

Находим

$$\alpha_{\text{изл}} = \frac{3,0 \left[\left(\frac{1260 + 273}{100} \right)^4 - \left(\frac{1187,5 + 273}{100} \right)^4 \right]}{1260 - 1187,5} = 402,6 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К}).$$

ЛИТЕРАТУРА

1. **Металлургические печи. Теория и расчеты: учебник: в 2 т. Т. 1 / В. И. Губинский [и др.]; под общ. ред. В. И. Тимошпольского, В. И. Губинского. – Минск: Белорус. наука, 2007. – 596 с.**
2. **Тепло- и массообмен: учеб. пособие: в 2 ч. Ч. 1 / Б. М. Хрусталеv [и др.]; под общ. ред. А. П. Несенчука. – Минск: БНТУ, 2007. – 606 с.**

УДК 621.745

Л. Е. РОВИН, канд. техн. наук (ГГТУ имени П. О. Сухого),
Д. М. КУКУЙ, д-р техн. наук (БНТУ),
С. Л. РОВИН, канд. техн. наук (УП «Технолит»)

ЭКОНОМИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ И МАТЕРИАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ В ЛИТЕЙНОМ И МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

Повышение эффективности работы оборудования, снижение материало- и энергоемкости продукции, сокращение и вторичное использование отходов – важнейшие задачи любого производства.

Металлургия и литейное производство являются одними из самых энерго- и материалоемких отраслей промышленности. Наиболее энергоемкий процесс – плавка. Сокращение удельных энергозатрат на плавку металлов становится все более актуальной задачей в связи с постоянным ростом цен на энергоносители.

Сегодня самым дорогостоящим энергоносителем являет электроэнергия. Благодаря непрерывному совершенствованию электроплавильных агрегатов (индукционных и дуговых печей) доля жид-

кого металла, получаемого в электропечах, растет. Однако суммарный термический КПД (ТКПД) электроплавки и сегодня не превышает 55–65 %. При энтальпии жидкого чугуна и стали примерно 1300 и 1500 МДж/т соответственно затраты электроэнергии при плавке составляют от 2,0 до 2,7 тыс. МДж/т, или 550–750 кВт·ч/т. При стоимости электроэнергии в Беларуси и России на уровне 0,12 доллара США за 1 кВт·ч энергозатраты на 1 т расплава составляют 55–85 долларов США. «Теряемая» тепловая энергия в действительности не просто рассеивается в атмосфере, а расходуется на «производство» загрязнений окружающей среды: образование пыли, вредных веществ, высокотемпературных газов и т. д. Для осуществления природоохранных мероприятий приходится затрачивать эквивалентное или большее количество энергии (в соответствии с первым законом термодинамики). Отсюда следует, что экономическая эффективность внедрения способов, сокращающих энергопотребление при плавке, с учетом экологических факторов еще более возрастает.

В настоящее время для электропечей разработан и апробирован ряд технологических процессов, которые позволяют существенно интенсифицировать их работу, сократить удельный расход электроэнергии и одновременно обеспечить высокое качество жидкого металла.

Среди них, например для электродуговых печей, – интенсивное применение кислорода как для продувки жидкой ванны, так и в топливно-кислородных горелках, устанавливаемых в стенах и своде печей, продувка инертными газами, вдувание углеродсодержащих материалов и вспенивание шлака, работа на длинных дугах, использование в завалке до 25–30 % жидкого чугуна, работа «с болотом», дожигание СО непосредственно в рабочем пространстве печи, подогрев шихты в печи и в автономных установках. Кроме того, в последние годы расширяется использование электродуговых печей постоянного тока и индукционных печей средней и повышенной частоты. Все эти мероприятия позволяют снизить средние удельные затраты электроэнергии на плавку с 650–750 до 400–500 кВт·ч/т и менее.

Если оценивать способы сокращения удельных затрат электроэнергии, то ориентировочно можно расположить их следующим

образом (по максимальным значениям в % от удельного расхода): дожигание СО в рабочем пространстве ~6, работа со вспененными шлаками ~9, повышение удельной мощности с поддержанием длинных дуг ~10, вдувание кислорода ~10, использование жидкого чугуна ~10, использование топливно-кислородных горелок (ТКГ) ~12, подогрев шихты ~22.

Наибольший эффект сокращения удельных энергозатрат при электроплавке обеспечивает предварительный подогрев шихты. На нагрев и расплавление металлозавалки в плавильной печи расходуется примерно 70–75 % энергии, на перегрев и доводку жидкого металла ~25–30 %. Нагрев шихты до температуры 550–750 °С сокращает на 30–35 % затраты энергии в первый период плавки. Следует также учитывать, что нагрев слоя кускового материала, каким является металлошихта, точечным источником (дугой) за счет излучения имеет достаточно низкий ТКПД (~20 %), работа дуги на холодной шихте менее устойчива. Все это удлиняет продолжительность плавки, увеличивает расход электродов, износ футеровки, угар. Не намного больше ТКПД при нагреве холодной шихты в индукционных печах, особенно промышленной частоты (~25 %).

При подогреве шихты происходит удаление влаги, выжигание масел, СОЖ и других загрязнений, частичное удаление пыли за счет продувки слоя. Более чистая шихта и сокращение времени пребывания в печи способствуют повышению качества жидкого металла за счет уменьшения количества неметаллических включений и газонасыщенности.

Подогрев шихты может быть осуществлен несколькими способами. Наиболее простое техническое решение – нагрев газовыми или газокислородными горелками непосредственно в рабочем пространстве печи. Однако продуть шихту на сколько-нибудь значительную глубину без организации принудительного движения газов через слой невозможно. Поэтому при использовании топливных горелок в электропечах прогреть удастся не более 10–15 % металлозавалки и ТКПД процесса не превышает 10 %.

Для нагрева кускового материала в слое наиболее эффективным способом является продувка высокотемпературными газами (фильтрация) при конвективном теплообмене. Такой режим, существующий, например, в шахтных печах, обеспечивает при нагреве

ТКПД до 65–75 %. При скоростях продувки 15–25 м/с коэффициент объемного теплообмена достигает 1,2–1,8 МВт/м³.

Наиболее привлекательным с точки зрения экономии ресурсов является использование теплоты отходящих газов. Развитием способа нагрева шихты в слое путем продувки отходящими газами можно считать шахтно-дуговые печи, в последние годы введенные в эксплуатацию на некоторых предприятиях металлургии. Шахта, в которую загружается металлозавалка, устанавливается непосредственно над сводом электродуговой печи. Газы проходят с температурой 750–1200 °С сквозь слой материала (без дожигания) и отводятся в систему дожигания СО и очистки. Шихта удерживается водоохлаждаемыми пальцами. Однако подобные агрегаты существенно сложнее и дороже традиционной электропечи и не могут использоваться в действующих цехах без капитальной реконструкции цеха и длительной остановки производства.

Наиболее надежным и наименее дорогостоящим способом предварительного нагрева шихты при электроплавке является подогрев вне печи на автономной установке, использующей природный газ или жидкое топливо. Экономический эффект при этом обуславливается двумя факторами. Во-первых, стоимость единицы тепловой энергии, полученной от сжигания природного газа в Беларуси и России, в 8–10 раз меньше, чем стоимость единицы тепловой энергии, полученной от преобразования электроэнергии. Во-вторых, ТКПД нагрева шихты за счет продувки составляет 65–75 %, что почти втрое превышает эффективность нагрева шихты в электропечах.

УП «Технолит» БНТУ совместно с кафедрой «МиТЛП» ГТУ имени П. О. Сухого предлагает технологию и установку высокотемпературного газового нагрева шихты (до $T_{\text{ср}} = 500\text{--}600$ °С) непосредственно в загрузочных бадах специальной конструкции – бадах-термосах.

Первая установка такого типа для предварительного нагрева металлозавалки при плавке стали в электродуговых печах была успешно внедрена на «Белорусском автомобильном заводе» (рис. 1). Аналогичные установки были изготовлены на РУП «МТЗ» и Гомельском литейном заводе «Центролит» (для плавки чугуна в индукционных печах), на стадии изготовления находятся установки для Могилевского металлургического и Белорусского энергомеханического заводов.

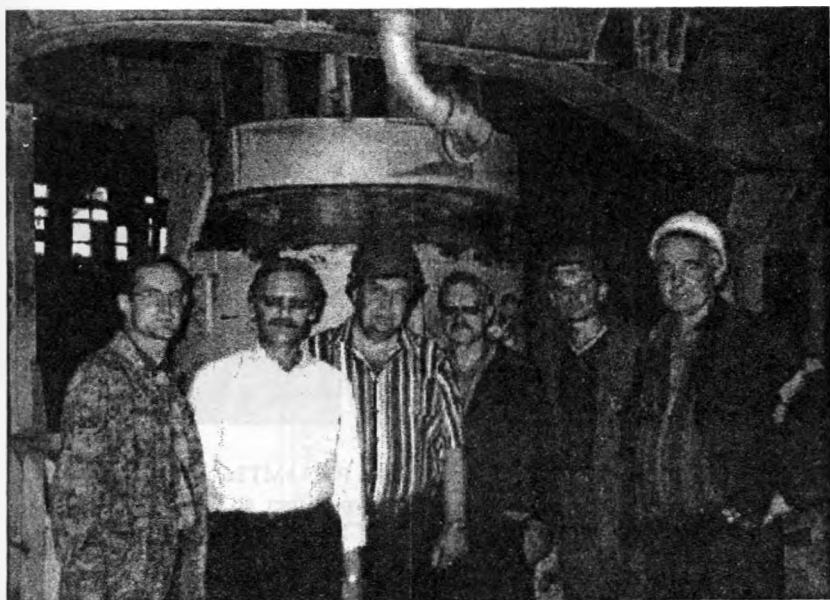


Рис. 1. Установка подогрева шихты в СЛЦ РУПП БелАЗ

По данным предприятий, внедривших эти установки, подогрев шихты до 500–600 °С обеспечивает сокращение удельных затрат электроэнергии на 150–160 кВт·ч на тонну расплава при расходе природного газа 12–14 м³ на тонну шихты, или снижение стоимости жидкого металла более чем на 10 долларов США на 1 т. При годовом производстве отливок 10000 т и выходе годного на уровне 55–60 % экономия на энергозатратах составляет около 150 тыс. долларов США, что в 2–3 раза превышает стоимость установки подогрева шихты в загрузочной корзине (бадье), иначе говоря, окупаемость установки не превышает 0,3–0,5 года в зависимости от объема производства.

В предлагаемых установках успешно решены основные проблемы нагрева кусковых материалов в ограниченных емкостях (корзинах, бадьях и т. п.): обеспечена равномерность нагрева и устранен перегрев стенок емкости (рис. 2).

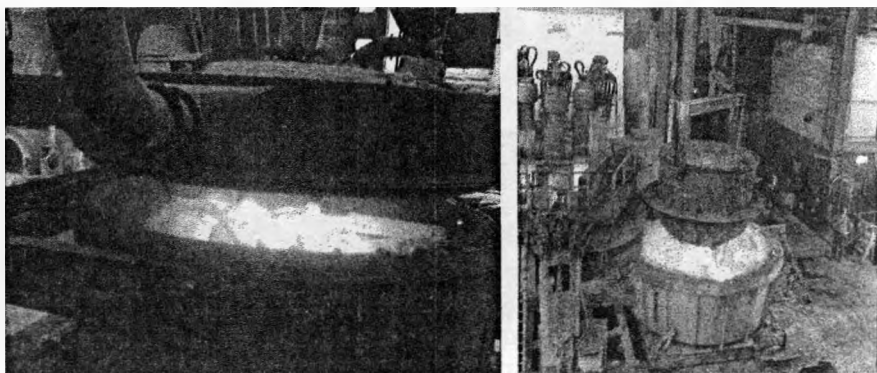
*а**б*

Рис. 2. Нагрев шихты в бадье-термосе на РУП «МТЗ»: *а* – горячая шихта в конце процесса нагрева – верхний слой разогрет до 700–800 °С, стенки бадьи имеют температуру не более 100 °С; *б* – загрузка горячей шихты в дуговую печь

Устранение перегрева корпуса загрузочной бадьи при высокотемпературном нагреве шихты достигается путем специальной доработки бадьи, в том числе установки внутри нее дополнительной обечайки с зазором 30–50 мм. По кольцевому зазору за счет организованной тяги (приток от дутьевого вентилятора, установленного на своде, и разрежение, создаваемые дымососом под бадьей) продувается холодный воздух. Для того чтобы в зазор не попадали высокотемпературные продукты горения газа, диаметр свода (крышки) делается чуть меньше, чем внутренний диаметр вставки, а зазор между сводом и поверхностью шихты (200–350 мм) перекрывается огнестойкой тканью (рис. 3).

Для уменьшения градиента температур по высоте столба шихты разработан и апробирован в промышленных условиях на установках подогрева 2 и 6 т бадей метод методического нагрева: после достижения требуемой температуры в верхних слоях шихты осуществляется ступенчатое либо плавное снижение подачи топлива, при этом соответственно уменьшаются температуры факела и верхнего слоя шихты, а теплота перераспределяется в нижележащие слои шихты.

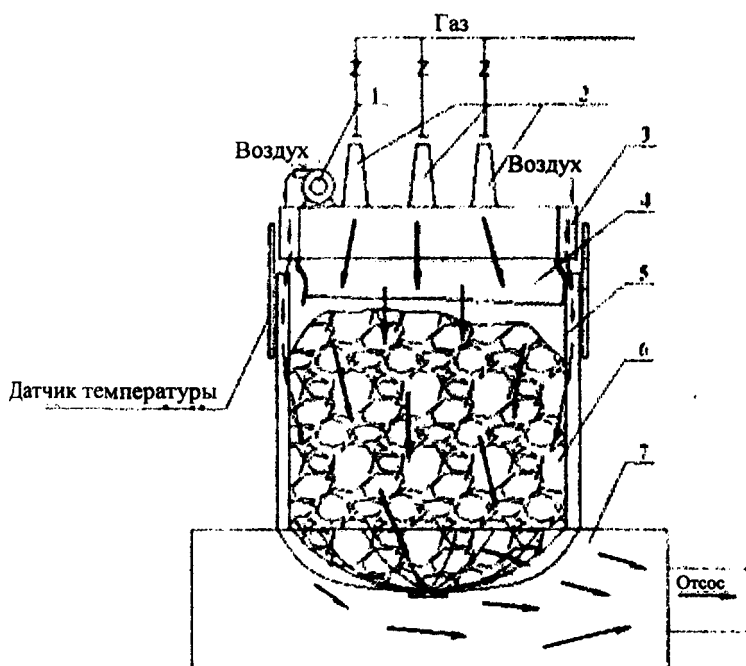


Рис. 3. Схема работы «бадь-термоса»: 1 – продувочный вентилятор; 2 – горелки; 3 – коллектор обдува; 4 – огнестойкая завеса; 5 – вставка; 6 – нагреваемая шихта; 7 – корпус стенда

Выравнивание температур по высоте слоя может быть достигнуто за счет циркуляции отходящих газов. В этом случае вместо подсосывания воздуха и разбавления продуктов горения газа, что неизбежно снижает температуру факела и температурный напор, интенсивность теплообмена и ТКПД, в установку возвращается теплота отходящих газов. При циркуляционном режиме возникает возможность не только выравнивания, но и повышения средней температуры нагрева шихты (до $T_{ср} = 600\text{--}650\text{ }^{\circ}\text{C}$), что позволяет дополнительно увеличить эффективность работы плавильных печей и экономию электроэнергии.

Помимо указанных выше экономических и технологических преимуществ предварительный высокотемпературный подогрев шихты позволяет существенно улучшить экологические параметры

плавки, условия труда и безопасность работы на электропечах, особенно при работе с «болотом».

Для топливных нагревательных и плавильных печей наиболее эффективным способом повышения КПД и снижения энергозатрат является использование вторичных энергоресурсов (ВЭР).

Большинство топливных плавильных агрегатов, используемых в Республике Беларусь, имеют тепловой КПД на уровне 35–45 %. У термических печей этот показатель находится в пределах 25–30 %, а нагревательные печи, работающие на жидком или газообразном топливе, имеют тепловой КПД всего 7–12 %. При этом энергия, не используемая в технологическом процессе, не просто рассеивается, но выбрасывается вместе с отходящими газами в атмосферу, загрязняя окружающую среду.

Существуют несколько способов утилизации ВЭР, содержащихся в отходящих газах: рекуперация, подогрев воздуха для технологических целей или отопления цеха, нагрев воды для технологических или бытовых нужд. Каждый из них имеет свои особенности и технические средства, выбор определяется экономическими показателями и конкретными заводскими условиями. В первом приближении можно считать, что с помощью воздухоподогревателей можно использовать 60–70 % теплоты отходящих газов, охладив их, таким образом, до 180–120 °С на выходе. Водоподогреватели (экономайзеры) позволяют получать даже несколько большую эффективность утилизации теплоты (до 70–75 %) и использовать низкотемпературные отходящие газы (со средней температурой 150–200 °С). Вместе с тем использование воздухоподогревателей носит сезонный характер, а установки подогрева воды требуют ресиверов, компенсирующих несинхронность подачи и потребления воды.

Использование горячего воздуха для других технологических агрегатов, например для сушки песка, предварительного нагрева заготовок, сушки стержней после покраски и т. п., предполагает параллельный режим работы и уменьшает маневренность оборудования. Как правило, в подобных случаях необходимо сохранять альтернативные источники теплоты: газовые горелки, электронагреватели и т. п.

Рекуперация (возврат) части тепловой энергии в печь – один из наиболее рациональных способов использования высокотемпературных (>700 °С) ВЭР, и, хотя КПД большинства рекуператоров не превышает 30–40 %, их использование сохраняет автономность

печной установки, обеспечивает сокращение удельного расхода топлива и позволяет существенно улучшить технологические характеристики печи.

Наиболее эффективным является объединение систем, реализующих в себе все перечисленные способы утилизации ВЭР, что позволяет довести ТКПД плавильной или нагревательной установки до 75–80 %.

Такие комплексные решения были разработаны УП «Технолит» БНТУ и кафедрой «МиТЛП» ГГТУ для нагревательных и плавильных газовых и жидкотопливных печей, а также для ваграночных установок (рис. 4). Однако внедрение таких комплексов – достаточно дорогостоящая задача, стоимость их иногда в 5–7 раз превышает стоимость самой печи. Несмотря на высокий экономический эффект и относительно небольшой срок окупаемости (12–18 месяцев), в нынешней сложной экономической ситуации немногие предприятия страны могут позволить себе строительство данных систем.

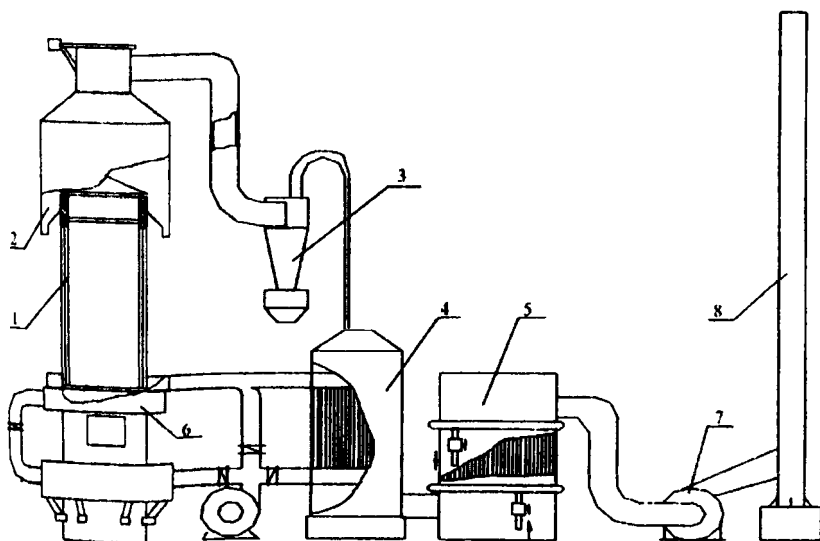


Рис. 4. Вагранка с комплексной системой использования ВЭР: 1 – встроенный радиационный рекуператор; 2 – сухой пылеуловитель; 3 – батарея циклонов; 4 – конвективный рекуператор; 5 – водоподогреватель; 6 – вагранки; 7 – дымосос; 8 – труба

Учитывая это обстоятельство, в УП «Технолит» были разработаны относительно простые, существенно более дешевые, но, тем не менее, достаточно эффективные схемы модернизации существующих плавильных и нагревательных печей.

Модернизация действующих вагранок предполагает:

- оснащение печи двухходовым радиационным встроенным рекуператором (рис. 5), который обеспечивает подогрев дутьевого воздуха до 350–450 °С;

- установку или модернизацию существующего узла дожигания, оборудование его автоматикой безопасности и системой рационального расходования газа. Такой узел дожигания обеспечивает стабильное горение отходящих ваграночных газов при мини-

мальном расходе природного газа на их поджигание, что позволяет использовать на рекуперацию энергию, содержащуюся в отходящих ваграночных газах в виде химической (скрытой) теплоты (в виде CO , H_2 и других горючих веществ);

- реконструкцию завалочного окна и системы загрузки шихты в вагранку с целью снижения подсосов воздуха и стабилизации температуры в зоне горения отходящих газов;

- автоматизацию контроля и управления работой вагранки, включая контроль уровня завалки, температурного и дутьевого режимов, что обеспечивает стабилизацию основных режимов плавки и улучшение управляемости агрегата.

Такая модернизация обеспечивает существенное повышение технико-экономических показателей ваграночной установки: ТКПД возрастает с 40–45 до 55–60 %; средний расход кокса снижается на 20–25 % – со 180–200 кг на тонну металлозавалки до

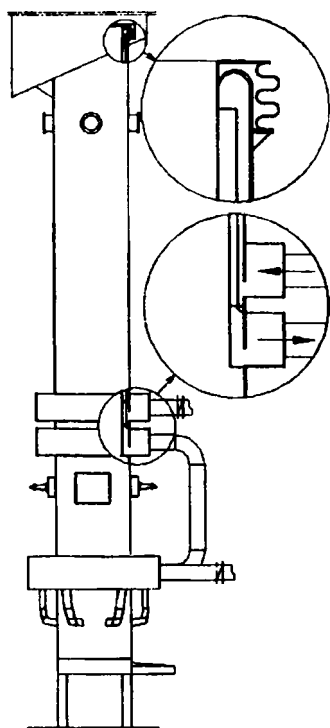


Рис. 5. Схема модернизации коксовой вагранки

130–150 кг; средний расход природного газа на узле дожигания стабилизируется на уровне 2–3 м³ на 1 т жидкого металла; температура дутьевого воздуха – 350–450 °С; температура чугуна на желобе – 1380–1420 °С; время выхода на рабочую температуру дутья – 25–35 мин.; уровень СО на выходе из печи – не более 0,015 %; уровень пыли и других вредных веществ – в пределах норм ПДВ. Кроме того, отмечается отсутствие выбросов в колошниковой зоне и улучшение условий труда.

Затраты на осуществление описанной схемы модернизации составляют примерно 50–100 тыс. долларов США в зависимости от размеров и производительности вагранки. Экономический эффект только от снижения удельного расхода кокса составляет более 10 долларов США на тонну выплавленного чугуна. При годовой программе выплавки на уровне 10000 т жидкого чугуна годовой экономический эффект составляет около 100 тыс. долларов США, причем это без учета дополнительных преимуществ, связанных с повышением качества чугуна за счет роста температуры и снижения содержания серы и других вредных примесей, переходящих в металл из кокса, снижением выбросов СО и других вредных веществ в атмосферу.

В соответствии с представленной схемой в 2003 г. была модернизирована 12-тонная вагранка на Минском автомобильном заводе, в 2005 г. – 8-тонная вагранка на Могилевском металлургическом заводе. На обеих вагранках получили свое подтверждение высокие проектные показатели роста энергетической эффективности агрегатов. Положительным опытом белорусских литейщиков уже заинтересовались многие российские и украинские предприятия, в частности «Ростсельмаш» (РФ), Макеевский литейный завод (Украина), «Кронтиф-Центр» (РФ).

При рекуперации теплоты основная задача – получить максимально высокую температуру дутья (при использовании газового или жидкого топлива это составляет примерно 400–450 °С). С этой целью в УП «Технолит» БНТУ и ГГТУ разработаны конструкции рекуператоров, адаптированных к условиям действующих цехов. Для нагревательных печей – конвективные трубчатые теплообменники из блоков (рис. 6), устанавливаемые непосредственно над лещью. После воздухоподогревателей могут устанавливаться трубчатые экономайзеры для нагрева воды до 75–85 °С. Как показывает практика использования подобных устройств, затраты на установку окупаются в течение полугода.

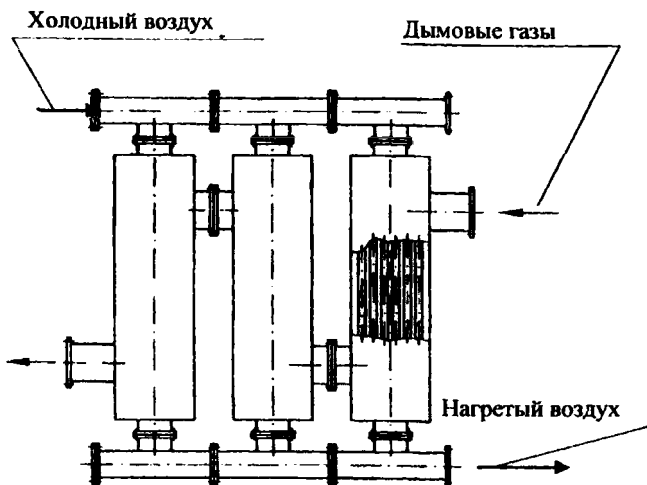


Рис. 6. Схема рекуператора, состоящего из отдельных теплообменных взаимозаменяемых блоков

Не менее важной проблемой современного промышленного производства является утилизация и вторичное использование металлоотходов (рециклинг).

Все возрастающее накопление железосодержащих отходов, удорожание энергоресурсов и шихтовых материалов, ужесточение природоохранных нормативов приводят к необходимости поиска экономичных и эффективных способов и оборудования для переработки и возврата в производство (рециклинг) металлоотходов: стружки, металлургической пыли, окалины, мелкого низкосортного скрапа, шламов, обрезков проволоки и т. п.

По ориентировочным оценкам, вновь образующиеся металлоотходы, например в Беларуси, составляют 250 тыс. т в год, в отвалах нашей страны на сегодняшний день накоплено не менее 8–10 млн т различных, в большей мере сильно окисленных металлоотходов.

Проблема утилизации железосодержащих отходов является актуальной во всем мире. Например, в РФ накоплено более 450–550 млн т металлоотходов, ежегодно образуется около 3,5 млн т, а перерабатывается только 5 % от этого количества. В то же время очевидно, что металлоотходы представляют собой ценное метал-

лургическое сырье, так как содержание основного металла в них может достигать до 75–90 %.

В мире разработан и проходит проверку в производственной практике ряд способов рециклинга, однако все они, за исключением традиционного доменного переплава, производства металлургических окатышей, находятся в лучшем случае на стадии опытно-промышленных установок многотоннажного производства.

Специфика решения этой проблемы в Республике Беларусь обусловлена наличием большого количества различных по объему источников подобных отходов, что увеличивает трудности со сбором, транспортировкой, унификацией их по видам и химическому составу и соответственно осложняет переработку и повторное использование металлоотходов. Основную долю (до 90 %) металлоотходов составляют отходы черных металлов.

Железосодержащие отходы можно разделить на две категории. Первая – стружка (чугунная и стальная), скрап, проволока и другие металлоотходы. Вторая – оксидные материалы, к которым относятся окалина, пыль систем аспирации, шламы и другие отходы, в которых железо присутствует в виде FeO , Fe_2O_3 , Fe_3O_4 .

Первая представляет собой наиболее ценное и привлекательное с точки зрения металлургии сырье, так как имеет тот же состав, что и годная продукция, т. е. марочные чугуны и стали. При сборе и смешивании подобных отходов с разных предприятий ценность этого вида сырья резко снижается из-за неопределенности химического состава. Поэтому для условий нашей страны предпочтительным решением явился бы рециклинг металлоотходов на тех же предприятиях, где они образуются, что предполагает создание эффективных и небольших по производительности установок для их переплавки.

Практика показала, что использовать традиционные плавильные печи, обслуживающие литейные цехи, для переплавки стружки нерационально.

Так, начиная с 60-х гг. прошлого столетия, велись постоянные поиски способов переплавки чугунной стружки в открытых вагранках холодного дутья. Стружка вводилась с дутьем через фурмы шнеком непосредственно в плавильную зону и в виде брикетов – с шихтой через завалочное окно. К сожалению, отрицательные результаты получены при любых способах ввода стружки в традици-

онные вагранки: увеличивается расход флюсов, растет количество шлаков, брикеты в процессе плавки (в верхней части холостой колоши) разрушаются и увеличивают выбросы пыли, снижается качество металла, повышается расход кокса.

Более перспективным является создание специализированных вагранок для переплавки брикетов из металлоотходов. Вагранки для переплава должны иметь увеличенную (до 8–10 диаметров) полезную высоту и расширенную зону подогрева (восстановительную зону). Это обеспечит увеличение времени пребывания брикетов при температуре 900–1300 °С до 20–25 мин, что достаточно для восстановления оксидов в твердом виде. Брикеты должны быть плотными, не более 30 мм по максимальному размеру и включать науглероживатели. Полученный в таких вагранках чугун можно использовать как полупродукт для применения в шихте, например индукционных или дуговых печей, как заменитель чушкового чугуна или непосредственно в жидком виде. Это дает экономию электроэнергии при плавке в электропечах печах до 100 кВт · ч/т. К настоящему времени в мире работают свыше 20 электросталеплавильных печей, использующих в шихте жидкий, в том числе ваграночный, чугун. Главная проблема переплавки стружки в вагранках – унос тонкодисперсных отходов с потоком отходящих газов.

Переплавка стружки в индукционных печах требует преодоления ряда технологических трудностей. Из-за того, что стружка плохо разогревается, существенно снижаются КПД печей и производительность. Насыпной вес стружки – около 1–2 т/м³, поэтому она всплывает и удерживается в холодном шлаке. Оксиды, вносимые стружкой, приводят к обезуглероживанию сплава, накоплению неметаллических включений, газонасыщенности и т. п. Как правило, доля стружки в шихте при индукционной плавке не превышает 10–15 %. Окалину вообще не удастся переработать в традиционных печах.

Для переработки небрикетируемой стружки возможно применение установок электрошлакового переплава (ЭШП). Использование полых электродов с засыпкой из стружки, прессованной и предварительно спеченной, позволяет эффективно переплавлять стружку без окисления, как это имеет место в других плавильных агрегатах, рафинировать сплав, пропуская его по каплям через слой активного высокотемпературного шлака, управлять химсоставом

и т. п. Преимуществом установок ЭШП являются универсальность (можно плавить чугун и любые марки стали), сравнительная дешевизна оборудования, компактность, простота управления. Существенный недостаток – высокая энергоемкость и малая производительность процесса.

Экологические параметры, как и качество металла, при электроплавке зависят от качества шихты. При использовании загрязненной, замасленной, с остатками СОЖ стружки образование и выбросы продуктов деструкции органических соединений, сажи, пыли неизбежны. Загрязнения могут составлять до 10 % от массы стружки, соответственно велики и объемы выбросов. Поэтому загрязненная стружка должна предварительно подвергаться сушке и очистке при температуре не менее 250–300 °С.

Конечно, наиболее привлекательным представляется рециклинг дисперсных металлоотходов без предварительной подготовки, брикетирования или окусковывания, что должно значительно снизить себестоимость металла, полученного из отходов. Работы в этом направлении привели к созданию систем Redsmelt, Hismelt, российской Ромелт и некоторых аналогичных. Эти системы предусматривают получение жидкого металла (чугуна или полупродукта). Однако из них лишь Ромелт основан на непосредственной переплавке дисперсных материалов. Прочие фактически на предварительных стадиях процесса осуществляют окомковывание, обжиг и частичное восстановление сырья.

Переплавление дисперсных оксидных материалов вместе с науглероживателями имеет определенные преимущества, прежде всего высокие скорости нагрева и восстановления. Однако обработка материала в слое затрудняет использование этих преимуществ: высокая плотность слоя, спекание частиц вблизи температуры плавления, необходимость использования высокотемпературных теплоносителей и, как следствие, низкий термический КПД (высокая температура отходящих газов).

Ниже рассмотрено альтернативное комплексное решение этих проблем: рециклинг дисперсных металлоотходов в специально разработанных для этого ротационных качающихся газовых или жидкотопливных печах – РКП (рис. 7). Этот тип плавильных агрегатов позволяет перерабатывать любое низкокачественное дисперсное сырье благодаря тому, что нагрев и массообмен осуществляются в

динамическом слое. В отличие от обычных барабанных печей поток газов находится в ротационной печи вдвое дольше, а при подаче закрученного завихрителем газового потока взаимодействие его с материалом может быть интенсифицировано в несколько раз при увеличении скорости вращения до 10–15 м/с против 0,5–1,5 м/с (поступательная скорость потока в барабанных печах). Благодаря возможности качания в такие печи легко загрузить шихту и слить жидкий расплав, причем полезная емкость подобных печей лимитируется только технологическими потребностями и может варьироваться от 0,1 до 5 т. Ротационные печи позволяют вести методический режим обработки как по температуре, так и по составу атмосферы в них: на первой стадии может быть реализован процесс восстановления при температурах 900–1200 °С и содержании СО около 25–35 %, на второй стадии за счет использования обогащенного дутья температура может быть поднята до 1600–1850 °С, что позволяет получить расплав и довести его до требуемой температуры. Шлак в таких печах перегрет и имеет высокую активность.

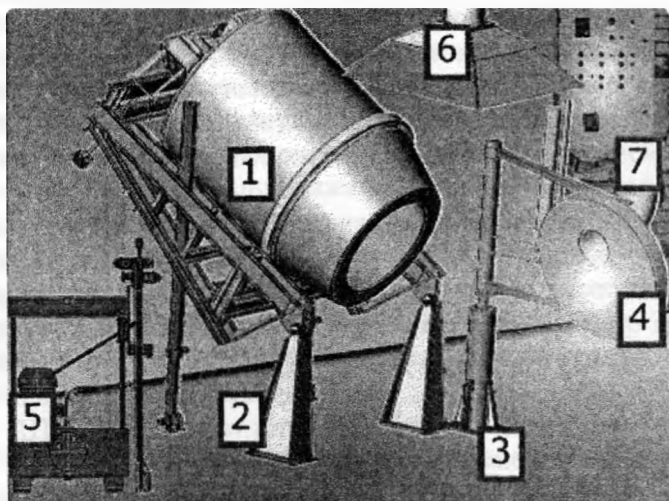


Рис. 7. Ротационная качающаяся печь: 1 – корпус печи ; 2 – качающаяся платформа; 3 – поворотная стойка; 4 – крышка печи с горелочным устройством; 5 – гидростанция; 6 – зонт отбора дымовых газов; 7 – система КИП и А с пультом управления

Печи позволяют в случае необходимости произвести доводку сплава и его рафинирование перед разливкой. Ротационные печи могут работать на жидком и газообразном топливе, а в качестве восстановителей использовать любые углеродсодержащие материалы, в том числе отходы (например, отсев кокса). Достоинством таких печей являются относительно низкие капитальные затраты и простота изготовления, удобство обслуживания и высокая степень управляемости металлургическими процессами. Печи могут использоваться для переработки как черных, так и цветных сплавов.

Первая такая печь была изготовлена в 2006 г. для получения черного свинца из окисно-сульфатного свинецсодержащего шлама (отходы аккумуляторных батарей). В декабре 2006 г. она была введена в эксплуатацию в литейном цехе ОАО «Авангард-Юнион» (г. Владимир) и подтвердила на практике свои высокие проектные характеристики: при удельном расходе 70 л жидкого топлива на 1 т расплава эта установка обеспечивает проведение всего цикла восстановления, расплавления, рафинирования за 1,5–2,0 ч. Емкость установки – 6 т по свинцу, производительность – до 3 т черного свинца в час. Рабочие температуры в печи составляют 1200–1350 °С (рис. 8). Аналогичная установка сегодня изготавливается по заказу Белорусского металлургического завода для переработки восстановления и переплавки окалина (FeO , Fe_2O_3). Продуктом плавки является чушковый чугун, ориентировочная стоимость которого в 3–4 раза ниже импортируемого доменного чугуна.

Ротационные качающиеся печи могут успешно работать для нагрева стружки перед электроплавкой (рис. 9), а также при переплаве стружки.

Стружка используется навалом, без предварительной обработки, а конечным продуктом является передельный или марочный чугун. Удельный расход природного газа (или жидкого топлива) – 70–100 м³/т (65–93 л/т). Производительность – от 0,5 до 10 т/ч. Ориентировочная стоимость таких печей (в зависимости от производительности) – 50–200 тыс. долларов США.

Изготовление технологического комплекса для переработки отходов по данной технологии может быть реализовано в условиях практически любого машиностроительного предприятия. Максимальный срок окупаемости при рациональной организации производства – не более 1 года.

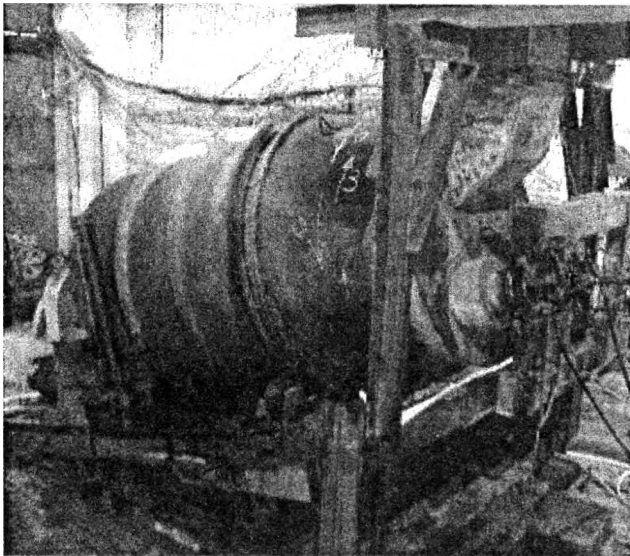


Рис. 8. Ротационная качающаяся печь для получения черного свинца из окисно-сульфатного шлама

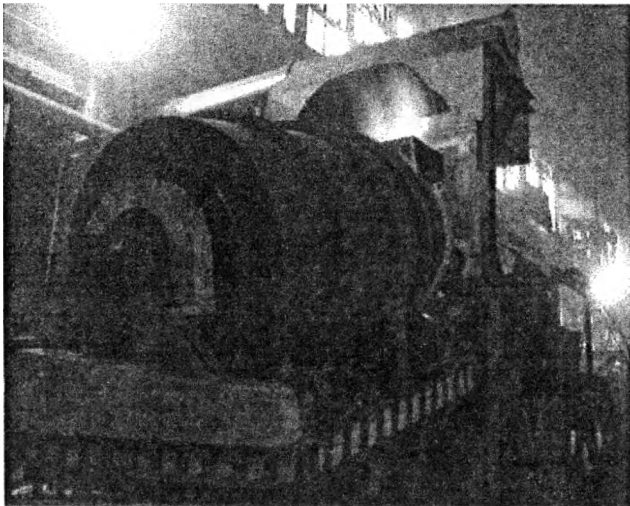


Рис. 9. Установка подогрева стружки в ЛЦ РУП «ГЛЗ “Центролит”»

Для РКП разработана низкоэнергетическая система очистки выбросов (рис. 10).

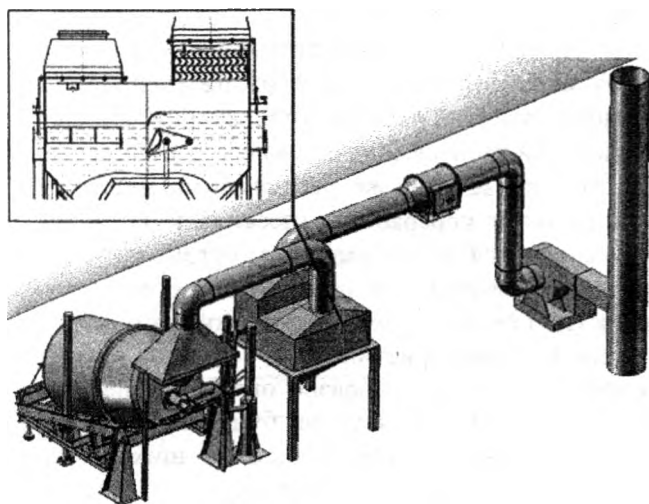


Рис. 10. Низкоэнергетическая система для очистки выбросов плавильных агрегатов в ЛЦ РУП «Белцветмет»

Эта система может быть использована для очистки выбросов плавильных агрегатов от взвешенных частиц, SO_2 , NO_x , CO . Система выгодно отличается тем, что в ней используется принцип конденсационного пылеулавливания, повышающий эффективность улавливания высокодисперсных фракций пыли, а также обеспечиваются растворение и нейтрализация газообразных веществ.

Характеристика системы: энергозатраты на очистку – $0,8-1,0 \text{ кВт} \cdot \text{ч}/1000 \text{ м}^3$; объем очищаемых газов – $6000-30000 \text{ м}^3$; эффективность очистки – остаточная концентрация, $\text{г}/\text{м}^3$: пыль – $0,08-0,15$; CO – $0,5-1,0$; SO_2 – $0,02-0,05$; NO_x – $0,02-0,04$.

Переплавка (рециклинг) железосодержащих металлоотходов в РКП может осуществляться по двум технологическим схемам в соответствии с предъявляемыми требованиями к продукции.

Первая предусматривает получение марочного чугуна для производства отливок непосредственно из металла, полученного в ротационных печах.

Вторая – получение полупродукта (шихтового материала) для последующей переплавки в существующих плавильных печах (вагранках, тигельных индукционных, электродуговых печах).

Соответственно себестоимость 1 т жидкого металла будет различной. В первом случае затраты существенно выше, так как добавляется стоимость модификаторов, науглероживателей, дополнительного количества рафинирующих добавок, топлива и кислорода (для стадий выдержки и доводки расплава, перегрева и т. п.), затраты на дополнительную зарплату, проведение экспресс-анализов металла и др.

Общие затраты на переработку (переплавку) отходов также существенно различаются в зависимости от организации и технологии плавки. При монопроцессе, т. е. при производстве чугуна для получения отливок (по I схеме) себестоимость жидкого металла является конечной (полной) характеристикой.

Во втором случае целесообразно оценить конечную себестоимость металла для отливок, которая будет складываться из себестоимости полупродукта с учетом его доли в шихте и добавленной стоимости марочного сплава, получаемого в процессе переплавки в традиционных печах.

При этом суммарная себестоимость зависит от того, по какой технологической схеме осуществляется рециклинг: двухстадийный или дуплексный процесс. При двухстадийном процессе металл, полученный в ротационных печах, разливается в чушки, определяется химсостав, составляется спецификация на партию (объем плавки, например, каждые 10–20 т металла). Затем этот материал отправляется внешнему заказчику или используется на самом предприятии в качестве замены чушкового чугуна в шихте существующих печей. Экономический эффект будет определяться и зависеть в основном от разницы в стоимости шихтовых материалов и качества получаемого марочного сплава.

При дуплекс-процессе, который целесообразен при наличии на производстве электрических плавильных печей, полученный в ротационных печах жидкий металл непосредственно используется как шихтовой материал: заливается в электропечь. Причем может применяться как 100-процентная завалка, так и частичная (до 20–25 % от общей массы заваливаемой шихты). Естественно, себестоимость при дуплекс-процессе существенно ниже, но технологическая организация сложнее.

В табл. 1, 2 представлены примерные расчеты себестоимости жидкого чугуна, получаемого в ротационных печах из стружки и окалины.

Таблица 1. Калькуляция себестоимости чушкового чугуна, получаемого в ротационных печах (на 1 т металла¹) из стружки

Статья расхода	Тыс. бел. руб. (дол. США)
1. Материальные затраты	
1.1. Сырье (шихта) (110 % от массы жидкого металла)	118 (55)
1.2. Науглероживатели ² (отходы графита, коксик, уголь, в том числе белорусские бурые угли)	11 (5)
1.3. Модификаторы ³	11 (5)
1.4. Флюсы (5–6 % от 1.1)	2,6 (1,2)
1.5. Топливо ⁴ (100 м ³ /т)	15 (7)
1.6. Кислород (~ 35–70 м ³ /т)	6,4 (3)
1.7. Огнеупоры	2,1 (1)
1.8. Электроэнергия ⁵ (10 кВт · ч/т)	2,1 (1)
2. Заработная плата (ориентировочно) (15 % от себестоимости)	48,4 (22,5)
3. Отчисления в фонд социальной защиты (7 % от себестоимости)	22,7 (10,5)
4. Амортизация основных средств (12 % годовых от стоимости основных средств)	2,1 (1,2)
5. Прочие расходы (до 25 % от себестоимости)	80,6 (37,5)
ИТОГО	322 (150)

¹Расчет выполнен на 1 т жидкого металла с учетом температуры выпуска на желобе не менее 1360 °С. Себестоимость рассчитана для второго варианта, т. е. получение шихтового материала, заменяющего импортируемый доменный чугун, стоимость которого составляет 450–500 долларов США в зависимости от марки.

²При использовании стальной и окислительной стружки – 6–10 % от 1.1.

³При выплавке марочных сплавов.

⁴Без учета затрат на стадию восстановления оксидов (с учетом этих затрат ~150 м³/т).

⁵С учетом аспирации и очистки (20 кВт – привод; 75 кВт – аспирация и очистка выбросов).

Таблица 2. Ориентировочный расчет себестоимости 1 т железоуглеродистого сплава, получаемого из окалины в ротационной плавильной печи

Статья расхода	Тыс. бел. руб. (дол. США)
1. Материальные затраты	—
1.1. Сырье (окалина) (130–140 % от массы жидкого металла)	59,9 (28,0)
1.2. Науглероживатели (отходы графита, электродов, коксик, уголь, в том числе, белорусские бурые угли) – 20–30 % от п.1.1	32,1 (15,0)
1.3. Флюсы и присадки (известняк, доломит и т. п.) (8–12 % от п.1.1)	6,4 (3,0)
1.4. Топливо ~150 м ³ /т)	48,1 (22,5)*
1.5. Кислород – 40–60 м ³	6,4 (3)
1.6. Огнеупоры	2,7 (1,25)
1.7. Электроэнергия** (10 кВт · ч/т)	2,7 (1,25)
2. Зароботная плата (ориентировочно) (15 % от себестоимости)	48,1 (22,5)
3. Отчисления в фонд социальной защиты – 35 % от п. 2	16,0 (7,5)
4. Амортизация основных средств (12 % годовых от стоимости основных средств)	18,2 (8,5)
5. Прочие расходы (до 25 %) от себестоимости	80,4 (37,5)
ИТОГО	321,0 (150,0)

*При цене на газ 150 долларов США за 1000 м³.

**С учетом аспирации и очистки (2,0 кВт – привод вращения; 1,5 кВт – привод вентилятора горелки; 6,5 кВт – аспирация и очистка выбросов).

Эти расчеты являются ориентировочными, но позволяют оценить соотношение затрат на рециклинг металлоотходов и сравнить цену получаемого полупродукта (чушкового чугуна с ценой импортируемых доменных чугунов), стоимость которых достигает сегодня 380–420 долларов США. Таким образом, широкое внедрение ротационных печей для переработки дисперсных металлоотходов позволило бы не только решить проблему их утилизации, но принесло бы ощутимый экономический эффект и в определенной степени решило растущую проблему импорта чушкового чугуна.