительно невысокой степени десульфурации стали.

При проведении второй серии опытных плавок содержание Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в исходном шлаке в среднем составляло 9,18%, что являлось результатом раскисления расплава алюминием во время выпуска стали из ДСП. В ходе дальнейшей обработки расплава присадками АРС содержание Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в шлаке повышалось, достигая в среднем 11,97%, одновременно отмечалось снижение содержания оксидов железа и марганца, сумма которых к концу обработки составляла в среднем 0,73%.

При выплавке стали 20ХНР присадка плавикового шпата при обработке на установке «печь-ковш» не осуществлялась, а APC присаживали двумя порциями по 60 кг с общим расходом 120 кг на плавку. По визуальной оценке, жидкотекучесть шлака данной плавки соответствовала жидкотекучести шлака плавов, на которых использовали как плавиковый шпат ( $\text{CaF}_2$ ), так и APC. Степень десульфурации стали, обработанной с использованием APC, соответствует степени десульфурации стали, обработанной с использованием штатных раскислителей (62,0 и 62,5% соответственно). Основываясь на результатах опытных плавов, была предложена схема безотходной технологии переработки алюминиевой стружки и шлаков в короткопламенной роторной печи (рис. 2).

Следует отметить, что в зависимости от требований потребителя и состава шихты металлопродукция может производиться в виде чушек массой 15 кг, «пирамидок» или алюминиевых гранул, получаемых по сухой технологии. Представленная схема реализована на НПФ «Металлон» в 2006 г. и на протяжении 10 лет предприятие обеспечивает раскислительной смесью Белорусский металлургический завод и другие предприятия. В настоящее время производство APC налажено на ОАО «Белцветмет».

Эффективность рафинирующей обработки стали на установке «печь-ковш» во многом определяется составом рафинирующего шлака. По данным Д. А. Дюдкина с соавторами [6], оптимальный состав шла-

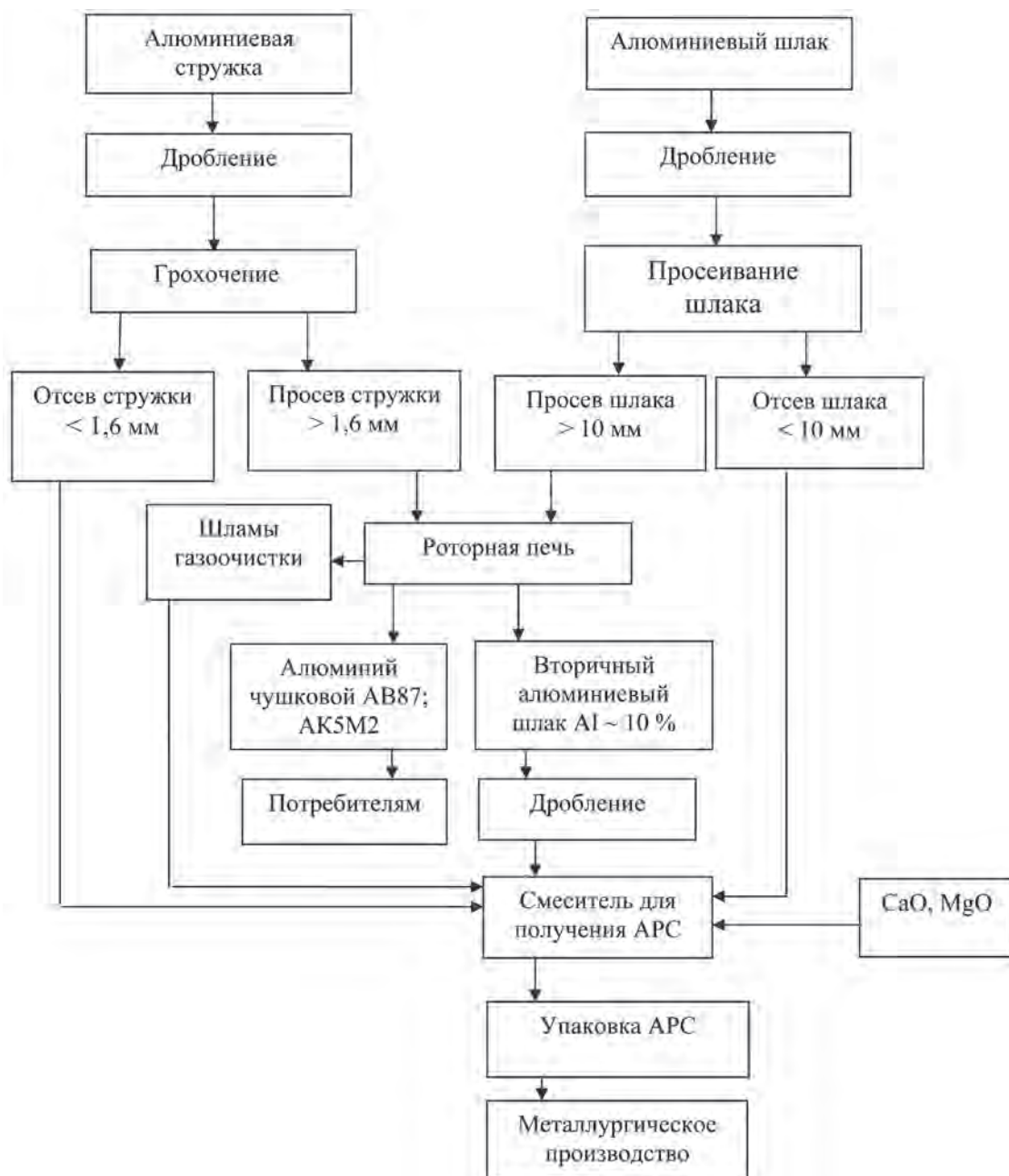


Рис. 2. Схема безотходной технологии переработки алюминиевой стружки и шлаков

ка в конце рафинирующей обработки должен быть следующим: 58,0–62,0% CaO; 8,0–10,0% SiO<sub>2</sub>; 6,0–8,0% MgO; 20,0–25,0% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; < 0,5% FeO; 0,13–0,15% MnO. На практике шлак такого состава называют «белым» из-за светлого цвета, который бывает при низком содержании FeO. При обеспечении «белого» шлака степень десульфурации металла достигает 70–85% [7]. Исследование 238 составов рафинировочных шлаков при обработке стали 80К на установке «печь-ковш» на Белорусском металлургическом заводе свидетельствует о их значительном разбросе. Так, содержание SiO<sub>2</sub> изменяется от 15,1 до 56,6%, CaO – от 25,7 до 66,0, MgO – от 1,94 до 11,89, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – от 1,18 до 4,24, FeO – от 0,01 до 2,5, MnO – от 0,01 до 3%. Результаты статистической обработки составов рафинировочного шлака для стали 80К приведены на рис. 3–10.

Из рис. 3 видно, что максимальное количество случаев приходится на содержание SiO<sub>2</sub> 30,0–40,0% и намного превышает оптимальную концентрацию SiO<sub>2</sub> для рафинировочных шлаков [6]. Учитывая, что футеровка сталеразливочного ковша основная, то превышение в рафинировочных шлаках оптимальных концентраций SiO<sub>2</sub> может приводить к взаимодействию с MgO футеровки и вызывать ее коррозию в зоне шлакового пояса.

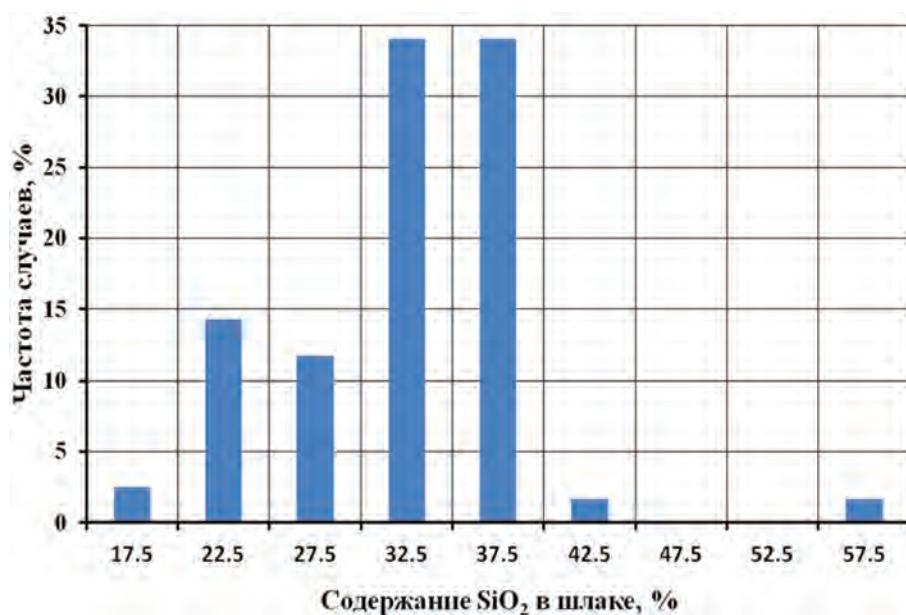


Рис.3. Диаграмма изменения содержания SiO<sub>2</sub> в рафинировочных шлаках для стали 80К

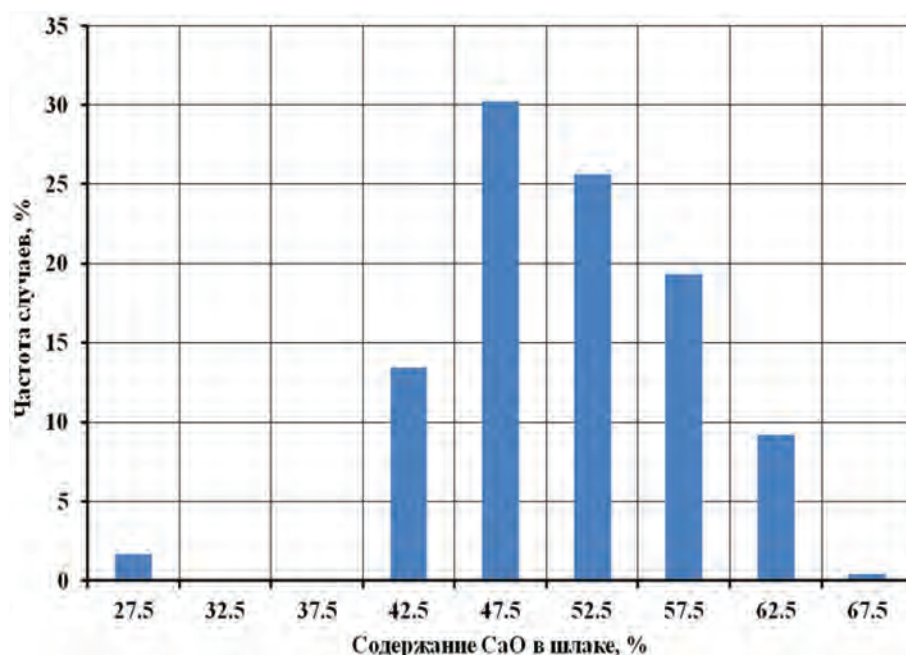


Рис. 4. Диаграмма изменения содержания CaO в рафинировочных шлаках для стали 80К

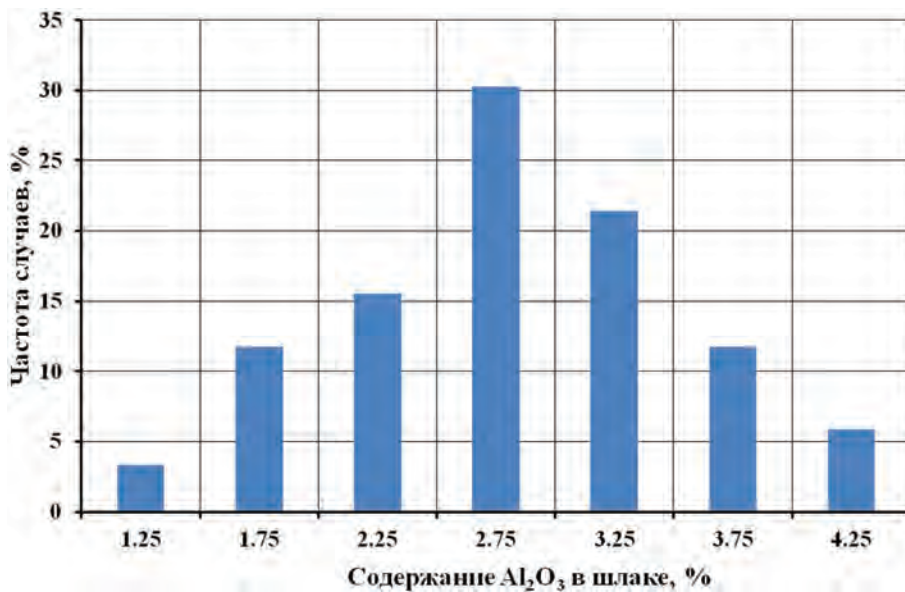


Рис. 5. Диаграмма изменения содержания  $Al_2O_3$  в рафинировочных шлаках для стали 80К

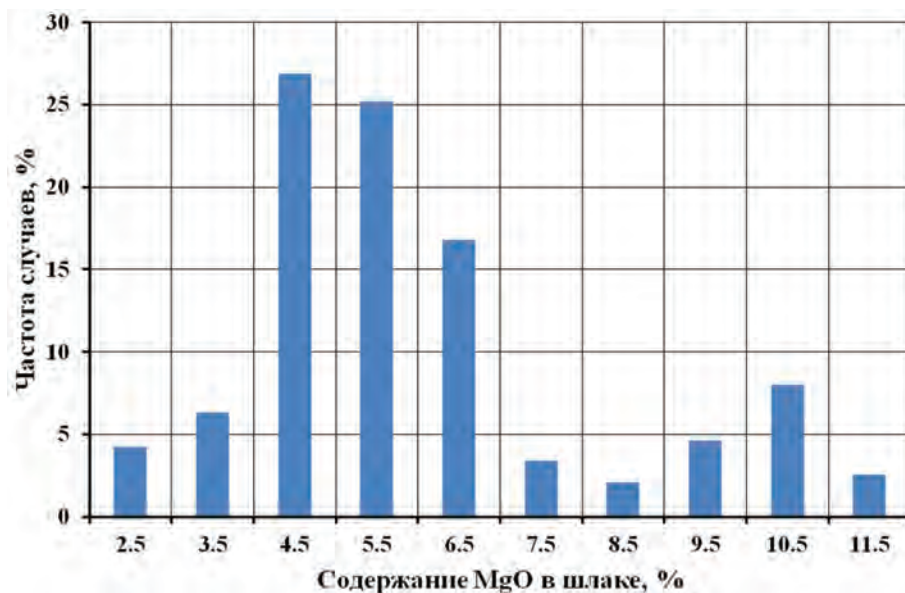


Рис. 6. Диаграмма изменения содержания MgO в рафинировочных шлаках для стали 80К

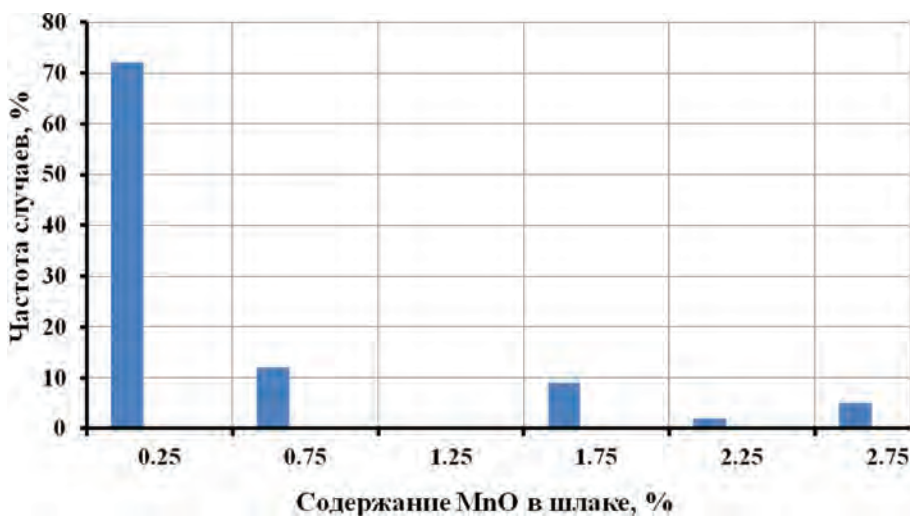


Рис. 7. Диаграмма изменения содержания MnO в рафинировочных шлаках для стали 80К

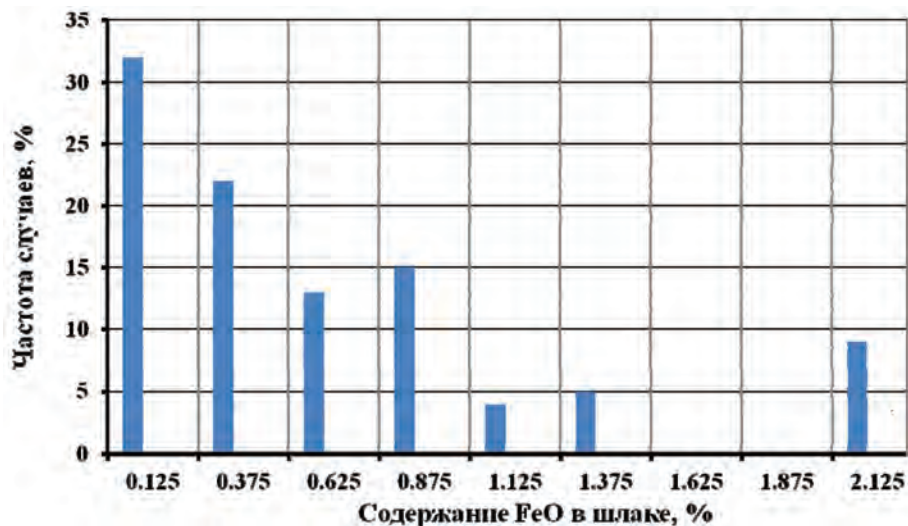


Рис. 8. Диаграмма изменения содержания FeO в рафинировочных шлаках для стали 80К

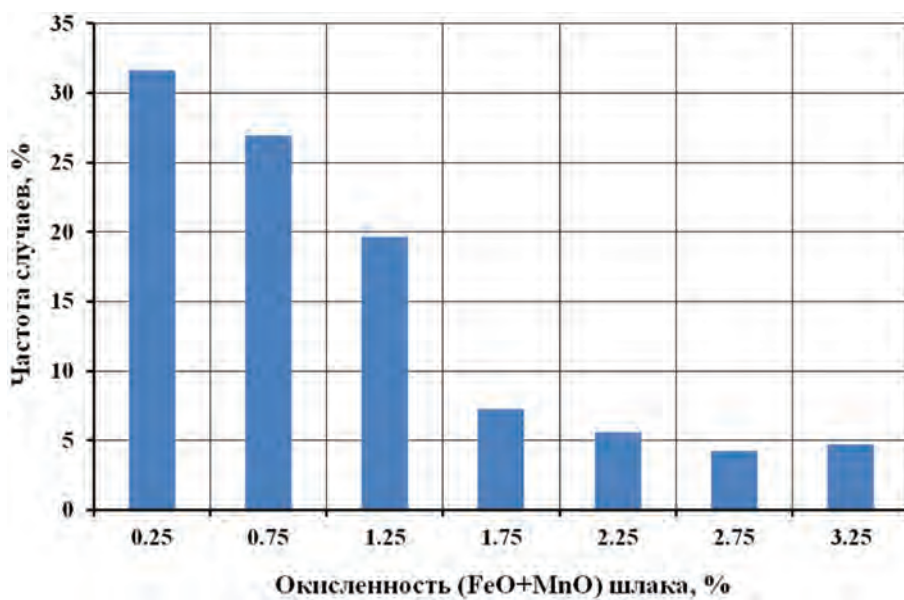


Рис. 9. Диаграмма изменения окисленности (FeO + MnO) рафинировочного шлака для стали 80К

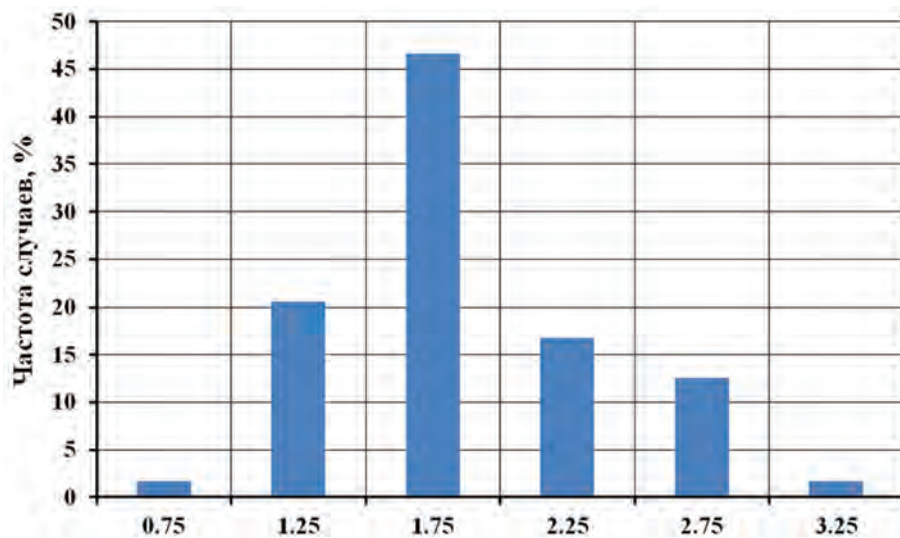


Рис. 10. Диаграмма изменения основности рафинировочного шлака для стали 80К

Распределение содержания CaO в рафинировочных шлаках (рис. 4) полностью подчиняется закону нормального распределения за исключением 2% составов и наибольшее количество случаев приходится на диапазон концентраций 45,0–60,0%, что ниже рекомендуемых в работе [6]. Как следует из рис. 5, распределение концентраций Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в рафинировочных шлаках также подчиняется закону нормального распределения с преобладающим количеством случаев в интервале 2,5–3,5%. Такая низкая концентрация Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в рафинировочных шлаках объясняется спецификой производства кордовой стали из-за опасности ее загрязнения труднодеформируемыми включениями корунда. Этим, очевидно, можно объяснить отличие в 5–6 раз от оптимального содержания данного оксида в рафинировочных шлаках.

В отношении распределения MgO (рис. 6) следует отметить, что в интервале концентраций 2,0–9,0% оно подчиняется закону нормального распределения и максимальное количество случаев приходится на концентрацию 4,0–7,0%, что ниже оптимальных значений. Вместе с тем, около 14% шлаков содержат в своем составе от 9,0 до 12,0% MgO. Отметим, что оксид магния повышает вязкость шлаков и ухудшает процесс десульфурации, но замедляет растворение футеровки ковша в зоне шлакового пояса [8].

Относительно распределения MnO в рафинировочных шлаках (рис. 7) можно отметить, что в подавляющем большинстве случаев (более 72%) содержание MnO не превышает 0,5%. Вместе с тем, ряд составов шлаков (около 16%) имеют содержание оксида марганца от 1,0 до 3,0%. Почти такая же зависимость наблюдается и в отношении содержания в шлаке FeO (рис. 8). Примерно 55% составов шлаков содержат FeO от 0,01 до 0,5%. При этом встречаются составы шлаков с концентрацией FeO от 0,5 до 1,5% (около 37% случаев) и около 9% шлаков содержат более 1,5% FeO, что свидетельствует о плохой раскисленности рафинировочного шлака и значительно превышает оптимальное содержание FeO [6]. Подобная зависимость только без резких колебаний сохраняется и в отношении окисленности рафинировочного шлака (рис. 9). Максимально допустимая концентрация (FeO + MnO) в оптимальном составе рафинировочного шлака не должна превышать 0,65% [6]. Таким требованиям соответствует только около 50% составов шлаков, а все остальные характеризуются окисленностью от 1,0 до 3,5%.

Диаграмма распределения основности шлака (рис. 10) практически соответствует закону нормальному распределения с максимальным количеством случаев (около 45%), приходящихся на основность 1,75. Для оптимального состава рафинировочного шлака основность должна составлять более 2,0 [6]. Такие колебания по содержанию основных компонентов шлака сказываются на стабильности процессов раскисления и десульфурации стали, ее загрязненности неметаллическими включениями и стойкости футеровки сталеразливочного ковша в зоне шлакового пояса. Поэтому необходимо обратить внимание на операцию диффузионного раскисления шлака с целью минимизации содержания в нем оксидов железа и марганца. Вместе с тем, следует отметить, что при использовании составов APC с фракцией менее 1 мм наблюдается повышенное пылегазовыделение и часть раскисляющей смеси сгорает под сводом установки «печь-ковш» или удаляется системой пылегазоочистки, не достигнув поверхности расплава, что затрудняет подачу раскислительной смеси из бункеров непосредственно на шлак по всей обрабатываемой поверхности.

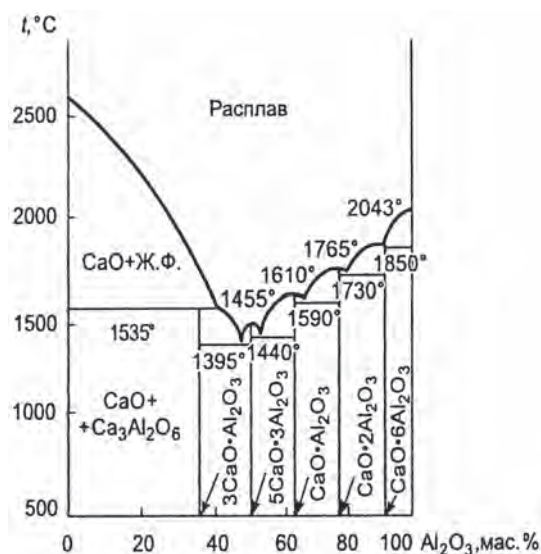


Рис. 11. Диаграмма состояния системы CaO – Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> [9]

Учитывая положительное влияние APC на жидкотекучесть рафинировочных шлаков, провели анализ диаграммы состояния CaO – Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> [9] (рис. 11). Из рисунка видно, что в системе CaO – Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> существуют соединения C<sub>3</sub>A (3CaO·Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), C<sub>5</sub>A<sub>3</sub> (5CaO·3Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), CA (CaO·Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) и CA<sub>2</sub> (CaO·2Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) с температурами плавления ниже 1600 °С. Данные о сосуществовании фаз и их температурах плавления приведены в табл. 1 [9].

Анализ диаграммы состояния системы CaO–SiO<sub>2</sub>–Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (рис. 12) показывает, что при определенном соотношении компонентов в шлаке можно обеспечить температуру его плавления значительно ниже 1400 °С. Например, шлак, содержащий 23% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 42% SiO<sub>2</sub> и 35% CaO, плавится при температуре 1266 °С, а шлак с содержанием 10% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 45% SiO<sub>2</sub> и 45% CaO имеет температуру плавления 1311 °С. Реальные рафинировочные шлаки могут иметь и более низкие температуры плавления вследствие наличия в них других компонентов.



Таблица 1. Состав и температура плавления некоторых сосуществующих фаз системы CaO – Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> [9]

Сосуществующие фазы	Процесс	Состав, мас.%		Температура, °C
		CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	
CaO+3CaO·Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + жидкость	Инконгруэнтное плавление	57,0	43,0	1535
3CaO·Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + 5CaO·3Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + жидкость	Эвтектика	50,0	50,0	1395
5CaO·3Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + жидкость	Плавление	47,8	52,2	1455
5CaO·3Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + CaO·Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + жидкость	Эвтектика	47,0	53,0	1440
CaO·Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + жидкость	Плавление	35,4	64,5	1610
CaO·Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + CaO·2Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + жидкость	Эвтектика	33,5	66,5	1590

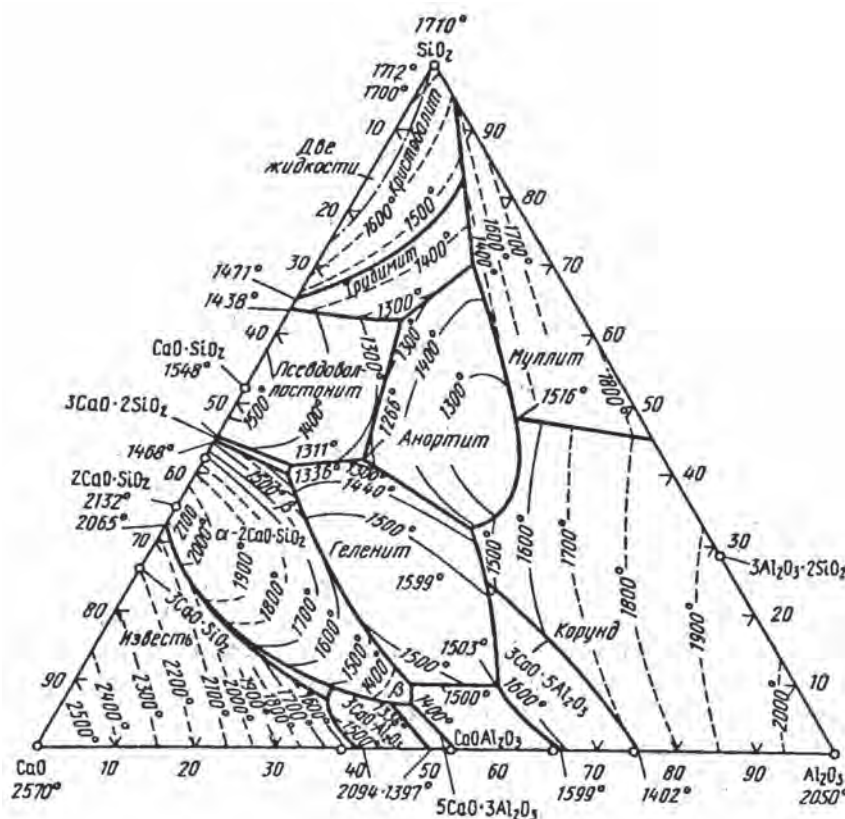


Рис. 12. Диаграмма состояния системы CaO–SiO<sub>2</sub>–Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> [10]

Авторы работы [11] также отмечают положительное влияние Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> на разжижение шлака и повышение стойкости футеровки сталеразливочного ковша и рекомендуют использовать для этих целей глиноземсодержащий материал Рантал 50ГР (производство ООО «РАНТАЛ», г. С.-Петербург) и глиноземсодержащие брикеты (производство ОООИ «РОИС», г. Екатеринбург) (табл. 2).

Таблица 2. Составы глиноземсодержащих материалов для разжижения шлака [11]

Материал	Массовая доля, %										
	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>мет</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	хлориды	примеси
Рантал50ГР	1,98	—	72,1	20,0	0,71	0,70	2,05	0,52	0,31	—	2,95
Брикеты ОООИ «РОИС»	—	3,3	55,7	6,04	1,91	12,6	2,74	4,3	3,7	8,1	11,9

Таким образом, вводя в рафинировочные шлаки добавки, содержащие CaO с Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, можно регулировать жидкотекучесть шлаков и отказаться от использования плавикового шпата (CaF<sub>2</sub>), который является экологически опасным веществом, обладает высокой стоимостью и агрессивно взаимодействует с футеровкой сталеразливочного ковша [11]. По данным работы [4], содержание в шлаках 20–25% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> исключает необходимость использования плавикового шпата для их разжижения. Следует также учитывать, что алюминаты с высоким содержанием кальция (C<sub>3</sub>A, C<sub>5</sub>A<sub>3</sub>) имеют более высокую способность поглощать CaS, чем алюминаты с высоким содержанием глинозема (CA, CA<sub>2</sub>), при этом растворимость CaS сильно зависит от температуры [12].

В качестве исходных материалов для получения разжижителей рафинировочного шлака использовали вторичные алюминиевые или отвалы шлаки после длительного хранения на открытом воздухе с добавлением в них отсева извести и связующего. Длительное хранение алюминиевого шлака на открытой площадке способствует окислению остаточного алюминия до  $Al_2O_3$  и вымыванию солей. Гранулирование или прессование полученной смеси с последующей тепловой обработкой позволяет получать материал необходимой прочности, что облегчает его дозирование и ввод в сталеразливочный ковш практически без пыле- и газовыделения. Таким образом, предлагается безотходная технология переработки алюминиевой стружки и шлака с получением металлического алюминия и нового товарного продукта в виде разжижителя рафинировочного шлака.

### Литература

1. Гогин В. Б. Современные направления развития технологии рециклинга алюминия (по материалам 3-й конференции «Рециклинг алюминия»). М. 29–31 марта 2006 г. / В. Б. Гогин, Д. А. Шадаев // Технология легких сплавов. 2006. № 4. С. 101–118.
2. Анализ процесса плавки алюминиевой стружки и шлака в короткопламенной роторной печи / Л. В. Трибушевский [и др.] // Литье и металлургия. 2015. № 2. С. 42–48.
3. Влияние состава шихты на себестоимость получаемого сплава при плавке в короткопламенной роторной печи / Л. В. Трибушевский [и др.] // Металлургия: Респ. межвед. сб. науч. тр. Минск: БНТУ, 2015. № 36. С. 151–158.
4. Леонтьев Л. И. Переработка и утилизация техногенных отходов металлургического производства / Л. И. Леонтьев, В. И. Пономарев, О. Ю. Шешуков // Экология и промышленность России. 2016. Т. 20. № 3. С. 24–27.
5. Кудрин В. А. Теория и технология производства стали / В. А. Кудрин. М.: Мир, 2003. 528 с.
6. Производство стали на агрегате «ковш-печь» / Д. А. Дюдкин [и др.]. Донецк: ООО «Юго-Восток, ЛТД», 2003. 300 с.
7. Процессы десульфурации в агрегате печь-ковш с полыми электродами / Е. Б. Агапитов [и др.] // Сталь. 2008. № 8. С. 37–40.
8. Магнезиальные флюсы и особенности их использования при плавке стали / Г. А. Румянцова [и др.] // Металлургия: Респ. межвед. сб. науч. тр. Минск: БНТУ, 2016. № 37. С. 31–37.
9. Бобкова Н. М. Физическая химия тугоплавких неметаллических и силикатных материалов / Н. М. Бобкова. Минск: Выш. шк., 2007. 301 с.
10. Воскобойников В. Г. Общая металлургия / В. Г. Воскобойников, В. А. Кудрин, А. М. Якушев. М.: ИКЦ «Академкнига», 2005. 768 с.
11. Повышение стойкости футеровки агрегатов внепечной обработки стали / А. А. Метелкин [и др.]. Нижний Тагил: НТИ УрФУ, 2015. 144 с.
12. Дюдкин Д. А. Совершенствование технологии использования порошковых проволок в металлургии стали / Д. А. Дюдкин, В. В. Кисиленко, С. Б. Бать // Сталь. 2007. № 8. С. 25–29.

### References

1. Gogin V. B., Shadayev D. A. Sovremennye napravleniya razvitiya tekhnologii retsyklinga alyuminiya (po materialam 3-y konferentsii «Retsikling alyuminiya») [Modern trends in the development of aluminum recycling technology]. *Tekhnologiya legkikh spлавov = Technology of light alloys*. 2006, no 4, pp. 101–118.
2. Tribushevskiy L. V., Nemenenok B. M., Rumyantseva G. A., Rimoshevskiy V. S. Analiz protsessa plavki alyuminiyevoy struzhki i shlaka v korotkoplamennoy rotornoy pechi [The analysis of process of melting of aluminium shaving and slag in the short-flame rotor furnace]. *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy*, 2015, no 2, pp. 42–48.
3. Tribushevskiy L. V., Nemenenok B. M., Rumjantseva G. A., Gorbel I. A. Vliyanie sostava shikhty na sebestoimost poluchaemogo splava pri plavke v korotkoplamennoy rotornoy pechi [Influence of the composition of the charge on the cost of the resulting alloy during melting in a short-flame rotary furnace]. *Metallurgiya: Respublikanskiy mezhdomevstvennyi sbornik nauchnykh trudov = Metallurgy: Republican interdepartmental collection of scientific works*, Minsk, BNTU Publ., 2015, vyp. 36, pp. 151–158.
4. Leont'ev L. I., Ponomarev V. I., Sheshukov O. Yu. Pererabotka i utilizatsiya tekhnogennykh otkhodov metallurgicheskogo proizvodstva [Processing and utilization of industrial wastes of metallurgical production]. *Ekologiya i promyshlennost Rossii = Ecology and industry of Russia*, 2016, vol. 20, no 3, pp. 24–27.
5. Kudrin V. A. *Teoriya i tekhnologiya proizvodstva stali* [Theory and technology of steel production]. Moscow, Mir Publ., 2003. 528 p.
6. Dyudkin D. A., Bat S. Yu., Grinberg S. E., Marintsev S. N. *Proizvodstvo stali na agregate «kovsh-pech»* [Steel production on the ladle furnace unit]. Donetsk, ООО «Yugo-Vostok, LTD» Publ., 2003. 300 p.
7. Agapitov E. V., Bigeev V. A., Erofeev M. M., Pokataeva M. A. Protsessy desulfuratsii v agregate pech-kovsh s polymielektrodami [Desulphurization processes in a ladle furnace with hollow electrodes]. *Stal = Steel*, 2008, no 8, pp. 37–40.
8. Rumjantseva G. A., Nemenenok B. M., Tribushevskiy L. V., Gorbel I. A. Magnezialnye flyusy i osobennosti ikh ispolzovaniya pri plavke stali [Magnesia fluxes and features of their use in the melting of steel]. *Metallurgiya: Respublikanskiy mezhdomevstvennyi sbornik nauchnykh trudov = Metallurgy: Republican interdepartmental collection of scientific works*, Minsk, BNTU Publ., 2016, vyp. 37, pp. 31–37.
9. Bobkova N. M. *Fizicheskaya khimija tugoplavkikh nemetallicheskih i silikatnykh materialov* [Physical chemistry of refractory nonmetallic and silicate materials]. Minsk, Vysheyschaya shkola Publ., 2007, 301 p.
10. Vosko-boynikov V. G., Kudrin V. A., Jakushev A. M. *Obshchaya metallurgiya* [General Metallurgy]. Moscow, IKTS «Akademkniga», Publ., 2005. 768 p.
11. Metelkin A. A., Sheshukov O. Yu., Nekrasov I. V., Shevchenko O. I. *Povyshenie stoykosti futerovki agregatov vnepechnoy obrabotki stali* [Increasing the lining stability of the out-of-furnace steel treatment units]. Nizhniy Tagil: NТИ УрФУ Publ., 2015. 144 p.
12. Dyudkin D. A., Kisilenko V. V., Bat S. V. *Sovershenstvovanie tekhnologii ispolzovaniya poroshkovykh provolok v metallurgii stali* [Perfection of the technology of the use of powder wires in metallurgy of steel]. *Stal = Steel*, 2007, no 8, pp. 25–29.