

**ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ
ПЕРЕРАБОТКИ ОКИСЛЕННЫХ
ОТХОДОВ АЛЮМИНИЯ**

Минск
БНТУ
2023

УДК 669.715.8+628.5

ББК 30.69

И66

А в т о р ы:

Л. В. Трибушевский, В. Л. Трибушевский,

Б. М. Немененок, Г. А. Румянцева

Иновационные технологии переработки окисленных отходов алюминия / Л. В. Трибушевский [и др.]. – Минск : БНТУ, 2023. – 139 с.

В монографии изложены результаты исследований по переработке окисленных отходов алюминия бесфлюсовой плавкой в короткопламенной роторной печи. Разработана безотходная технология переработки данных видов отходов с получением металлических раскислителей в виде чушек, пирамидок, сухих гранул, а также раскислительных смесей и разжижителей рафинировочного шлака для внепечной обработки стали. Приведены результаты производственных испытаний полученной продукции в условиях Белорусского и Молдавского металлургических заводов. Показана возможность использования отвалных алюминиевых шлаков для производства материалов для внепечной обработки стали.

Табл. 25. Ил. 43. Библиогр.: 168 назв.

Рекомендовано к изданию научно-техническим советом
Белорусского национального технического университета
(протокол № 9 от 23.09.2022 г.)

Р е ц е н з е н т ы:

доктор технических наук, профессор *Е. Е. Петюшик*;

доктор технических наук *А. С. Калиниченко*

ISBN 978-985-583-909-6

© Белорусский национальный
технический университет, 2023

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
1. АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕПЛАВА АЛЮМИНИЕВОЙ СТРУЖКИ, ШЛАКОВ И ВАРИАНТОВ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОБРАЗУЮЩИХСЯ ОТХОДОВ	7
1.1. Анализ оборудования и технологий переработки стружки алюминиевых сплавов.....	7
1.2. Анализ шлаков, образующихся при плавке алюминиевых сплавов, и технологий их переплава.....	19
1.3. Области применения алюминиевых шлаков и отходов, образующихся в процессе их переработки	33
2. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ ОТХОДОВ АЛЮМИНИЯ В КОРТКОПЛАМЕННОЙ РОТОРНОЙ ПЕЧИ	42
2.1. Исследования влияния состава шихты на металлургический выход и себестоимость получаемого сплава	42
2.2. Анализ пылегазовых выбросов, образующихся при плавке отходов алюминиевых сплавов в КРПП.....	66
3. ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАСКИСЛИТЕЛЬНОЙ СМЕСИ И РАЗРАБОТКА НОВЫХ ПРОДУКТОВ ДЛЯ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ СТАЛИ НА ОСНОВЕ ОПВА	77
3.1. Результаты испытания и использования раскислительной смеси на основе ОПВА в условиях Белорусского металлургического завода	77
3.2. Разработка составов на основе ОПВА для разжижения рафинировочных шлаков	89
3.3. Реализация разработок в производственных условиях и оценка их экономической эффективности	108
3.4. Расчет экономического эффекта от внедрения безотходной технологии переработки окисленных отходов алюминия на ООО «НПФ "Металлон"».....	117
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	120
ЛИТЕРАТУРА	123

ВВЕДЕНИЕ

Сплавы на основе алюминия являются наиболее распространенными среди цветных металлов материалами и находят все более широкое применение в транспорте, строительстве, упаковке, электротехнике и производстве предметов быта. Благодаря уникальному комплексу свойств, они успешно выдерживают конкуренцию со стороны других конструкционных материалов, таких как сталь, чугун, медные сплавы, бетон, дерево, пластмассы, стекло. Важнейшее из этих свойств – способность к рециклингу. Однажды полученный из руды алюминий может быть многократно с применением соответствующих технологий переплавлен и снова использован для изготовления изделий. Процессы рециклинга алюминия обеспечивают 35 % мирового потребления алюминия и позволяют сохранять резервы ископаемого сырья для производства алюминия, обеспечивают 95 % экономию энергии и защиту окружающей среды [1]. Рециклированный алюминий все более активно заменяет в изделиях первичный алюминий и в развитых странах его доля в общем потреблении алюминия уже превышает 30 %. Доля рециклированного алюминия в России составляет около 10 %, а в Германии, Японии и США этот показатель достиг 35 %. По оценкам специалистов к 2030 году потребление алюминия в мире может возрасти до 50 млн. тонн, из которых на долю вторичного металла придется 22–24 млн. тонн [2; 3].

В Европе производство вторичного алюминия составляет 1,9 млн. тонн в год, при этом в производстве банок для напитков используют 45 % вторичного металла, в строительстве – 85 %, на транспорте – 95 % [3]. Но такая замена становится возможной только потому, что качество этого алюминия начинает не уступать первичному металлу, полученному из руды. По существу, все чаще термины «первичный» или «вторичный» относятся к источнику сырья, а не к уровню качественных характеристик сплава. Это результат технологического прорыва в процессах и оборудовании для подготовки скрапа, плавления, обработки расплава и разливки, произошедшего за последние десять лет.

Металлические заготовки и сплавы, возвращенные на вторичную переработку, сильно отражаются на использовании алюминия в различных отраслях промышленности. Хотя некоторые виды

продукции, такие как алюминиевые банки, могут при обороте металла в замкнутых цепях перерабатываться бесконечно много раз (при этом по статистике менее трех месяцев проходят между тем, как переработанная алюминиевая тара снова возвращается на прилавки, уже заполненная напитком). Лишь немногие материалы имеют длительный срок службы. Алюминий, используемый при строительстве зданий, возвращается в металлургическую промышленность в среднем через 30 лет. Жизненный цикл алюминия, который все в большем количестве используется в автомобилях и других транспортных средствах, составляет приблизительно 6 лет. Таким образом, какая-то часть алюминия, произведенного много лет назад, до сих пор находится в обращении [3].

Рост объемов потребления и расширение областей применения алюминия привело к увеличению количества мелкодисперсных и загрязненных отходов с содержанием алюминия от 40 до 85 %, эффективная переработка которых затруднена на традиционном оборудовании [4; 5].

В настоящее время на территории Республики Беларусь образуется значительное количество конверсионного кускового алюминиевого лома и разнообразных дисперсных и высокоокисленных отходов алюминия (стружка, шлаки, съемы и т. д.). По данным ОАО «Белцветмет» в общем объеме накопления вторичного алюминиевого сырья доля стружки составляет более 26 %, а шлака – более 13 %. Если в отношении переплава кускового лома вопрос успешно решен в связи с вводом в эксплуатацию цеха на ОАО «Белцветмет» в п. Гатово, то по высокодисперсному сырью он остается открытым, так как существующее плавильное оборудование не приспособлено к эффективной переработке загрязненных и низкосортных отходов [6].

По мнению авторов работ [7; 8] переработка алюминиевых шлаков является важным резервом для расширения объемов производства алюминиевых сплавов. Исследования, выполненные применительно к технологиям рециклинга стружки и шлаков [9–11], сводились преимущественно к разработке мероприятий по повышению металлургического выхода без учета экологических вопросов. Реализация предложенных рекомендаций способствовала увеличению процента извлекаемого металла, но одновременно привела к образованию значительного количества солевых шлаков, переработка которых

требует специальных технологий, а хранение их в отвалах экологически небезопасно, т. к. они относятся к 4 классу опасности [4; 12].

Постоянно растущие цены на энергоносители вместе с ужесточающимися положениями о защите окружающей среды являются движущей силой для разработки современных безотходных технологий рециклинга отходов алюминия. Поэтому разработка безотходной технологии рециклинга стружки и шлаков алюминиевых сплавов является актуальной и представляет научный, практический и экономический интерес. Важный путь повышения экономической эффективности работы предприятий – это снижение издержек, связанных с образованием и утилизацией экологически опасных отходов.

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 [13].

Поэтому востребованы замкнутые (экологизированные) производства, по аналогии с природой, с кругооборотом сырья, металлов и рациональным использованием энергии, основанные на принципе академика И. П. Бардина, «в которых отходы одних производств являются сырьем для других» [14]. Проблема утилизации отходов, сбережение материальных ресурсов и экологической безопасности превращается в одну из основных для цивилизации XXI века и, прежде всего, для металлургической науки.

1. АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕПЛАВА АЛЮМИНИЕВОЙ СТРУЖКИ, ШЛАКОВ И ВАРИАНТОВ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОБРАЗУЮЩИХСЯ ОТХОДОВ

1.1. Анализ оборудования и технологий переработки стружки алюминиевых сплавов

Среди прочих видов вторичного сырья, используемых при выплавке алюминиевых сплавов, стружка занимает около 40 % по массе, при этом непосредственно в литейных цехах при обрезке литниково-питающей системы образуется до 4 % стружки от массы отливок [15–18].

Алюминиевая стружка представляет собой многокомпонентную систему, содержащую металлы и их оксиды. Ее геометрические размеры и фракционный состав зависят от способа обработки деталей на станках, химического состава сплавов и технологических режимов термообработки в сушильных агрегатах. Содержание оксидных включений и примесей в стружке определяется, в основном, окислением металлов при транспортировке, хранении, сушке, а также наличием землистой засоренности. Анализ состояния алюминиевой стружки, поступающей из механических цехов предприятий, выявил ее загрязненность маслом, смазочно-охлаждающей жидкостью (СОЖ), влагой и механическими примесями черных сплавов. Степень загрязненности составляет до 50 %, а в некоторых случаях и выше. Среднее содержание металла в стружке находится на уровне 70–80 %, а при длительном хранении ее на воздухе данный показатель снижается до 40–50 % [15].

В СССР стружка алюминиевых сплавов преимущественно перерабатывалась на специализированных предприятиях Вторцветмета с получением широкой гаммы чушковых вторичных алюминиевых сплавов, которые по стоимости превышали закупочную цену стружки более, чем в три раза [19]. При этом производимые вторичные алюминиевые сплавы из-за высокого содержания металлических примесей характеризовались низкими физико-механическими свойствами и не могли использоваться в производстве отливок ответственного назначения [20]. Поэтому многие крупные производители алюминиевого литья (Заволжский

моторный завод, Винницкий завод тракторных агрегатов, Мелитопольский завод «Автоцветлит» и др.) начали самостоятельно создавать участки по переплаву образующейся алюминиевой стружки.

Использование стружки в местах ее образования помимо экономии более дорогих и дефицитных первичных материалов обеспечивало следующие экономические выгоды: сокращение нерациональных встречных перевозок стружки и первичных материалов, а также продолжительности ее хранения, что ведет к снижению потерь от окисления металла; экономятся топливо и электроэнергия за счет ликвидации одного этапа переработки металла; сокращаются неизбежные потери металла при транспортировании отходов; уменьшаются возможность смешивания стружки разных марок и, как следствие этого, объем некондиционных отходов, что приводит к прямой экономии дефицитных легирующих элементов, содержащихся в большом количестве в поршневых алюминиевых сплавах; уменьшаются объемы погрузочно-разгрузочных работ и потребности в складских помещениях [21].

Металлическая стружка в виде брикетов или россыпью успешно заменяет в шихте лом при условии полного удаления влаги, масла и других органических примесей, входящих в состав эмульсий, которые применяются при механической обработке. Традиционно для этих целей используют горизонтальные барабанные сушила различных конструкций, занимающие значительные площади, с громоздкими системами термической нейтрализации выделяющихся газообразных веществ. Например, сушильная установка «Интал» (Великобритания), при производительности 6 т/ч имеет длину 15 м, диаметр 2,15 м и специальную камеру дожигания 6×9 м. Для условий литейных цехов необходимы более компактные устройства с производительностью 0,5–0,7 т/час.

На Заволжском моторном заводе [20–23] разработан и успешно используется более 25 лет процесс приготовления рафинированных вторичных алюминиевых сплавов, состоящий из двух этапов:

– предварительной подготовки, сушки и прокаливания стружки в целях качественной очистки ее от алюминиевого скрапа, землистой засоренности, механических примесей железа, влаги, масла и СОЖ;

– металлургической обработки стружки, включающей операции ее переплава, рафинирования расплава и разливки полученного вторичного сплава.

Специализированный участок переработки, сушки и переплава алюминиевой стружки рассчитан на выпуск 5 тыс. тонн вторичных алюминиевых сплавов и состоит из двух линий. На первой линии перерабатывается и сушится стружка литейных цехов без какой-либо предварительной подготовки. На второй линии перерабатывается и сушится стружка механообработывающих цехов после предварительной обработки ее на вертикально-фильтрующей центрифуге непрерывного действия, что обеспечивает снижение содержания влаги и масла в обработанной стружке в 4,6 раза (с 14,7 до 3,2 %) [20].

Технология переработки и сушки стружки сплава АК9 на комплексно-механизированных установках Заволжского моторного завода обеспечивает при температуре сушки 550 °С снижение содержания в стружке влаги и масла – до 0,22 %, землистой засоренности до 0,38 %, примесей железа до 0,71 % [20].

Сухую алюминиевую стружку переплавляют в сыпучем виде (без брикетирования) в индукционных тигельных печах ИАТ-2,5 с использованием порошкообразного рафинирующего флюса, расход которого составляет 2,5–3 % от массы переплавляемой стружки.

Стружку из лотковой тары мостовым краном загружают в плавильные печи на ванну предварительно наплавленного металла «болота» с равномерной пересыпкой ее сухим флюсом. По мере расплавления стружки и ее оседания производят завалку новых порций стружки и флюса. После наплавления полной печи стружечным переплавом при 740 °С снимается шлак с зеркала расплава. Затем отбирают пробы на химический анализ, по результатам которого корректируют состав сплава. Рафинируют металлы в плавильной печи комбинированным способом. Для этого на зеркало металла наводят слой жидкого флюса (1,5 % массы рафинируемого сплава) и производят обработку ванны гексахлорэтаном (C_2Cl_6), который вводят в расплав с помощью колокольчика навесками по 0,1–0,15 %. Общий расход гексахлорэтана на плавку составляет 0,7–0,8 %. При комплексном воздействии на расплав жидкого флюса и гексахлорэтана достигается эффективная очистка расплава от неметаллических включений и растворенных

газов. После комплексной обработки металла проводится съем флюса и шлака с зеркала расплава [20].

Разработанная технология приготовления литейных алюминиевых сплавов с применением стружечного переплава предусматривает использование его в жидком состоянии с добавлением 15–20 % к рабочим сплавам в раздаточные печи или дозаторы. При этом рафинированный стружечный переplав дважды переливают из плавильной печи в ковш электропогрузчика, а из него – в раздаточные печи или дозаторы, в результате чего происходит интенсивное насыщение переplав неметаллическими примесями, резко снижающее эффективность печного рафинирования. В целях исключения насыщения рафинированного переplав оксидами и газами и проведения дополнительной глубокой очистки жидкого металла в разработанную технологию переplав алюминиевой стружки включена как обязательная технологическая операция внепечного рафинирования расплава жидкими флюсами [23].

Добавление жидкого рафинированного стружечного переplав к рабочему сплаву АК9, находящемуся в раздаточных печах или дозаторах, снижает расход первичных шихтовых материалов – алюминия и силумина. По данным авторов работы [20] общее содержание вредных металлических примесей в сплаве, полученном с применением 20 % стружечного переplав, оказывается в 2,5 раза меньше допустимого.

Авторы работы [24] предлагают экологически чистую установку для безокислительного нагрева стружки цветных сплавов, отличающуюся малыми габаритами (2,7×2,1×5,9 м) и экономичностью при часовой производительности 0,5–0,7 т по алюминиевой стружке (рис. 1.1).

При оснащении транспортными системами установка работает в автоматическом режиме. В комплект поставки входит сама установка и система газоочистки. Безокислительный нагрев снижает потери металла от окисления, повышает металлургический выход при переplаве до 80–85 %, сокращает расход топлива на 50–80 %. Установка пригодна для работы как на газообразном, так и на жидком топливе. Вертикальная компоновка установки позволяет сократить производственную площадь в 2–3 раза, не требует специальных фундаментов и может легко монтироваться в действующем цехе.

Вредные газовые выбросы нейтрализуются термическим способом в процессе сушки. Испарившееся из стружки масло служит источником дополнительного топлива, за счет чего резко сокращается расход основного топлива. Высушенная стружка может использоваться без потерь тепла в установленном рядом плавильном агрегате россыпью или в виде брикетов.

В установке предусмотрено автоматическое регулирование теплового режима. Расход топлива максимален при выводе установки на рабочий режим, а затем подача топлива уменьшается до минимально возможного для поддержания стабильного пламени горелок. Основное количество тепла образуется от сгорания испарившегося из стружки масла. По мнению авторов работы [24] внедрение одной установки и использование стружки в качестве шихты снижает себестоимость литья из алюминиевых сплавов на 10–15 %, сокращает транспортные расходы и обеспечивает решение экологических вопросов.

Заслуживает внимания технология переработки алюминиевой стружки, используемая на Минском моторном заводе [9; 15; 25–27].

Суть данной технологии заключается в следующем. Исходная влажная стружка, имеющая различную длину и характер укладки, загружается в приемный бункер 1 (рис. 1.2), в нижней части которого расположена дробилка стружки, являющаяся одновременно и ее дозатором. При включении дробилки стружка, проходя через механизм измельчения, равномерно попадает на скребковый транспортер 2, который через вибропитатель передает ее в загрузочную камеру 4 сушильного агрегата. Далее стружка перемещается внутри оребренного продольными ребрами и вращающегося сушильного барабана 5, имеющего наклон 1–2°. Сушка при температуре 150–200 °С не позволяет полностью удалить влагу и жидкие органические включения из стружки даже при длительном осуществлении процесса (до 45 мин.) [25].

Сушка при повышенных температурах (350–400 °С) также не может считаться эффективной из-за чрезмерной окисляемости стружки после определенного времени. Наиболее оптимальной является температура в диапазоне 250–300 °С. Время процесса сушки должно составлять 25–30 мин., для чего скорость вращения барабана необходимо поддерживать в пределах 2–3 об/мин [26].

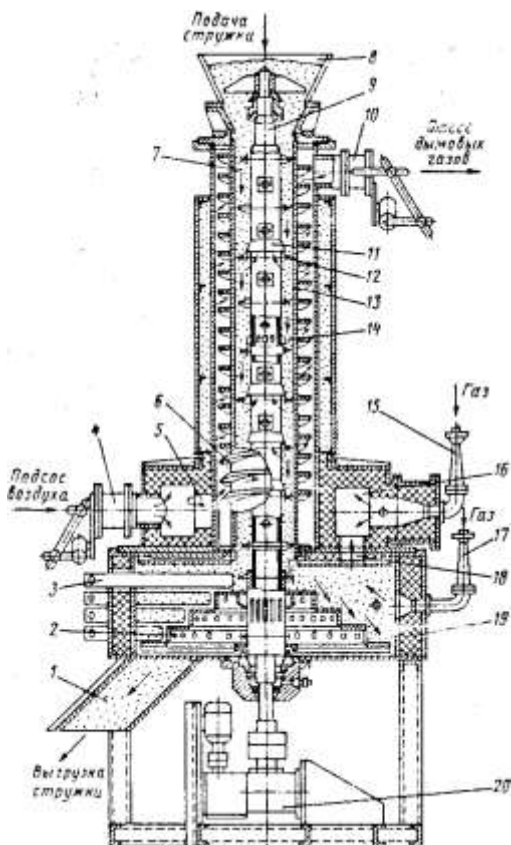


Рис. 1.1. Установка сушки стружки вертикальной компоновки [24]:
 1 – лоток; 2 – дисковый питатель; 3 – верхний плужок; 4 – клапан;
 5 – окно; 6 – спиральный дымовой тракт; 7 – камера нагрева; 8 – загрузочное устройство; 9 – полый вал; 10 – клапан; 11 – козырьки; 12 – лопасть вала; 13 – рекуператор; 14 – корпус; 15 – горелка; 16 – кольцевая камера; 17 – горелка;
 18 – окно; 19 – корпус; 20 – привод

В сушильном барабане реализован противоток стружки и газов, образующихся при сжигании природного газа в топке 6. Газы, нагретые до температуры 250–300 °С, проходят через барабан и, поглотив пары воды из органических включений, попадают в каме-

ру дожигания 9, где температура за счет специально установленной горелки достигает 800–850 °С.

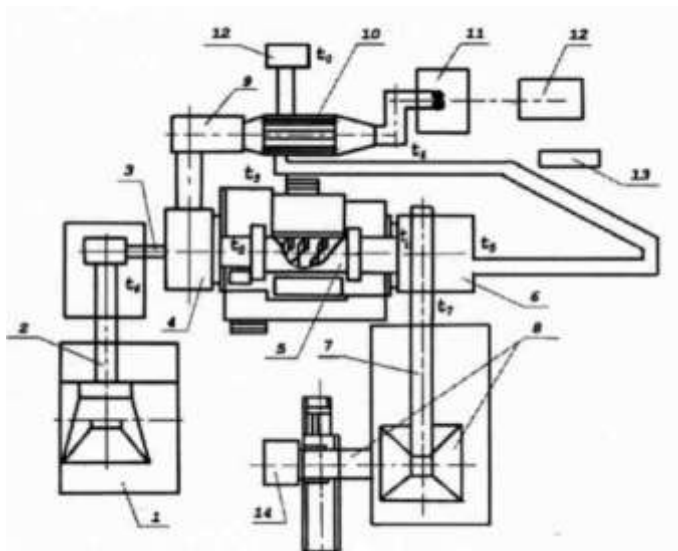


Рис. 1.2. Комплекс предварительной сушки стружки [26]:

1 – приемный бункер; 2 – скребковый транспортер; 3 – камера дожигания; 4 – топка; 5 – бункер сухой стружки; 6 – сушильный барабан; 7 – загрузочная камера; 8 – скруббер мокрой очистки; 9 – скребковый транспортер

Здесь происходит полное дожигание паров органических веществ. Далее газы через охладитель попадают в скруббер мокрой очистки 11, где происходит полное улавливание пылевидных включений, сажи, оксидов алюминия. Очищенные газы выбрасываются в атмосферу. Стружка из барабана при помощи скребкового транспортера 7 попадает в бункер для хранения сухой стружки 8, откуда по мере надобности через систему магнитной сепарации выдается на переплав.

Внедрение данной технологии позволяет не только увеличить выход годного при переплаве стружки в индукционных печах ИАТ-6 до 90–95 %, но и использовать в основном производстве

алюминиевую стружку, образующуюся на других предприятиях в качестве исходных шихтовых материалов.

Известны многочисленные, апробированные в лабораторных и производственных условиях, варианты переплава стружки [7–9; 15; 16; 19; 20; 22; 23; 27]. При этом наиболее дешевым и экономически обоснованным способом переплава алюминиевой стружки, обеспечивающим неплохие результаты, является плавка в индукционных тигельных печах промышленной частоты [7; 15]. Благодаря интенсивному перемешиванию расплава происходит быстрое замешивание стружки под зеркало металла, что обеспечивает ее расплавление практически без дополнительного окисления.

Авторы работы [28] при плавке стружки заэвтектических алюминиевых сплавов в печах ИАТ-1 предлагают перегревать расплав до 800–900 °С и рафинировать его 1,6–1,8 % флюса, содержащего 88–98 % КСl и 2–12 % карбонатов щелочных металлов. Для улучшения механических свойств проводят специальную температурную обработку расплава и после его перелива в тигли раздаточных печей используют комбинированное рафинирование таблеткой на основе гексахлорэтана и последующую продувку азотом. Такая технология плавки и рафинирования позволяет использовать 100 % образующейся в производстве стружки.

В работах [16; 21] стружку поршневого сплава КС-245 рекомендуют собирать в тару и для удаления влаги и масел сушить при 300 °С в камерных печах, а затем загружать стружку в печь ИАТ-2,5 на жидкую ванну. Полученный расплав сливают в раздаточные ковши и обрабатывают жидким универсальным флюсом 40 % КСl, 35 % NaCl, 15 % Na₃AlF₆, 10 % NaF. Брикетирование стружки повышает выход металла на 1,0 %, но требует дополнительных затрат на оборудование и его обслуживание, что не всегда экономически оправдано [29].

Исследованиями [30], выполненными на поршневом сплаве АЛ25 (АК12М2МгН), установлено, что максимальное содержание стружки в шихте ограничивается 20 %. С увеличением количества брикетированной стружки значительно возрастает брак поршней вследствие повышенного содержания водорода и неметаллических включений в сплаве. При этом применение бракованных поршней для запрессовки в них стружки обусловило рациональное их использование для повышения прочности брикетов [31].

Авторы работ [32; 33] доказали целесообразность обогащения алюминиевой стружки путем удаления фракции менее 3 мм из шихты перед плавкой ее в индукционной печи. Это позволило повысить содержание металла в стружке на 3,5 %, извлечение металла при плавке на 6 %, производительность печи на 12–15 % и в 2,5 раза снизить количество образующегося шлака при сокращении расхода электроэнергии на плавку на 10–12 %. К аналогичным выводам пришли и авторы работы [34] после исследования процесса плавки стружки в печах сопротивления.

С целью увеличения металлургического выхода при переплаве алюминиевой стружки многими авторами предлагается использование электрошлакового переплава с нерасходуемыми электродами [35], предварительного плакирования алюминиевой стружки флюсами [36], применение солевых электрических печей [37; 38]. Однако данные технологии требуют использования специального энергоемкого оборудования и существенно осложняют экологическую ситуацию из-за интенсивного испарения флюсов.

В работе [39] предложен новый способ переплава алюминиевой стружки в среде жидкого алюминия и устройство для его осуществления. Плавку ведут с использованием «болота», которое должно составлять около половины тигля печи. Над печью размещают специальный смеситель, рабочую часть которого (импеллер) погружают в расплав на глубину нескольких сантиметров. В результате вращения импеллера в тигле печи образуется воронка вращающегося расплава. Стружка засыпается сверху в центр воронки и практически мгновенно замешивается в расплав, не успевая окислиться. При этом каждая частица стружки нагревается и плавится отдельно и очень быстро. Угар стружки составляет менее 10 %. Процесс опробован на печах до 500 кг и рекомендуется для переплава алюминиевой стружки в литейных цехах при необходимости получения металла высокого качества, что достигается возможностью ввода в расплав одновременно или последовательно со стружкой любых флюсов и легирующих добавок.

Роторные наклонные печи позволяют переплавлять все виды отходов алюминия, как с использованием флюсов, так и без них. В последнем случае можно применять шихту с более высокой влажностью, так как при соприкосновении ее с горячей футеровкой

происходит полное удаление влаги и это не сказывается на качестве получаемых сплавов [6; 40; 41].

Технологические газы от роторных печей поступают в рекуператор, охлаждаются до температуры 160 °С и далее передаются в систему рукавных фильтров, где очищаются от пыли и вредных газовых составляющих (SO_2 , HF, HCl) за счет вдувания тонко измельченной извести. Очищенные газы с помощью дымососов выбрасываются в атмосферу. Газы от миксеров, загрузочных отверстий роторных печей, бункеров и фильтрующедегазирующего устройства объединяются и подаются на очистку в самостоятельную систему рукавных фильтров, и после очистки до нормы с помощью дымососа выбрасываются в атмосферу [37].

Пыль, уловленная системой газоочистки роторных печей, гранулируется и возвращается в роторную печь вместе с шихтой, а пыль, уловленная системой газоочистки миксеров и загрузочных отверстий роторных печей, гранулируется и направляется в отвалы [15].

Установлено [39], что на эффективность переплава алюминиевой стружки влияет степень ее окисленности. Окисление стружки обусловлено ее большой удельной поверхностью, значительным количеством воздуха, находящегося между частицами переплавляемой стружки и длительностью контакта нагретой стружки с атмосферой. При плавке стружки россыпью в ней содержится по объему до 50 % воздуха, а в случае ее брикетирования процент воздуха в брикетах снижается до 30 [15]. По мнению И. В. Гаврилина [39], чем меньше время, в течение которого стружка нагревается и плавится, тем меньше ее окисление и больше выход годного металла при переплаве. Определяющее значение имеет не общее время плавки, а длительность плавления каждой частицы стружки, поскольку они плавятся и окисляются в отдельности [39].

Важнейшее влияние на процесс окисления стружки при переплаве оказывает среда, в которой происходят ее нагрев и плавление. Исходя из этого допущения И. В. Гаврилов предлагает исключить воздух как среду плавления [39]. Автор работы [42] рекомендует использовать технологии, при которых плавление происходит в восстановительной атмосфере или же когда стружка быстро погружается под поверхность расплава.

Известны процессы переплава алюминиевой стружки в среде жидких рафинирующих и защитных флюсов, в вакууме, в среде инертных газов. Такие технологии обеспечивают высокое качество расплава и выход металла, но при этом существенно повышается стоимость получаемого расплава [15]. Инертные газы и вакуум замедляют процесс переплава, поскольку их теплопроводность ниже, чем у воздуха. Флюсы также имеют более низкую теплопроводность по сравнению с металлом и затрудняют подачу теплового потока к плавящейся стружке [40].

Исходя из анализа литературы среда для переплава стружки должна удовлетворять следующим требованиям: 1) защищать стружку от прямого окисления; 2) смачивать стружку; 3) обеспечивать быстрый подвод тепла к стружке; 4) обладать теми же теплопроводностью и теплоемкостью, что и стружка; 5) быть доступной по цене; 6) легко плавиться в обычных печах, быть безвредной для окружающей среды и не давать отходов. Такой идеальной средой для алюминиевой стружки является алюминиевый расплав. При этом необходимо только обеспечить максимально быстрое замешивание стружки в расплав [40–50].

Авторами работы [15] проведен анализ оборудования для плавки алюминиевой стружки. Так фирмой «Metaullics» (США) разработана система низкотурбулентного погружения скрапа (стружки) в расплав (Low Turbulence Scrap Submergence (LoTuSS™)), основанная на использовании в отражательных печах центробежного или электромагнитного насоса (ЭМН) для принудительной циркуляции алюминиевого расплава [15; 40].

Система состоит из трех камер – насосной, камеры замешивания и плавки стружки, шлаковой камеры. Работает система следующим образом. Насос забирает расплав из плавильной печи и подает его в камеру замешивания и плавки стружки. Благодаря геометрии данной камеры, характеру движения расплава и параметрам насоса в камере образуется вращающаяся воронка, в которую сверху подается россыпью стружка и мелкий скрап. Благодаря вращению расплава в воронке частицы стружки мгновенно погружаются под зеркало расплава где их нагрев, и плавление происходит без доступа кислорода. Таким образом, обеспечивается быстрый нагрев и плавление стружки в безокислительной среде [15].

В качестве перекачивающего расплав устройства используются также электромагнитные насосы [40; 43–47; 49; 50], сокращающие

цикл плавки на 16 % за счет более равномерного перемешивания расплава по объему ванны.

Кратковременный опыт эксплуатации газовой печи с ЭМН в условиях «НПФ "Металлон"» выявил существенные недостатки такой технологии при переплавке алюминиевой стружки [51; 52].

Во-первых, газовая печь, оснащенная ЭМН, должна работать при более высокой температуре для быстрой плавки стружки в загрузочном колодце, что приводит к дополнительным потерям энергии. Перегрев расплава также необходим для его прохождения через узкие каналы ЭМН и любые твердые частицы, не растворенные в колодце, могут засорять рабочие каналы.

Во-вторых, наиболее уязвимым местом ЭМН является монолитная огнеупорная труба, которая должна заменяться через несколько месяцев и требует остановки плавильного агрегата на длительное время.

В-третьих, использование газовых печей с ЭМН требует постоянного наличия жидкого металла в загрузочном колодце и в самой печи, что затрудняет получение сплавов разного химического состава.

В-четвертых, постоянное наличие жидкого металла в печи определяет и непрерывный режим ее работы, что целесообразно при больших объемах отходов алюминия [51; 52].

Надежно работающая система с электромагнитным линейным насосом была разработана компанией ALCAN [43]. В данной установке электромагнитный насос установлен снаружи у стены печи. После включения он создает направленный вверх поток расплава, организуя тем самым постоянную текущую волну, в которую падает загружаемое сырье. Расплавленный металл, движущийся вниз, втягивает загружаемый материал сразу под поверхность расплава.

В работе [48] отмечается, что компания ZPF (Германия) поставила 28 печей для плавки алюминиевой стружки, в основном для производителей литых алюминиевых колес. В печах установлены двойные турбинные мешалки для быстрого погружения стружки в металлический расплав. При использовании стружки, нагретой до 200 °С и плавке до 720 °С, расход энергии составляет 650 кВт/т с потерями металла менее 1,5 %. Без предварительного нагрева стружки расход энергии составляет менее 750 кВт/т, а потери металла не превышают 3 %.

Следует отметить, что при использовании любых плавильных агрегатов для переплава алюминиевой стружки [53], в обязательном порядке образуются шлак, настывшие на футеровке и съемы, которые необходимо перерабатывать или утилизировать. Анализ существующих технологий переработки алюминиевых шлаков приведен в следующем параграфе.

1.2. Анализ шлаков, образующихся при плавке алюминиевых сплавов, и технологий их переплава

Шлаки, образующиеся при плавке алюминия и его сплавов, представляют собой конгломерат высокотемпературных образований из смеси металла, оксидов и солей. При удалении шлаков вместе с ними захватывается значительное количество металла, достигающее 70–80 % от массы шлака, для извлечения которого нужна специальная технология [40; 54].

При хранении горячих шлаков они интенсивно окисляются, причем концентрация алюминия в них заметно уменьшается и в случае длительного хранения, особенно на открытом воздухе, они очень быстро корродируют и содержание металла в них может быть близко к нулю [54]. В зависимости от содержания металла алюминиевые шлаки разделяют на «черные» (8–13 % Al; 30–35 % Al_2O_3 ; остальное – NaCl+KCl) и «белые» шлаки (60–70 % Al; 20–35 % Al_2O_3 ; прочие вещества 3–10 %).

По форме шлаки бывают двух видов – кусковатые и порошкообразные [54]. Кусковатые шлаки представляют собой бесформенные куски различных размеров с содержанием металла до 80 %, они не дробятся, что затрудняет подготовку их к плавке. Порошкообразные шлаки – это порошок, полученный чаще всего в результате разложения кусковатых съемов и содержащий 10–20 % металла. Известные способы переработки шлаков условно делят на две группы: низко- и высокотемпературные [54; 55].

Большинство низкотемпературных способов переработки шлаков заключается в выделении королек металла механическим путем – рассевом предварительно раздробленного и измельченного шлака. Эти способы чаще всего используют для переработки холодных «сухих» шлаков с содержанием металла выше 30 % [54].

Технология переработки реализуется с использованием дробилок ударного действия, комплекта сит и системы пылеулавливания. При переработке определенных видов шлака комбинация шаровых мельниц с другим оборудованием дает лучший по выходу металла результат. Из-за значительного пылевыделения установки полностью герметизированы, обеспечиваются пневмотранспортером и пылеулавливающими циклонами, а также фильтрами, задерживающими частицы размером менее 60 мкм. В качестве их недостатка следует также отметить, что образующаяся пыль обладает фиброгенным, аллергическим, раздражающим и канцерогенным действием [55; 56], а мелкая фракция при такой переработке вывозится в отвал, загрязняя окружающую среду [55].

Эффективная технология переработки алюминиевых шлаков предложена специалистами ПРУП «ММЗ» (рис. 1.3) [26], однако и она предусматривает утилизацию вторичного шлака, образовавшегося после переплава шлака.

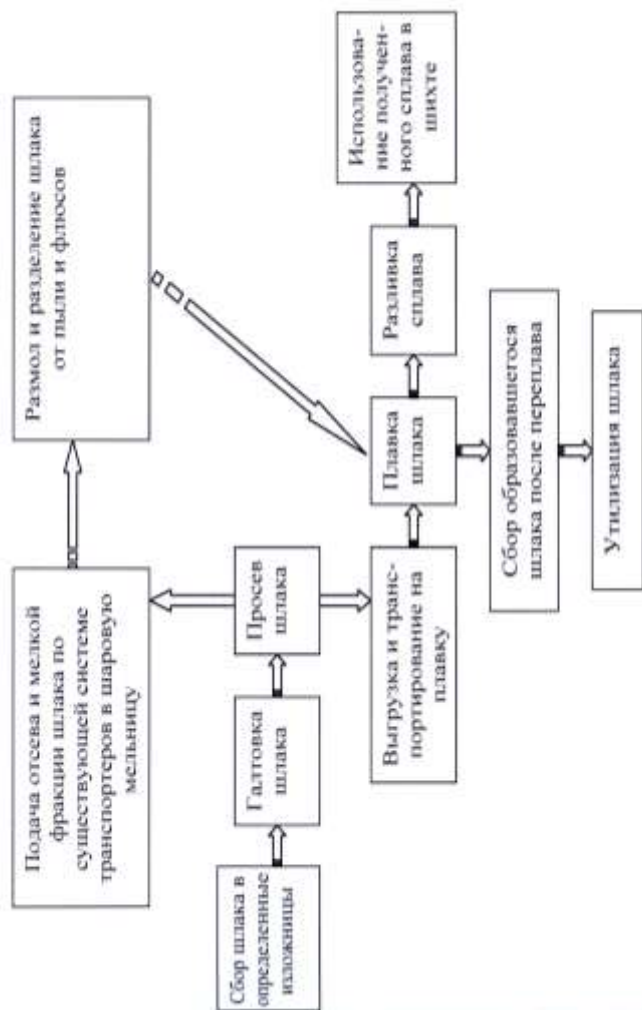
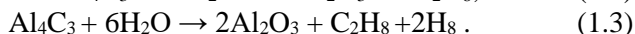
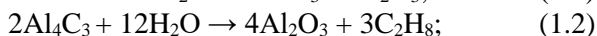
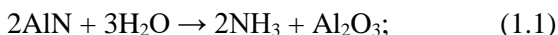


Рис. 1.3. Общая технологическая схема переработки шлака и получения вторичных сплавов, применяемых на ПРУП «ММЗ» [26]

К низкотемпературным способам переработки шлаков следует отнести и гидрометаллургический способ, включающий в себя операции дробления, выщелачивания хлоридов водой с последующим осветлением и выпариванием растворов с целью возврата металла и извлечения солей. Процесс ведут промывкой шлака в специальных устройствах. Однако существует опасность выделения в атмосферу вредных газов (NH_3 , C_2H_2 , C_2H_8) [57; 58] по реакциям:



Из солевых шлаков с содержанием металлического алюминия 7–10 % механическим обогащением удастся извлечь не более 50–70 % содержащегося в них алюминия, а отходы составляют 60–90 % от исходного объема шлаков. Захоронение таких отходов – затратный процесс и стоимость захоронения составляет: в США – 20–60 дол./т, в России – не более 20 дол./т. В Германии и Японии, где стоимость захоронения токсичных промышленных отходов 200–250 дол./т, уже много лет применяют безотходные методы переработки солевых шлаков [13]. По данным компании AGOR AG в мире подобного шлака (45 % NaCl-KCl ; 47 % – оксиды и 8 % – алюминий) образуется около 5 млн. т, в основном в Северной Америке (42 %) и Европе (31 %). Подсчитано [13], что захоронение подобного шлака вместо его переработки оборачивается убытком около 230 евро с 1 т.

При переработке солевых шлаков [40; 54] их мелкая фракция, состоящая из солей и оксида алюминия, смешивается с горячей водой. Соль растворяется, а нерастворимые фракции, то есть оксид алюминия, отделяется барабанными фильтрами. Фильтрационные кеки находят применение в огнеупорной промышленности, а горячий раствор перекачивается в кристаллизирующую установку, где после испарения воды собирается соль, которая используется при производстве вторичных сплавов как компонент флюса. Результатом процесса является не обогащение отходов алюминия, а экологически чистое восстановление побочного продукта, который в противном случае был бы отправлен в отвал [40; 55].

На рис. 1.4 приведена схема обработки солевого шлака, используемая в Германии [40]. Данный способ хотя и позволяет отделить металл, оксиды и соли, однако ввиду сложности аппаратно-технологического оформления является наиболее затратным и в ряде случаев экономически неоправданным [59; 60].

Большинство способов высокотемпературной обработки шлаков заключается в извлечении металла из расплавленного шлака [40; 54; 60]. При 30 %-ном содержании оксидов и примесей в шлаке алюминий теряет жидкотекучесть, поэтому в целях интенсификации процесса разделения металлической и неметаллической составляющей шлака процесс ведут под действием гравитационных сил и вибрации [37; 40; 54], центробежных или электромагнитных сил [40; 55; 61–63]. Шлак перерабатывают при температуре 730–815 °С во вращающихся печах [40; 54; 64–66], в стационарных печах с мешалкой [67] или вращающихся тиглях со стационарной мешалкой [68]. При содержании в шлаке металла менее 35–40 %, по мнению профессора Волочко А. Т., его высоко-температурная переработка является экономически нецелесообразной [9; 55].

Все высокотемпературные способы отличаются повышенными энергозатратами, не обеспечивают комплексного использования составляющих шлака и характеризуются невысоким показателем извлечения алюминия и наличием отвального продукта, подлежащего захоронению [40; 54; 55].

Переработку литейных алюминиевых шлаков проводят за рубежом различными способами и системами, среди которых наиболее распространены системы испанской компании «Реметалл». В ней шлак подвергают дроблению в дробилке ударного действия, а затем сушат до содержания влаги 1 %. Сухой шлак разделяют на грохоте на классы +80 и –80 мм. Класс +80 мм представляет собой практически чистый сплав и после удаления железа может быть переплавлен в индукционной печи. Класс –80 мм доизмельчают в шаровой мельнице с непрерывной продувкой и, очищая воздух, получают фракцию +0,15 мм, которая оседает в циклонах [54].

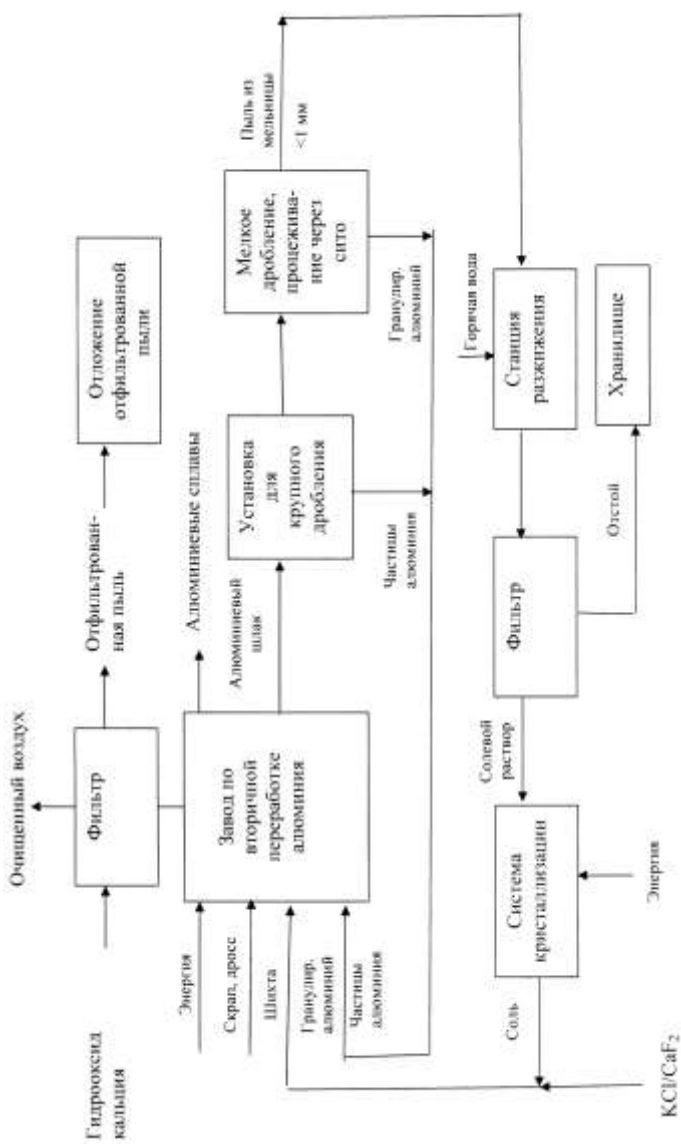


Рис. 1.4. Схема переработки солевого шлама [40]

Фракция $-0,15$ мм улавливается рукавными фильтрами и идет в отвал. Мелкая фракция, полученная в шаровой мельнице, вместе с фракцией $+0,15$ мм рассеивается на виброгрохоте на классы $+1,25$ мм и $-1,25$ мм. Фракция $+1,25$ мм содержит до 80 % металла, а фракция $-1,25$ мм – всего 25–30 % металла и используется для образования экзотермических смесей и других промышленных продуктов. Производительность установки достигает 15 тыс. т в год шлака, а среднее извлечение металла составляет не менее 70 % [54].

Авторы работ [9; 15; 26; 55] на основании анализа шлака, образующегося при плавке сплава АК9ч в индукционной тигельной печи ИАТ-6 установили, что содержание металлического алюминия в нем находится в пределах 40–45 мас. %. При этом наименьшее количество находится в виде отдельных корольков и сосредотачивается во фракциях размером около 10 мм. Для их отделения было предложено механическое диспергирование в галтовочном барабане с отверстиями диаметром 12–15 мм. Такой метод обработки позволил извлечь крупную фракцию корольков алюминия для последующего его переплава в газовых печах.

В работах [6; 10; 69; 70] предложена динамическая технология плавки шлака в короткопламенной роторной печи (КПРП). Она обеспечивается путем реализации следующих режимов плавки. Шихта загружается в печь совместно с 40–70 % флюса (50 % NaCl, 30 % KCl, 20 % Na_3AlF_6) и нагревается до расплавления при скорости вращения 0,3–1,0 об/мин. После образования жидкого «бассейна», вводится оставшаяся часть флюса, осуществляется перегрев и отделение расплава от шлака при скорости вращения 5,1–10,0 об/мин. Общий расход флюса на плавку составлял ~10 % от массы шихты.

Использование части флюса при загрузке шихты позволило ассимилировать (растворять) в нем оксиды алюминия. Меньшее количество (40 %) относится к переплаву шихты с малой удельной поверхностью (например, кусковых шлаков и съемов), большее (70 %) – при переработке дисперсных отходов, например, мелкой стружки. Вращение печи со скоростью 0,3–1,0 об/мин позволило по сравнению со стационарной плавкой в неподвижных печах увеличить в 1,5–2,5 раза скорость нагрева окисленной шихты и ее плавление, соответственно снизить удельный расход энергоносителей [70].

Ввод второй порции флюса после образования жидкого «бассейна» и увеличение скорости вращения печи до 5,1–10,0 об/мин позволило интенсифицировать перемешивание флюса с каплями жидкого алюминия, окруженных оболочкой оксида алюминия, производить эффективное отделение металла от шлака путем активного интегрирования расплава и повысить металлургический выход сплавов [6; 10; 69]. Данная технология обеспечила хороший металлургический выход, но образующиеся после плавки шлаки имели низкое содержание алюминия и подлежали захоронению или складированию на специальных площадках.

Авторами работ [71–76] предложены технологии плавки алюминиевых шлаков в электродуговой печи постоянного тока. Установлено, что из бедных «черных» шлаков металлургический выход составляет 30–35 %, из «белых» шлаков – 45–50 %, а из богатых – 70–90 %. Остаточное содержание алюминия в шлаках, переплавленных в электродуговой печи, не превышает 1,5–2,0 %, а срок окупаемости дополнительных капитальных вложений составляет менее одного года [71].

В работе [77] предлагается технологическая линия для охлаждения и переработки шлаков, образующихся при плавке и рафинировании алюминия и его сплавов. Линия обеспечивает высокий выход и минимальные потери металлического алюминия, что позволяет ее использовать для переработки шлаков в крупных литейных цехах, специализирующихся на изготовлении отливок из алюминиевых сплавов.

При плавлении шлака во вращающейся роторной печи с неподвижной осью добавка флюса определяется из расчета 0,8–1,2 % от оксидной части шихты, при этом образуется жидкотекучий расплав шлака, который выпускается после окончания процесса через летку [40]. Плавка шлака в роторных наклонных печах ведется с меньшим добавлением флюса 0,2–0,4 % от массы оксидов. Это приводит к тому, что образуется не жидкотекучий, а сухой и рассыпчатый шлак, который в заключительной стадии процесса механически удаляется из опрокинутой печи [40].

Большой объем исследований по плавке алюминиевого шлака в роторных наклонных печах выполнен С. Б. Новичковым [41; 78–81]. Им изучено влияние на процесс плавки количества добавляемого флюса, состава флюса, скорости вращения печи, температуры слива и содержания пыли в шлаке, что позволило разработать науч-

но обоснованную технологию переработки отходов алюминия с применением новых конструкций роторных наклонных печей объемом от 800 до 10000 кг. Новичковым С. Б. были также предложены методики выбора компонентов флюса, позволяющие снизить количество захораниваемых отходов [41; 80].

Компания SNR (Франция), проанализировав эффективность применения различных вариантов технологий и печного оборудования для плавления шлака, сделала свой выбор в пользу наклоняемой вращающейся печи, как самого эффективного и экономичного плавильного агрегата [13].

При производстве слитков из алюминиевых сплавов, легированных магнием и кремнием, в зависимости от состава шихтовых материалов, типа используемых печей и выбранного способа плавления, образуется от 0,8 до 5 % шлака (от массы загруженной в печь шихты) с содержанием алюминия в шлаке от 30 до 80 % [82].

В технологии обработки горячего шлака в цехах для производства слитков существуют два подхода. Первый состоит в удалении из печи как можно более сухого и свободного от металла шлака за счет применения флюсов и активных рафинирующих газов, которые способствуют слиянию отдельных капель жидкого металла и отделению их от оксидов. Достигаемое при этом содержание алюминия в шлаке находится на уровне 40 %. Однако наличие в составе такого шлака остатков солей, взаимодействующих с влагой атмосферы, выдвигает ряд дополнительных требований по его хранению и транспортировке. Кроме того, использование флюсов и активных рафинирующих газов отрицательно влияет на работу топливосберегающих (регенеративных и рекуперативных) систем печей и их футеровок. Поэтому альтернативой этому подходу является отказ от применения обработки расплава в печи флюсами и активными рафинирующими газами. Логика такого подхода состоит в том, что раз весь шлак будет перерабатываться для извлечения металла, то применение любых других видов промежуточной обработки его в печи нецелесообразно, тем более что оно ухудшает условия работы печного оборудования и увеличивает количество вредных выбросов предприятия в окружающую среду. В этом случае из печи удаляется шлак, содержащий 70–80 % алюминия [82].

Характерной особенностью алюминиевых шлаков является их горение на воздухе после выемки из печи. При этом температура шлака быстро поднимается с 720–740 до 1000 °С и более. Этот процесс обусловлен интенсивным окислением алюминия, диспергированного в виде капель в оксидной части шлака. Исследования фракционного состава алюминиевых шлаков свидетельствуют о том, что 20–25 % содержащегося в них алюминия представлено в виде капель с эквивалентным диаметром менее 1 мм и 50–60 % каплями с эквивалентным диаметром 1–10 мм. Реакционная поверхность таких капель огромна. Удаление же выделяющейся от реакции окисления алюминия теплоты затруднено из-за невысокой теплопроводности шлака, что приводит к разогреву шлака и снижению защитных свойств оксидной пленки на каплях. В результате высокотемпературное окисление алюминия, переходит в стадию его горения, которая отличается большой скоростью процесса и выделением значительного количества теплоты.

Как показывают наблюдения, каждая минута выдержки горящего шлака на воздухе приводит к потере в нем примерно 1 % алюминия. Поэтому для прекращения горения шлака необходимо либо быстро охладить его до температуры 450–500 °С, при которой окисление практически останавливается, либо предотвратить поступление кислорода воздуха к шлаку. С этой целью на практике используют несколько способов.

Первый способ (архаичный, но все еще используемый на ряде заводов) состоит в разбрасывании шлака у печи на массивную холодную плиту. Он является менее всего эффективным, так как приводит к ощутимым (25–30 %) потерям алюминия и большой загазованности атмосферы в цехе [82].

Второй способ заключается в охлаждении подобных шлаковниц вместимостью от 500 до 1500 кг горячего шлака в камере с атмосферой из аргона. Впервые он был применен в 1985 г. на заводе в Арвиде компании Alcan в Канаде. После размещения шлаковницы камера закрывалась и в течение 5 мин заполнялась аргоном с расходом 280 л/мин. В последующем в течение 3–14 ч, необходимых для охлаждения шлака до 450–500 °С, поддерживался небольшой (8,5 л/мин) ток аргона. Аргон оказывал лишь слабое охлаждающее воздействие, и его роль состояла в вытеснении атмосферного кислорода из камеры. Основной же отвод теплоты от шлака осуществ-

лялся большой массой шлаковницы. Вся работа установки была автоматизирована с подачей световых и звуковых сигналов об окончании процесса охлаждения. Этот способ позволял извлечь из горячего шлака до 10 % металла на месте и еще примерно 50 % при дальнейшей переработке шлака. Достоинством его также являлось отсутствие выбросов в атмосферу цеха, что существенно улучшало условия работы персонала. Стоимость установки производительностью 1000 т шлака в год составляла 40 тыс. долл., а затраты на ее эксплуатацию в течение года не превышали 1 тыс. долл. Все это позволило компании Alcan в течение короткого времени перевести на этот способ обработку 80 % всех алюминиевых шлаков на своих заводах, запустив в эксплуатацию 32 установки. Такие же установки работали на ряде заводов в Америке и Европе до начала этого столетия, но в последующем постепенно уступили место более эффективным установкам для прессования горячего шлака [82].

Третий способ состоит в прессовании горячего шлака. Устройство для его осуществления предложено в 1993 г. американской компанией Altek International. Такой пресс содержит размещенную в камере емкость полусферической формы для горячего шлака и охлаждаемый воздухом пуансон соответствующей ей формы с ребрами. Введение этого пуансона в горячий шлак быстро прекращает горение металла. Сжатие шлака с давлением 16 МПа приводит к миграции капель расплава. Вследствие разности относительных скоростей перемещения жидкого металла и неметаллических частиц последние почти не увлекаются расплавом. Энергия обжигания расходуется в основном на разрушение оксидной пленки на каплях расплава, способствуя слиянию отдельных капель и стеканию части жидкого металла через отверстие в днище емкости в изложницу. Остальной же расплав перемещается к поверхностям емкости и пуансона, образуя сплошную корку металла, которая исключает доступ кислорода к шлаку. В ходе обжигания тепло от шлака очень быстро (в течение 3–15 мин) отбирается массивными телами емкости для шлака и пуансона. При снижении температуры ниже точки плавления алюминия оставшаяся после обжигания часть шлака затвердевает в форме компактных коржей. По сравнению с грудами спеченного шлака, получаемыми при использовании как первого, так и второго способов, такая форма нахождения шлака в спрессованном состоянии с наружной алюминиевой оболочкой более удобна для

хранения и транспортировки. Последующая переработка коржей на заводах вторичного алюминия позволяет извлечь еще около 60 % алюминия. Общее же извлечение металла из шлака, не обработанного флюсом в печи, при использовании этого способа достигает 70 % [82].

Таким образом, для производителя слитков из Al–Mg–Si сплавов применение данного способа позволяет резко сократить окисление алюминия, вернуть в производство до 10 % металла и обеспечить наивысшее содержание алюминия в шлаке, увеличив тем самым его товарную стоимость. Немаловажное значение имеет уменьшение пылеобразования и загазованности при проведении операций со шлаком в литейном цехе, так как технология прессования шлака в закрытой камере исключает выбросы дыма и пыли. В табл. 1.1 представлены результаты анализа проб воздуха в литейном цехе Белокалитвенского металлургического завода, применившего для обработки алюминиевого шлака пресс марки Altek 501S, который за одну операцию обжимал в среднем 290 кг шлака [82]. Эти данные свидетельствуют о существенном улучшении параметров промышленной санитарии в цехе при переходе на технологию прессования шлака.

Таблица 1.1

Влияние способа обработки шлака на загрязнение воздуха

Определяемое вредное вещество	Результат анализа проб воздуха, мг/м ³ , при		ПДК, мг/м ³
	охлаждении шлака в шлаковницах на воздухе	прессовании шлака в камере прессы 501S	
Шлаковая пыль	29,1	3,24	6,0
Al ₂ O ₃	14,9	Не обнаружено	2,0
SO ₂	77,8	8,5	10,0
HC1	34,7	3,05	5,0
NO	0,39	Не обнаружено	5,0
NO ₂	0,6	«_____»	2,0
CO	15,1	3,6	20,0

Компания Altek International поставила в алюминиевую индустрию более 200 прессов двадцати моделей производительностью от 7 до 1800 кг шлака за один цикл. Около 10 прессов работает на российских заводах. Опыт их применения показывает, что это оборудование не требует больших капиталовложений, занимает мало места и имеет низкие эксплуатационные расходы. Ниже приведены сравнительные оценки эффективности применения прессы Altek 501S на заводе вторичных металлов и сплавов, где ежемесячно образуется 200 т шлака:

Металл в плавильных печах обрабатывают флюсом, а извлекаемый шлак затем переплавляют в наклоняемой роторной печи [82].

Срок окупаемости инвестиций в процесс прессования шлака на заводе составил 6 месяцев.

Для повышения доли извлечения алюминия в процессе прессования горячего шлака английская компания J. McIntyre Machinery разработала свою конструкцию прессы «Tardis», отличающуюся вогнутой поверхностью пуансона и его покачиванием в процессе сжатия шлака, которое облегчило удаление расплава, перемещаемого периодически к поверхности пуансона. Это позволило увеличить в 2,5 раза количество сливаемого из шлака металла, доведя его до 18–26 % от массы шлака, и расширить температурный диапазон обработки шлака, обеспечив надежную работу прессы вплоть до температуры 580 °С.

За прошедшее время данная технология развивалась, чтобы удовлетворять требованиям современных литейных цехов и все более ужесточающегося законодательства в области охраны окружающей среды [40; 82–84]. Однако данная разработка применима только для больших объемов производства и для условий Республики Беларусь она не приемлема.

В настоящее время в Республике Беларусь ограниченное количество цехов алюминиевого литья самостоятельно перерабатывают образующиеся шлаки, а основная их масса поставляется на ОАО «Белцветмет». Для создания безотходной технологии переработки алюминиевых шлаков целесообразно провести анализ возможных вариантов использования солевых и отвальных шлаков, образующихся в процессе плавки шлаков. Данная информация изложена в следующем параграфе.

Таблица 1.2

Оценка эффективности прессы Altek

Показатель	Процесс обработки шлама при	
	охлаждении в шлаковницах на воздухе	прессовании в камере прессы Altek 501S
Количество обрабатываемого шлама, т/мес.	200	200
Извлечение марочного сплава, возвращаемого в печь, т/мес.	6,8 (3,4)	15,8 (7,9)
Стоимость марочного сплава, долл./т	1400	1400
Экономия от возврата марочного сплава, долл./мес.	9520	22120
Извлечение вторичного алюминия при переплаве шлама в роторной печи, т/мес.	70 (35,0)	90 (45,0)
Стоимость вторичного алюминия, долл./т	1000	1000
Экономия от извлечения вторичного алюминия, долл./мес.	70000	90000
Общая стоимость металла, извлеченного из шлама, долл./мес.	79520	112120
Экономия от прессования шлама, долл./мес.	—	32600

* В скобках даны значения в процентах.

1.3. Области применения алюминиевых шлаков и отходов, образующихся в процессе их переработки

С целью эффективного извлечения алюминия из съемов и отвальных шлаков ООО НПФ «КОМТЕРМ» был разработан процесс безотходной переработки алюминийсодержащих шлаков путем их плавки в дуговых печах с добавлением стального лома и флюсов, позволяющий получать в качестве целевых продуктов ферроалюминий и высокоглиноземистый синтетический шлак, пригодный для последующего использования в качестве рафинирующей смеси в сталеплавильном производстве. Реализация данной технологии в дуговых печах постоянного тока вместимостью 0,5 т позволила извлечь 98 % алюминия из шлака в сплав [13; 75].

Авторы работы [85] предлагают использовать низкокачественные отходы алюминиевого производства: отсеvy алюминиевой стружки, шлаки безфлюсовой плавки, магнитную фракцию переработки лома и отходов для получения ферроалюминия, применяемого для раскисления стали. Полупромышленные испытания полученного ферроалюминия подтвердили экономическую и экологическую целесообразность данной технологии поскольку, с одной стороны, в производстве используются низкокачественные дешевые отходы и затраты на их подготовку к плавке окупаются экономией алюминия, обычно применяемого для производства ферросплавов. С другой стороны, переработка части отвальных продуктов сокращает их объем, уменьшая загрязнение окружающей среды, и является шагом на пути к безотходной технологии [85].

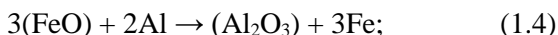
Отходы переработки литейных шлаков широко применяют в сталеплавильном производстве [60; 71; 75; 77–81; 84–98]. Для внепечной десульфурации стали разработана шлаковая смесь Synaltex на основе извести и алюминиевого шлака, содержащего 60 % Al_2O_3 . Степень десульфурации мартеновской стали достигает 30 %, электростали 50 %. При расходе смеси 10 кг/т затраты на нее не превышают 0,6 % цены на сталь [86].

При производстве стали в кислородном конвертере, мартеновской и электродуговой печах применяют шлакообразующий реагент, где в качестве основного шлакообразующего вещества (30–94 %) используют отходы алюминиевого производства,

содержащие до 30 % Al_2O_3 . Его использование обеспечивает быстрое образование белого шлака, ускорение процесса десульфурации стали, а также сокращение восстановительного периода [86].

По мнению автора работы [87], использование отходов, образующихся в процессе производства вторичного алюминия, позволяет:

а) кратковременно снижать скорость обезуглероживания вследствие раскисления сталеплавильного шлака алюминием по реакции:



б) нагревать шлак, так как окисление алюминия сопровождается выделением тепла;

в) снижать температуру плавления шлака и повышать его жидкоподвижность вследствие влияния Al_2O_3 ;

г) ускорять усвоение шлаком извести из-за повышения температуры шлака и снижения его вязкости, что сопровождается улучшением ее десульфурации. Поскольку условия удаления серы улучшаются, сокращается длительность плавки в целом. Учитывая, что при этом снижается расход других шлакообразующих добавок (например, боксита), использование отходов производства вторичного алюминия оказывается весьма рентабельным [87].

По результатам более чем 5000 плавов авторами работы [89] показано, что применение алюмошлаковых брикетов уменьшает продолжительность наведения рафинирующего шлака и внепечной обработки стали, снижает расход извести, металлического алюминия на раскисление и расход электроэнергии и огнеупоров, стабилизирует показатели десульфурации. Использование указанных брикетов способствует увеличению стойкости футеровки шлакового пояса ковшей и снижению расхода ковшовых огнеупоров.

Авторы патента [90] предлагают использовать вновь образующиеся алюминиевые шлаки и извлекаемые из существующих отвалов и захоронений в производстве флюсов для раскисления, рафинирования, модифицирования и легирования стали.

Авторами работы [91] установлено, что обработка углеродистых и низколегированных сталей отходами алюминиевого производства обеспечивает глобуляризацию неметаллических включений и равномерное их распределение в металлической матрице, ослабление

ликвации и химической неоднородности, снижение загрязненности, измельчение дендритной структуры и повышение ее однородности и плотности, упрочнение межкристаллических связей металлической основы за счет очищения границ зерен от вредных примесей.

В работах [92–95] предложены принципиальные схемы комплексной переработки оксидно-солевых отходов с получением покровно-рафинирующего флюса для вторичной металлургии алюминия и сплавов на основе алюминия и кремния для раскисления стали. Аналогичные продукты из алюмосодержащего шлака после его глубокой переработки предлагают получать и авторы работы [96]. При этом глубокая переработка включает дробление и измельчение до крупности 0,064–2 мм, водное выщелачивание шлака при расходе воды 1,05–2,5 л/кг в течение 20–60 мин в реакторе с механическим перемешиванием, фильтрование пульпы и выпаривание солевого раствора с получением готового покровного флюса влажностью 0,5–5 %. Оксидный осадок после сушки подвергают электролизу в фторидно-хлоридном расплаве при температуре 910–990 °С и катодной плотности тока 0,55–1,2 А/см² с получением сплава на основе алюминия для раскисления стали или производства марочных алюминиевых сплавов.

Авторы работы [97] предлагают использовать мелкодисперсные отходы обогащения алюминиевых шлаков для получения гранул для разжижения сталеплавильных шлаков. Е. С. Махоткина [98] показала возможность вовлечения отходов производства вторичного алюминия (пыль, крупностью менее 0,1 мм и отсеvy шлака 0–3 мм) для получения глиноземистых шлаков доменной плавкой бокситов. А. С. Тужилин [99] разработал аппаратные и технологические схемы комплексной переработки алюминийсодержащих отходов: стружки, шлака, гидроксидного осадка с получением глинозема, коагулянтов для очистки питьевой и сточной воды, стройматериалов. Реализация предлагаемых решений позволит существенно уменьшить отвалы и хранилища алюминийсодержащих отходов с извлечением из них ценных компонентов, что окажет положительное влияние на экологическую и экономическую ситуацию в различных регионах Российской Федерации. В работе [100] предлагается перерабатывать алюминийсодержащие шлаки путем отмывки их водой с последующей сушкой полученного осадка, его измельчения до получения пудры, которую

используют в качестве газообразователя при изготовлении бетонной смеси.

С. А. Рязанов [101; 102] показал возможность использования отходов переработки алюминиевых шлаков в формовочных и стержневых смесях, огнеупорных бетонах и кокильных красках, а авторы работы [103] рекомендуют шлак в качестве антипригарных покрытий форм и стержней для стального и чугунного литья. Эффективность действия таких покрытий связана с газовыми затворами в их структуре, противодействующими проникновению расплава. По качеству покрытия не уступают противопригарным краскам на основе маршаллита и цирконового концентрата, а по стоимости они существенно ниже. В работе [104] установлена принципиальная возможность использования алюминиевых шлаков для формирования керамической оболочки при литье по выплавляемым моделям. При этом качество поверхности отливок из цветных сплавов выше, чем при использовании плавленного кварца.

В работах [86; 105] установлена возможность использования шлаков вторичного переплава алюминия в качестве сырья для получения глиноземистого цемента без изменения его качества и технологии изготовления.

Вместе с тем, следует отметить, что вовлечение этого вторичного сырья в производство встречает значительные трудности технологического и экологического характера. Ввиду сравнительно низкого содержания металлизированной фракции шлак требует обогащения, при котором много металла теряется с мелкими фракциями, как при повторном переплаве концентрата, – суммарно 13–20 % от исходного содержания [106].

Утилизация мелких фракций крайне затруднительна из-за их сложного и непостоянного вещественного состава. Например, в 2003 году при добавке пыли от механического обогащения алюминиевого шлака Подольского завода в шихту для производства керамзита марочность керамзита повысилась с 400 до 600, а использование пыли того же завода в 2005 году дало крайне нестабильные результаты. Применение для тех же целей пыли пермской фирмы «Алур», специализирующейся на переработке шлаков пермского ломоперерабатывающего предприятия и привозных шлаков, положительных результатов не дало [106].

Одно из перспективных направлений использования алюминиевых шлаков – очистка сточных вод от сульфата кальция [60; 86]. При этом отсеvy фракции – 3 мм, получаемые при механической переработке алюминиевых шлаков, могут быть задействованы для производства оксихлорида алюминия, обладающего высокими основностью и коагулирующими свойствами при очистке сточных вод промышленных производств [86]. Солевые отходы могут найти в качестве минерализатора растворов при бурении нефтяных скважин [60].

Авторы работы [107] предлагают схему безотходной технологии переработки вторичных алюминиевых дрoссов, по которой получают гидроксид алюминия, используемый для коррекции молярного отношения Al:Cl в оксихлоридных растворах алюминия, и содержащий более 80 % Al_2O_3 , который можно задействовать в производстве огнеупорных материалов. В качестве компонента с добавками песка и других элементов алюминийевый шлак может служить заполнителем жаростойкого бетона. При использовании тонкомолотого заполнителя более 5–10 % (шлак 70, песок 30), содержащего более 30 % оксида алюминия и высокоглиноземистого цемента в работах [55; 108] были получены образцы керамических огнеупорных материалов пористостью 25–30 % с пределом прочности 25–30 МПа. При термостойкости более 10 теплосмен с охлаждением в воде их прочность составила 50–60 % от исходной.

В зависимости от фракционного состава алюминийевый шлак может найти применение как активная тонкомолотая добавка на фосфатном связующем для производства керамических огнеупорных материалов, применяемых в литейном производстве алюминийевых сплавов [55; 109]. Технология формования определяется назначением и условиями эксплуатации. Такие материалы отличаются высокой термостойкостью, шлакоустойчивостью и пригодны для футеровки индукционных печей и изделий литниковой системы (утеплители прибыли) [26; 55; 110], а также могут быть предложены в качестве клеевых растворов и обмазок футеровки тиглей и для защиты чугунных тиглей и плавильно-заливочного инструмента.

Вместе с тем, следует отметить, что основным потребителем продуктов, полученных на основе алюминийевых шлаков, являются предприятия черной металлургии. В табл. 1.3 приведены

результаты обзора литературы по способам обработки и вариантам использования отходов алюминия при выплавке стали [111; 112].

Анализ доступной научно-технической и патентной литературы показывает, что переработка алюминиевой стружки и шлаков является важной составляющей сырьевой базы при производстве вторичного алюминия и сплавов на его основе.

В настоящее время для переработки отходов алюминия используется широкая гамма плавильного оборудования, флюсовых и безфлюсовых технологий, применение которых зависит от объемов стружки и шлаков, их состава и целей, для достижения которых планируется использование получаемых сплавов. При этом эффективность технологий оценивается как по величине металлургического выхода готового сплава, так и по затратам, связанным с ее реализацией. Важным показателем таких технологий являются образующиеся отходы, которые могут подлежать дальнейшей переработке или захораниваться на специальных полигонах с уплатой соответствующего экологического налога. Принятие решения о «судьбе» таких отходов зависит от остаточного содержания в них алюминия. Считается [4], что дальнейшая переработка алюминиевых шлаков является нерентабельной при содержании в них алюминия менее 10 %.

Вместе с тем, на территории Республики Беларусь существует ряд производств, которые используют в своих технологических процессах материалы, в составе которых содержится алюминий металлический в количестве 20–25 %, а также оксиды алюминия и других металлов. После определенной подготовки бедные алюминиевые шлаки можно использовать вместо таких материалов, что исключит необходимость их захоронения и уплаты экологического налога. Поэтому важным является разработка инновационной безотходной технологии переработки алюминиевой стружки и шлаков. Безотходная технология представляет собой такой способ производства продукции, при котором все сырье и энергия используется наиболее рационально и комплексно, что характеризуется коэффициентом комплексности, определяющим долю полезных веществ (в %), извлекаемых из перерабатываемого сырья, по отношению ко всему его количеству. Для безотходного производства коэффициент комплексности > 95 %, а для малоотходного – более 75 % [118].

Таблица 1.3

Результаты обзора литературы по способам обработки стали отходами алюминия [111; 112]

Состав материала или сущность способа обработки	Страна	Источник информации
I Брикет для раскисления стали получают прессованием алюминиевой стружки с частями добавки, в качестве которой используют хлоридно-фторидный флюс в количестве 2–5 мас. %	2 Россия	3 Патент 2336313С1
Флюс для раскисления, рафинирования, модифицирования и легирования стали в виде сплава алюминия с оксидом кальция – 0,28–1,0; оксид магния – 1,0–60,0; оксиды алюминия – 1,00–50,0; оксид кальция – 0,28–1,0; оксид железа – 1,0–9,0; оксид кремния – 1,0–16,0; оксиды меди – 0,1–10,0; оксид марганца – 0,1–2,0; оксид цинка – 0,2–12,0; оксид свинца – 0,01–0,15; оксид никеля – 0,01–0,15; оксид хрома – 0,05–0,5; хлорид натрия – 0,1–40,0; хлорид калия – 0,1–40,0	Россия	Патент 2396364С1
Шлакообразующая смесь: известь, плавиковый шпат, смесь гранулированная глинозем-содержащая (оксиды алюминия, кремния, кальция, алюминий металлический до 10 %, оксиды щелочных металлов в сумме до 6 %), раскислители шлака (гранулированный алюминий и алюминиевый концентрат из твердошлаковых отходов переплава алюминиевых сплавов, содержащий оксиды алюминия, кремния, кальция, металлический алюминий и хлориды щелочных металлов), алюмошлаковый брикет (АШБ), содержащий, мас. %: СаО – 25–30; Al ₂ O ₃ – 15–35; SiO ₂ – 15–20; MgO – 2–8; Al – 15–20	Россия	[89]
Алюминиевая раскислительная смесь (АРС-1), содержащая, мас. %: Al ₂ O ₃ более 50,0; Al более 20,0; С менее 6,0; (K ₂ O + Na ₂ O) – 8,0; SiO ₂ менее 10,0; Fe ₂ O ₃ менее 10,0; массовая доля частиц размером 0–30 мм, % – не менее 80; 30–50 мм не более 20	Беларусь	ТУ ВУ 700028768.003- 2008

Продолжение табл. 1.3

1	2	3
Глиноземсодержащий продукт (отходы Вторцветмета), мас. %: Al 8–15; Al ₂ O ₃ – 30–50; SiO ₂ – 12–20; соли или оксиды натрия и калия – 12–23; примеси – остальное	Украина	[113]
Смесь для внепечной десульфурации стали, содержащая известь и алюминиевый шлак с 60 % Al ₂ O ₃	СССР	[86]
Алюминиевая раскислительная смесь (АРС-2), содержащая, мас. %: Al ₂ O ₃ более 30,0; Al более 20,0; С менее 6,0; (K ₂ O + Na ₂ O) – 8,0; SiO ₂ менее 10,0; Fe ₂ O ₃ менее 10,0; массовая доля частиц размером 0–30 мм, % – не менее 80; 30–50 мм не более 20	Беларусь	ТУ ВУ 700028768003- 2008
Брикетированная смесь, используемая для наведения синтетического рафинированного шлака на установку печь-ковш, состоящая из 30 % отработанных катализаторов нефтехимического производства после выщелачивания, 30 % CaO, 25 % (CaMg)(CO ₃) ₂ и 15 % алюминиевой стружки	Россия	[114]
Шлак производства вторичного алюминия, содержащий, %: Al ₂ O ₃ – 50–70; SiO ₂ – менее 8,0; CaO – 4,0–6,0; FeO – 6,0–8,0; (K ₂ O + Na ₂ O) – 2,0–4,0; Al – 8,0–15,0 используется: а) для кратковременного снижения скорости обезуглероживания вследствие раскисления сталеплавильного шлака алюминием по реакции 3(FeO) + 2Al = (Al ₂ O ₃) + 3Fe; б) для нагрева шлака, так как окисление алюминия сопровождается выделением тепла; в) для снижения температуры плавления шлака и повышения его жидкотекучести вследствие влияния Al ₂ O ₃ ; г) для ускорения усвоения шлаком извести вследствие повышения температуры шлака и снижения его вязкости, что сопровождается улучшением условий десульфурации	Россия	[87]
Способ получения гранул для разжижения сталеплавильных шлаков, включающий окомкование мелкодисперсных отходов обогащения алюминиевых шлаков в гранулы, загрузку порции гранул в обжиговое оборудование шахтного типа слоем не менее 1 м, розжиг с помощью горелки нижних слоев гранул до температуры 840 °С в течение не более 5 мин для запуска процесса самораспространяющегося высокотемпературного	Россия	Патент 2409685С2

Окончание табл. 1.3

1	2	3
синтеза, подачу воздуха в зону горения, обжиг и выпуск порции готовых гранул, имеющих следующий состав, мас. %: Al_2O_3 – 50–60; $AlMe$ – 3–5; SiO_2 – 6–8; P – не более 0,2; S – не более 0,2; N – до 1,0; оксиды и хлориды металлов – остальное		
Состав глиноземсодержащего материала «Фантал 50 гр», содержащего, мас. %: 1,98 – TiO_2 ; 72,1 – Al_2O_3 ; 20 – SiO_2 ; 0,71 – CaO ; 0,70 – MgO ; 2,05 – Fe_2O_3 ; 0,52 – Na_2O ; 0,31 – K_2O ; 2,95 – примеси	Россия	[115]
Состав глиноземсодержащих брикетов ООО «РОИС», содержащих, мас. %: 3,3 – Al; 55,7 – Al_2O_3 ; 6,04 – SiO_2 ; 1,91 – CaO ; 12,6 – MgO ; 2,77 – Fe_2O_3 ; 4,3 – Na_2O ; 3,7 – K_2O ; 8,1 – хлориды; 11,9-примеси	Россия	[115]
Составы разжижителей шлака марки АСМС, содержащие, мас. %: 50–70 – Al_2O_3 ; 2–3 – SiO_2 ; 5–13 – CaO ; 3–9 – MgO ; 2–6 – Cr_2O_3 ; 1–3 – (K_2O + Na_2O)	Чехия	[116]
Добавка МША для наведения рафинировочных шлаков, содержащая, мас. %: 15–25 – Al; более 50 – Al_2O_3 ; менее 8 – SiO_2 ; менее 0,2 – S; менее 0,2 – P; менее 10 – ($NaCl$ + KCl); менее 10 – Fe_2O_3 ; менее 10 – (MnO + MgO)	Россия	[117]
Способ приготовления флюса на основе вторичного алюминодержащего шлака, содержащего, мас. %: 5,0–25,0 – Al; 30,0–70,0 – Al_2O_3 ; 4,0–10,0 – SiO_2 ; 5,0–10,0 – Fe_2O_3 ; 1,0–20,0 – CaO ; 1,0–20,0 – MgO ; 0,055–0,825 – SrO; 0,16–2,40 – BaO; 1,0–8,0 – (K_2O + Na_2O)	Беларусь	Евразийский патент № 037174

2. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ ОТХОДОВ АЛЮМИНИЯ В КОРОТКОПЛАМЕННОЙ РОТОРНОЙ ПЕЧИ

2.1. Исследования влияния состава шихты на металлургический выход и себестоимость получаемого сплава

Переработка алюминиевой стружки и шлаков является важным резервом в расширении производства алюминиевых сплавов. Анализ образующихся шлаков (табл. 2.1) показал, что содержание в них алюминия может колебаться от 6 до 85 % и определяется технологией плавки алюминиевых сплавов и типом используемого плавильного агрегата [4].

Крупные производители алюминиевого литья переплавляют стружку самостоятельно и добавляют переплав в шихту при получении расплава, что обеспечивает им значительные экономические выгоды [12; 16].

Более мелкие производители алюминиевого литья и предприятия, специализирующиеся на механической обработке таких изделий, сдают стружку на ОАО «Белцветмет». В зависимости от степени засоренности стружка используется при выплавке марочных алюминиевых сплавов или раскислителей, а также реализуется другим организациям, которые специализируются на переработке алюминиевой стружки и шлаков. Одной из таких организаций является Научно-производственная фирма ООО «НПФ "Металлон"», которая более 25 лет занимается переработкой отходов алюминия с высокой окисленностью (стружка, шлаки, съемы). В качестве плавильного агрегата используется короткопламенная роторная печь (КРП) емкостью 800 кг, работающая на жидком топливе (рис. 2.1).

В качестве источника тепла использовали печное дизельное топливо, сжигаемое в блочной жидкотопливной горелке типа БГ – Ж – 0,34 с тепловой мощностью 330 кВт и расходом 15–40 кг топлива в час.

Корпус печи представляет собой сварную металлоконструкцию грушевидной формы, состоящую из двух футерованных усеченных конусов, разделяющихся по основанию для удобства работы с футеровкой при ее набивке и удалении отработавшей свой срок. Футе-

ровку роторной печи выполняли многослойной, состоящей из первого слоя обмазки, содержащей жидкое стекло, мертель огнеупорный, молотый асбест и воду; листовой асбест; второго слоя обмазки; кладки шамотного кирпича на обмазке и набивки из жаропрочного бетона, состоящего из жидкого стекла, молотого магнезита, дробленого шамота крупной, средней и мелкой фракции.

Таблица 2.1

Характеристика алюминийсодержащих шлаков и съёмов, образующихся на предприятиях Республики Беларусь [4]

Вид шлака	Содержание, %		
	алюминий	оксиды	соли
Шлаки, образующиеся при плавке алюминиевых сплавов в электрических и отражательных печах (при расходе флюса менее 1,0–3,0 % от массы шихты):			
– съёмы при индукционной плавке;	60–85	15–20	5–15
– съёмы отражательной топливной плавки с использованием флюсов;	35–70	35–50	5–20
– съёмы с раздаточных печей.	60–80	15–25	5–10
Солевые шлаки, образующиеся при выплавке алюминиевых сплавов из лома и отходов в отражательных печах с применением покровных и рафинирующих флюсов (до 10–20 % от массы шихты).	6–15	20–50	40–70
Настыли, выгребы, подовые шлаки	20–40	40–70	–

Общая толщина слоя футеровки достигала 130–150 мм и при температуре в рабочем пространстве печи до 1000 °С температура корпуса плавильного агрегата не превышала 100 °С. Срок службы футеровки составлял 1000–1100 плавков при двухсменном режиме работы.

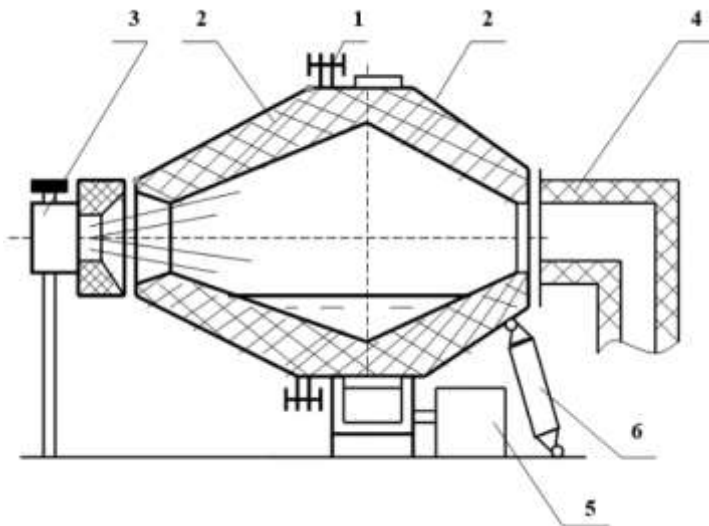


Рис. 2.1. Схема короткопламенной роторной печи:
 1 – соединение усеченных конусов; 2 – корпус печи; 3 – горелочный щит;
 4 – боров; 5 – привод печи; 6 – гидравлический цилиндр наклона печи

Плавильная печь имела горизонтальную ось вращения, а привод печи обеспечивал ступенчатое изменение скорости вращения в широком диапазоне и реверс направления вращения. Завалку печи производили с использованием поворотной тележки через загрузочное окно, закрываемое горелочным щитом, подводимым на консолях. Для наклона печи в сторону загрузочного окна на 35° при сливе металла, печь оснащена гидравлическим цилиндром.

Во время плавления отходов алюминия печь находилась в горизонтальном положении и сочленялась с горелочным щитом через загрузочное окно, а дымовым окном примыкала к борову, переходящему в канал удаления дымовых газов. Для снижения температуры отходящих из печи газов, их разбавляли холодным воздухом до поступления в систему пылеочистки и далее в дымовую трубу.

Контроль температуры металла в печи, температуры отходящих газов и температуры в рабочем пространстве печи производили переносными термопреобразователями (термопарами).

От других типов роторных печей данный плавильный агрегат отличается тем, что здесь пламя и отходящие газы не совершают петлеобразное движение, а покидают рабочее пространство через дымовое окно в противоположном конце печи, которое примыкает к борovu, переходящему в канал удаления дымовых газов. Отходящие газы в меньшей степени отдают свое тепло футеровке и шихте, чем у роторных печей с наклонной осью вращения. Однако такая конструкция печи обеспечивает меньший выброс пыли и газа в месте стыковки горелочного щита с корпусом печи, что улучшает санитарно-гигиенические условия труда плавильщиков.

При использовании любых печей, у которых открытое пламя контактирует с металлом, необходимо предусматривать его защиту от окисления и угара, поскольку оксиды алюминия в процессе рециклинга не восстанавливаются и их образование определяет стоимость потерь в процессе переработки [39]. Наиболее распространенным является процесс плавки под защитным слоем флюса, основу которого составляют хлориды натрия и калия. Флюсы необходимы не только для защиты металла от окисления, но и выполнения ряда других задач. Флюс, во-первых, покрывает загруженную в печь шихту и тем самым защищает ее от контакта с воздухом или атмосферой печи, уменьшая окисление металла. Во-вторых, каждая частица металла покрыта тонкой оксидной пленкой, и задача флюса состоит в том, чтобы после расплавления металла эту оксидную пленку разрушить. В-третьих, образовавшиеся при плавлении капли жидкого металла должны коагулировать и слиться с расплавленной ванной, поэтому назначение флюса – стимулировать этот процесс, который при вращении корпуса печи ускоряется. В-четвертых, флюс должен растворять или отделять прилипшие к металлу примеси [12; 39; 63].

При плавке в пламенных печах следует учитывать, что слой флюса затрудняет передачу тепла от факела сжигаемого топлива к расплаву. В результате взаимодействия факела с расплавом образуется шлак, который является хорошим теплоизолятором. Так, при толщине шлака 100 мм на плавление алюминия затрачивается на 30 % больше энергии, чем при слое шлака в 25 мм [39; 63] и при этом снижается производительность печи. Поэтому с экономической и экологической точек зрения нежелательно иметь излишек флюса,

поскольку его стоимость увеличивает производственные затраты, как и утилизация солевого шлака, удаляемого из печи в конце плавки [12].

В издержках на производство отливок из алюминиевых сплавов заметное место занимает стоимость потерь металла и расходуемой при приготовлении сплавов энергии. Эти статьи расходов достигают 50 % в сумме общих производственных затрат и имеют в последние годы тенденцию к увеличению, обусловленному ростом цен на энергоносители [81]. Поэтому одним из важных направлений повышения конкурентоспособности предприятий, производящих отливки, является уменьшение потерь металла и энергии, а также использование более дешевых шихтовых материалов – стружки и шлаков.

На полноту извлечения алюминия из его окисленных отходов большое влияние оказывает засоренность материалов и состояние их поверхности. Так, для мелкой стружки, степень загрязненности колеблется от 14,0 до 28,0 %, а у шлаков и сливов данный показатель находится в диапазоне 28,0 – 50,0 %, поэтому при плавке съёмов с удержанием 50 % металла удается извлечь только половину алюминия [41; 56].

В качестве отходов алюминиевых сплавов, подлежащих переработке, использовали стружку, образующуюся в процессе механической обработки отливок и заготовок из деформируемых алюминиевых сплавов, шлаки и съёмы от плавки алюминиевых сплавов в пламенных и индукционных печах. Засоренность исходной стружки определяли по ГОСТ 28053-89 [119], отбирая методом квадратования по две навески массой по 500 г каждая. Подготовленные навески стружки укладывали на прокаленный и взвешенный противень, отбирали механические примеси в виде мусора, дерева, ветоши, упаковочных и строительных материалов, после чего проводили взвешивание остатков стружки и по формуле рассчитывали засоренность неметаллическими материалами (X):

$$X = \frac{m - m_1}{m} \cdot 100, \% , \quad (2.1)$$

где m – масса исходной навески, г;

m_1 – масса навески после удаления засора, г.

После установления засоренности навеску стружки сушили до постоянной массы при температуре 400 ± 10 °С и рассчитывали содержание в ней влаги и масел (X_1):

$$X_1 = \frac{m_1 - m_2}{m} \cdot 100, \% , \quad (2.2)$$

где m_1 – масса навески после удаления засора, г;

m_2 – масса навески после сушки до постоянной массы, г;

m – масса исходной навески стружки, г.

Шлаки и сѐмы, подлежащие переработке, осматривали для определения их пригодности к плавке. Куски массой более 40 кг отбирали и подвергали дроблению, а посторонние предметы в виде кусков огнеупоров и лома черных сплавов удаляли. Мелкую фракцию шлаков и солевую составляющую отделяли грохочением на ситах с размером ячейки 10 x 10 мм и исключали из процесса переработки. При необходимости определения химического состава алюминиевого шлака его расплавляли и в полученном слитке спектральным методом устанавливали концентрацию кремния, меди, магния, цинка и железа, а содержание алюминия рассчитывали по разности.

Для выбора оптимального варианта переплава окисленных отходов алюминиевых сплавов в короткопламенной роторной печи исследовали зависимость металлургического выхода от степени окисленности шихты при добавке флюса, содержащего 50 % NaCl; 42 % KCl; 8 % Na_3AlF_6 в количестве 8 % от массы металлозавалки. Степень окисленности шихты варьировали добавками алюминиевого лома, крупной и мелкой стружки, шлаков и сливов.

При ведении плавки контролировали состав, засоренность и массу загружаемых отходов алюминия, время и температуру плавки, массу полученного расплава, расход топлива и электроэнергию на плавку, металлургический выход (МВ), который определяли по формуле:

$$MB = \frac{M_{cпл.} - M_{прос.} \cdot \frac{a}{100} - M_{ул.} \cdot \frac{b}{100}}{M_{сmp.} \cdot (1 - \frac{c}{100})} \cdot 100, \% , \quad (2.3)$$

где $M_{сл.}$ – масса полученного сплава, кг;

$M_{прос.}$ – масса просева шлага в шихте, кг;

a – количество алюминия, извлекаемого из просева шлага, %;

$M_{шл.}$ – масса шлага в шихте, кг;

b – количество алюминия, извлекаемого из шлага, %;

$M_{стр.}$ – масса стружки алюминиевых сплавов в шихте, кг;

c – засоренность стружки, %.

На первом этапе исследований шихту загружали в печь вместе с флюсом добавка которого составляла 50 % от расчетного количества. В процессе нагрева и расплавления шихты скорость вращения печи составляла 0,3–1,0 об/мин. После расплавления металла и флюса присаживали оставшуюся часть флюса, а скорость вращения печи увеличивали до 5,1 об/мин для лучшего разделения расплава и шлага. Общая длительность плавки составляла 82–85 минут. Полученный металлический расплав с температурой 760–780 °С сливали в ковш и, после продувки азотом, разливали в чушки на разливочном конвейере. Шлак из наклоненной печи удаляли в контейнер скребками. Результаты исследований представлены на рис. 2.2.

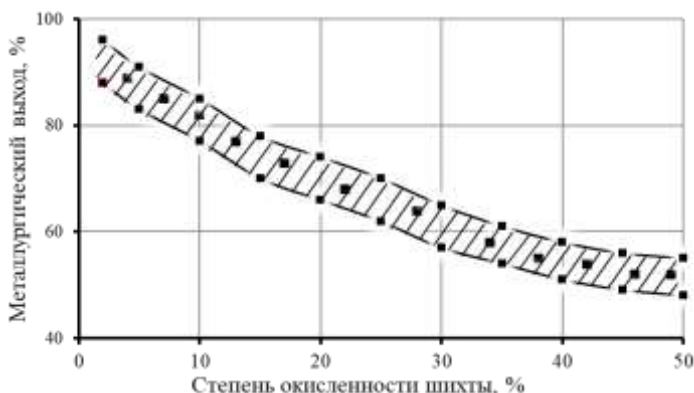


Рис. 2.2. Влияние степени окисленности отходов алюминиевых сплавов на металлургический выход при плавке с 8 % флюса

Результаты опытных плавков показали, что с увеличением окисленности шихты с 2,0 до 50 % металлургический выход в среднем снижается с 93 до 47 %. При этом количество образующегося шлака возрастает с 107 кг до 390 кг. Анализ химического состава образующегося шлака показал, что содержание в нем корольков алюминия находится в пределах 7,5–9,2 %, что делает его дальнейший переплав нерентабельным. Учитывая, что такой шлак относится к отходам 4 класса опасности, он подлежит захоронению на специальных полигонах с уплатой соответствующего экологического налога [120–122].

Дальнейшие исследования с использованием покровного и жидкого флюсов привели к получению результатов близких к первой серии опытных плавков.

Поэтому было принято решение об исключении флюса из состава шихты при плавке окисленных отходов алюминия. Предполагалось, что разрушение оксидной пленки на частицах алюминиевых сплавов в процессе плавки будет происходить механическим путем при вращении печи. Эффективность процессов переработки алюминиевой стружки и шлаков зависит от многих факторов. Для выбора наиболее рациональных параметров технологии плавки в короткопламенной роторной печи анализировали результаты 180 плавков. При проведении исследований в качестве компонентов шихты использовали алюминиевую стружку с засоренностью 6 и 25 %; алюминиевые шлаки с содержанием 50–68 % алюминия; просев алюминиевого шлака с фракцией более 10 мм. Данный компонент шихты содержал 22–25 % Al; 33–37 % Al_2O_3 ; 6–8 % SiO_2 ; 4–6 % MgO ; 1–3 % Fe_2O_3 ; 25–30 % (NaCl+KCl).

Отсев алюминиевого шлака с фракцией менее 10 мм содержал 6–7 % Al и около 65 % Al_2O_3 , поэтому его в составе шихты не использовали.

В ходе проведения плавков контролировали состав и массу шихты, засоренность стружки, металлургический выход, химсостав получаемого сплава и продолжительность плавки. Массу стружки в ходе плавков варьировали в пределах 140–440 кг, добавку шлака изменяли в пределах 0–360 кг, просев шлака добавляли в количестве 0–160 кг на плавку [12; 120; 123; 124]. Флюс при плавке не использовали. Установлено, что увеличение доли шлака с 22 до 30 % в

металлозавалке, состоящей из шлака и алюминиевой стружки, приводит к повышению металлургического выхода с 71 до 83 % (рис. 2.3).

Длительность плавки при этом изменяется незначительно и находится в пределах 76–78 мин, что можно объяснить условиями хорошей теплопроводности шихты из-за заполнения шлаком промежутков между частицами стружки.

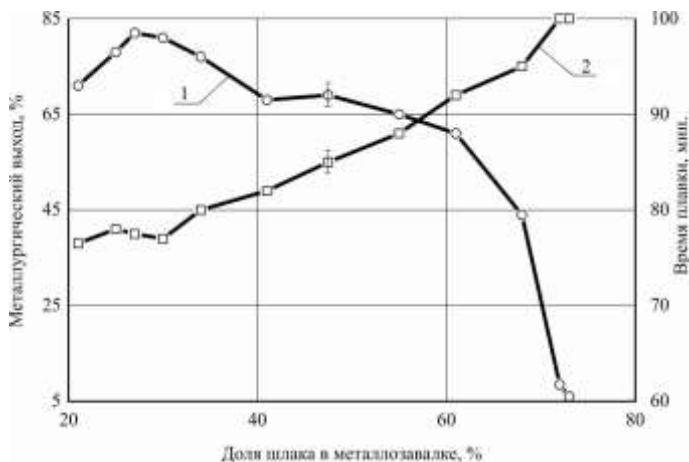


Рис. 2.3. Влияние доли шлака в металлозавалке на металлургический выход (1) и длительность плавки (2)

С ростом добавки шлака шихта насыщается оксидом алюминия с низкой теплопроводностью, что задерживает процесс нагрева шихты и ее плавления и приводит в результате к увеличению продолжительности плавки. Так при доле шлака в металлозавалке чуть больше 60 % время плавки составляет 92 мин. С увеличением доли шлака с 30 до 68 % отмечается устойчивое снижение металлургического выхода с 83 до 44 %. При содержании шлака в металлозавалке более 68 % металлургический выход падает до 7 %, при увеличении длительности плавки с 95 до 100 мин. Следует отметить, что при таком варианте плавки роль флюса выполняли только соли, которые содержались в шлаке. По мере повышения доли шлака в шихте происходило накопление тугоплавких оксидов алюминия, вноси-

мых шлаком, что приводило к росту вязкости флюсов, снижению их способности к растворению Al_2O_3 и коагуляции капель алюминия. Это и привело в итоге к снижению металлургического выхода. Такая закономерность установлена при засоренности стружки 25 % [12; 120; 123; 124].

Анализ влияния соотношения шлака к стружке в составе шихты на металлургический выход и длительность бесфлюсовой плавки при засоренности стружки 25 % показал, что максимальный металлургический выход характерен при отношении шлака к стружке в диапазоне 35–40 % (рис. 2.4).

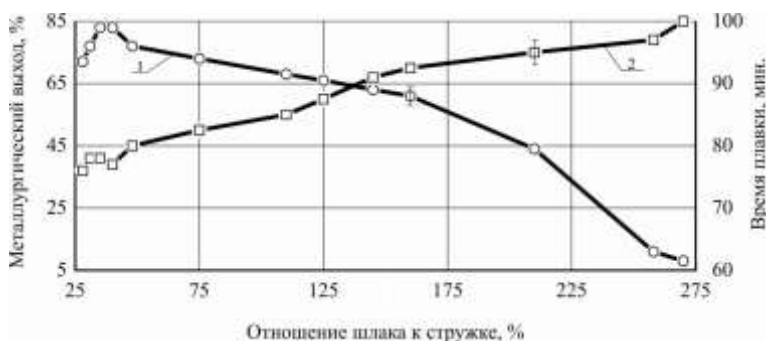


Рис. 2.4. Влияние отношения шлака к стружке с засором 25 % в составе шихты на металлургический выход (1) и длительность плавки (2)

При таком соотношении отмечается и низкая продолжительность плавки 77–78 мин. Дальнейшее увеличение количества шлака в составе шихты приводит к снижению металлургического выхода и повышению продолжительности плавки. Кроме указанных ранее причин снижения металлургического выхода при изменении состава шихты, можно отметить также негативное влияние на данный процесс и увеличения времени плавки, которое проявляется в повышении безвозвратных потерь металла за счет его угара и окисления. При засоре стружки 6 % металлургический выход увеличивается до 91–93 % при времени плавки 70–71 мин и отношении шлака к стружке 30–40 % [12].

Проведение серии плавок на шихте, состоящей из стружки с засоренностью 25 %, и просева шлака, показало, что максимальный

металлургический выход наблюдается при отношении просева шлама к стружке в диапазоне 25–27 % (рис. 2.5).

Дальнейшее увеличение количества просева шлама в составе металлозавалки приводит к устойчивому снижению металлургического выхода. Минимальный металлургический выход (около 80 %) отмечается при отношении просева шлама к стружке в районе 36 % и в дальнейшем изменяется незначительно. Для данного соотношения характерно и минимальное время плавки, которое составляет менее 69 мин (рис. 2.5) [120].

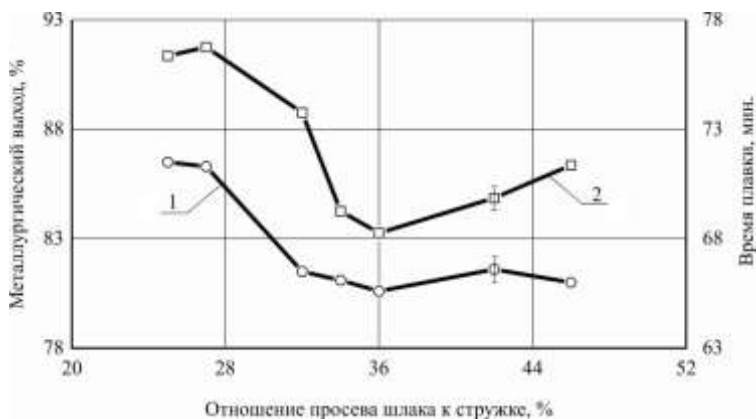
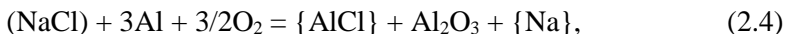


Рис. 2.5. Влияние отношения просева шлама к стружке на металлургический выход (1) и длительность плавки (2)

При оценке влияния доли просева шлама в составе металлозавалки на металлургический выход и продолжительность плавки (рис. 2.6), установлено стабильное снижение металлургического выхода с увеличением доли просева шлама [12; 120].

Для выяснения данного явления были проанализированы обменные реакции между жидким алюминием и компонентами солевой фазы (NaCl, KCl) в присутствии компонентов газовой фазы.

Термодинамическими расчетами подтверждено, что имеет место реакция, протекающая с образованием монохлорида алюминия



для которой изменение энергии Гиббса при 1050 К составляет $-1166,24$ кДж [120].

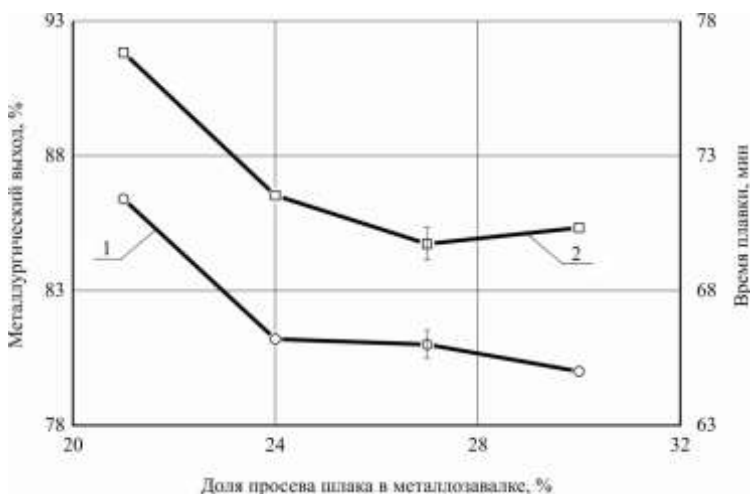
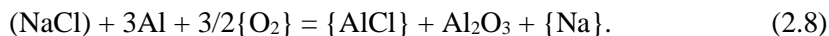
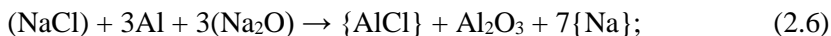


Рис. 2.6. Влияние доли просева шлака в металлозавалке на металлургический выход (1) и время плавки алюминиевой стружки (2) с засоренностью 25 %

Газообразный натрий диффундирует к поверхности солевого расплава и окисляясь, образует оксид натрия – Na_2O , который неограниченно растворим в хлоридах натрия и калия. Образование субхлорида алюминия и натрия может протекать также по реакциям:



Для перечисленных реакций изменение энергии Гиббса при 1050 К составляет соответственно $-329,94$ кДж; $-365,57$ кДж; $-3,05$ кДж; $-1166,24$ кДж.

По мнению С. Б. Новичкова [41] образующийся натрий играет роль переносчика кислорода к границе раздела «жидкий алюминий – солевой расплав» и обеспечивает окисление алюминия до Al_2O_3 . Выделяющийся при этом летучий субхлорид алюминия покидает реакционную зону и вместе с образованием Al_2O_3 вызывает безвозвратные потери металла [41].

Продолжительность плавки до содержания просева шлака в металлозавалке на уровне 27 % постоянно снижается, что можно объяснить повышением плотности шихты и увеличением в составе шихты доли компонента с более низкой температурой плавления. При превышении данного соотношения отмечается незначительное увеличение продолжительности плавки, что можно связать с насыщением ванны расплава оксидом алюминия с высокой температурой плавления [12].

Использование в металлозавалке стружки, шлака и просева шлака обеспечило получение максимального металлургического выхода на уровне 90 % (рис. 2.7) для 5 % плавков. При этом разброс показателей металлургического выхода составил от 60 до 90 % при максимальном количестве плавков (25 %) с металлургическим выходом 78 %.

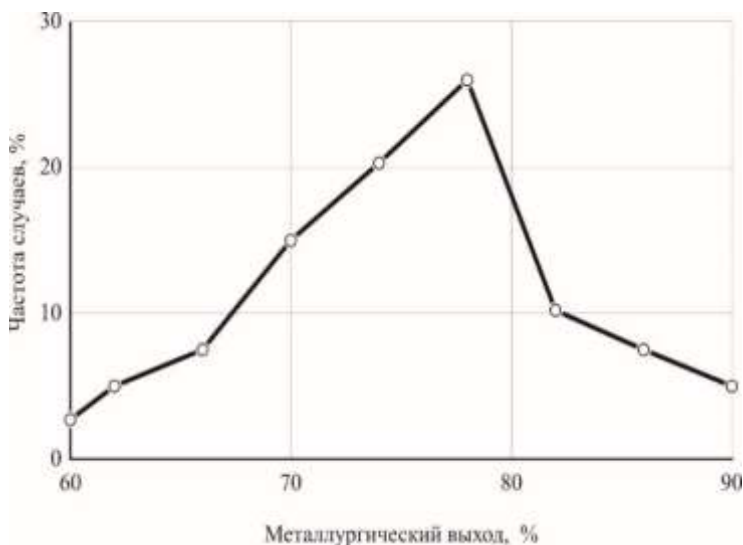


Рис. 2.7. Частотная кривая распределения показателей металлургического выхода при использовании в шихте стружки, шлака и просева шлака

Продолжительность плавок на такой шихте также хорошо описывается частотной кривой с нормальным распределением случайных величин (рис. 2.8).

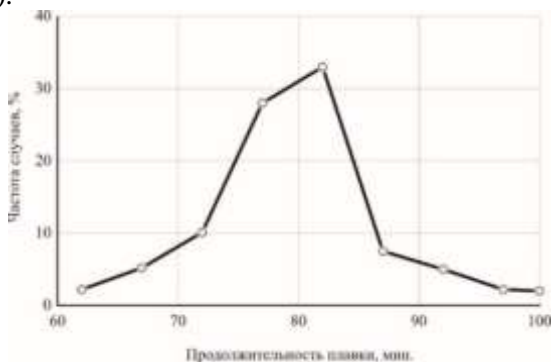


Рис. 2.8. Частотная кривая распределения значений длительности плавок при использовании в шихте стружки, шлака и просева шлака

Продолжительность плавок изменяется от 62 до 100 мин, при этом максимальное количество плавок (33 %) имеют продолжительность около 82 мин.

При исследовании зависимости металлургического выхода от отношения шлака с просевом к стружке (рис. 2.9) установлено, что с увеличением массы шлака с просевом в составе шихты с 70 до 90 % наблюдается повышение изучаемого показателя с 78 до 84 % [12].

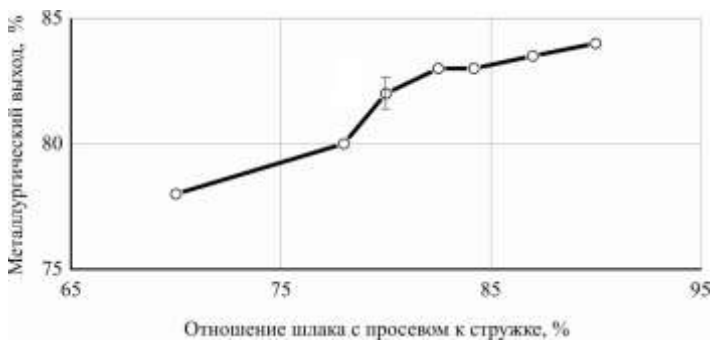


Рис. 2.9. Зависимость металлургического выхода от отношения шлака с просевом к массе стружки

Одновременно отмечается и рост продолжительности плавки с 67 до 81 мин для исследуемых соотношений шлака с просевом к массе стружки (рис. 2.10).

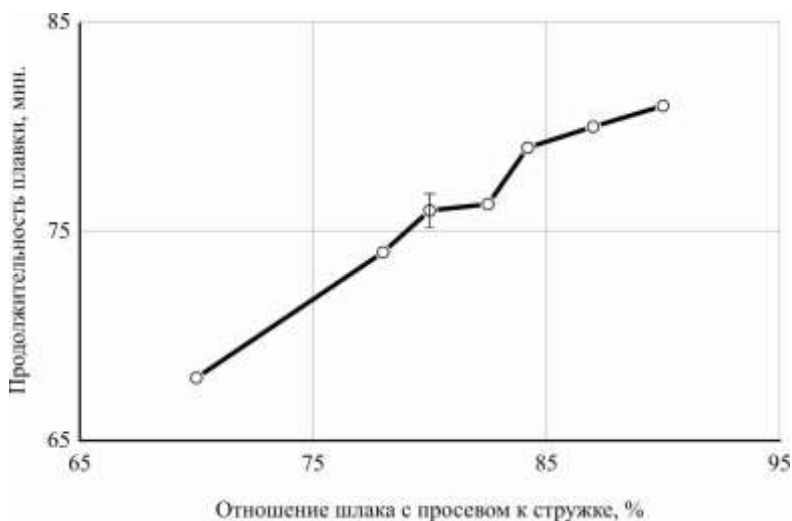


Рис. 2.10. Зависимость продолжительности плавки от отношения шлака с просевом к массе стружки

Для выбора наиболее рационального состава шихты из отходов алюминиевых сплавов рассчитывали себестоимость получаемого сплава, которая является интегральной характеристикой, зависящей от ряда факторов: качества и стоимости сырья, длительности плавки и металлургического выхода [120]. При расчете себестоимости получаемого сплава учитывали затраты на топливо, электроэнергию, шихтовые материалы и заработную плату с налогами для бригады плавильщиков. Установлено, что при плавке отходов алюминиевых сплавов, состоящих из шлака и стружки, себестоимость готового сплава имеет экстремум, приходящийся на содержание шлака в шихте, соответствующее 25–30 % (рис. 2.11). С повышением доли шлака сверх указанного или ее уменьшением в составе металлозавалки отмечается рост себестоимости [124–126].

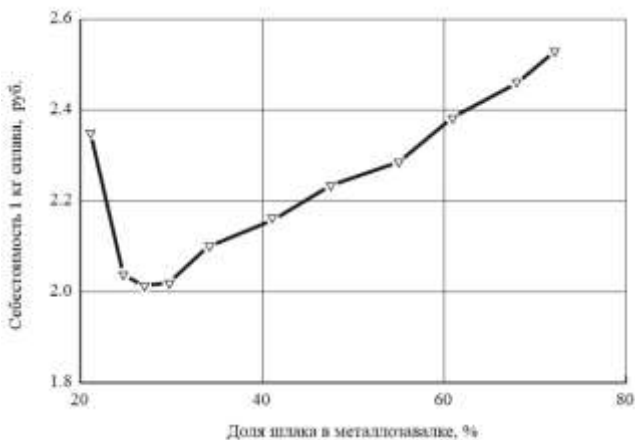


Рис. 2.11. Влияние доли шлага в металлошавалке на себестоимость получаемого сплава

Увеличение отношения шлага к стружке в составе металлошавалки на себестоимость получаемого сплава имеет аналогичную зависимость (рис. 2.12). При этом минимальная себестоимость 2,00–2,02 руб. за 1 кг сплава отмечается при отношении шлага к стружке на уровне 32–50 %. Для данного соотношения компонентов шихты наблюдается также малая длительность плавки и максимальный металлургический выход (рис. 2.4).

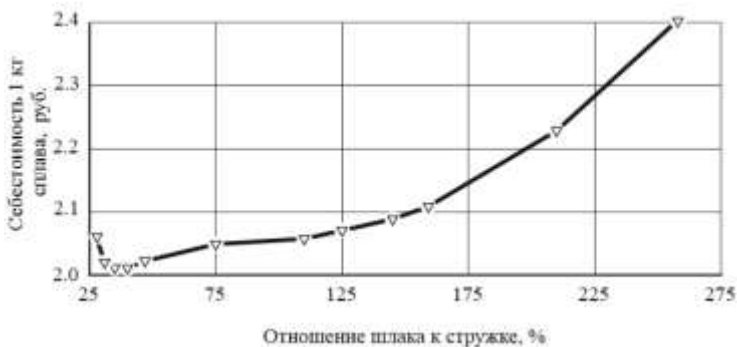


Рис. 2.12. Влияние отношения шлага к стружке с засором 25 % в составе шихты на себестоимость получаемого сплава

Расчет себестоимости для серии плавков на шихте, состоящей из стружки с засоренностью 25 % и просева шлама, показал, что минимальная себестоимость 1 кг сплава на уровне 2,07 руб. обеспечивается при отношении просева шлама к стружке 27 % (рис. 2.13). При этом металлургический выход составляет 86,3 %, а длительность плавки ~77 мин (рис. 2.5) [124].



Рис. 2.13. Влияние отношения просева шлама к стружке на себестоимость получаемого сплава

Максимальная себестоимость порядка 2,22 руб. характерна для отношения просева шлама к стружке 34 %. Для данного состава шихты отмечается меньшая длительность плавки (~69 мин) при металлургическом выходе 80,5 % (рис. 2.5). Очевидно, что для данного состава шихты на снижение себестоимости сплава более сильное влияние оказывает показатель металлургического выхода. Даже увеличение длительности плавки на 3 мин не сказывается на изменении себестоимости, если отмечается незначительное (0,5 %) повышение металлургического выхода [120; 124].

Увеличение доли просева шлама в металлозавалке приводит к снижению металлургического выхода и длительности плавки, но при этом себестоимость 1 кг сплава увеличивается (рис. 2.14).

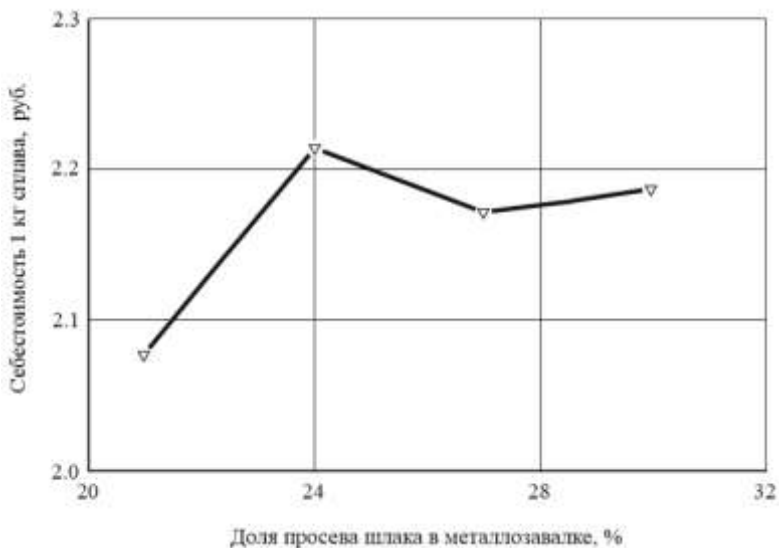


Рис. 2.14. Влияние доли просева шлама в металлозавалке на себестоимость сплава

Анализ результатов проведенных исследований показывает, что состав шихты существенно влияет на металлургический выход, длительность плавки и себестоимость получаемого сплава. При этом результирующий показатель (себестоимость) получается минимальным на уровне 2,00–2,02 руб. при доле шлама в металлозавалке 25–30 % и отношении шлама к стружке 35–45 % [120; 124–126].

Следует отметить, что максимальный диапазон изменения себестоимости получаемого сплава в зависимости от исследованных вариантов состава шихты составляет от 0,3 до 0,5 руб. за 1 кг без учета затрат на экологический налог и захоронение образующихся отходов от переработки вторичного алюминия (ОПВА).

Дальнейший резерв повышения рентабельности переработки окисленных отходов алюминия следует искать в создании новых видов металлопродукции и более рациональном использовании образующихся отходов.

В зависимости от состава отходов алюминиевых сплавов, подлежащих переработке, при плавке в короткопламенной роторной печи возможно получение сплавов АК5М2, АВ87, АВ97 и ферроалюминия. При выплавке сплава АК5М2, соответствующего требованиям ГОСТ 1583-89, шлак подвергается измельчению на щековой дробилке с последующей магнитной сепарацией для извлечения железосодержащей фракции, используемой при производстве ферроалюминия. Получение раскислителя АВ87 и ферроалюминия не требует проведения магнитной сепарации стружки и шлака. При выплавке марочного сплава АК5М2 расплав сливается из печи в ковш, где продувается аргоном и в дальнейшем разливается на конвейере в изложницы для получения чушки массой около 15 кг или «пирамидок» массой 0,08–0,12 кг. Использование «пирамидок» при обработке стали позволяет автоматизировать процесс ее раскисления.

На рис. 2.15 приведен конвейер «ORCA» для изготовления «пирамидок» и полученная продукция. Предложенный технологический процесс получения «пирамидок» из окисленных отходов алюминия на конвейере «ORCA» реализован на ООО «НПФ "Металлон"».



a



б



в

Рис. 2.15. Конвейер «ORCA» для получения «пирамидок» (*a*) и готовая продукция (*б, в*)

В последние годы в металлургии для обработки стали широко используются гранулы из чистого алюминия, получаемые при сливе расплава через сито-дозатор в воду [127–130]. Алюминиевые гранулы применяют для раскисления стали по ASIS – технологии, разработанной фирмой «Techsom Gmb H», предусматривающей вдувание алюминиевых гранул диаметром 1,6–6,0 мм в струю стали при сливе ее из плавильного агрегата в ковш [127–129]. Их используют также при циркуляционном вакуумировании для подогрева стали [108]. Подача алюминия в вакуум-камеру с последующим окислением его вдуваемым кислородом приводит к выделению большого количества тепла в результате протекания реакции:



Варьируя расходом алюминия, аргона и кислорода можно управлять процессами окисления углерода, кремния, марганца, хрома и поддерживать температуру расплава в нужном диапазоне. Такая технология дает возможность получать сталь, содержащую не более (%): 0,002 S; 0,015 P; 0,002 [O]; 0,00015 [H], а также составы с очень низким содержанием углерода [132].

Применение литой алюминиевой дроби позволяет существенно повысить реакционную поверхность раскислителя, «... так как данный показатель для алюминиевых гранул в 80–90 раз выше, чем у чушкового алюминия и составляет 1,6–1,8 м²/кг против 0,02 м²/кг» [127]. Однако такая технология получения алюминиевой дроби требует ее обязательной сушки и существует опасность насыщения расплава водородом. Кроме того, при температуре сушки гранул более 200 °С происходит их интенсивное окисление. Развитая поверхность гранул, из-за их малого размера, способствует также загрязнению расплава оксидными пленками. На ряде предприятий для раскисления стали используют вторичный гранулированный алюминий, являющийся продуктом механической переработки алюминиевого лома – отходов штамповочного производства, упаковочных и укупорочных материалов для жидких и сухих продуктов питания. В процессе переработки такого лома на специализированном оборудовании проводится измельчение и накатывание материала, в

результате чего получают гранулы сферической формы диаметром 0,2–5 мм [127]. За счет наличия пустот, полученных при укатывании, а также малого диаметра частиц, удельная поверхность гранулы значительно выше, чем у чушкового алюминия. Существенным недостатком таких гранул является их меньшая плотность, повышенная окисленность, по сравнению с литыми, и необходимость использования специального оборудования.

Для реализации «сухой» технологии производства алюминиевых гранул использовали расплав из отходов деформируемых алюминиевых сплавов и стружки, полученный в короткопламенной роторной печи. Исследования проводили на установке «CENTAUR» (рис. 2.16), состоящей из вращающегося круглого водоохлаждаемого стола, чугунного металлоприемника для жидкого алюминиевого сплава, ударного механизма для образования капель металла и системы удаления полученных гранул со стола [120; 133–136].

Полученный в КППП расплав сливали в ковш и переливали с печь-дозатор «KROWNATIC», где он выдерживался при температуре 740–760 °С в течение 3 часов.



Рис. 2.16. Установка «CENTAUR» для получения алюминиевых гранул по «сухой» технологии

Из дозатора по подогретому лотку металл поступал в металлоприемник установки «CENTAUR», в нижней части которого размещались специальные отверстия для вытекания расплава. образо-

вание капель, то есть обрыв струи расплава, происходил за счет ударного механизма. В зависимости от интенсивности его работы изменяли размеры получаемых гранул в диапазоне 5–10 мм. Гранулы из капель расплава формировались на поверхности вращающегося водоохлаждаемого стола, а удаление готовых гранул производили потоком сжатого воздуха [120; 133–136].

Разработанный технологический процесс выплавки алюминиевого сплава из окисленных отходов и слива его в печь-дозатор «KROWN-MATIC» с последующим получением гранул по «сухой» технологии на установке «CENTAUR» реализован на ООО «НПФ "Металлон"».

Алюминиевые гранулы, отлитые по «сухой» технологии из отходов производства (рис. 2.17), соответствовали по составу АВ-87 и АВ-97, имели несколько большие размеры по сравнению с алюминиевой дробью, полученной охлаждением капель расплава в воде, но вполне были пригодны для раскисления стали, что в дальнейшем и было подтверждено в производственных условиях Белорусского и Молдавского металлургических заводов.

Алюминиевые гранулы, полученные по «сухой» технологии, не требуют последующей тепловой обработки, обладают минимальной окисленностью, что может положительно сказаться на качестве обрабатываемой стали.

Для оценки распределения материалов по ходу плавки в КППП проводили 16 опытных плавки с определением их материального баланса. Для этого взвешивали все компоненты шихты и полученные продукты в виде расплава, вторичного шлака и пыли, осевшей в циклоне [120–122].



a



б

Рис. 2.17. Алюминиевые гранулы (*a*, *б*), полученные по «сухой» технологии из отходов алюминия

Металлозавалка каждой плавки состояла из 250 кг роллет, 200 кг пробки, 70 кг просева шлака и 60–70 кг мелкого алюминиевого лома из алюминиевых радиаторов и конденсаторов. Общая масса шихты составляла 580–590 кг. Перед проведением балансовых плавков циклон полностью очищался от пыли, а после окончания серии балансовых плавков вся собравшаяся в циклоне пыль извлекалась и взвешивалась. Общая масса пыли по итогам 16 плавков составила 496 кг или в среднем 31 кг на плавку. Большие объемы образующейся пыли (примерно 31 кг на плавку) связаны с особенностями конструкции КПП, характеризующейся прямоточным движением горячих газов с высокой скоростью в рабочем пространстве печи. Это и обуславливает существенные потери шихты с развитой поверхностью во время плавки [136]. Результаты балансовых плавков приведены в табл. 2.2.

Таблица 2.2

**Результаты балансовых плавков
в короткопламенной роторной печи [136]**

Номер плавки	Масса компонентов шихты, кг				Масса шихты, кг	Масса продуктов плавки, кг			
	роллега	пробка	просев шлака	лом		металл	шлак	пыль	всего
1	250	200	70	70	590	339	235	31	605
2	250	200	70	70	590	362	243	31	636
3	250	200	70	70	590	376	230	31	637
4	250	200	70	70	590	366	236	31	633
5	250	200	70	70	590	322	204	31	557
6	250	200	70	70	590	387	162	31	580
7	250	200	70	70	590	349	177	31	557
8	250	200	70	70	590	340	193	31	564
9	250	200	70	70	590	345	212	31	588
10	250	200	70	70	590	349	203	31	583
11	250	200	70	70	590	335	221	31	587
12	250	200	70	70	590	348	201	31	580
13	250	200	70	60	580	364	196	31	591
14	250	200	70	60	580	330	214	31	575
15	250	200	70	60	580	352	172	31	555
16	250	200	70	60	580	349	182	31	562
Средн.					587,5	350,8	205	31	586,87

По ходу плавки окисленных отходов алюминия протекает ряд процессов, оказывающих противоположное действие на изменение массы переплавляемых материалов. При сгорании краски на поверхности роллет и пробок образуются продукты, которые удаляются с газами и не учитываются в балансе плавки. Параллельно происходит окисление алюминия продуктами сгорания топлива и кислородом воздуха, что сопровождается приростом массы, так как при окислении одного кг алюминия образуется 1,89 кг оксида алюминия, который остается в шлаке или улавливается в виде пыли.

Поэтому для некоторых плавков масса полученных продуктов превышает массу исходных материалов, хотя средние значения загруженных и полученных материалов по 16 плавкам практически совпадают. Причину превышения массы конечных продуктов по отдельным плавкам над массой исходной шихты можно, очевидно, объяснить также частичным зависанием шлака в виде настывшей на футеровке печи по ходу плавки с дальнейшим их смыванием в ходе последующих плавков. Это в итоге и обеспечило изменение металлургического выхода в диапазоне 55–64 % [120].

Анализ химического состава образовавшегося шлака показал, что остаточное содержание корольков алюминия в нем составляет 9–11 %, а основным компонентом является Al_2O_3 , доля которого колеблется в пределах 69–74 %. В меньшей степени представлены оксиды магния, кремния, железа, щелочных металлов. Очевидно, что дальнейшее извлечение алюминия из такого шлака является нецелесообразным, а его захоронение вместе с пылью из циклона приводит к уплате экологического налога, поскольку данные отходы относятся к 4 классу опасности. Учитывая, что масса образующихся отходов составляет примерно 40 % от шихты, это негативно скажется на экономике предприятия-переработчика. Поэтому основное внимание необходимо уделить использованию Al_2O_3 , содержащемуся в шлаке [120–122; 136].

Как отмечалось ранее, материалы такого класса востребованы в металлургии стали и при ее внепечной обработке. Учитывая значительное количество образующейся пыли (около 5 % от массы металлозавалки), целесообразно более детально исследовать ее состав для определения в дальнейшем области ее использования.

2.2. Анализ пылегазовых выбросов, образующихся при плавке отходов алюминиевых сплавов в КПП

Изучение процессов пылегазообразования при плавке отходов алюминия в КПП представляет экологический и экономический интерес, как в плане разработки мероприятий по защите окружающей среды, так и решения вопросов экологического налогообложения и дальнейшего использования уловленной пыли. Исследования применительно к технологии плавки отходов алюминия в КПП проводили совместно с к. т. н. Румянцевой Г. А. и к. х. н. Панасюгиным А. С. Основные результаты исследований изложены в работах [58; 111; 120–122; 136–143].

Для контроля в отходящих газах, образующихся при плавке окисленных отходов алюминия, оксидов углерода, азота и серы, использовали электронный газоанализатор MSI 150 «EURO» фирмы «Dräger», позволяющий определять концентрацию CO и NO_x, соответственно в диапазонах 0–4000 ppm и 0–1000 ppm. При пересчете концентрации CO из ppm в мг/м³ применяли формулу [142]:

$$CO = \frac{21 \cdot \{CO\} \cdot 1,25}{21 - O_2} \text{ мг/м}^3, \quad (2.10)$$

где 21 – концентрация кислорода в воздухе, об. доля, %;

O₂ – измеренная концентрация кислорода, об. доля, %;

{CO} – измеренная концентрация CO в ppm (1 ppm = 10⁻⁴ об. %);

1,25 – плотность CO при нормальных условиях, кг/м³.

При переводе концентрации оксидов азота из ppm в мг/м³ пользовались формулой [142]:

$$NO_x = \frac{21 \cdot \{NO_x\} \cdot 2,05}{21 - O_2} \text{ мг/м}^3, \quad (2.11)$$

где {NO_x} – измеренная концентрация NO_x в ppm;

2,05 – плотность NO₂ при нормальных условиях, кг/м³.

Для определения выбросов пыли использовали методику, изложенную в работе [142]. В вентиляционной трубе при отборе проб выбирали ровный участок постоянного сечения, превышающий по длине четыре ее диаметра. После измерения температуры и влажно-

сти газового потока определяли динамическое, статическое и общее давление с помощью микроманометра и трубки Пито, потом рассчитывали скорость газов и их расход. Исходя из скорости отходящих газов в пробоотборнике по номограмме подбирали наконечник, обеспечивающий условия изокINETичности. Затем определяли время отбора пробы и объемный расход газов. После проведения замеров по запыленности, фильтры с пылью извлекали из пробоотборного устройства и помещали в эксикатор для поглощения влаги селикогелем. Запыленность (С) рассчитывали по формуле [142]:

$$C = \frac{(m_1 - m_0) \cdot 1000}{V_{уд}^2 \cdot \tau}, \text{ г/м}^3, \quad (2.12)$$

где m_1 – масса фильтров с пылью, г;
 m_0 – масса исходного фильтра, г;
 1000 – количество литров в 1 м^3 ;
 $V_{уд}^2$ – удельный расход газа, л/мин;
 τ – время отбора пробы, мин.

Удельные выбросы (q) от плавильного агрегата рассчитывали исходя из количества отходящих газов, запыленности газового потока, времени плавки и емкости печи по формуле [142]:

$$q = \frac{C \cdot \vartheta_r \cdot F_{тр} \cdot \tau_n}{M}, \text{ г/кг}, \quad (2.13)$$

где С – запыленность, г/м³;
 ϑ_r – скорость газов в газоходе, м/мин;
 $F_{тр}$ – площадь сечения трубы, м²;
 τ_n – время плавки, мин;
 M – масса расплава, кг.

Набор необходимого оборудования, используемого при определении пылегазовых выбросов от короткопламенной роторной печи, приведен на рис. 2.18.

Химический состав отдельных частиц пыли, извлеченных из циклона от короткопламенной роторной печи, определяли на сканирующим электронном микроскопе VEGA-II LMU с микроанализатором Inca Energy 350 с изучением энергетических спектров

рентгенофлуоресцентного излучения элементов. Для этого частички пыли фиксировали на двухстороннем скотче прессованием.



а



б



в



г

Рис. 2.18. Набор оборудования для определения пылегазовых выбросов при плавке отходов алюминия в короткопламенной роторной печи:
а – аспиратор ОП 221 ТЦ; *б* – пневмометрическая трубка с микроманометром;
в – электронный газоанализатор MSI 150 «EURO» с зондом; *г* – пробоотборник с комплектом фильтров

На первом этапе исследований в качестве компонентов шихты использовали алюминиевые шлаки, сливы, спрессованные банки из-под напитков, алюминиевую стружку, роллеты и другой низкосортный лом, которые загружали совместно с 8 % покровного флюса.

В газоходе от боровов перед циклоном в течение всей плавки отбирали пробы пыли в отходящих газах и определяли содержание в них CO, NO и NO_x с помощью электронного газоанализатора MSI 150 «EURO». Концентрации анализируемых газов по ходу плавки имели резкие перепады, что было вызвано периодической разгерметизацией печи для загрузки в нее переплавляемых шлаков. Диапазон изменения концентрации CO по ходу плавки составлял 28–2520 ppm, а для NO_x 13–35 ppm. При этом содержание NO в отходящих газах не превышало 33 ppm [120; 136–142].

Максимальные пиковые выбросы пыли были характерны для начального периода плавки и ее заключительной стадии. Первые пики запыленности отходящих газов связаны с воспламенением и сгоранием лакокрасочных покрытий на банках из-под напитков, краски на роллетах и загрязнений в виде масел и СОЖ на алюминиевой стружке. Длительность этого периода составляла 5–7 минут при максимальной запыленности 1,52 г/м³. По ходу плавки запыленность дымовых газов составляла 0,14–0,16 г/м³. Второй пик выбросов пыли характерен для заключительного этапа плавки, когда с поверхности расплава удаляется сухой шлак в изложницу или контейнер. По продолжительности он составляет 3–5 минут при запыленности отходящих газов 0,93–0,95 г/м³. Следует также учитывать, что общая запыленность будет превышать расчетные значения, поскольку часть частиц, особенно крупных, могут огибать пробоотборник и не осаждаться на фильтре. Поэтому для более детального анализа образующейся пыли исследовали ее частицы, отобранные из циклона в конце плавки [120; 136–139; 142].

На рис. 2.19 приведены их фотографии, полученные на сканирующем электронном микроскопе VEGA-II LMU.

Как следует из рис. 2.20, частицы пыли отличаются по размерам и цвету, что, очевидно, является признаком их разного химического состава. Для определения химического состава частиц пыли анализировали энергетические спектры рентгенофлуоресцентного излучения элементов, входящих в состав пыли для 10 частиц [120; 136; 142].

На рис. 2.20 приведены энергетические спектры частиц пыли, обозначенных на рис. 2.19, а. Видно, что химический состав частиц пыли представлен широкой гаммой элементов, как входящих в состав переплавляемых отходов алюминиевых сплавов, так и содержащихся в используемых флюсах (табл. 2.3) [120; 142].

Присутствие углерода в составе частиц пыли, очевидно, связано с образованием сажистого углерода на их поверхности из-за разложения СО, неполного сгорания углеводородов жидкого топлива и образованием карбидов алюминия [58; 142].

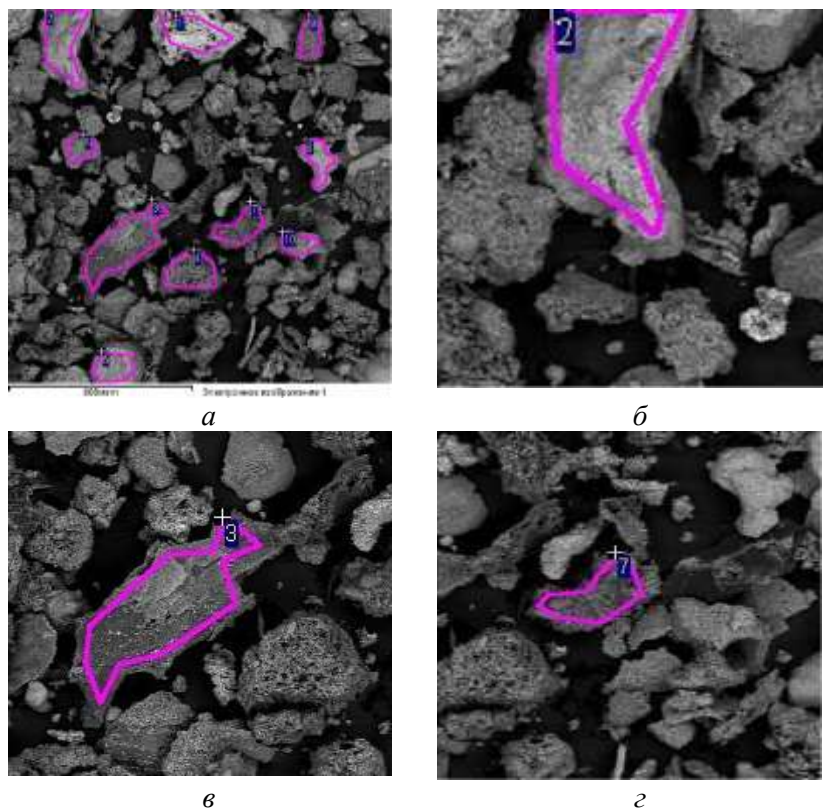
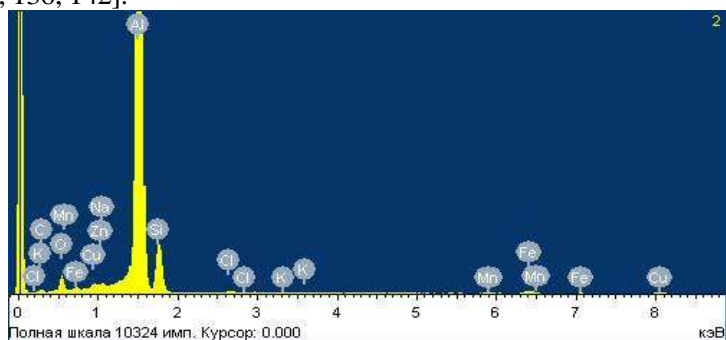


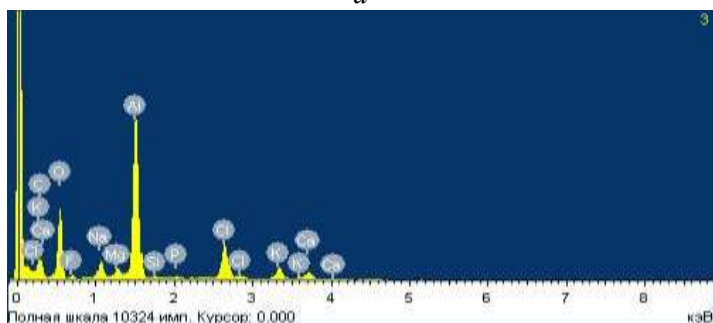
Рис. 2.19. Электронное изображение частиц пыли, отобранных из циклона при плавке в КИРП (*а*) и частицы, выбранные для анализа энергетических спектров (*б–г*)

Наличие натрия, калия, кальция, хлора и фтора можно объяснить использованием покровного флюса. Присутствие Si, Mg, Fe, Zn, Ti, Mn, Cu в составе частиц пыли связано с химическим составом переплавляемых отходов алюминия. Соединения азота, присутствующие в

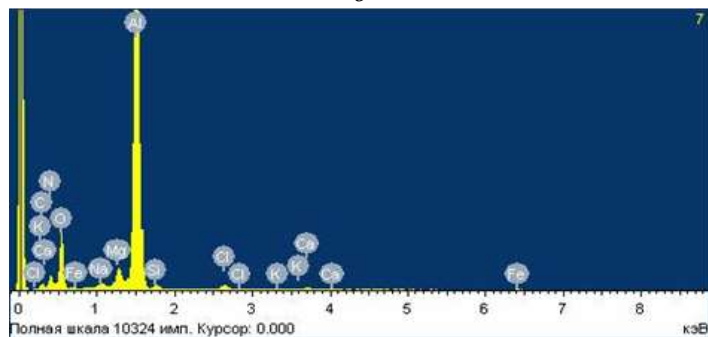
частицах пыли, очевидно, соответствуют нитриду алюминия, образование которого возможно при плавке алюминия в пламенных печах [40; 57; 136; 142].



a



б



в

Рис. 2.20. Энергетические спектры рентгенофлуоресцентного излучения элементов от частиц пыли № 2 (*a*), № 3 (*б*), № 7 (*в*)

**Химический состав и размер отдельных частиц пыли, отобранной из циклона
от короткопламенной роторной печи [120; 142]**

Но- мер час- ти- цы	Содержание элементов по массе, %													Сред- ний размер частиц, мкм
	C	O	Al	Na	K	Ca	Cl	F	Si	Mg	Fe	Zn	Прочие элементы	
1	–	37,64	7,05	1,21	1,52	5,49	0,28	–	0,25	0,81	12,40	2,07	29,81 Ti; 1,46 Cr	250
2	5,84	8,68	70,66	0,21	0,12	–	0,23	–	10,39	–	1,56	0,78	0,59 Mn; 0,93 Cu	260
3	27,47	37,10	18,65	2,96	2,10	1,31	5,34	3,44	0,22	1,09	–	–	0,31 P	340
4	22,92	36,85	24,91	3,18	1,17	1,88	5,54	1,87	0,36	0,94	0,38	–	–	190
5	7,32	20,58	68,61	0,66	0,28	–	0,30	1,31	0,29	–	0,57	–	0,08 P	168
6	12,79	35,16	30,62	6,62	1,78	0,60	9,06	3,39	–	0,30	–	–	–	95
7	1,34	31,19	43,37	0,64	0,10	0,34	0,71	–	0,68	1,98	0,24	–	19,41 N	205
8	8,37	14,49	63,99	0,24	0,10	–	0,49	0,70	8,20	0,79	0,85	0,95	0,82 Cu	168
9	7,02	13,69	65,04	1,04	0,48	0,39	–	1,38	0,43	2,36	0,29	–	0,17 Ti; 7,71 N	135
10	13,20	32,38	40,87	1,66	0,21	0,71	1,52	–	2,15	1,20	0,96	4,56	0,38 Cu; 0,11 P; 0,08 S	145

Содержание алюминия в анализируемых частицах колеблется от 7,05 до 70,66 %, а концентрация кислорода изменяется от 8,68 до 37,64 %, что связано с образованием широкой гаммы оксидных соединений. Размерный диапазон частиц пыли изменяется от 95 до 340 мкм и может включать отдельные частицы с размером более 600 мкм [120; 136–138].

При проведении опытных плавов с небольшими добавками порочно-рафинирующего флюса поверхность расплава покрывалась слоем шлака из смеси хлоридов и оксидов, из которых в результате механического перемешивания при вращении печи образовывались сухие комочки (окатыши), не смачиваемые расплавом и легко уносимые отходящими газами. Анализ осевшей в дымоотводящей системе и циклоне пыли, установил наличие в ней шпинели, корунда, карбидных соединений, нитрида алюминия и хлоридов щелочных металлов, что хорошо согласуется с данными работ [40; 58; 120; 142].

В результате вращения печи стружка замешивалась в флюсовой расплав, при этом запыленность в газоходе не превышала 0,09 г/м³ при повышенных концентрациях хлоридов в газоходе от боровов. Для анализа потерь шихтовых материалов в виде мелкой пыли, анализировали пробы пыли, отобранной из циклона [136; 142]. Результаты микрорентгеноспектрального анализа приведены в табл. 2.4.

Таблица 2.4

Результаты анализа химического состава пыли, отобранной из циклона, при плавке алюминиевой стружки с использованием 40 % флюса [136; 142]

Номер пробы	Содержание элементов по массе, %								
	O	F	Cl	Na	K	Mg	Al	Si	C
1	14,96	8,89	32,56	18,14	9,29	0,58	3,00	0,48	12,10
2	16,30	9,46	31,96	17,48	9,36	0,25	2,88	0,34	11,97
3	14,26	8,76	33,06	17,69	9,84	0,53	2,78	0,50	12,58
4	13,62	7,98	34,46	18,02	10,18	0,62	2,24	0,36	12,52
5	15,53	9,23	32,71	17,76	9,39	0,59	2,34	0,38	12,07
Среднее	14,93	8,86	32,95	17,82	9,62	0,52	2,65	0,41	12,24

Из табл. 2.4 следует, что пыль содержит в своем составе вдвое меньшее количество компонентов и является более стабильной. Это

объясняется отсутствием прямого контакта металла с факелом пламени и атмосферой печи, что исключало интенсивное окисление компонентов сплава, разрушение хрупких оксидных плен и унос их отходящими газами.

Основную массу пыли составляли частицы NaCl и KCl, являющиеся основой флюса и обладающие высокой летучестью [144].

Характерной особенностью пылевых отходов при такой технологии плавки является низкое содержание в них алюминия (менее 3 %) при значительных концентрациях хлора и фтора (в сумме около 40 %) [58; 142].

Такой состав пыли практически исключает возможность ее дальнейшего использования и возникает необходимость переработки или захоронения значительных объемов солевых шлаков.

Поэтому в дальнейших исследованиях основной упор был сделан на бесфлюсовую плавку, особенно при переплаве алюминиевых шлаков или их просева. Принимая данное решение, исходили из соображения, что такие материалы еще содержат некоторое количество остатков флюсов, которого достаточно для разрушения оксидной пленки на корольках алюминия. Это необходимо для формирования бассейна из капель жидкого алюминия [120–122; 136; 145].

Результаты фазового анализа образцов пыли из циклона при бесфлюсовой плавке приведены в табл. 2.5.

Таблица 2.5

Результаты фазового анализа образцов пыли при бесфлюсовой плавке, полученные на рентгеновском дифрактометре ДРОН-3 [120]

Фаза	Al	Al ₂ O ₃	Al _{2,144} O _{3,2}	Mg _{0,388} Al _{2,408} O ₄	Al ₂ O	α-Al ₂ O ₃	Al ₅ Si ₃ O _{9,5}	KAlSi ₃ O ₈	CaAl ₄ O ₇	Na _{0,3835} K _{0,6165} Cl
Номер карточки из базы данных	4–787	78–2426	79–1558	76–306	75–277	71–1128	88–2049	72–77	76–706	75–299
Концентрация, %	12,2	36,8	5,7	4,9	21,7	10,4	3,9	1,9	1,1	1,4

Как следует из табл. 2.5, в пыли циклона при таком варианте плавки преобладают оксиды алюминия различных форм с общей концентрацией около 75 %, шпинели, содержащие в своем составе оксиды алюминия (~12 %) и 12 % чистого алюминия. Образование субоксида алюминия (Al_2O) характерно для плавки алюминия без покровного флюса в пламенных печах [54].

Следует отметить, что на долю хлорсодержащих соединений приходится только 1,4 % [120], что в 2,5 и 30 раз ниже по содержанию хлоридов и фторидов по сравнению с плавкой с 8 % покровного флюса и 40 % жидкого флюса соответственно [142]. Такой состав отходов позволяет использовать их при производстве раскислительных смесей для внепечной обработки стали. В качестве такого продукта была выбрана раскислительная смесь (АРС), которая наряду с 20–24 % алюминия содержит 50–65 % Al_2O_3 , CaO и MgO.

Таким образом, вторичный шлак и пыль, образующиеся при бесфлюсовой плавке отходов алюминия в КППП, являются подходящими компонентами для получения раскислительной смеси. При этом масса используемых продуктов плавки (расплав + шлак + пыль) составляет более 95 % от массы загружаемой шихты, что позволяет отнести данную технологию переработки отходов алюминия к безотходной, обеспечивающей экономический и экологический эффект. В этом случае полностью реализуется концепция академика И. П. Бардина, когда отходы одного производства являются сырьем для другого производства [146].

Результаты проведенных плавок алюминиевой стружки и шлаков в КППП, данные по составу вторичного алюминиевого шлака от переработки ОПВА и составу пыли при бесфлюсовой плавке, явились основанием для разработки технических условий ТУ ВУ 700028768.003-2008 «Смеси алюминиевые раскислительные», безотходной технологии переработки окисленных отходов алюминия и внедрения ее на ООО «НПФ "Металлон"» [120; 143]. Схема технологии представлена на рис. 2.21.

Такая технология переработки окисленных отходов алюминия позволяет использовать также отсев алюминиевого шлака с фракцией менее 10 мм, образующийся при подготовке алюминиевого шлака к плавке в КППП.

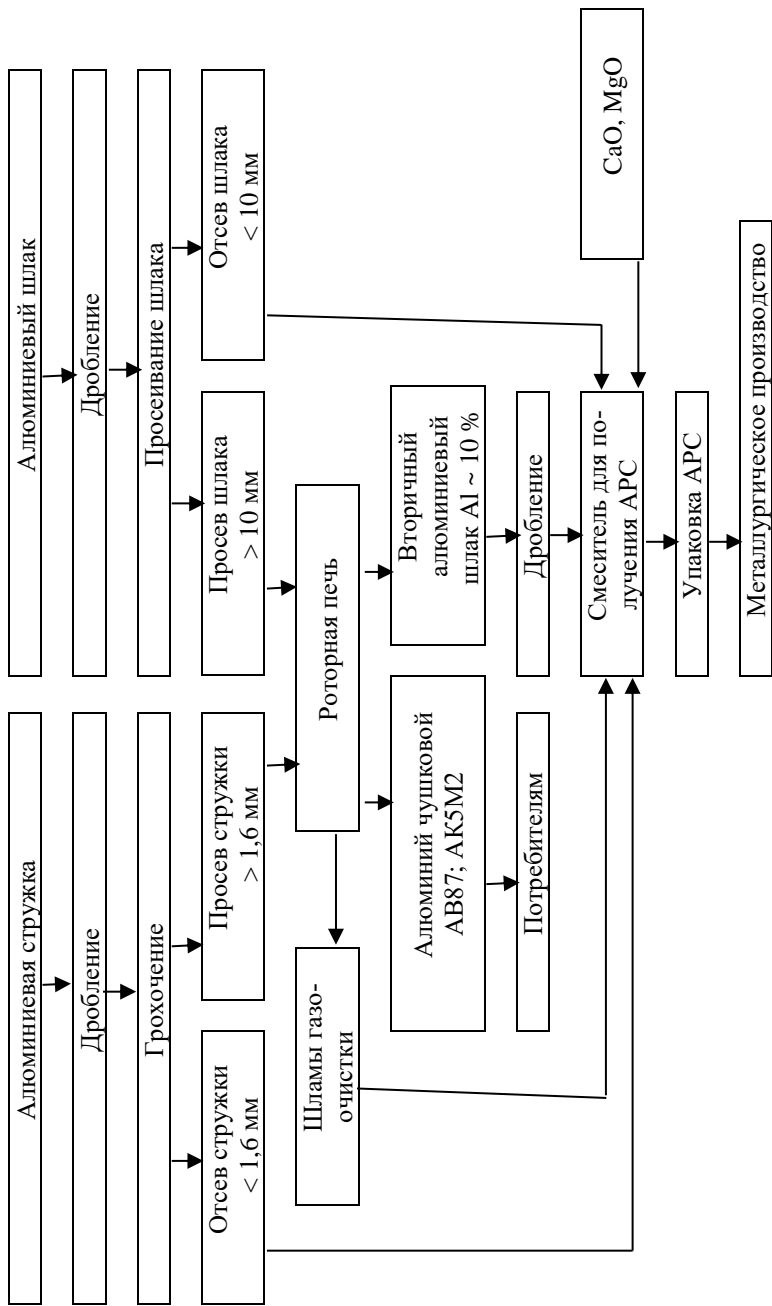
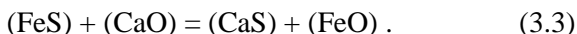
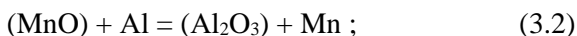
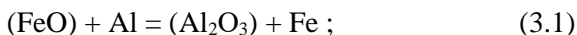


Рис. 2.21. Схема безотходной технологии переработки алюминиевой стружки и шлаков

3. ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАСКИСЛИТЕЛЬНОЙ СМЕСИ И РАЗРАБОТКА НОВЫХ ПРОДУКТОВ ДЛЯ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ СТАЛИ НА ОСНОВЕ ОПВА

3.1. Результаты испытания и использования раскислительной смеси на основе ОПВА в условиях Белорусского металлургического завода

При плавке в большегрузных электродуговых печах удаление серы из расплава стали проводится за пределами плавильного агрегата на установке «печь-ковш». Необходимыми условиями для удаления серы из расплава в шлак являются высокая основность шлака и его низкая окисленность. Необходимая основность шлака создается добавками извести в сталеразливочный ковш, а для обеспечения низкой окисленности шлака проводят его обработку раскислительными смесями тира 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:



Для проверки эффективности раскислительной смеси на основе ОПВА в условиях ООО «НПФ "Металлон"» была изготовлена опытная партия смеси массой 17,3 т для Белорусского металлургического завода (БМЗ). Данный материал дополнительного обогащался отсевом алюминиевой стружки путем механического смешивания. Согласно разработанным техническим условиям ТУ ВУ 700028768/003-2008 АРС контролировали по химическому и гранулометрическому составу, а также по влажности.

Смесь расфасовывали в полиэтиленовые мешки по 20 ± 2 кг и упаковывали в контейнеры типа «Биг-Бег». Результаты входного контроля раскислительной смеси на БМЗ приведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Результаты входного контроля раскислительной смеси

Наименование документа	Массовая доля компонентов, %						Фракционный состав	
	Al _{мет}	Al ₂ O ₃	C _{общ}	Fe ₂ O ₃	Na ₂ O + K ₂ O	влажность	0–30 мм	30–50 мм
	не менее		не более				не менее	не более
Сертификат качества № 1	20	50	6	6	6	2	80	20
Результаты входного контроля	20	65	1,7	5,5	1,8	0,2	100	0

Из данных табл. 3.1 следует, что опытная смесь по химическому и фракционному составу соответствует требованиям сертификата качества № 1. По химическому составу раскислительная смесь была аналогичной составам АКС, ОШМ, БПА, применяемым на БМЗ и поставляемым из Украины и Российской Федерации. Опытный материал использовали в электросталеплавильных цехах (ЭСЦ) 1 и 2, при внепечной обработке всего выплавляемого сортамента стали для раскисления шлака, взамен штатной раскисляющей смеси на основе алюминия (АКС, ОШМ, БПА).

Присадку алюминиевой раскислительной смеси (АРС) в ЭСПЦ-1 осуществляли сразу после выпуска стали из электродуговой печи в сталеразливочный ковш и при дальнейшей обработке металла на установке «печь-ковш». В случае обработки расплава на установке «печь-ковш» № 1 вначале наводили и раскисляли шлак, а потом присаживали науглероживатель и ферросплавы. Присадку АРС осуществляли порциями по 20–40 кг с общим расходом 40–120 кг на плавку.

Цвет шлака в стальковше в ходе обработки, в зависимости от окисленности шлака (суммы оксидов FeO и MnO), изменялся с чер-

ного до светло-серого и белого. Белый цвет рафинирующего шлака характеризует низкое содержание в нем FeO и MnO. Химический состав шлака до и после обработки представлен в табл. 3.2 [12; 120].

Таблица 3.2

Влияние добавок раскислительной смеси (АРС) на состав шлаков установки «печь-ковш» [12; 120]

Компоненты шлака	Содержание компонентов, %	
	исходный шлак	после добавки АРС
CaO	55,45	59,84
SiO ₂	18,66	16,30
Al ₂ O ₃	13,86	17,58
MgO	9,89	5,01
MnO	0,84	0,30
FeO	0,77	0,23
P ₂ O ₅	0,064	0,066
Cr ₂ O ₃	0,091	0,066
S	0,375	0,608
(FeO + MnO)	1,61	0,53
(CaO + MgO)/(SiO ₂ + Al ₂ O ₃)	2,0	1,91

Изменение химического состава рафинировочных шлаков при внепечной обработке стали определяли по данным текущего рентгенофлуоресцентного анализа заводских лабораторий с пересчетом результатов на основные оксиды – CaO, SiO₂, MgO, Al₂O₃, MnO, FeO и серу.

Раскислительную способность АРС оценивали по изменению цвета шлака и по сумме оксидов марганца и железа в рафинировочных шлаках до и после присадки АРС. Степень десульфурации (ΔS) рассчитывали по формуле:

$$\Delta S = \frac{C_{S_1} - C_{S_2}}{C_{S_1}} \cdot 100, \% \quad (3.4)$$

где C_{S_1} – содержание серы в исходном расплаве, %;

C_{S_2} – содержание серы после добавки АРС, %.

Как видно из табл. 3.2 добавка раскислительной смеси приводит к снижению окисленности шлака с 1,61 до 0,53 и увеличению в нем содержания серы с 0,375 до 0,608 %. В результате такой обработки снижается содержание серы и в обрабатываемой стали. В табл. 3.3 приведены данные по степени десульфурации стали при ее обработке на установке «печь-ковш» [12; 120].

Таблица 3.3

Степень десульфурации стали на установке «печь-ковш» при проведении опытных плавков [12; 120]

Марка стали	Содержание серы в пробе, масс. %		Степень десульфурации, %
	до обработки (c_{s1})	после добавки АРС (c_{s2})	
Ст 3 сп	0,045	0,027	40,0
Ст 3 сп	0,054	0,029	46,3
Ст 3 сп	0,047	0,027	42,6
Ст 3 сп	0,058	0,032	44,8
BST 500S	0,045	0,021	53,3
BST 500S	0,051	0,029	43,1
SAE 1008	0,042	0,016	61,9
25Г2С	0,047	0,026	44,7
В 500 В	0,046	0,026	43,5

Независимо от марки стали степень десульфурации колеблется от 40 до 61,9 %. Средние значения по степени десульфурации в ЭСПЦ-1 составили 43,35 %, что несколько выше сравнительных плавков, с использованием стандартных раскислительных смесей (39,6 %).

После обработки шлака АРС визуально отмечалось повышение его жидкотекучести, достигавшей максимума при присадке 100 и более килограмм раскислительной смеси. При этом ухудшения разливаемости стали на опытных плавках не происходило.

При испытании раскислительной смеси в ЭСПЦ-2 [143] ее подавали в стальковш при наведении шлака двумя порциями по 40–60 кг с общим расходом от 80 до 120 кг на плавку. Присадку науглероживателя и ферросплавов осуществляли после наведения и раскисления шлака. Содержание Al_2O_3 в шлаке до присадки АРС в среднем составляло 9,18 %, что являлось результатом раскисления расплава

алюминием во время выпуска из ДСП. При обработке шлака APC содержание Al_2O_3 в шлаке повышалось, достигая в среднем 11,97 %. Одновременно снижалось содержание оксидов железа и марганца, сумма которых к концу обработки составляла в среднем 0,73 %. После обработки шлака APC отмечено повышение его жидкотекучести, достигавшей максимума при присадке 100 и более килограмм опытного материала. На плавках № 32201 и 32202 стали марки 20ХНР присадку плавикового шпата на установке «печь-ковш» не осуществляли, а APC присаживали двумя порциями по 60 кг с общим расходом 120 кг на плавку. По визуальной оценке, жидкотекучесть шлака на данных плавках соответствовала жидкотекучести шлака, полученного с добавками CaF_2 и APC. Степень десульфурации стали, обработанной на установке «печь-ковш» № 2 с добавкой APC (табл. 3.4), соответствовала данному показателю серийных плавов, полученных с использованием штатных раскислителей (табл. 3.5).

Таблица 3.4

Расчет степени десульфурации стали опытных плавов в ЭСПЦ-2

Марка стали	Содержание серы в пробе, масс. %		Степень десульфурации, %
	до обработки (c_{s_1})	после добавки APC (c_{s_2})	
18ХГТ	0,0350	0,0100	71,4
18ХГТ	0,0301	0,0096	68,1
18ХГТ	0,0311	0,0095	69,5
18NiCrMo5	0,0321	0,0113	64,8
35Г2Ф	0,0438	0,0128	70,8
35Г2Ф	0,0443	0,0124	72,0
35Г2Ф	0,0438	0,0152	65,3
35Г2Ф	0,0449	0,0158	64,8
20ХНР	0,0358	0,0135	62,3
20ХНР	0,0326	0,0161	50,6
Fe360	0,0407	0,0139	65,8
Fe360	0,0476	0,0233	51,1
Fe360	0,0431	0,0225	47,8
Fe360	0,0475	0,0214	54,9
Fe360	0,0373	0,0182	51,2
Ср. значение			62,0

Таблица 3.5

Расчет степени десульфурации сравнительных плавков в ЭСПЦ-2

Марка стали	Содержание серы в пробе, масс. %		Степень десульфурации, %
	до обработки (c_{s_1})	после добавки АРС (c_{s_2})	
Fe360	0,0449	0,0138	69,3
Fe360	0,0383	0,0147	61,6
Fe360	0,0320	0,0137	57,2
Fe360	0,0401	0,0157	60,8
Fe360	0,0346	0,0131	62,1
Fe360	0,0360	0,0161	55,3
Fe360	0,0288	0,0108	62,5
Fe360	0,0349	0,0116	66,8
45X	0,0403	0,0125	69,0
45X	0,0412	0,0116	71,8
45X	0,0380	0,0130	65,8
45X	0,0335	0,0171	49,0
Fe360	0,0431	0,0177	58,9
18NiCrMo5	0,0275	0,0113	58,9
18NiCrMo5	0,0304	0,0117	61,5
18NiCrMo5	0,0503	0,0147	70,8
45	0,0411	0,0113	72,5
45	0,0401	0,0199	50,4
Среднее значение			62,5

На основании полученных положительных результатов производственных испытаний раскислительной смеси были разработаны ТУ ВУ 700028768.003-2008 «Смеси алюминиевые раскисляющие», регламентирующие их химический и фракционный состав, а также условия поставки.

На протяжении 10 лет ООО «НПФ "Металлон"» обеспечивает раскислительной смесью Белорусский металлургический завод и другие предприятия [120; 143]. В настоящее время производство АРС налажено и на ОАО «Белцветмет».

Эффективность рафинирующей обработки стали на установке «печь-ковш» во многом определяется составом рафинирующего шлака. По данным Д. А. Дюдкина с соавторами [147], оптимальный

состав шлака в конце рафинирующей обработки должен быть следующим, %: 58,0–62,0 CaO; 8,0–10,0 SiO₂; 6,0–8,0 MgO; 20,0–25,0 Al₂O₃; < 0,5 FeO; 0,13–0,15 MnO.

При обеспечении «белого» шлака с низким содержанием FeO степень десульфурации металла достигает 70–85 % [148]. Исследование 238 составов рафинировочных шлаков при обработке стали 80К на установке «печь-ковш» на Белорусском металлургическом заводе свидетельствует об их значительном разбросе. Так, содержание SiO₂ составляет 15,1–56,6 %, CaO – 25,7–66,0, MgO – 1,94–11,89, Al₂O₃ – 1,18–4,24, FeO – 0,01–2,5, MnO – 0,01–3 %. Результаты статистической обработки составов рафинировочного шлака для стали 80К приведены на рис. 3.1–3.8 [120; 143].

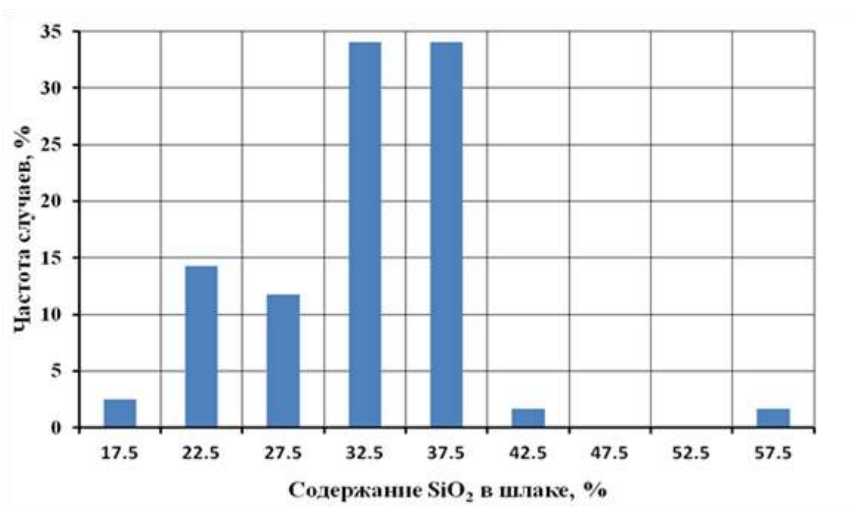


Рис. 3.1. Диаграмма изменения содержания SiO₂ в рафинировочных шлаках для стали 80К

Из рис. 3.1 видно, что максимальное количество случаев приходится на содержание SiO₂ 30,0–40,0 % и намного превышает оптимальную концентрацию SiO₂ для рафинировочных шлаков [147]. Учитывая, что футеровка сталеразливочного ковша основная, то превышение в рафинировочных шлаках оптимальных концентраций

SiO_2 может приводить к взаимодействию с MgO футеровки и вызывать ее коррозию в зоне шлакового пояса.

Распределение содержания CaO в рафинировочных шлаках (рис. 3.2) полностью подчиняется закону нормального распределения за исключением 2 % составов. Наибольшее количество случаев приходится на диапазон концентраций 45,0–60,0 %, что ниже рекомендуемых в работе [147]. Как следует из рис. 3.3, распределение концентраций Al_2O_3 в рафинировочных шлаках также подчиняется закону нормального распределения с преобладающим количеством случаев в интервале 2,5–3,5 %. Такая низкая концентрация Al_2O_3 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 [120; 143].

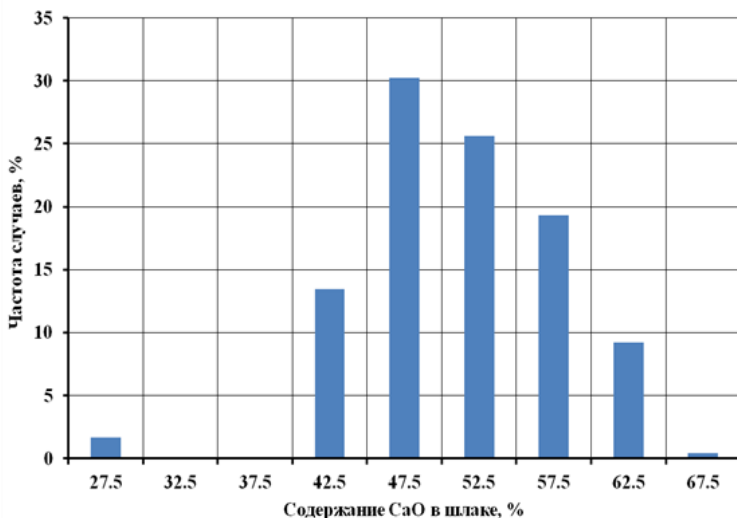


Рис. 3.2. Диаграмма изменения содержания CaO в рафинировочных шлаках для стали 80К

В отношении распределения MgO (рис. 3.4) 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 [149].

Относительно распределения MnO в рафинировочных шлаках (рис. 3.5) 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. 3.6). 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 [120; 143; 147; 150].

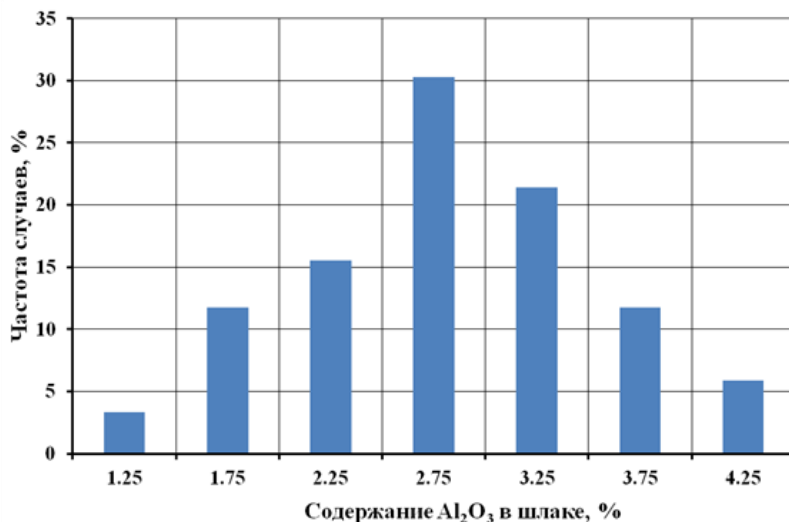


Рис. 3.3. Диаграмма изменения содержания Al_2O_3 в рафинировочных шлаках для стали 80К

Подобная зависимость, только без резких колебаний, сохраняется и в отношении окисленности рафинировочного шлака (рис. 3.7). Максимально допустимая концентрация ($\text{FeO} + \text{MnO}$) в оптимальном составе рафинировочного шлака не должна превышать 0,65 % [147]. Таким требованиям соответствует только около 50 % составов шлаков, а все остальные характеризуются окисленностью от 1,0 до 3,5 % [120; 143].

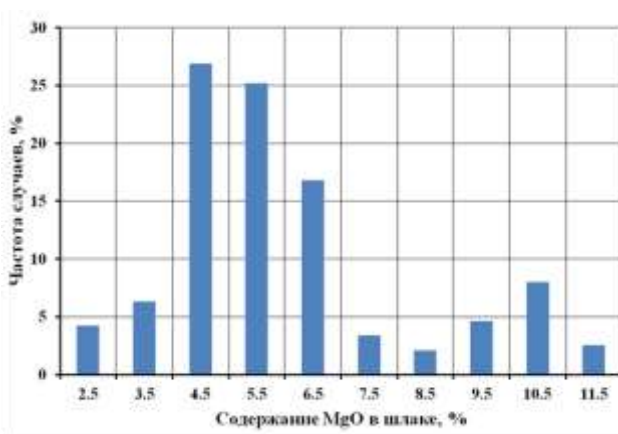


Рис. 3.4. Диаграмма изменения содержания MgO в рафинировочных шлаках для стали 80К

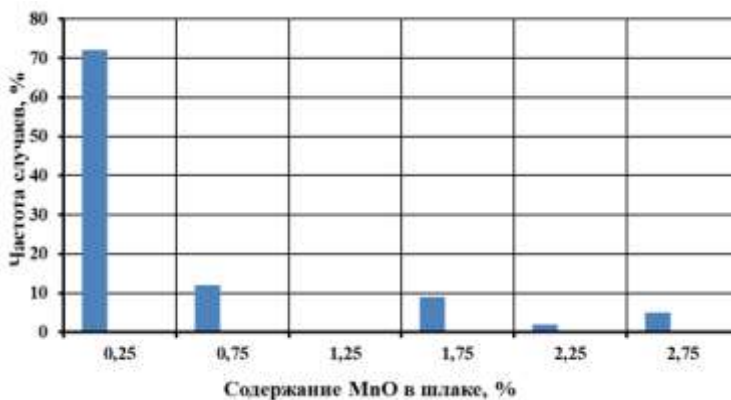


Рис. 3.5. Диаграмма изменения содержания MnO в рафинировочных шлаках для стали 80К

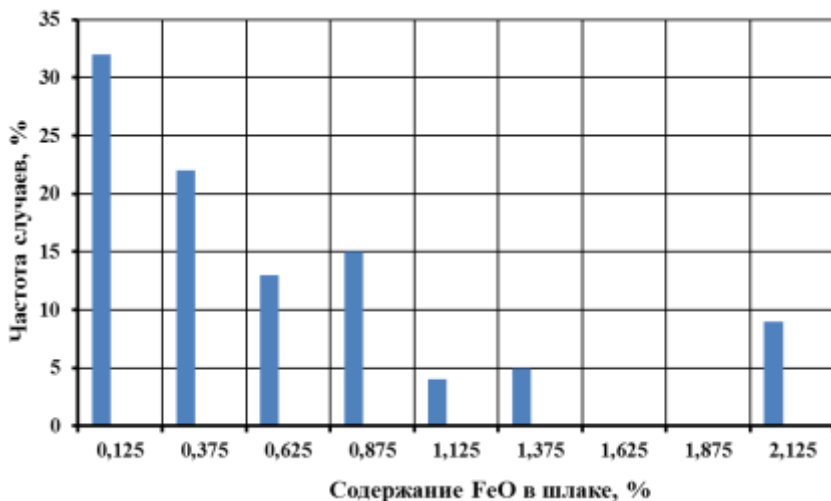


Рис. 3.6. Диаграмма изменения содержания FeO в рафинировочных шлаках для стали 80К

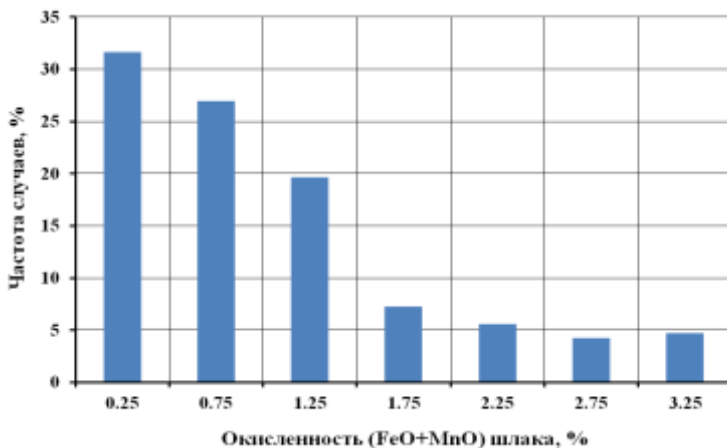


Рис. 3.7. Диаграмма изменения окисленности (FeO + MnO) в рафинировочных шлаках для стали 80К

Диаграмма распределения основности шлака (рис. 3.8) практически соответствует закону нормального распределения с максимальным

количеством случаев (около 45 %), приходящихся на основность 1,75. Для оптимального состава рафинировочного шлака основность должна составлять более 2,0 [120; 147]. 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 АРС 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.

Учитывая многокомпонентный состав рафинировочных шлаков необходимо также более подробно исследовать возможные варианты взаимодействия Al_2O_3 с его составляющими. Исследования по данному вопросу изложены в следующем параграфе.

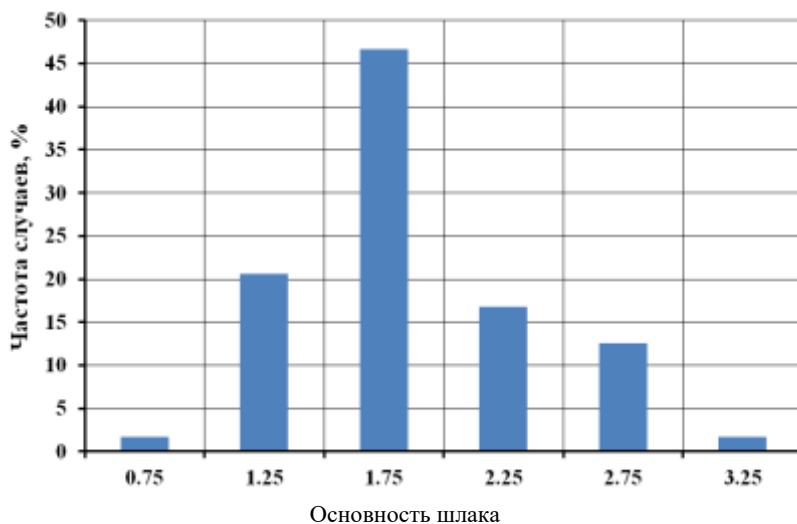


Рис. 3.8. Диаграмма изменения основности рафинировочного шлака для стали 80К

3.2. Разработка составов на основе ОПВА для разжижения рафинировочных шлаков

Для получения качественной стали на металлургических комбинатах проводят ее внепечную обработку, которая обеспечивает получение требуемого химического состава и температуры расплава, снижение в нем количества неметаллических включений. Перенос операций раскисления, десульфурации, модифицирования и удаления неметаллических включений из плавильного агрегата в сталеразливочный ковш, позволяет сохранить производительность сталеплавильного агрегата и увеличить продолжительность эффективной обработки жидкой стали [151–153]. Анализ динамики изменения требований по содержанию примесей в сталях показывает, что с 1970 по 2010 год допустимая концентрация серы снизилась на порядок (с 0,03 % до 0,003 %), а для стали класса А по сере установлены еще более жесткие пределы – до 0,002 %. По прогнозам к 2020 году загрязненность стали данного класса серой не должна превышать 0,0015 % [154]. Для труб и соединительных деталей в нормативно-технической документации ОАО «Газпром» с 2014 года оговариваются допустимые нормы загрязненности сульфидными, оксидными и силикатными включениями по среднему и максимальному баллам [155].

Исследователи отмечают большие потенциальные возможности обработки стали в ковше активными рафинировочными шлаками. Однако термодинамические и кинетические возможности такого рафинирования используются только на 10–12 %. На эффективность рафинирования стали оказывают влияние химический состав шлака, его сульфидная емкость, окисленность шлака, температурные условия обработки, вязкость шлака и гидродинамика процесса [117; 156].

В значительной степени рафинирующая способность шлаков зависит и от их жидкоподвижности, поскольку процессы десульфурации и раскисления получают свое развитие на границе шлак-расплав. На большинстве предприятий для разжижения шлаков используют флюорит (плавиковый шпат) CaF_2 , который является экологически опасным веществом, обладает высокой стоимостью и агрессивно взаимодействует с футеровкой сталеразливочного ковша [115]. Причину снижения вязкости рафинировочных шлаков от добавки CaF_2 объясняют формированием в нем значительного количества белита C_2S ($2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$) [157], но это

соединение имеет температуру плавления 2130 °С и самостоятельно вряд ли будет способствовать разжижению шлаков [151; 152; 158].

Учитывая положительное влияние АРС на жидкотекучесть рафинировочных шлаков, провели анализ диаграммы состояния $\text{CaO} - \text{Al}_2\text{O}_3$ [159] (рис. 3.9). Из рисунка видно, что в системе $\text{CaO} - \text{Al}_2\text{O}_3$ существуют соединения C_3A ($3\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$), C_5A_3 ($5\text{CaO}\cdot 3\text{Al}_2\text{O}_3$), CA ($\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$) и CA_2 ($\text{CaO}\cdot 2\text{Al}_2\text{O}_3$) с температурами плавления ниже 1600 °С. Данные о сосуществовании фаз и их температурах плавления приведены в табл. 3.6 [159].

Таблица 3.6

Состав и температура плавления некоторых сосуществующих фаз системы $\text{CaO} - \text{Al}_2\text{O}_3$ [159]

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

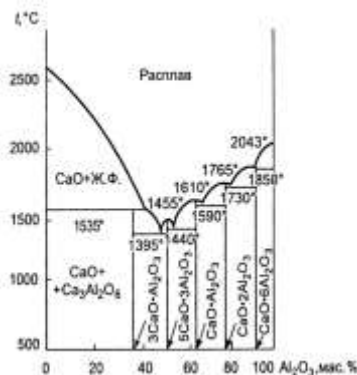


Рис. 3.9. Диаграмма состояния системы $\text{CaO} - \text{Al}_2\text{O}_3$ [159]

Анализ диаграммы состояния системы $\text{CaO} - \text{SiO}_2 - \text{Al}_2\text{O}_3$ (рис. 3.10) показывает, что при определенном соотношении компонентов в шлаке можно обеспечить температуру его плавления значительно ниже 1400°C . Например, шлак содержащий 23 % Al_2O_3 , 42 % SiO_2 и 35 % CaO плавится при температуре 1266°C , а шлак с содержанием 10 % Al_2O_3 , 45 % SiO_2 и 45 % CaO имеет температуру плавления 1311°C . Реальные рафинировочные шлаки могут иметь и более низкие температуры плавления вследствие наличия в них других компонентов [120; 143].

Авторы работы [117; 155; 160] также отмечают положительное влияние Al_2O_3 на разжижение шлака и повышение стойкости футеровки сталеразливочного ковша и рекомендуют использовать для этих целей глиноземсодержащий материал Рантал 50ГР (производства ООО «РАНТАЛ» г. С.-Петербург) и глиноземсодержащие брикеты (производства ОООИ «РОИС» г. Екатеринбург), шлакообразующий материал «МША Фрадо-1» (табл. 3.7).

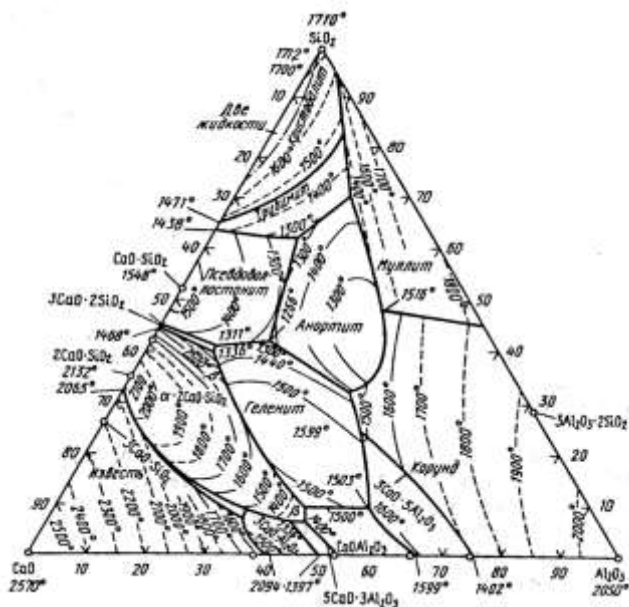


Рис. 3.10. Диаграмма состояния системы $\text{CaO} - \text{SiO}_2 - \text{Al}_2\text{O}_3$ [131]

Таблица 3.7

Составы глиноземсодержащих материалов для разжижения шлаков [115; 117; 120]

Материал	Массовая доля, %									
	TiO ₂	Al _{мет}	Al ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	Na ₂ O+ +K ₂ O	хлориды	другие элементы
Рантал 50ГР	1,98	–	72,1	20,0	0,71	0,70	2,05	0,83	–	2,95
Брикеты ООИИ «РОИС»	–	3,3	55,7	6,04	1,91	12,6	2,74	8,0	8,1	11,9
«МША Фрадо-1»	–	≥15,0	≥70,0	–	≤2,0	12,5	–	≤10,0	–	≤0,15 S
МША		20,0	≥50	≤8,0	–	≤10,0	≤10,0	–	≤10,0	≤0,2S ≤0,2P

Таким образом, вводя в рафинировочные шлаки добавки, содержащие CaO с Al₂O₃, можно регулировать жидкотекучесть шлаков и отказаться от использования плавикового шпата (CaF₂) [112; 151; 161]. По данным работы [117] содержание в шлаках 20–25 % Al₂O₃ исключает необходимость использования плавикового шпата для их разжижения. Следует так же учитывать, что алюминаты с высоким содержанием кальция (C₃A, C₅A₃) имеют более высокую способность поглощать CaS, чем алюминаты с высоким содержанием глинозема (CA, CA₂). При этом растворимость CaS зависит от температуры [162].

Для оценки вероятности протекания реакций взаимодействия Al₂O₃ с компонентами рафинировочного шлака с образованием алюминатов и алюмосиликатов кальция рассчитывали изменение энергии Гиббса для 16 реакций в интервале температур 400–1873 К [120; 151–153].

- 1) $(4/3) 3CaO \cdot Al_2O_3 + Al_2O_3 = (1/3) 12CaO \cdot 7Al_2O_3$;
- 2) $12/7CaO + Al_2O_3 = (1/7) 12CaO \cdot 7Al_2O_3$;
- 3) $3CaO + Al_2O_3 = 3CaO \cdot Al_2O_3$;
- 4) $CaO + Al_2O_3 = CaO \cdot Al_2O_3$;
- 5) $(1/2) 3CaO \cdot Al_2O_3 + Al_2O_3 = (3/2) CaO \cdot Al_2O_3$;

- 6) $1/2\text{CaO} + \text{Al}_2\text{O}_3 = (1/2) \text{CaO} \cdot 2\text{Al}_2\text{O}_3$;
- 7) $(1/5)3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Al}_2\text{O}_3 = (3/5) \text{CaO} \cdot 2\text{Al}_2\text{O}_3$;
- 8) $\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Al}_2\text{O}_3 = \text{CaO} \cdot 2\text{Al}_2\text{O}_3$;
- 9) $(1/17)12\text{CaO} \cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Al}_2\text{O}_3 = (12/17) \text{CaO} \cdot 2\text{Al}_2\text{O}_3$;
- 10) $(1/5)12\text{CaO} \cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Al}_2\text{O}_3 = (12/5) \text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$;
- 11) $\text{Al}_2\text{O}_3 + 2\text{CaO} + \text{SiO}_2 = 2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$;
- 12) $\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{CaO} + \text{SiO}_2 = \text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$;
- 13) $1/3\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{CaO} + \text{SiO}_2 = (1/3)3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{SiO}_2$;
- 14) $\text{Al}_2\text{O}_3 + 2\text{CaO} + \text{SiO}_2 = 2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$;
- 15) $1/2\text{Al}_2\text{O}_3 + 1/2\text{CaO} + \text{SiO}_2 = (1/2) \text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$;
- 16) $\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2 + \text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 = 2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$.

На рис. 3.11, 3.12 приведены изменения энергии Гиббса данных реакций при температуре 1873 К.

Из представленных расчетов видно, что теоретически возможно протекание всех 16 реакций из-за отрицательных значений ΔG_T . Однако следует отметить, что в результате их протекания образуются достаточно тугоплавкие соединения: $3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ ($t_{\text{пл}} = 1535$ °C); $\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ ($t_{\text{пл}} = 1610$ °C); $\text{CaO} \cdot 2\text{Al}_2\text{O}_3$ ($t_{\text{пл}} = 1765$ °C); $\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$ ($t_{\text{пл}} = 1553$ °C); $2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$ ($t_{\text{пл}} = 1593$ °C); $12\text{CaO} \cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$ ($t_{\text{пл}} = 1527$ °C) [120; 153; 159].

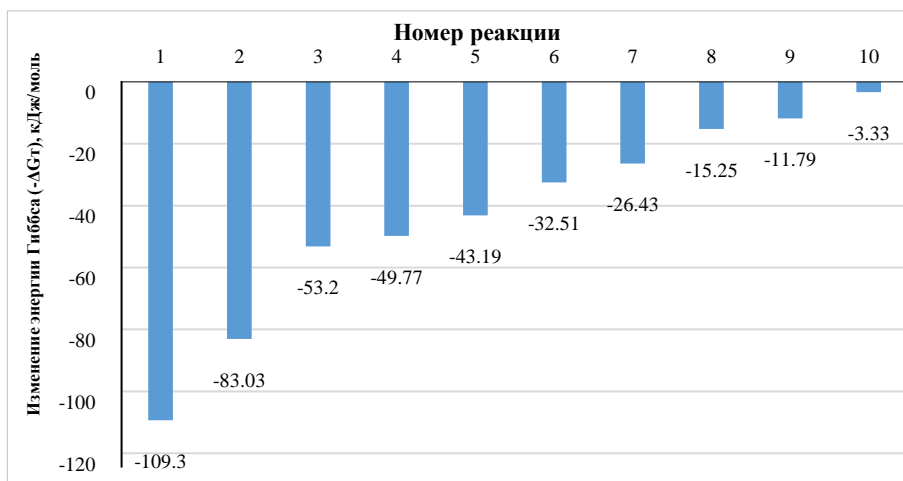


Рис. 3.11. Изменение энергии Гиббса реакций образования алюминатов кальция при температуре 1873 К (реакции 1–10)

Учитывая, что рафинировочные шлаки являются многокомпонентными, то возможно также образование соединения $4\text{MgO} \cdot 5\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$ ($t_{\text{пл}} = 1475 \text{ }^\circ\text{C}$) [120; 151; 159].

Поэтому эффект повышения жидкоподвижности рафинировочных шлаков при добавке Al_2O_3 , очевидно, следует связывать с возможностью образования легкоплавких эвтектик. Так, в системе $\text{CaO}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{SiO}_2$ образуются эвтектики с температурами плавления 1170, 1265, 1310, 1345, 1335 $^\circ\text{C}$ [120; 159].

На рис. 3.11, 3.12 приведены изменения энергии Гиббса данных реакций при температуре 1873 К.

Для системы $\text{MgO}-\text{CaO}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{SiO}_2$ можно отметить наличие трех эвтектик с низкими температурами плавления [159]:

5 % MgO – 48,8 % CaO – 41,5 % Al_2O_3 – 5 % SiO_2 ($t_{\text{пл}} = 1295 \text{ }^\circ\text{C}$);

2,5 % MgO – 23,8 % CaO – 14,2 % Al_2O_3 – 59 % SiO_2 ($t_{\text{пл}} = 1160 \text{ }^\circ\text{C}$);

9,4 % MgO – 10,2 % CaO – 18,5 % Al_2O_3 – 61,9 % SiO_2 ($t_{\text{пл}} = 1222 \text{ }^\circ\text{C}$).

В системе $\text{MgO}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{SiO}_2$ образуются эвтектики с температурами плавления 1355 и 1365 $^\circ\text{C}$ [159].

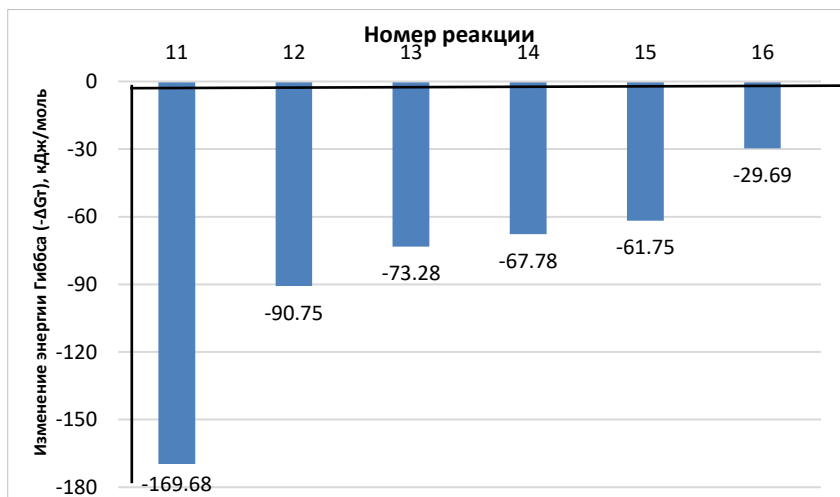


Рис. 3.12. Изменение энергии Гиббса реакций образования алюмосиликатов кальция при температуре 1873 К (реакции 11–16)

Корректировку состава рафинировочных шлаков по содержанию Al_2O_3 с целью их разжижения можно проводить с использованием отходов переработки вторичного алюминия (ОПВА) [120; 151]. Для выбора оптимального состава разжижителя рафинировочного шлака использовали метод математического планирования экспериментов, где в качестве независимых переменных были приняты: содержание CaO (X_1), время сушки брикетов (X_2) и температура сушки (X_3). Зависимыми переменными являлись разрушающая нагрузка брикетов (Y_1) и их осыпаемость (Y_2). Основу брикетов для разжижения рафинировочных шлаков составлял ОПВА, образующийся при переплаве алюминиевой стружки и шлаков в короткопламенной роторной печи. Для построения математических моделей реализовывали линейный план полного факторного эксперимента 2^3 [120; 163]. На основе анализа литературных данных и диаграммы состояния $CaO-Al_2O_3$ были выбраны значения уровней независимых переменных, приведенные в табл. 3.8.

Таблица 3.8

Значения уровней независимых переменных

Факторы	CaO, %	Время сушки, мин	Температура сушки, °C
Код	X_1	X_2	X_3
Основной уровень (x_0)	25	30	250
Интервал варьирования (Δx_i)	15	15	50
Нижний уровень ($x_i = -1$)	10	15	200
Верхний уровень ($x_i = 1$)	40	45	300

Исследования проводили на брикетах в виде таблеток диаметром 23 мм и высотой 9 мм, полученных прессованием. Осыпаемость таблеток оценивали на приборе для определения осыпаемости песчаных стержней при времени испытаний 30 мин. Разрушающую нагрузку для брикетов определяли на разрывной машине при сжатии таблеток до момента начала их осыпания. Такие характеристики брикетов определяли исходя из необходимости их последующей транспортировки в мешках типа «Биг-Бег».

Реализованный план экспериментов 2^3 и результаты испытаний образцов приведены в табл. 3.9.

Таблица 3.9

Матрица планирования 2³ и результаты испытаний

№ опыта	Кодовый масштаб			Натуральный масштаб			Результаты испытаний					
	x ₁	x ₂	x ₃	СаО, %	Время сушки, мин	Температура сушки, °С	Разрушающая нагрузка, Н			Осыпаемость, %		
							Y ₁			Y ₂		
							обр. 1	обр. 2	обр. 3	обр. 1	обр. 2	обр. 3
1	+	+	+	40	45	300	6800	5700	5700	2,70	3,19	4,24
2	-	+	+	10	45	300	5650	5700	6000	8,21	8,43	10,65
3	+	-	+	40	15	300	7300	6700	8800	1,53	4,44	2,31
4	-	-	+	10	15	300	8800	6600	6500	8,93	5,78	8,42
5	+	+	-	40	45	200	4700	6800	5900	3,11	1,57	3,83
6	-	+	-	10	45	200	6150	8400	6200	8,34	5,62	7,99
7	+	-	-	40	15	200	6000	7200	6300	1,10	0,60	1,42
8	-	-	-	10	15	200	8500	7900	8200	3,06	3,41	4,15

Для случая равномерного дублирования опытов при обработке полученных результатов испытаний рассчитывали дисперсию опыта, коэффициенты регрессии с проверкой их статистической значимости и адекватности полученной модели [120; 163].

В табл. 3.10 приведены результаты определения разрушающей нагрузки и данные расчета дисперсии восьми опытов, которые трижды повторялись.

$$\sum_{u=1}^N S_{y_u}^2 = 68666,49.$$

Для каждого опыта рассчитывали построчную дисперсию $S_{y_u}^2$ по формуле [120; 163]:

$$S_{y_u}^2 = \frac{\sum_{g=1}^{n_u} (y_{u_g} - \bar{y}_u)^2}{f_u}, \quad (3.5)$$

где y_{u_g} – результат g повторения u -го опыта;

\bar{y}_u – среднее арифметическое значение всех n_u дублей u -опыта;
 f_u – число степеней свободы при определении u -той построчной дисперсии $S_{y_u}^2$; ($f_u = n_u - 1$).

Таблица 3.10

Расчет дисперсии опыта при определении разрушающей нагрузки

Номер опыта	Номер дубля	Разрушающая нагрузка, Н	\bar{y}	$S_{y_u}^2$
1	1	6800	6066,7	403333,3
	2	5700		
	3	5700		
2	1	5650	5783,3	35833,3
	2	5700		
	3	6000		
3	1	7300	7600,0	1526650,0
	2	6700		
	3	8800		
4	1	8800	7300,0	1690000,0
	2	6600		
	3	6500		
5	1	4700	5800,0	1110000,0
	2	6800		
	3	5900		
6	1	6150	6916,7	1650833,3
	2	8400		
	3	6200		
7	1	6000	6500,0	390000,0
	2	7200		
	3	6300		
8	1	8500	8200,0	60000,0
	2	7900		
	3	8200		

Однородность ряда построчных дисперсий проверяли по критерию Кохрена (G-критерий). В данном случае $\sum_{u=1}^N S_{y_u}^2 = 68666,49$; $S_{y_{u_{max}}}^2$, поэтому $G_{расч} = \frac{1690000}{68666,49} = 0,246$. При уровне значимости $\alpha = 0,05$, числе степеней свободы $f = n - 1 = 2$ и числе опытов $N = 8$ табличное значение G-критерия составляет 0,516. Поскольку

выполняется условие, что $G^{\text{расч}} = 0,246 < G_{0,05;2;8}^{\text{табл}}$, то ряд дисперсий считали однородным [163].

Далее по формуле

$$S_y^2 = \frac{\sum_{u=1}^N S_{y_u}^2}{N} \quad (3.6)$$

рассчитывали дисперсию опыта $S_y^2 = \frac{6866649,9}{8} = 858331$ и определяли число степеней свободы

$$f_1 = N(n-1) = 8 \cdot (3-1) = 16 \quad (3.7)$$

где N – число опытов.

Для матрицы планирования 2^3 уравнение регрессии принимали в виде полинома первой степени [163]:

$$Y = A_0 + A_1 \cdot x_1 + A_2 \cdot x_2 + A_3 \cdot x_3 + A_{12} \cdot x_1 \cdot x_2 + A_{13} \cdot x_1 \cdot x_3 + A_{23} \cdot x_2 \cdot x_3 + A_{123} \cdot x_1 \cdot x_2 \cdot x_3 \quad (3.8)$$

При расчете коэффициентов регрессии для математической модели использовали расширенную матрицу планирования (табл. 3.11) и результаты опытов (среднее из трех), которые приведены в ней.

Таблица 3.11

Расширенная матрица 2^3 и средние значения результатов испытаний

Номер опыта	x_0	x_1	x_2	x_3	$x_1 \cdot x_2$	$x_1 \cdot x_3$	$x_2 \cdot x_3$	$x_1 \cdot x_2 \cdot x_3$	$Y_1^{\text{ср}}$	$Y_2^{\text{ср}}$
1	+	+	+	+	+	+	+	+	6066,7	3,377
2	+	-	+	+	-	-	+	-	5783,3	9,097
3	+	+	-	+	-	+	-	-	7600,0	2,760
4	+	-	-	+	+	-	-	+	7300,0	7,610
5	+	+	+	-	+	-	-	-	5800,0	2,837
6	+	-	+	-	-	+	-	+	6916,7	7,317
7	+	+	-	-	-	-	+	+	6500,0	1,040
8	+	-	-	-	+	+	+	-	8200,0	3,540

Коэффициенты регрессии для первого уравнения определяли по формулам:

$$\begin{aligned}
 A_0 &= \frac{y_{1_1} + y_{1_2} + y_{1_3} + y_{1_4} + y_{1_5} + y_{1_6} + y_{1_7} + y_{1_8}}{8}; \\
 A_1 &= \frac{y_{1_1} + y_{1_2} + y_{1_3} + y_{1_4} + y_{1_5} + y_{1_6} + y_{1_7} + y_{1_8}}{8}; \\
 A_2 &= \frac{y_{1_1} + y_{1_2} + y_{1_3} + y_{1_4} + y_{1_5} + y_{1_6} + y_{1_7} + y_{1_8}}{8}; \\
 A_3 &= \frac{y_{1_1} + y_{1_2} + y_{1_3} + y_{1_4} + y_{1_5} + y_{1_6} + y_{1_7} + y_{1_8}}{8}; \\
 A_{12} &= \frac{y_{1_1} + y_{1_2} + y_{1_3} + y_{1_4} + y_{1_5} + y_{1_6} + y_{1_7} + y_{1_8}}{8}; \\
 A_{13} &= \frac{y_{1_1} + y_{1_2} + y_{1_3} + y_{1_4} + y_{1_5} + y_{1_6} + y_{1_7} + y_{1_8}}{8}; \\
 A_{23} &= \frac{y_{1_1} + y_{1_2} + y_{1_3} + y_{1_4} + y_{1_5} + y_{1_6} + y_{1_7} + y_{1_8}}{8}; \\
 A_{123} &= \frac{y_{1_1} + y_{1_2} + y_{1_3} + y_{1_4} + y_{1_5} + y_{1_6} + y_{1_7} + y_{1_8}}{8}.
 \end{aligned} \tag{3.9}$$

Расчитанные значения коэффициентов регрессии A_i для разрушающей нагрузки Y_1 составили: $A_0 = 6770,8$; $A_1 = -279,2$; $A_2 = -629,2$; $A_3 = -83,3$; $A_{12} = 70,8$; $A_{13} = 425,0$; $A_{23} = -133,3$; $A_{123} = -75,0$.

Поскольку в данном эксперименте использовали равномерное дублирование опытов, то при проверке статистической значимости коэффициентов дисперсию рассчитывали по формуле [120; 163]:

$$S_A^2 = \frac{S_y^2}{n \cdot N}, \tag{3.10}$$

$$S_A^2 = \frac{858331}{3 \cdot 8} = 35763,8.$$

Среднеквадратичная ошибка составит $S_{A_i} = \sqrt{35763,8} = 189,1$.

Приняв уровень значимости $\alpha = 0,05$ при числе степеней свободы $f_1 = 16$, находили табличное значение t -критерия $t_{0,05; 16} = 2,12$. Доверительный интервал коэффициентов регрессии определяли по формуле [120; 163]:

$$\begin{aligned} \Delta A_i &= t_{0,05;16}^{табл.} \cdot S_{A_i}; \\ \Delta A_i &= 2,12 \cdot 189,1 = 400,9. \end{aligned} \quad (3.11)$$

Коэффициенты, абсолютная величина которых была равна доверительному интервалу или больше его, признавали статистически значимыми. В данном случае это A_0, A_2, A_{13} . Статистически незначимые коэффициенты – $A_1, A_3, A_{12}, A_{23}, A_{123}$ – из модели исключали.

После реализации полного факторного эксперимента 2^3 получили следующие уравнение регрессии для определения разрушающей нагрузки Y_1 .

$$Y_1 = 6770,8 - 629,2 \cdot x_2 + 425 \cdot x_1 \cdot x_3; \quad |\Delta A_i| = 400,9. \quad (3.12)$$

При проверке адекватности математической модели в виде полученного уравнения рассчитывали значения отклика с использованием кодовых значений переменных. Сопоставление экспериментальных и рассчитанных данных приведено в табл. 3.12.

Данные табл. 3.12 использовали для определения дисперсии неадекватности.

Поскольку дублирование опытов было равномерным, то применяли формулу [120; 163]:

$$S_{неад}^2 = \frac{n \cdot \sum_{i=1}^N (y_{u=1}^{расч} - y_{u=1}^{экспер})^2}{f_2}, \quad (3.13)$$

где f_2 – число степеней свободы, определяемое как $f_2 = N - k$,
 k – число оставленных коэффициентов уравнения (включая A_0).

Сопоставление экспериментальных и рассчитанных данных по разрушающей нагрузке

Номер опыта	$y_u^{\text{экспер}}$	$y_u^{\text{расч}}$	$ \Delta y $	Δy^2
1	2	3	4	5
1	6066,7	6566,6	499,9	249900,0
2	5783,3	5716,6	66,7	4448,9
3	7600,0	7825,0	225,0	50625,0
4	7300,0	6975,0	325,0	105625,0
5	5800,0	5716,6	83,4	6955,6
6	6916,7	6566,6	350,1	122570,0
7	6500,0	6975,0	475,0	225625,0
8	8200,0	7825,0	375,0	140625,0
Итого:				906374,5

$$S_{\text{неод}}^2 = \frac{3 \cdot 906374,5}{8 - 3} = 543824,7.$$

Гипотезу об адекватности модели проверяли по критерию F. Его расчетное значение $F_{f_1; f_2}^{\text{расч}} = \frac{S_{\text{неод}}^2}{S_y^2}$; $F_{f_1; f_2}^{\text{расч}} = \frac{543824,7}{858331} = 0,634$.

При уровне значимости $\alpha = 0,05$ табличное значение F- критерия $F_{0,05; 5; 16}^{\text{табл}} = 2,9$. Поскольку $F^{\text{расч}} < F^{\text{табл}}$, то гипотеза об адекватности модели при 5 %-м уровне значимости не отвергается [163].

Аналогично были рассчитаны коэффициенты регрессии и получена математическая модель, описывающая зависимость осыпавости брикетов (Y_2) от содержания в них CaO, времени и температуры сушки.

$$Y_2 = 4,697 - 2,194 \cdot x_1 + 0,96 \cdot x_1 + 1,014 \cdot x_3; \quad |\Delta A_i| = 0,572. \quad (3.14)$$

Переход от кодированных переменных к натуральным для данной матрицы планирования осуществляли по формулам [120; 163]:

$$x_1 = \frac{x_1 - 25}{15}; x_2 = \frac{x_2 - 30}{15}; x_3 = \frac{x_2 - 30}{15}. \quad (3.15)$$

Наиболее важной характеристикой для брикетов разжижителя шлака является их осыпаемость, которая должна быть минимальной. Данные условия выполняются при $x_1 = 1$; $x_2 = -1$ и $x_3 = -1$, что обеспечивает получение осыпаемости на уровне 0,529 % при разрушающей нагрузке 6975Н. При переходе к натуральному масштабу получаем, что данные условия обеспечиваются при содержании 40 % СаО, времени их сушки 15 мин и температуре сушки 200 °С [120; 151].

Для изготовления опытной партии разжижителя рафинировочных шлаков были выбраны ОПВА, складированные на открытой площадке ООО «НПФ "Металлон"» (рис. 3.13, а) [164]. С целью отделения корольков алюминия ОПВА подвергали просеиванию через сито с квадратными отверстиями со стороной 5,6 мм и диагональю отверстия около 8 мм. Крупная фракция, полученная в результате отсева ОПВА, представлена на рис. 3.13, б, а отсев в виде фракции менее 8 мм – на рис. 3.13, в. Из полученного отсева с разных горизонтов отбирали пробы для развернутого химического анализа, который проводили в испытательном центре ГНУ «Институт порошковой металлургии» НАН Беларуси. Результаты анализа проб отсева ОПВА ООО «НПФ "Металлон"» приведены в табл. 3.13.

Как следует из табл. 3.13, отсев ОПВА содержит в качестве основного компонента оксид алюминия, незначительное количество оксидов магния, кремния и железа [120; 164; 165].

Последующий анализ показал, что содержание фракции 0–3 мм в данном материале составляет 78–80 %. Данная фракция представляет наибольший интерес для производства высокоглиноземистых флюсов и разжижения ковшевых шлаков при производстве стали [120; 153].

Для отделения корольков алюминия из отсева шлака его подвергали вихревой сепарации с использованием ленточного конвейера с многополюсным магнитным ротором.

При вращении многополюсной магнитной системы в металлических частицах индуцировались вихревые токи, которые, в свою

очередь, создавали магнитное поле противоположное по направлению роторной магнитной системы. В результате взаимодействия магнитных полей металлические частицы, содержащиеся в отсеве шлака, выбрасывались из движущегося потока и отделялись от неэлектропроводящей фракции [120; 153; 165].



а



б



в

Рис. 3.13. Рассев отвального шлака на производственной площадке ООО «НПФ "Металлон"»:

а – ОПВА до отсева; *б* – крупная составляющая шлака после отсева;
в – просев ОПВА с фракцией – 8 мм

Таблица 3.13

Результаты химического анализа проб отсева ОПВА с фракцией менее 8 мм [120; 164]

Компоненты	Содержание компонентов в пробах, %						Среднее значение
	1	2	3	4	5	6	
Al ₂ O ₃	81,6	78,3	81,05	80,15	81,1	80,2	80,4
CaO	0,9	0,9	0,9	0,8	0,6	0,6	0,8
MgO	1,9	1,6	1,3	2,2	1,5	2,8	1,9
Fe ₂ O ₃	5,3	5,4	6,1	5,6	6,1	6,0	5,8
SiO ₂	4,4	4,6	4,6	4,0	3,4	3,6	4,1
CuO	1,7	3,0	2,5	2,7	2,3	2,7	2,5
ZnO	1,0	1,6	1,6	1,8	1,2	1,1	1,4
Na ₂ O	1,0	1,0	0,2	0,7	1,4	0,6	0,8
Cl	0,6	1,5	0,2	0,2	0,5	0,8	0,6
K ₂ O	0,2	0,3	0,3	0,4	0,4	0,2	0,3
TiO ₂	0,3	0,3	0,3	0,3	0,2	0,2	0,3
MnO	0,2	0,2	0,2	0,3	0,2	0,2	0,2
NiO	0,3	0,3	0,3	0,4	0,3	0,3	0,3
PbO	0,1	0,5	0,4	0,4	0,3	0,2	0,3
Другие	0,5	0,5	0,05	0,05	0,5	0,5	0,4
Итого примеси	18,4	21,7	18,95	19,85	18,9	19,8	19,6

Для производственных испытаний была изготовлена опытная партия разжижителя в виде брикетов на основе ОПВА с добавлением 40 % CaO и связующего. Брикеты получали с использованием валкового пресса (рис. 3.14). Данные по химическому составу и коэффициенту распределения серы рафинировочного шлака до и после добавки разжижителя приведены в табл. 3.14.

Из табл. 3.14 видно, что добавки разжижителя приводят к повышению в шлаке содержания CaO и Al₂O₃, при этом заметно и снижение оксидов железа, очевидно, за счет содержания в добавляемой присадке корольков металлического алюминия. Следует отметить также рост коэффициента распределения серы с 123,4 до 146,2, что свидетельствует о лучшей десульфурующей способности шлака [120; 153; 165].

Присадка брикетов на поверхность рафинировочного шлака 100-тонного сталеразливочного ковша в количестве 250 кг обеспечила заметное разжижение шлака (рис. 3.15).



Рис. 3.14. Валковый пресс для получения брикетов разжижителя на основе ОПВА: *а* – валковый пресс; *б* – брикеты на основе ОПВА

Таблица 3.14

Химический состав рафинировочного шлака и коэффициент распределения серы (L_s)

Характеристика шлака	Химический состав шлаков (массовая доля оксидов), %					Коэффициент распределения серы (L_s)
	CaO	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	FeO	
Рафинировочный (исходный)	46,5	24,4	9,8	12,6	2,6	123,4
Рафинировочный (после добавки разжижителя)	52,7	19,3	8,7	18,4	0,9	146,2

Кроме визуального контроля состояния рафинировочного шлака оценивали его жидкоподвижность при помощи вискозиметра погружения, схема которого представлена на рис. 3.16 [165].

Данный вискозиметр при помощи штанги (5) опускали в расплав шлака, чтобы ограничительная планка (4) находилась на поверхности шлака. Через отверстие 9 мм в тигле (1) жидкий шлак попадал в стакан (6). За характеристику вязкости шлака принимали массу

шлака, затекшего в стакан за 5 с при погружении прогретого устройства в шлак на 10 с. В зависимости от массы шлака в стакане шлак классифицировали как «густой» (50–100 г), «нормальный» (150–200 г) и «жидкоподвижный» (250 г и более).

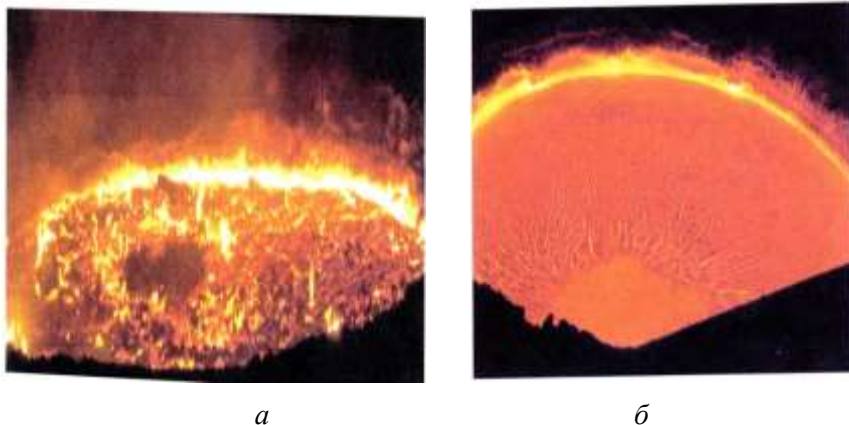


Рис. 3.15. Поверхность рафинировочного шлака до (а) и после (б) добавки разжижителя на основе ОПВА

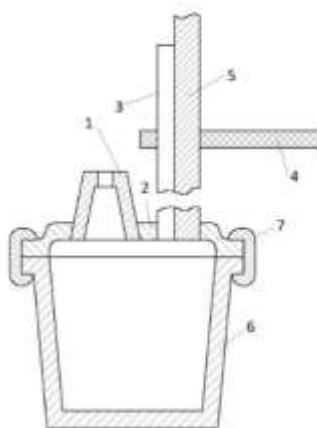


Рис. 3.16. Схема погружного вискозиметра:
 1 – тигель с отверстием 9 мм; 2 – крышка; 3 – трубка для выхода воздуха;
 4 – ограничительная планка; 5 – штанга; 6 – стакан; 7 – скоба

По состоянию текучести исходного рафинирующего шлака при температуре 1575 °С его можно охарактеризовать как «нормальный» (масса пробы составляла 156 г), но близкий к нижней границе данной категории. После ввода разжижителя и выдержки 10 мин масса пробы шлака в стакане составила 265 г, т. е. он перешел в категорию «жидкоподвижный» [120; 151].

При оценке влияния разжижителя на основе ОПВА на свойства рафинировочного шлака следует обратить внимание и на возможность предупреждения самораспада рафинировочного шлака. Известно [157; 159], что составляющая рафинировочного шлака C_2S ($2CaO \cdot SiO_2$) претерпевает 5 полиморфных превращений и из-за большой разницы в плотностях переход β - C_2S (с плотностью 3,28 г/см³) в γ - C_2S (с плотностью 2,97 г/см³) сопровождается увеличением объема (примерно на 12 %), что является основной причиной саморазрушения рафинировочного шлака.

Свыше 80 % продуктов распада представляют собой тонкодисперсный пылевидный материал, который легко аэрируется и распространяется в дождевых, талых и грунтовых водах. Продукты распада относятся к экотоксичным материалам. Уборка, переработка, транспортирование и хранение пылевидных продуктов распада рафинировочных шлаков – трудоемкие, затратные процессы, негативно воздействующие на окружающую среду [111].

Такое поведение рафинировочного шлака при охлаждении исключает возможность его дальнейшего использования.

В мировой практике известны четыре способа предотвращения распада шлаков внепечной обработки стали [157]:

1. Термическая стабилизация высокотемпературных модификаций C_2S их резким охлаждением (закалкой), в результате чего высокотемпературная модификация β - C_2S приобретает способность сохранять свои качества в диапазоне от 25 до 700 °С.

2. Стабилизация шлака введением в него боратов, основанная на частичном замещении в структуре C_2S ионов SiO_4^{4-} ионами бора BO_3^{3-} , препятствующих трансформации β - C_2S в γ - C_2S при полиморфном превращении.

3. Необоротная стабилизация, основанная на изоморфном замещении ионов Ca^{2+} на Mg^{2+} , K^+ , Ba^{2+} , Cr^{3+} , Mn^{2+} и ионов SiO_4^{4-} – на SO_4^{2-} и PO_4^{3-} . Для стабилизации высокотемпературных модифика-

ций $\alpha - C_2S$ и $\alpha' - C_2S$ используются оксиды MgO , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , BaO , K_2O , P_2O_5 и Cr_2O_3 , а для стабилизации $\beta - C_2S$ – оксиды Na_2O , K_2O , BaO , MnO_2 , Cr_2O_3 или их комбинации.

4. Химическая стабилизация, основанная на управлении фазовым составом шлака введением в него химических соединений, исключая образование минерала C_2S .

Стабилизация белита ионами SO_4^{2-} и PO_4^{3-} широко используется в практике цементного производства, но мало применима при производстве стали вследствие малых допусков по содержанию в ней серы и фосфора.

Стабилизация фазы $2CaO \cdot SiO_2$ в составе рафинировочного шлака добавками, содержащими Al_2O_3 , позволяет использовать его в качестве шлакообразующих для частичной замены CaO при плавке стали в электропечах с основной футеровкой. Рафинировочные шлаки имеют повышенную основность и содержат в своем составе некоторое количество сульфида кальция, из которого сера не восстанавливается. Таким образом, образующиеся рафинировочные шлаки из отходов переводятся в категорию шлакообразующих добавок. При этом не требуется ресурсов для их захоронения и экономится первичное сырье в виде извести. Например, на металлургических предприятиях Германии [166] и другие производственные отходы также перерабатываются внутри предприятия и используются в качестве шлакообразующих. Это позволило в полной мере реализовать концепцию NO WASTE, когда за пределы предприятия вывозятся только реально ценные материалы, в производстве которых нашли применение и образовавшиеся техногенные отходы [112].

Следует также отметить, что присадка ОПВА или отвальных алюминиевых шлаков в рафинировочные шлаки обеспечивает повышение их жидкоподвижности и дает возможность исключить использование плавикового шлака для их разжижения.

3.3. Реализация разработок в производственных условиях и оценка их экономической эффективности

Разнообразие отходов алюминиевых сплавов, подлежащих переработке, требует их тщательной предварительной подготовки и сортировки с целью получения продукции с высокой добавленной сто-

имостью. Наиболее часто встречающиеся высокозасоренные отходы алюминия и его сплавов, кроме стружки и шлаков, содержат в своем составе промасленную бумагу, теплоизолирующую пену, пластик, керамику и стекло. С введением обязательной сортировки бытовых отходов возросла доля лома и отходов алюминия 4 сорта класса Г, содержащего бутылочные пробки, водочные дозаторы, металлические банки из-под напитков, для производства которых используются пищевые алюминиевые сплавы высокой степени чистоты.

Для переработки таких отходов была предложена следующая схема их подготовки и плавки (рис. 3.17), с получением алюминиевых гранул по «сухой» технологии. На первой стадии подготовки таких отходов алюминия их подвергали обработке в молотковой дробилке для отбивки стекла. В дальнейшем полимерно-металлический концентрат проходил магнитную сепарацию на установке с постоянными магнитами и отсортированную магнитную составляющую использовали в составе шихты при производстве чушкового раскислителя. Немагнитная часть отходов поступала в шредерную установку для измельчения до фракции 10–15 мм, которую в дальнейшем подвергали магнитной и вихревой сепарациям.

Неметаллическая фракция, состоящая преимущественно из пластика, подлежала переработке с получением гранул вторичного пластика, реализуемого потребителям [120; 167].

Технология переработки алюминиевых роллет определялась их конструкцией. Если роллеты не имели наполнителя в виде теплоизолирующей пены, то их пакетировали и загружали для плавки в КПП. Роллеты, содержащие наполнитель, измельчали на шредерной установке, а затем подвергали вихревой сепарации для отделения частиц наполнителя. Металлическую составляющую загружали в КПП для расплавления. Мелкий алюминиевый лом в виде конденсаторов перед плавкой также подвергали измельчению на шредерной установке, затем вихреговой сепарации для отделения промасленной бумаги от металлической составляющей. Полученный расплав использовали для производства «пирамидок» на конвейере «ORCA» или алюминиевых гранул по «сухой» технологии на установке «CENTAUR».

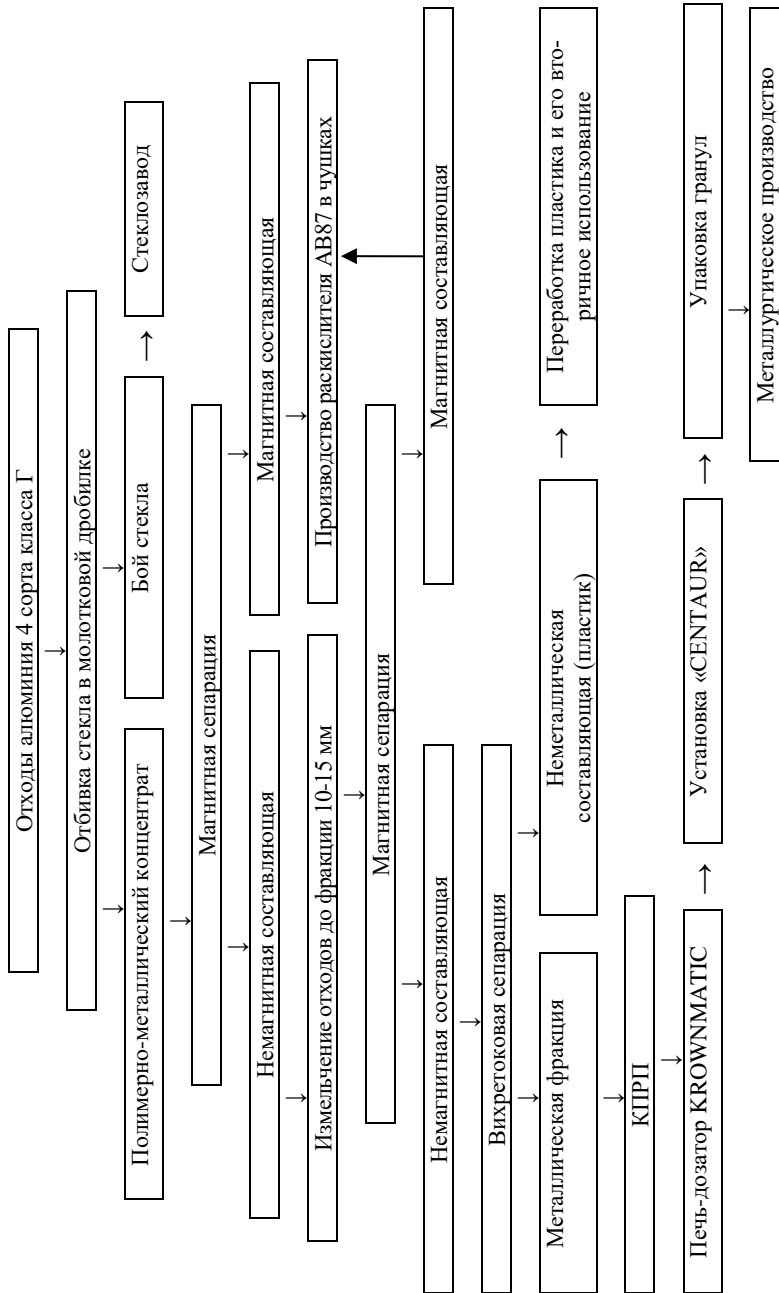


Рис. 3.17. Схема подготовки и переработки отходов алюминия 4 сорта класса Г

С использованием таких схем подготовки отходов алюминия была изготовлена опытная партия алюминиевых гранул АВ87 по «сухой» технологии массой 5 т для поставки на Молдавский металлургический завод, где были проведены производственные испытания данных гранул [120; 167].

После расплавления измельченного и очищенного алюминия в КПП, расплав переливали в печь-дозатор «KROWNМATIC», где выдерживали при температуре 740–760 °С в течение трех часов, а потом по подогретому лотку металл подавали в металлоприемник установки «СЕНТАУР» для получения гранул алюминия по «сухой» технологии. На рис. 3.18 представлены отходы 4 сорта класса Г и завершающая стадия получения «сухих» гранул.



Рис. 3.18. Отходы алюминия 4 сорта класса Г (*a*) и завершающая стадия получения «сухих» гранул (*б*)

Сравнительная информация с указанием качественных характеристик предлагаемого ООО «НПФ "Металлон"» гранулированного алюминия марки АВ 87 и применяемых в действующей технологии

Молдавского металлургического завода (ММЗ) алюминиевых гранул приведена в табл. 3.15 и 3.16.

Таблица 3.15

Сравнительная характеристика алюминиевых гранул

Материал	НТД	Фракционный состав, мм	Химический состав, %						
			Al+Mg (не менее)	Mg	Cu	Zn	Si	Pb	Sn
Алюминиевые гранулы (используемые)	ЗТУ.001-01-2009	4–6	87	3,0	3,8	3,3	5,0	0,3	0,2
	Протокол № 347 от 25.07.17 г.	н/д	93,1	0,4	1,1	0,9	4,4	0,1	0,03
			90,5	1,0	1,0	1,2	6,2	0,1	0,03
Алюминиевые гранулы АВ 87 (опытные)	Сертификат качества	5–8	96,8–97,58	0,02–0,07	0,12–0,32	0,11–0,25	0,58–0,94	0,02–0,03	0,01–0,02
	Протокол № 704 от 13.10.17 г.	–	97,1	0,1	–	–	–	–	–

Таблица 3.16

Фракционный состав алюминиевых гранул

Диаметр сита, мм	Проход через сито, %	Остаток на сите, %
8,0	83,2	16,8
5,6	0	83,2

При визуальном осмотре опытного материала работниками ММЗ отмечено, что гранулы преимущественно имеют сферическую форму. Наличие в опытном материале вытянутых гранул с нитями алюминия и спаяк гранул, что является характерным для применяемого дробленого алюминия, не зафиксировано.

Опытный материал загружался в силос инжекционной установки «ASIS» при помощи крана печного пролета.

Алюминиевые гранулы марки АВ87 инжектировали в струю металла в момент выпуска из ДСП в соответствии с требованиями действующей технологии. Опытный материал использовали взамен применяемого аналогичного материала (Al дробл.) при производ-

стве низкоуглеродистого сортамента стали с расходным коэффициентом 0,96 относительно нормы на используемый материал.

Процесс выплавки и внепечной обработки стали на УПК опытных серий плавов с использованием гранулированного алюминия марки АВ87 осуществляли в соответствии с требованиями действующей технологии (ТИ 518-2012-ЭСС-0002-2016 и ТИ 518-2012-ЭСС-0014-2015).

В ходе проведения работы контролировали следующие параметры:

- температуру и окисленность металла перед выпуском из ДСП;
- расход опытного материала в момент выпуска из ДСП;
- расход легирующих элементов;
- температуру металла в начале обработки опытных плавов на УПК;
- содержание алюминия в металле перед обработкой на УПК;
- коэффициент усвоения основных легирующих элементов;
- замечания по работе инжекционной установки «ASIS»;
- качество литых заготовок опытных серий плавов.

Опытные алюминиевые гранулы использовали в действующей технологии предварительного раскисления металла на выпуске из ДСП при выплавке низкоуглеродистого сортамента стали (1006 и 1008).

При загрузке опытного материала в силос инжекционной установки «ASIS» замечаний не выявлено.

В качестве сравнительных данных использовали информацию по производству аналогичного сортамента стали в январе–феврале 2018 года. Сравнительные технологические показатели процесса производства опытных и контрольных плавов при использовании в технологии предварительного раскисления стали на выпуске из ДСП гранулированного алюминия марки АВ87 и А1 дроб. приведены в табл. 3.17. Из данных табл. 3.17 следует:

- близкие технологические показатели на выпуске из ДСП металла контрольных и опытных плавов (температура стали, окисленность, удельный расход алюминийсодержащих материалов для предварительного раскисления стали и FeSi 65;
- близкие показатели процесса внепечной обработки стали на УПК контрольных и опытных плавов (температура жидкого металла в начале и при НЛЗ);

Таблица 3.17

Сравнительные технологические показатели плавки

№ п/п	Наименование показателя	Значение		
		Контрольные	Опытные	Δ (опытные – контрольные)
1	Средний вес плавки (годный), т	117,7	117,5	-0,2
2	Выпуск металла из ДСП: – температура стали, °С – окисленность металла, ppm – удельный расход Al дроб.; кг/т – удельный расход Al дроб. Бел., кг/т – удельный расход FeSi 65, кг/т – удельный расход MnC, 17, кг/т	1614 1134 0,83 – 2,17 3,98	1635 1186 – 0,79 2,20 4,46	+21 +52 – – +0,03 +0,48
3	Обработка на УПК: – температура стали в начале обработки, °С – содержание Al в первой пробе, % – содержание Mn в первой пробе, % – содержание Si в первой пробе, % – удельный расход материалов, кг/т: – Al шлак – Al порошок – FeSi 65 – MnC 17	1556 0,0024 0,309 0,057 0,04 0,47 0,87 1,28	1563 0,0025 0,318 0,049 0,14 0,26 1,1 0,48	+7 +0,0001 +0,009 –0,008 +0,1 –0,21 +0,23 –0,8
4	Общий расход материалов, кг/т: – FeSi 65 – MnC 17	3,04 5,26	3,30 4,94	+0,26 –0,32
5	Расчетный удельный расход чистого Al, отданного с материала в ковш (Al дроб. ≈ 92 %, Al дроб. Бел. ≈ 97 %, Al шлак ≈ 37 %, Al порошок ≈ 21 %), кг/т	0,88	0,87	–0,01
6	Содержание основных элементов в готовой стали, %.: – C – Mn – Si – Al	0,054 0,360 0,070 0,0025	0,058 0,351 0,067 0,0025	+0,004 –0,009 –0,003 0
7	Коэффициент усвоения основных элементов (ДСП-НЛЗ), %: – Mn – Si	84,7 21,5	86,9 19,4	+2,2 –2,1

– близкий расчетный удельный расход чистого алюминия, от данного в сталковш с раскислителями (Al шлак, Al пор., Al дробл., гран. алюминий АВ 87) при производстве контрольных и опытных плавок, который соответственно составил – 0,88 и 0,87 кг/т;

– близкие по величинам содержания углерода, кремния, алюминия и серы в НЛЗ контрольных и опытных плавок;

– более низкий расход MnC 17 при внепечной обработке на УПК опытных плавок по сравнению с контрольными (на 0,8 кг/т), полученный по причинам:

1) более низкое содержание Mn в НЛЗ опытных плавок (на 0,01 %, что соответствует расходу MnC 17 \approx 0,16 кг/т стали);

2) применение в период испытаний опытного материала MnC 17 с меньшим содержанием Mn (71,7 % вместо 73,2 % для контрольных плавок);

– более высокий общий расход FeSi 65 на опытных плавках по сравнению с контрольными (на 0,26 кг/т), что связано с повышенным расходом MnC 17 и большим количеством внесенного с ним в металл кремния;

– близкие коэффициенты усвоения Mn и Si в металле контрольных и опытных плавок.

Таким образом, при условии экономической целесообразности (с учетом полученного расчетного коэффициента замены), опытный гранулированный Al марки АВ87 может быть использован в действующей технологии предварительного раскисления металла на выпуске из ДСП при производстве низкоуглеродистого сортамента стали.

Для расширения перечня продуктов, полученных в результате использования безотходной технологии переработки ОПВА, предложен способ приготовления флюса на основе вторичного алюмосодержащего шлака (Евразийский патент № 037174), который включает три варианта реализации.

1. Способ приготовления флюса на основе вторичного алюмосодержащего шлака, включающего алюминий металлический, кислоторастворимый, оксид алюминия, оксиды калия и натрия, оксиды кремния и железа, отличающийся тем, что вышеприведенные компоненты для флюса предварительно гидратируют с получением водорастворимых алюминатов и водорастворимых щелочей,

выщелачивают водорастворимые хлориды и щелочи путем их отмывания водой, осуществляют высокотемпературную сушку при 400–500 °С для удаления кристаллизационной воды, связанной в оксидах, до влажности не более 1,5 %, охлаждают, размалывают, рассеивают на фракции и в высушенный и рассеянный продукт флюса дополнительно вводят оксид магния и известь (СаО) в виде обожженного доломита при следующем соотношении компонентов, масс. %: Al_2O_3 30,0–70,0; $\text{Al}_{\text{мет}}$ 5,0–25,0; СаО 1,0–20,0; MgO 1,0–20,0; примеси: $(\text{K}_2\text{O}+\text{Na}_2\text{O})$ 1,0–8,0; SiO_2 4,0–10,0; Fe_2O_3 5,0–10,0. Влажность не более 1,5–2,5 %.

2. Способ по п. 1, отличающийся тем, что в высушенный и рассеянный продукт флюса дополнительно вводят карбонат барий–стронциевый БСК-2 от 1,0 до 15 масс. %, согласованной крупности, с массовой долей оксидов, %: ВаО – 28,4; SrO – 21,5; СаО – 1,0–6,0; MgO – 1,0–8,0; сопутствующие примеси – остальное.

3. Способ по п. 1, отличающийся тем, что компоненты вторичного алюмосодержащего шлака для флюса гидратируют путем размещения-отсыпки на водоупорном наклонном к горизонту основании в форме возведенных строчечно буртов, соседние из которых образуют между собой систему дренажных параллельных стоков гидравлически связанных между собой сборным коллектором, который посредством двух шиберных заслонок, соответственно, соединен каналами с двумя автономными прудосборниками, один из которых предназначен для сбора солевого рассола гидратации, а другой – является собой испаритель солевого рассола гидратации, при этом прудосборники оснащены передвижной вентилируемой крышной заслонкой, площадь которой соразмерна площади прудосборника.

Реализация данного способа получения алюмосодержащего флюса позволит сократить объемы отвального шлака и ОПВА, повысить десульфурисующую способность рафинировочных шлаков и оказать модифицирующее действие на металлические включения в стали.

В случае получения расплава с повышенным содержанием магния (3,0–5,0 %), он становится непригодным для производства раскислителя и его целесообразно использовать в качестве базового сплава для получения силумина или композиционного материал на основе алюминия путем замешивания в расплав SiO_2 в интервале

температур кристаллизации сплава. Восстановление кремния из SiO_2 алюминием и магнием позволяет повысить содержание кремния в расплаве до 10–13 %. Для получения композиционного материала тугоплавкие частицы вводят в расплав в интервале температур ликвидус-солидус при непрерывном перемешивании до его полного затвердевания, затем повторно расплавляют, нагревая до температуры 810 ± 10 °С, и выдерживают при этой температуре [168].

3.4. Расчет экономического эффекта от внедрения безотходной технологии переработки окисленных отходов алюминия на ООО «НПФ "Металлон"»

По стандартной технологии плавки с использованием солевого флюса при переработке окисленных отходов алюминия на производственных мощностях ООО «НПФ "Металлон"» получали чушку алюминия марок АВ87, АВ91 ГОСТ 295-98 и алюминиевую раскисляющую смесь АРС ТУ ВУ700028768.003-2008. В результате использования этого технологического процесса образовывались отходы – пыль и мелкий солевой шлак – требовавшие захоронения на промышленных полигонах с уплатой экологического налога. Динамика роста экологического налога за период 2010 – 2019 год приведена в табл. 3.18.

В результате внедрения новой безотходной технологии переработки окисленных отходов алюминия появилась возможность выпускать продукцию из алюминия с более высокой добавленной стоимостью – литую алюминиевую гранулу и пирамидки, исключить образование мелкого солевого шлака, а пыль использовать при производстве АРС и разжижителя для внепечной обработки стали. Реализация данной технологии позволила повысить рентабельность производства и исключить уплату экологического налога на захоронение отходов производства в виду их отсутствия.

В табл. 3.19 представлен расчет экономического эффекта от внедрения безотходной технологии переработки окисленных отходов алюминия на ООО «НПФ "Металлон"» за 2018 год. Расчет производился по видам продукции. Основной вид продукции – чушка алюминиевая – принимался за точку отсчета, так как стоимость

сырья и готовой продукции зависит от динамики котировок Лондонской биржи металлов на алюминий, что позволяет иметь в среднем постоянную рентабельность производства. Из данных табл. 3.19 следует, что доля продукции из алюминия с высокой добавленной стоимостью – пирамидки и гранулы – составила более 45 %.

Таблица 3.18

Изменение ставки экологического налога на захоронение отходов производства 4-го класса опасности

Год	Ставка налога, руб/т			Увеличение налога, %
	До деноминации	После деноминации	В ценах 2019 года	
2010	121451		12,15	0
2011	131167		13,12	8,00
2012	282009		28,20	115,00
2013	344050		34,41	22,00
2014	387740		38,77	12,70
2015	442800		44,28	14,20
2016		50,97	50,97	15,11
2017		57,39	57,39	12,60
2018		61,64	61,64	7,41
2019		64,91	64,91	5,30
2020		68,16	68,16	5,00
2021		71,91	71,91	5,50

Прирост себестоимости по этим видам продукции связан с дополнительными энерго- и трудозатратами на производство, так же в добавленную себестоимость на 1 тонну включены инвестиционные расходы на оборудование, необходимое для производства пирамидок и гранул. Расчетный срок амортизации оборудования – 5 лет. Добавленная цена реализации пирамидок и гранул связана с конъюнктурой рынка на эти материалы по сравнению с чушкой и составляет 286 и 532 рубля на тонну соответственно. Экономический

эффект вычислялся путем разницы добавленной цены реализации и добавленной себестоимости на одну тонну готовой продукции. Необходимо отметить, что отрицательная добавленная себестоимость на одну тонну APC – (–61,64 руб./т) – это размер ставки экологического налога на захоронение отходов производства 4-го класса опасности. По данному виду продукции экономический эффект достигался в связи с реализацией безотходной технологии переработки и полным отсутствием отходов для захоронения. Экономический эффект за 2018 год при общем выпуске продукции в количестве 981,373 т составил 97 876,36 рублей.

Таблица 3.19

Расчет экономического эффекта от внедрения безотходной технологии переработки окисленных отходов алюминия на ООО «НПФ "Металлон"» за 2018 год

Наименование продукции	Чушка	Пирамидка	Гранула	APC
Количество, т	362,299	212,889	86,025	320,16
Добавленная себестоимость, руб./т	0	43	225	–61,64
Добавленная цена реализации, руб./т	0	286	532	0
Экономический эффект на 1 тонну, руб.	0	243	307	61,64
Экономический эффект от внедрения, руб.	0	51732,03	26409,68	19734,66

Поставки продукции осуществлялись на Белорусский и Молдавский металлургические заводы, на предприятия Республики Беларусь, Российской Федерации и Польши. Доля экспорта составила более 75 % от произведенной продукции.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

На основании анализа технической и патентной литературы проведен обзор существующих технологий плавки алюминиевой стружки и шлаков в различных плавильных агрегатах и обосновано использование для этих целей роторных наклонных и короткопламенных печей. Рассмотрены известные примеры рационального использования получаемых продуктов плавки и образующихся отходов.

Исследовано влияние степени окисленности отходов алюминиевых сплавов на металлургический выход при плавке их в КППП, с использованием 8 % флюса. Показано, что с увеличением окисленности шихты с 2,0 до 50,0 % металлургический выход в среднем снижается с 93 до 52 %, при этом, количество образующего шлака, содержащего 7,5–9,2 % алюминия, увеличивается с 107 до 390 кг на плавку. Установлено влияние содержания в шихте алюминиевой стружки, шлака и просева шлака при бесфлюсовой плавке в КППП на металлургический выход и длительность плавки. Показано, что минимальная себестоимость получаемого сплава 2,00–2,02 руб. за 1 кг сплава достигается при содержании в шихте 25–30 % шлака или отношении массы шлака к стружке на уровне 35–45 %.

Изучено влияние технологии плавки окисленных отходов алюминия в КППП на состав и количество образующейся пыли. Установлено, что при бесфлюсовой плавке таких отходов образуется в среднем 5,3 % пыли от массы плавки с содержанием 12 % чистого алюминия, 75 % оксидов алюминия различных форм и 1,4 % хлорсодержащих соединений, что в 2,5 и 30 раз ниже содержания хлоридов и фторидов в пыли при плавке, с использованием 8 % покровного флюса и 40 % жидкого флюса соответственно. Это позволяет использовать такую пыль в качестве компонента шихты при получении АРС и реализовать безотходную технологию переработки окисленных отходов алюминия при бесфлюсовой плавке, когда масса получаемых продуктов в виде металлической составляющей (чушки, «пирамидок», «сухих» гранул), шлака и пыли из циклона, составляет более 95 % от массы загружаемой шихты и полностью используется для раскисления стали или ее внепечной обработки, в отличие от технологий переплава, сопровождающихся обязатель-

ным захоронением плавильной пыли и солевых шлаков с уплатой соответствующего экологического налога.

Термодинамическими расчетами реакций взаимодействия оксида алюминия с компонентами рафинировочного шлака установки «печь-ковш» подтверждена вероятность образования алюминатов и алюмосиликатов кальция с температурами плавления 1527–1765 °С, которые в системах $\text{CaO}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{SiO}_2$ и $\text{MgO}-\text{CaO}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{SiO}_2$ образуют ряд легкоплавких эвтектик с температурами плавления 1170°, 1265°, 1310°, 1335°, 1345 °С и 1160°, 1222°, 1295 °С соответственно, являющихся причиной разжижения рафинировочных шлаков при вводе в них АРС. Методом математического планирования экспериментов получены уравнения регрессии по зависимости разрушающей нагрузки и осыпаемости брикетов, приготовленных на основе ОПВА, от содержания СаО, времени и температуры сушки. Минимальная осыпаемость на уровне 0,529 % при разрушающей нагрузке 6975 Н характерна для брикетов, содержащих 40 % СаО после их сушки 15 мин. при температуре 200 °С, что обеспечивает их транспортировку к месту использования без разрушения. Наиболее подходящим сырьем для получения брикетов разжижителей являются отвальные алюминиевые шлаки с фракцией менее 8 мм, содержащие 78–80 % Al_2O_3 .

Испытаниями в производственных условиях установлена возможность перевода рафинировочного шлака 100 т сталеразливочного ковша добавками 250 кг разжижителя на основе ОПВА из категории «нормальный» в категорию «жидкоподвижный» без использования плавикового шпата CaF_2 , что подтверждается увеличением массы шлака в вискозиметре погружения на 70 % по сравнению с рафинировочным шлаком исходного состояния. Одновременно отмечено увеличение коэффициента распределения серы на 18–20 %.

Подтверждена возможность стабилизации фазы $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ в составе рафинировочного шлака добавками раскислительной смеси АРС, полученной на основе отходов переработки вторичного алюминия, что позволяет использовать такие шлаки в качестве шлакообразующих для частичной замены СаО при выплавке стали в электродуговых печах с основной футеровкой.

Предложена схема безотходной технологии переработки отходов алюминия 4 сорта класса Г с получением «сухих» алюминиевых

гранул и полным использованием магнитной фракции, боя стекла и пластика.

На основании результатов проведенных исследований разработаны и внедрены в производство в условиях ООО «НПФ “Металлон”» безотходные технологии переработки окисленных отходов алюминия (в виде стружки, шлаков, мелкого алюминиевого лома) с получением готовой продукции в виде алюминиевой чушки, «пирамидок», гранул и специальных смесей на основе ОПВА для выпечки стали. Данные технологии могут быть реализованы на ОАО «Белцветмет» и других предприятиях, специализирующихся на переработке отходов алюминия.

Разработаны технические условия (ТУ ВУ700028468.003-2008) «Смеси алюминиевые раскисляющие», согласно которым осуществляется поставка АРС на металлургические предприятия Республики Беларусь, Российской Федерации, Молдовы, Польши.

ЛИТЕРАТУРА

1. Макаров, Г. С. Развитие производства вторичного алюминия в России / Г. С. Макаров // Цветные металлы. – 2004. – № 1. – С. 62–66.
2. Макаров, Г. С. Мировые тенденции в области переработки и применения вторичных алюминиевых сплавов / Г. С. Макаров // Технология литейных сплавов. – 2004. – № 1. – С. 25–30.
3. Millbank, P. Aluminum recycling vital to global supply chain / P. Millbank // Alum. Int. Today. – 2004. – № 5. – P. 44–49.
4. Анализ состава окисленных отходов алюминия и существующих технологий их переработки / Л. В. Трибушевский [и др.] // Металлургия: Респ. межвед. сб. науч. тр. – Минск: БНТУ, 2012. – Вып. 33. – Ч. 2. – С. 108–117.
5. Румянцева, Г. А. Анализ пылегазовых выбросов, образующихся при плавке окисленных отходов в короткопламенной роторной печи / Г. А. Румянцева, Л. В. Трибушевский, Б. М. Немененок // Металлургия: Респ. межвед. сб. науч. тр. – Минск: БНТУ, 2013. – Вып. 34. – Ч. 1. – С. 152–160.
6. Некоторые особенности технологии и организации рециклинга алюминия и его сплавов / А. М. Галушко [и др.] // Литье и металлургия. – 2010. – № 2. – С. 122–127.
7. Голоднова, А. И. Рециклинг алюминия / А. И. Голоднова, Г. М. Дружинин, В. Л. Советкин // Вторичные металлы. – 2011. – № 3. – С. 39–41.
8. Трусов, В. А. Инновационные технологии в производстве вторичных алюминиевых сплавов / В. А. Трусов, Н. Н. Вершинин, Е. П. Селиванов // Надежность и качество: труды междунар. симпозиума. – Пенза: ПГУ, 2011. – Т.1. – С. 380–383.
9. Волочко, А. Т. Научные и технологические основы разработки и производства материалов и изделий с использованием отходов алюминиевых сплавов: автореф. дис. ... д-ра техн. наук: 05.02.01; 05.03.01 / А. Т. Волочко; ФТИ НАНБ. – Минск, 2006. – 36 с.
10. Шуранков, С. Е. Разработка технологии переплава высокоокисленных отходов алюминиевых сплавов: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.16.04 / С. Е. Шуранков; БГПА. – Минск, 2001. – 19 с.

11. Андриц, А. А. Металлургическая переработка неразделанного лома и дисперсных отходов на основе алюминия: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / А. А. Андриц; БНТУ. – Минск, 2006. – 19 с.

12. Комплексная переработка отходов алюминия – способ решения экологических и экономических вопросов / Л. В. Трибушевский [и др.] // Литейные процессы: межрегион. сб. науч. тр. – Магнитогорск: МГТУ, 2016. – Вып. 15. – С. 146–151.

13. Гогин, В. Б. Современные направления развития технологии рециклинга алюминия (по материалам 3-й конференции «Рециклинг алюминия», Москва 29–31 марта 2006 г.) // В. Б. Гогин, Д. А. Шадаев // Технология легких сплавов. – 2006. – № 4. – С. 101–118.

14. Резниченко, В. А. И. П. Бардин и отечественная металлургия. Наука и производство / В. А. Резниченко // Металлургия машиностроения. – 2009. – № 5. – С. 2–7.

15. Волочко, А. Т. Алюминий: технологии и оборудование для получения литых изделий / А. Т. Волочко, М. А. Садоха. – Минск: Беларуская навука, 2011. – 387 с.

16. Использование в шихте стружки собственного производства алюминиевых сплавов / А. М. Галушко [и др.] // Литейное производство. – 1984. – № 9. – С. 17–18.

17. Апанасенко, А. М. Влияние некоторых факторов на теплофизические характеристики шихты из алюминиевой стружки / А. М. Апанасенко // Цветные металлы. – 1990. – № 6. – С. 97–98.

18. Структура и свойства дисперсно-упрочненных механически легированных композиционных материалов из алюминиевого смешанного вторичного сырья / М. Е. Самошина [и др.] // Изв. вузов. Цветная металлургия. – 2006. – № 1. – С. 47–54.

19. Белов, В. Д. Теоретические и технологические основы ресурсосберегающих технологий производства высококачественных отливок из алюминиевых сплавов: автореф. дис. ... д-ра техн. наук: 05.16.04 / В. Д. Белов, МИСИС. – М., 1999. – 50 с.

20. Корякин, Г. И. Разработка и применение на Заволжском моторном заводе технологии переплава алюминиевой стружки / Г. И. Корякин, Г. М. Кимстач, Б. А. Грешищев // Литейное производство. – 1986. – № 12. – С. 13–15.

21. Галдин, Н. М. Использование отходов металлообработки в литейных цехах машиностроительных заводов / Н. М. Галдин // Литейное производство. – 1986. – № 12. – С. 10–13.
22. Кимстач, Г. М. О переплаве алюминиевой стружки / Г. М. Кимстач // Литейное производство. – 1999. – № 11. – С. 23.
23. Кимстач, Г. М. Исследование и разработка теоретических и технологических основ совершенствования процессов рафинирования и модифицирования литейных расплавов: дис. ... д-ра техн. наук: 05.16.04 / Г. М. Кимстач. – СПб, 1993. – 70 с.
24. Установка для сушки стружки / Ю. Е. Порошин [и др.] // Литейное производство. – 1991. – № 3. – С. 22–23.
25. Волочко, А. Т. О тепловом режиме сушки стружечных отходов алюминиевых сплавов / А. Т. Волочко, Г. В. Макаров, В. В. Овчинников // Металлургия машиностроения. – 2006. – № 2. – С. 24–26.
26. Новые решения в области ресурсосберегающих технологий металлургического производства / В. В. Овчинников [и др.] // Литье и металлургия. – 2003. – № 3. – С. 117–121.
27. Садоха, М. А. Технологические особенности подготовки и переплава алюминиевой стружки / М. А. Садоха // Литейное производство. – 2012. – № 1. – С. 7–13.
28. Авдентов, Л. С. Применение переплава стружки силумина при литье поршней / Л. С. Авдентов, С. Л. Потанин // Литейное производство. – 1985. – № 9. – С. 13–14.
29. Стриженков, М. И. Исследование и разработка технологического процесса получения качественного алюминиевого литья при использовании вторичных материалов и отходов производства: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.16.04 / М. И. Стриженков; БПИ. – Минск, 1985. – 18 с.
30. Семененко, А. И. К вопросу о качестве поршневых алюминиевых сплавов, полученных с применением стружки / А. И. Семененко, П. Д. Кудь, В. Е. Яковчук // Неметаллические включения и газы в литейных сплавах. – Запорожье, 1988. – С. 306–308.
31. Использование стружки при выплавке алюминиевых сплавов / Д. Ф. Чернега [и др.] // Технология и организация производства. – 1988. – № 4. – С. 32–34.

32.Повышение технологических показателей индукционной плавки алюминиевой стружки / А. И. Артемьев [и др.] // Цветная металлургия. – 1986. – № 4. – С. 33–35.

33.Абросимов, А. С. Эффективность отсеивания мелкой фракции алюминиевой стружки / А. С. Абросимов, Н. И. Артемьев, В. Я. Кольцова // Цветные металлы. – 1986. – № 10. – С. 75–78.

34.Довнар, Г. В. Влияние вторичных алюминиевых дисперсных шихтовых материалов на их металлургический выход / Г. В. Довнар, А. А. Андриц // Металлургия машиностроения. – 2006. – № 2. – С. 19–23.

35.Проблемы переработки некомпактных алюминиевых отходов / В. А. Шаповалов [и др.] // Современная электрометаллургия. – 2005. – № 2. – С. 18–22.

36.Гаврилин, И. В. Предварительное плакирование стружки алюминиевых сплавов флюсами для переплава / И. В. Гаврилин // Литейщик России. – 2004. – № 9. – С. 25–26.

37.Белов, В. Д. Плавка алюминиевой стружки / В. Д. Белов // Рынок вторичных металлов. – 2007. – № 2. – С. 30–33.

38.Переработка лома и отходов цветных металлов в ионных расплавах / Г. Ф. Казанцев [и др.] – Екатеринбург: УрО РАН, 2005. – 210 с.

39.Гаврилин, И. В. Переплава алюминиевой стружки в литейных цехах / И. В. Гаврилин // Литейное производство. – 1998. – № 8. – С. 7–9.

40.Шмитц, К. Рециклинг алюминия. Справочное руководство / К. Шмитц, Й. Домагала, П. Хааг. – М.: Алюсил МВиТ, 2008. – 528 с.

41.Новичков, С. Б. Теория и практика переработки отходов алюминия в роторных наклонных печах: автореф. дис. ... д-ра техн. наук: 05.16.02 / С. Б. Новичков, Иркутск. гос. тех. ун-т. – Иркутск, 2007. – 40 с.

42.Трайхель, В. Плавление алюминиевого лома с большой удельной поверхностью / В. Трайхель // Вторичные металлы. – 2008. – № 6. – С. 67–70.

43.Шмитц, К. Технологии плавления материалов с большой удельной поверхностью / К. Шмитц // Цветные металлы. – 2006. – № 9. – С. 109–113.

44. Фишман, О. С. Выбор печи для плавки алюминиевой стружки / О. С. Фишман // Литейное производство. – 2006. – № 10. – С. 29–31.

45. Белов, В. Д. Опыт производства высококачественной продукции из вторичного сырья в ПК «Втормет» / В. Д. Белов, А. Н. Шаруда // Цветные металлы. – 2006. – № 8. – С. 122–124.

46. Зенг, Д. Современное оборудование для переработки алюминийсодержащих отходов и опыт его использования на заводе ВМС / Д. Зенг, Е. А. Панков // Цветные металлы. – 2006. – № 8. – С. 118–121.

47. Применение магнитодинамической установки в циркуляционном контуре для плавки отходов алюминиевых сплавов / В. Н. Фиксен [и др.] // Процессы литья. – 2005. – № 4. – С. 5–10.

48. Efficient chip melting // Foundry Trade. – 2006, - V. 180. – № 3632. – P. 60.

49. Niedermair, F. Selecting suitable electromagnetic pumps and stirrers / F. Nierdermair, L. Mitter, G. Hertwich // Alum. Int. Today. – 2006. – V. 18. – № 1. – P. 38–40.

50. Щепин, Л. А. Роль МГД-эффектов в интенсификации процессов массообмена в жидких металлах и смачивании твердых включений / Л. А. Щепин, А. И. Кулинский, М. Н. Игнатов // Сб. избр. науч. тр. преп. и сотр. каф. «Техн. лит. пр-во» Перм. гос. тех. ун-т. – 2004. – Вып. 13. – С. 245–248.

51. К вопросу выбора оборудования для плавки алюминиевой стружки / Л. В. Трибушевский [и др.] // Металлургия: Респ. межвед. сб. науч. тр. – Минск: БНТУ, 2013. – Вып. 34. – Ч.1 – С. 131–136.

52. Выбор печи для плавки алюминиевой стружки / Л. В. Трибушевский [и др.] // Наука – образованию, производству, экономике: материалы X междунар. науч.-техн. конф.: в 4 т. / Белорус. нац. техн. ун-т; редкол.: Б. М. Хрусталеv, Ф. А. Романюк, А. С. Калиниченко – Минск, 2012. – Т. 1. – С. 306.

53. Немененок, Б. М. Анализ плавильного оборудования и технологий для переработки алюминиевой стружки и шлаков / Б. М. Немененок, Л. В. Трибушевский // Наука-образованию, производству, экономике: материалы V междунар. науч.-техн. конф.: в 2 т. / Белорус. нац. техн. ун-т; редкол.: Б. М. Хрусталеv, Ф. А. Романюк, А. С. Калиниченко – Минск, 2007. – Т.1. – С.242–245.

54.Фомин, Б. А. Металлургия вторичного алюминия / Б. А. Фомин, В. И. Москвитин, С. В. Махов. – М.: ЭКОМЕТ, 2004. – 240 с.

55.Волочко, А. Т. Переработка и использование алюминиевых отходов в производстве порошков, паст, композиционных и керамических материалов / А. Т. Волочко. – Минск: Бел. наука, 2006. – 302 с.

56.Evolucion de las propiedades mecanicas de un residuo de la metalurgia secundaria del aluminio estabilizado con yeso / Н. Tayibi [et al.] // Rev. met. CENIM. – 2005. – V. 41. – № 4. – P. 280–285.

57.Пискарев, Д. В. Флюсовая обработка – просто и доступно // Д. В. Пискарев, П. В. Казаков, Д. С. Ульянов // Цветные металлы. – 2010. – № 12. – С. 64–68.

58.Повышение экологической безопасности процессов плавки и рафинирования алюминиевых сплавов / С. П. Задруцкий [и др.] – Минск: БНТУ, 2012. – 231 с.

59.Gil, A. Management of the salt cake from secondary aluminum fusion processes / A. Gil // Ind. and End. Chem. Res. – 2005. – V. 44. – № 23. – P. 8852–8857.

60.Кольцова, В. Я. О безотходной технологии на предприятиях вторичной металлургии / В. Я. Кольцова, А. М. Апанасенко, В. З. Колесник // Цветные металлы. – 1991. – № 11. – С. 51–52.

61.Колобов, Г. А. Сбор и обработка вторичного сырья цветных металлов / Г. А. Колобов, В. Н. Бредихин, В. М. Чернобаев. – М.: Металлургия, 1993. – 289 с.

62.Шустров, А. Ю. Переработка шлаков алюминиевых сплавов методом центробежной фильтрации / А. Ю. Шустров, Ю. А. Маценко, В. А. Нагибин // Цветные металлы. – 2004. – № 1. – С. 70–73.

63.Гель, В. И. Электротермическая переработка продуктов обогащения алюминиевых шлаков / В. И. Гель, В. М. Парецкий // Электротермическая переработка. – 2010. – № 3. – С. 6–9.

64.Verfahren zur Herstellung von Hohlkörpern aus AlSi-Legierungen durch Feieß- oder Strangpressen von Granulat und dessen Anwendung: Pat. 2709844 FR, МКИ C22C 1/04 /R. Perrot / Societe de Vente de l'Aluminium Pechiner (FR). – № 7607583 FR; заявл. 07.03.77; опубл. 22.12.83.

65.Reclamation of metallic values from aluminous dross: Patent 3043678 US, МКИ C22B 21/00, C22B 21/06 / J. W. Lowry, W. S. Peterson, T. W. Foster; Kaiser Aluminium Chem. Corp: № US 19590833668; заявл. 12.08.59; опубл. 10.07.62.

66.Гель, В. И. Переработка алюминиевых ломов и отходов в роторных печах с наклонной осью / В. И. Гель, И. П. Иванов, А. С. Клементьев // Цветные металлы – 2014. – № 11. – С. 100–103.

67.Metal recovery apparatus: Patent 3198505 US, МКИ C22B 19/04; 19/14; 21/00; 19/00 / Amdur Milton G., Nissley Clarence D., Risner J. C., Sansone Joseph M.; Metal Reclaiming Associates in: – № US 19620246038; заявл. 20.12.62; опубл. 03.08.65.

68.Procede de traitement de laitiers et metallurgiques en notamment, d'ameliorer leur aptitude a'la fragmentation: Patent 2288783 FR, C21B 3/06 / M. Roussel et M. Kunicki / Entreprise Gagneraud Pere & Fils. – № 7435327FR; заявл. 21.10.74; опубл. 25.06.76.

69.Способ выплавки алюминиевых сплавов: пат. 3717C1 Респ. Беларусь; МПК C22C 1/02 / С. Н. Леках, В. Л. Трибушевский, В. А. Шейнерт, С. Е. Шуранков; заявитель Белорус. гос. политехн. акад. – № а 19990210; заявл. 03.03.99; опубл. 30.12.2002 // Афіцыйны бюл. Дзярж. пат. ведамства Рэсп. Беларусь. – 2000. – № 4. – С. 187.

70.МИКС-МЕЛТ-процесс переработки окисленных алюминиевых отходов / С. Н. Леках [и др.] // Металлургия и литейное производство. – 1998. – С. 97–100.

71.Переплавление алюминиевых шлаков в электродуговой печи / В. Г. Радченко [и др.] // Ползуновский альманах. – 2003. – № 3–4. – С. 78–79.

72.Переплавление алюминиевых шлаков в дуговой печи / В. Г. Радченко [и др.] // Металлургия машиностроения – 2004. – № 1. – С. 19–20.

73.Зыскин, В. А. Выплавка алюминиевых сплавов в дуговых печах постоянного тока нового поколения / В. А. Зыскин, С. И. Поздняков, В. С. Малиновский // Технология легких сплавов. – 2006. – № 1–2. – С. 152–156.

74.Козлов, А. В. Получение алюминиевого сплава из шлака / В. А. Козлов, В. Д. Винокуров // Ремонт, восстановление, модернизация. – 2006. – № 6. – С. 35–37.

75. Нехамин, С. М. Плавка алюминиевых сплавов и отвальных шлаков в дуговых печах постоянного тока / С. М. Нехамин, М. М. Крутянский // Цветные металлы. – 2006. – № 9. – С. 113–115.

76. Мешков, М. А. Исследование и разработка технологии плавки алюминиевых сплавов в дуговых печах постоянного тока с целью металлосбережения, экономии энергозатрат и улучшения качества выплавляемых сплавов: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / М. А. Мешков; Мос. гос. веч. мет. ин-т. – М., 2002. – 37 с.

77. Kafka, R. Chladenie sterov vznikajúcich pri tavení a odlievani hliníka a jeho zliatin / R. Kafka, M. Novák // Slévárenství. – 1988. – № 2. – S. 72–74.

78. Новичков, С. Б. Закономерности плавки алюминиевого шлака в роторной наклонной печи / С. Б. Новичков // Цветные металлы. – 2004. – № 1. – С. 67–70.

79. Жолнин, А. Г. Структура и свойства алюминийсодержащих шлаков / А. Г. Жолнин, С. Б. Новичков // Цветные металлы. – 2006. – № 5. – С. 71–78.

80. Новичков, С. Б. Технология переработки низкосортных шлаков алюминиевого производства в роторных наклонных печах: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / С. Б. Новичков; Иркутск. гос. тех. ун-т. – Иркутск, 2001. – 18 с.

81. Новичков, С. Б. Использование компьютерного моделирования при разработке технологических процессов во вторичной металлургии алюминия / С. Б. Новичков. – Иркутск, 2006. – 252 с.

82. Макаров, Г. С. Слитки из алюминиевых сплавов с магнием и кремнием для прессования / Г. С. Макаров. – М.: Интернет Инженеринг, 2011. – 528 с.

83. Выбор рациональной технологии переработки отходов алюминиевых сплавов / С. П. Задруцкий [и др.] // Наука-образованию, производству, экономике: материалы XI междунар. науч.-техн. конф.: в 4 т. / Белорус. нац. техн. ун-т; редкол.: Б. М. Хрусталева, Ф. А. Романюк, А. С. Калиниченко – Минск, 2013. – Т.1. – С. 291.

84. Пил, А. Сохранение металлических частиц алюминия с применением шлакового пресса последнего поколения / А. Пил, Дж. Херберт, М. Бумфорд // Цветные металлы. – 2011: Сб. докладов 3 Междуна. конгресса. – Красноярск, 2011. – С. 471–476.

85. Перспективы использования в черной металлургии ферро-алюминия, полученного из низкокачественных отходов алюминиевого производства / А. И. Сачко [и др.]. // Цветные металлы. – 1986. – № 8. – С. 78–79.

86. Захаров, В. А. Использование алюминийсодержащих шлаков и отходов их переработки / В. А. Захаров, Н. И. Артемьев, В. З. Колесник // Цветные металлы. – 1986. – № 7. – С. 80–81.

87. Кудрин, В. А. Теория и технология производства стали / В. А. Кудрин – М.: Мир, 2003. – 528 с.

88. Структурно-химическое состояние плавильного шлака и алюмосиликатных флюсов при ковшовой обработке конвертерной стали / Б. Ф. Белов [и др.]. // Черная металлургия. – 2011. – № 9. – С. 52–55, 80–81.

89. Применение алюмошлаковых брикетов при внепечной обработке стали на Ашинском металлургическом заводе / М. Т. Гиндулин [и др.] // Сталь. – 2011. – № 8. – С. 28–30.

90. Флюс для раскисления, рафинирования, модифицирования и легирования стали: пат. 2396364С1 Российская Федерация, МПК С22В 9/10, С21С 7/06 / А. Н. Шаруда, С. В. Павлов; заявитель ООО «Промышленная компания «Вторалюминпродукт». – № 2009114226/02; заявл. 15.04.09; опубл. 10.08.10 // Изобретения, полезные модели. – 2010. – № 22 (ч. III). – С. 832.

91. Горелов, В. Г. Рафинирование сталей отходами алюминиевого производства / В. Г. Горелов, Г. П. Ким, Р. П. Машков // Литейное производство – 1999. – № 11. – С. 27–28.

92. Способ переработки солевых алюмосодержащих шлаков с получением покровных флюсов и алюминиевых сплавов-раскислителей: пат. 2491359 Российская Федерация, МПК С22В7/04/ А. П. Лысенко, Р. С. Сельницын; заявитель НИТУ «МИСиС». – № 20121012500/02; заявл. 26.01.2012; опубл. 27.08.2013.

93. Лысенко, А. П. Задачи и перспективы переработки оксидно-солевых отходов вторичной металлургии алюминия / А. П. Лысенко, Д. С. Пузанов // Вестник МГОУ. Сер. Техника и технологии. – 2011. – № 3. – С. 10–14.

94. Лысенко, А. П. Использование комплексной технологии переработки шлаков алюминиевой промышленности для последую-

шего раскисления стали / А. П. Лысенко, Е. А. Шевченко // Цветные металлы. – 2020. – № 3. – С. 63–67.

95. Лысенко, А. П. Переработка низкосортного глинозема для получения раскислителей стали в алюминиевых электролизерах / А. П. Лысенко, Р. С. Сельницын // Цветные металлы. – 2015. – № 3. С. 14–19.

96. Способ переработки солевых алюмосодержащих шлаков с получением покровных флюсов и алюминиевых сплавов-раскислителей: пат. 2449032 Российская Федерация, МПК С22В7/04/, С22С21/00 / А. П. Лысенко, Ю. Г. Середкин; заявитель МИСиС. – № 2011115702/02; заявл. 21.04.2011; опубл. 27.04.2012.

97. Способ получения гранул для разжижения сталеплавильных шлаков: пат. 2409685С2 Российская Федерация, МПК С22В7/04/ Г. Е. Герцберг, Е. П. Герцберг, Б. А. Иванов; заявитель ООО «СЕАЛ и К». – № 2009101600/02; заявл. 19.01.2009; опубл. 20.01.2011.

98. Махоткина, Е. С. Применение отходов производства вторичного алюминия при получении глиноземистых шлаков доменной плавкой бокситов: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / Е. С. Махоткина; Магнитогорск. гос. техн. ун-т. – Магнитогорск, 2011. – 19 с.

99. Тужилин, А. С. Физико-химические и технологические исследования комплексной переработки алюминийсодержащих отходов: стружки, шлака, гидрооксидного осадка: : автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / А. С. Тужилин; ИМет. РАН. – М., 2012. – 21 с.

100. Козлов А. А. Металлургия вторичного алюминия / А. А. Козлов, Н. В. Немчинова // Перспективы развития технологии переработки углеводородных, растительных и минеральных ресурсов: материалы 4 Всероссийский науч.-практ. конф., Иркутск, 24–25 апреля 2014. – Иркутск, 2014. – С. 76–78.

101. Рязанов, С. А. Технологии утилизации алюминиевых шлаков / С. А. Рязанов // Вторичные металлы. – 2009. – № 2. – С. 54–56.

102. Рязанов, С. А. О комплексной переработке алюминиевых шлаков / С. А. Рязанов // Литейщик России. – 2010. – № 7. – С. 43–45.

103. Леушен, И. О. Разработка эффективных противопригарных покрытий литейных форм на основе алюмошлаковых наполнителей

/ И. О. Леушен, А. И. Грачев // Литейное производство. – 2002. – № 4. – С. 13–14.

104. Соколов, А. В. Литье по выплавляемым моделям с использованием продуктов переработки алюминиевых шлаков / А. В. Соколов, С. А. Рязанов, Н. Н. Зонненберг // Литейное производство. – 2012. – № 7. – С. 31–32.

105. Куликов, Б. П. Утилизация отходов со шламовых полей алюминиевых заводов в производстве цемента / Б. П. Куликов, Л. А. Вертопрахова, М. Н. Пигарев // Цветные металлы. – 2006. – № 3. – С. 46–51.

106. Гель, В. И. Переработка упорного вторичного алюминиевого и медного сырья во вращающихся печах / В. И. Гель, Ю. Н. Вензига, В. Б. Родионов // Цветные металлы. – 2006. – № 3. – С. 56–59.

107. Lucheva, B. Non-waste aluminum dross recycling / B. Lucheva, Ts. Tsonev, R. Petkov // J. Univ. Chem. Technol and Met. – 2005. – V. 40. – № 4. – P. 335–338.

108. Волочко, А. Т. Использование отходов переработки алюминиевых сплавов (стружка, шлаки) в производстве строительных материалов / А. Т. Волочко, И. А. Белов // Архитектура и строительство. – 2005. – № 6. – С. 124–125.

109. Способ изготовления изделий из порошков алюминиевых сплавов: а. с. 1319420 СССР, МКИ В22F1/00 / С. А. Астапчик, В. А. Бурский, Г. Л. Царев, А. Т. Волочко, А. П. Ласковнев, А. П. Чельшев; заявитель Физ.-технический ин-т. – № 3930294; заявл. 05.06.85; опубл. 23.06.87 // Открытия. Изобретения. – 1987. – Бюл. 23. – С. 272.

110. Волочко, А. Т. Исследование физико-химических процессов при нагреве жаростойких материалов на фосфатном связующем / А. Т. Волочко, И. А. Белов, О. Г. Бацевичус // Весці НАН Беларусі. Серыя фізіка-тэхнічных навук. – 2003. – № 3. – С. 40–43.

111. Применение алюминиевых шлаков и продуктов их переработки в металлургическом производстве / Л. В. Трибушевский [и др.] // Литье и металлургия. – 2021. – № 45. – С. 42–49.

112. Варианты использования отходов алюминия при выплавке стали / Л. В. Трибушевский [и др.] // Металлургия: Респ. межвед. сб. науч. тр. – Минск: БНТУ, 2021. – Вып. 42. – С. 16–25.

113. Пронский, Л. И. Технология обработки стали собственными печными шлаками / Л. И. Пронский, Ю. Н. Ткачев, Н. В. Полядко // Неметаллургические включения и газы в литейных сплавах: материалы V респ. науч.-техн. конф.; Запорожье, 6–8 сент. 1988. Запорожье: ЗМИ, 1988. – С. 126–127.

114. Павлов, А. В. Способы утилизации отработанных молибденсодержащих катализаторов нефтехимического синтеза / А. В. Павлов, В. С. Римошевский // Изв. высш. учеб. завед. Черная металлургия. – 2016. – Т. 59. – № 1. – С. 5–10.

115. Повышение стойкости футеровки агрегатов внепечной обработки стали / А. А. Метелкин [и др.] – Нижний Тагил: НТИ УрФУ, 2015. – 144 с.

116. Рекламный проспект фирмы JAP TRADING, s.r.o RCz. – 7 с.

117. 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.

118. Экология / А. В. Тотай [и др.] – М.: Издательство Юрайт, 2012. – 411 с.

119. ГОСТ 28053-89. Стружка цветных металлов и сплавов. Методы отбора, подготовки проб и методы испытаний. – Взамен ГОСТ 17709-79; Введ. 01.01.91. – М.: Изд-во стандартов, 1991. – 6 с.

120. Трибушевский, Л. В. Безотходная технология переработки окисленных отходов алюминия в короткопламенной роторной печи бесфлюсовой плавкой: дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / Л. В. Трибушевский, БНТУ. – Минск, 2021. – 121 с.

121. Трибушевский, Л. В. Бесфлюсовая плавка алюминия - путь к безотходной технологии / Л. В. Трибушевский, Б. М. Немененок, Г. А. Румянцева // Литейное производство и металлургия 2019. Беларусь: труды 27 междунар. науч.-техн. конф.; Жлобин 16–17 окт. 2019 г. / МЦ ОАО «БМЗ УКХ «БМК»; под ред. Е. И. Маруковича. – Жлобин, 2019. – С. 137–141.

122. Трибушевский, Л. В. Бесфлюсовая плавка отходов алюминия - путь к безотходной технологии / Л. В. Трибушевский, Б. М. Немененок, Г. А. Румянцева // Литейщик России. – 2020. – № 7. – С. 32–37.

123. Анализ процесса плавки алюминиевой стружки и шлака в короткопламенной роторной печи / Л. В. Трибушевский [и др.] // Литье и металлургия. – 2015. – № 2. – С. 42–48.

124. 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. – Вып. 36. – С.151–158.

125. Выбор рационального состава шихты при плавке алюминиевой стружки и шлака в короткопламенной роторной печи / Л. В. Трибушевский [и др.] // Литье. Металлургия 2015: материалы XI междунар.науч.-практ.конф., Запорожье, 26–28 мая 2015 г. / Запорож.торг.-пром.палата; под ред. О. И. Пономаренко. – Запорожье, 2015. – С. 230–231.

126. Оптимизация процесса плавки стружки алюминиевых сплавов в короткопламенной роторной печи / Л. В. Трибушевский [и др.] // Наука-образованию, производству, экономике: материалы XIII междунар.науч.-техн.конф.: в 4 т. / Белорус. нац. техн. ун-т; редкол.: Б. М. Хрусталеv, Ф. А. Романюк, А. С. Калиниченко – Минск, 2015. – Т. 1. – С. 306.

127. Оценка существующих способов раскисления металла алюминием на выпуске из сталеплавильного агрегата / Э. Э. Шумар [и др.] // Сталь. – 2012. – №7. – С. 23–26.

128. Серов, А. И. Разработка и опробование нового алюминиевого раскислителя на выпуске стали в ковш / А. И. Серов, Ю. Г. Ярославцев // Сталь. – 2003. – № 1. – С. 45–47.

129. Опыт использования технологии ASIS на Молдавском металлургическом заводе / А. В. Юдин [и др.] // Металлург. – 2007. – № 10. – С. 39–40.

130. Промышленное производство алюминиевых гранул для использования в черной металлургии / В. В. Беляев [и др.] // Цветные металлы. – 1991. – № 11. – С. 61–63.

131. Воскобойников, В. Г. Общая металлургия / В. Г. Воскобойников, В. А. Кудрин, А. М. Якушев. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2005. – 768 с.

132. Кудрин, В. А. Технологические процессы производства стали / В. А. Кудрин, В. А. Шишимиров. – Ростов н/Д: Феникс, 2017. – 302 с.

133. Особенности раскисления стали алюминием / В. Л. Трибушевский [и др.] // *Металлургия: Респ. межвед. сб. науч. тр.* – Минск: БНТУ, 2014. – Вып. 35. – С. 3–8.

134. Трибушевский, Л. В. Производство гранулированного раскислителя из дисперсных отходов алюминиевых сплавов / Л. В. Трибушевский, В. Л. Трибушевский, А. Д. Иванов // *Наука-образованию, производству, экономике: материалы XI междунар. науч.-техн. конф.: в 4 т.* / Белорус. нац. техн. ун-т; редкол.: Б. М. Хрусталеv, Ф. А. Романюк, А. С. Калиниченко – Минск, 2013. – Т. 1. – С. 290.

135. Трибушевский, Л. В. Гранулирование алюминия по «сухой» технологии / Л. В. Трибушевский // *Литье. Metallургия 2019: материалы XV междунар. науч.-практ. конф., Запорожье, 21–23 мая 2019 г.* / Запорож. торг.-пром. палата; под ред. О. И. Пономаренко. – Запорожье: А. А. Тандем, 2019. – С. 206–208.

136. Трибушевский, Л. В. Влияние технологии плавки отходов алюминия на состав и возможность использования образующейся пыли / Л. В. Трибушевский, Б. М. Немененок, Г. А. Румянцева // *Литье и металлургия.* – 2018. – № 3. – С. 118–124.

137. Пылегазовые выбросы при плавке алюминиевых отходов в короткопламенной роторной печи / Б. М. Немененок [и др.] // *Металлургия машиностроения, 2010.* – № 1. – С. 15–19.

138. Влияние технологии плавки в короткопламенной роторной печи на состав пылегазовых выбросов / Б. М. Немененок [и др.] // *Литье и металлургия, 2010.* – № 1–2. – С. 149–153.

139. Румянцева, Г. А. Состав пылегазовых выбросов при плавке отходов алюминиевых сплавов в короткопламенной роторной печи / Г. А. Румянцева, Б. М. Немененок, Л. В. Трибушевский // *Наука-образованию, производству, экономике: материалы XIII междунар. науч.-техн. конф.: в 4 т.* / Белорус. нац. техн. ун-т; редкол.: Б. М. Хрусталеv, Ф. А. Романюк, А. С. Калиниченко – Минск, 2010. – Т. 1. – С. 286.

140. Особенности пылегазообразования при плавке стружки алюминиевых сплавов в короткопламенной роторной печи / Л. В. Трибушевский [и др.] // *Литье. Metallургия 2013: материалы IX междунар. науч.-практ. конф., Запорожье, 21–23 мая 2013 г.* / За-

порож.торг.-пром.палата; под ред. О. И. Пономаренко. – Запорожье, ЗТПП, 2013. – С. 201–202.

141. Трибушевский, Л. В. Проблемы экологии при плавке стружки в короткопламенной роторной печи / Л. В. Трибушевский, Г. А. Румянцева, Б. М. Немененок // Наука-образованию, производству, экономике: материалы X междунар.науч.-техн.конф.: в 4 т. / Белорус. нац. техн. ун-т; редкол.: Б. М. Хрусталева, Ф. А. Романюк, А. С. Калиниченко. – Минск, 2012. – Т. 1. – С. 305.

142. Румянцева, Г. А. Низкотоксичные флюсы и препараты, обеспечивающие экологическую безопасность процессов плавки и рафинирования силуминов: дис. канд.техн.наук: 05.16.04 / Г. А. Румянцева. – Минск, 2011. – 170 с.

143. Безотходная технология переработки алюминиевой стружки и шлаков в короткопламенной роторной печи / Л. В. Трибушевский [и др.] // Литье и металлургия. – 2017. – № 4. – С. 109–118.

144. Флюсовая обработка и фильтрование алюминиевых расплавов / А. В. Кудрямов [и др.] / М.: Металлургия, 1980. – 196 с.

145. Немененок, Б. М. Производство новых материалов из отходов алюминия / Б. М. Немененок, Л. В. Трибушевский, Г. А. Румянцева // X форум вузов инженерно-технологического профиля Союзного государства: сборник материалов. – Минск: БНТУ, 2021. – С. 94–95.

146. Трибушевский, Л. В. К вопросу выбора технологии переработки окисленных отходов алюминия / Л. В. Трибушевский, Б. М. Немененок, Г. А. Румянцева // Металлургия: Респ. межвед. сб. науч. тр. – Минск: БНТУ, 2020. – Вып. 41. – Ч.1. – С. 105–112.

147. Производство стали на установке печь-ковш / Д. А. Дюдкин [и др.]. – Донецк: ООО «Юго-Восток ЛТД», 2003. – 300 с.

148. Процессы десульфурации в агрегате печь-ковш с полыми электродами / Е. Б. Агатилов [и др.] // Сталь. – 2008. – № 8. – С. 37–40.

149. Магнезиальные флюсы и особенности их использования при плавке / Г. А. Румянцева [и др.] // Металлургия: Респ. межвед. сб. науч. тр. – Минск: БНТУ, 2016. – Вып. 37. – С. 31–37.

150. Румянцева, Г. А. Анализ составов рафинировочных шлаков при обработке стали 80К на установке печь-ковш / Г. А. Румянцева, Л. В. Трибушевский, М. А. Кулик // Наука-образованию, про-

изводству, экономике: материалы XV междунар.науч.-техн.конф.: в 4 т. / Белорус. нац. техн. ун-т; редкол.: Б. М. Хрусталеv, Ф. А. Романюк, А. С. Калиниченко. – Минск, 2017. – Т. 1. – С. 366.

151. Внепечная обработка стали отходами от переработки вторичного алюминия / Л. В. Трибушевский [и др.] // *Литье и металлургия*. – 2018. – № 1. – С. 100–105.

152. Новый продукт из отходов алюминия для внепечной обработки стали / Л. В. Трибушевский [и др.] // *Металлургия: Респ. межвед. сб. науч. тр.* – Минск: БНТУ, 2017. – Вып. 38. – С. 3–9.

153. Tribuhevskiy, L. V. Effective Materials from Recycled Aluminium Waste for Steel Ladle Treatment / L. V. Tribuhevskiy, G. A. Romyantseva, B. M. Nemenenok // *IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering*. – Cherepovets, 2020. – P. 1–6.

154. Еланский, Д. Г. Обзор докладов на пленарном заседании XIV международного конгресса сталеплавильщиков / Д. Г. Еланский, Г. Н. Еланский // *Сталь*. – 2016. – № 11. – С. 21–29.

155. Производство трубной непрерывнолитой заготовки без крупных неметаллических включений / А. А. Сафронов [и др.] // *Сталь*. – 2016. – № 6. – С. 22–27.

156. Мельник, С. Г. Производство качественной стали с внепечным полиреагентным рафинированием / С. Г. Мельник // *Литье. Металлургия 2017: материалы XIII междунар. науч. - практ. конф., Запорожье, 25–28 мая 2017 г.* / Запорож. торг.-пром. палата., под ред. О. И. Пономаренко. – Запорожье, 2017. – С. 354–356.

157. Стабилизация рафинировочных шлаков путем корректировки их фазового состава / О. Ю. Шешуков [и др.] // *Сталь*. – 2016. – № 5. – С. 12–15.

158. Трибушевский, Л. В. Разработка новых составов раскислительных смесей для рафинировочных шлаков / Л. В. Трибушевский, И. А. Горбель, А. Л. Красовский // *Наука-образованию, производству, экономике: материалы XV междунар.науч.-техн.конф.: в 4 т.* / Белорус. нац. техн. ун-т; редкол.: Б. М. Хрусталеv, Ф. А. Романюк, А. С. Калиниченко. – Минск, 2017. – Т. 1. – С. 364.

159. Бобкова, Н. М. Физическая химия тугоплавких неметаллических и силикатных материалов / Н. М. Бобкова. – Минск: Вышэйшая школа, 2007. – 301 с.

160. Рациональное наведение шлака при выплавке стали 110Г13Л / О. Ю. Шешуков [и др.] // Сталь. – 2017. – № 2. – С. 20–22.

161. Трибушевский, Л. В. Разжижение шлаков при внепечной обработке стали отходами переработки вторичного алюминия / Л. В. Трибушевский, Б. М. Немененок, А. И. Самусева // Наука - образованию, производству, экономике: материалы XVI междунар. науч.-техн. конф.: в 4 т. / Белорус. нац. техн. ун-т; редкол.: С. В. Харитончик, А. М. Малярович, А. С. Калиниченко. – Минск, 2018. – Т. 1. – С. 286.

162. Дюдкин, Д. А. Совершенствование технологии использования порошковых проволок в металлургии стали / Д. А. Дюдкин, В. В. Киселенко, С. Б. Бать // Сталь. – 2007. – № 8. – С. 25–29.

163. Новик, Ф. С. Оптимизация процессов технологии металлов методами планирования экспериментов / Ф. С. Новик, Я. Б. Арсов. – М.: Машиностроение; София: Техника, 1980. – 304 с.

164. Трибушевский, Л. В. Алюминиевые шлаки – источник материалов для внепечной обработки стали / Л. В. Трибушевский, Б. М. Немененок, Г. А. Румянцева // Литейное производство и металлургия 2018. Беларусь: труды 26 междунар. науч.-техн. конф.; Минск, 17–18 окт. 2018 г. / МЦОАО «БМЗ УКХ «БМК»., под ред. Е. И. Маруковича. – Минск, 2018. – С. 115–117.

165. Глубокая переработка алюминиевых шлаков - источник материалов для металлургии стали / Л. В. Трибушевский [и др.] // Металлургия: Респ. межвед. сб. науч. тр. – Минск: БНТУ, 2018. – Вып. 39. – С. 20–28.

166. Люнген, Х. Б. Гибкие решения в сталелитейной отрасли для сокращения выбросов CO₂ и повышения эффективности производства / Х. Б. Люнген, М. Шпрехер // Черные металлы. – 2017. – № 11. – С. 64–71.

167. Новые материалы для внепечной обработки стали из низкосортных отходов алюминия / Л. В. Трибушевский [и др.] // Металлургия: Респ. межвед. сб. науч. тр. – Минск: БНТУ, 2019. – Вып. 40. – С. 3–11.

168. Способ получения композиционного материала на основе алюминия: пат. 20184 Респ. Беларусь: МПК С22С1/02 / А. В. Арабей, И. В. Рафальский, П. Е. Лущик, Б. М. Немененок, В. Л. Трибушевский, Л. В. Трибушевский; дата публ.: 30.06.2016.

Научное издание

ТРИБУШЕВСКИЙ Леонид Владимирович
ТРИБУШЕВСКИЙ Владимир Леонидович
НЕМЕНЕНОК Болеслав Мечеславович
РУМЯНЦЕВА Галина Анатольевна

**ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ
ПЕРЕРАБОТКИ ОКИСЛЕННЫХ
ОТХОДОВ АЛЮМИНИЯ**

Подписано в печать 18.05.2023. Формат 60×84 ¹/₁₆. Бумага офсетная. Ризография.
Усл. печ. л. 8,14. Уч.-изд. л. 8,52. Тираж 50. Заказ 252.

Издатель и полиграфическое исполнение: Белорусский национальный технический университет.
Свидетельство о государственной регистрации издателя, изготовителя, распространителя
печатных изданий № 1/173 от 12.02.2014. Пр. Независимости, 65. 220013, г. Минск.