

## **ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА УГАР И ВЫХОД ГОДНОГО ПРИ ПЛАВКЕ СТАЛИ В ЭЛЕКТРОДУГОВЫХ ПЕЧАХ**

**С.В. КОРНЕЕВ**, канд. техн. наук, **И.А. ТРУСОВА**, д-р техн. наук  
Белорусский национальный технический университет

*В работе представлены наиболее существенные факторы, влияющие на угар и выход годного при плавке стали в электродуговых печах, относящиеся как к физическим процессам тепло- и массопереноса, так и к технологическим параметрам процесса. Приведены рекомендации по увеличению выхода годного металла при плавке стали в электродуговых печах.*

**Ключевые слова:** угар стали, выход годного металла, электродуговые печи.

## **FACTORS AFFECTING THE WASTE AND YIELD OF STEEL SUITABLE FOR MELTING IN ELECTRIC ARC FURNACES**

**S.V. KORNEEV**, Ph. D in Technical Science, **I.A. TRUSOVA**,  
Dr. of Engineering Sciences, Professor  
Belarusian National Technical University

*The paper presents the most significant factors influencing loss and yield of steel suitable for melting in electric arc furnaces, related to both the physical processes of heat and mass transfer, and the technological parameters of the process. Recommendations are given for increasing the yield of suitable metal when melting steel in electric arc furnaces.*

**Keywords:** loss of steel, yield of suitable metal, electric arc furnaces.

В процессе производства стали на пути от исходных материалов к готовой продукции неизбежны потери. Это относится и к процессу выплавки стали в электродуговых печах. Анализ затрат на производство свидетельствует о том, что на себестоимость готового металла оказывают влияние как сама величина угара металла и выхода годного металла, так и составляющие этого угара, а кроме того стоимость отдельных компонентов металлозавалки.

Угар металлошихты можно разделить на несколько составляющих: угар железа с попаданием оксидов в шлак; угар железа с попаданием оксидов в пыль; угар элементов металлошихты за исключением железа; переход оксидов и других соединений из металлошихты в шлак (физически к угару не относится, но влияет на выход годного, особенно при большой загрязненности металлошихты).

Рассмотрим зависимость скорости испарения железа из расплавов железо-углерод. В работе [1] приведены данные о влиянии содержания углерода на скорость испарения железа при различных температурах. Приведенные данные можно представить в другом виде, а именно как зависимость скорости испарения от температуры (рисунок 1).

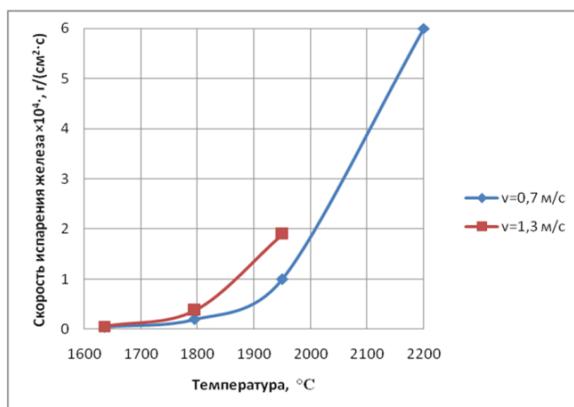


Рисунок 1 – Скорость испарения железа в зависимости от температуры при различных скоростях газа

Также в работе [1] приведены данные, свидетельствующие о том, что скорость окисления железа более чем в 2,5 раза выше при содержании кислорода в газе около 20 % против 10 %.

Как следует из литературных данных, наибольшее влияние на угар железа в пыль путем его испарения имеет температура. В свою очередь температура расплава существенно зависит от технологических параметров плавки, поэтому было проведено моделирование взаимодействия дуг с металлической ванной расплава.

Для моделирования рассмотрена ванна расплава с размерами, характерными для 100-т печи с диаметром зеркала 6 м и максимальной глубиной 1,5 м в центре подины. Начальная температура расплава принята на уровне 1600 °С. Рассматривали задачу нагрева ванны в течение 5 мин от дуг (при задании в дугах источников тепловыделения) и решение задач теплопроводности и радиационного теплообмена.

Было рассмотрено множество вариантов, отличающихся параметрами дуг и заданными виртуальными коэффициентами теплопроводности жидкого металла (от 100 Вт/(м·К) до 30 кВт/(м·К)).

Результаты моделирования показывают, что при отсутствии интенсивной циркуляции (перемешивания) металла температурный градиент достигает больших значений, а температура металла в зоне дуг будет способствовать значительному испарению металла.

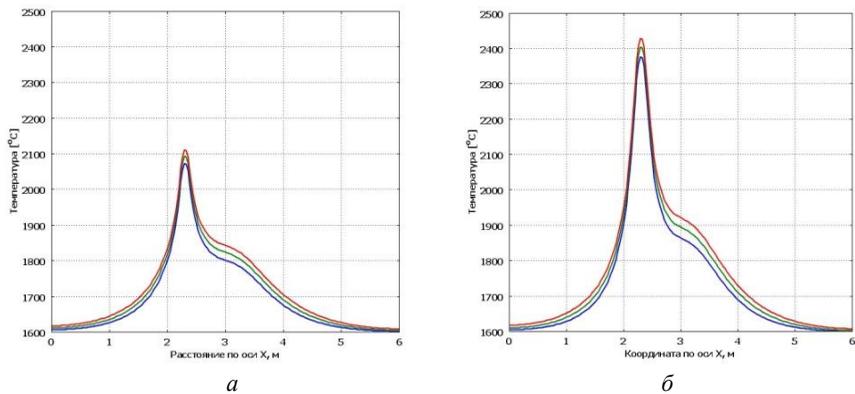
Наиболее высокие значения виртуальных коэффициентов теплопроводности в жидком металле достигаются при интенсивном кипении ванны расплава. Анализ литературных данных и производственного опыта показал, что в настоящее время недостаточно данных по исследованию перемешивания расплава на различных этапах процесса плавки. Также затруднительно определить точную долю вклада электромагнитного перемешивания в зоне горения дуг, естественной конвекции и перемешивания газами, что свидетельствует о том, что необходимы фундаментальные исследования с учетом совместного действия этих процессов.

Отметим, что замена подхода с виртуальными коэффициентами теплопроводности в жидком расплаве решением задач гидродинамики на современном этапе развития вычислительных средств, по всей видимости, для данного случая нецелесообразна, однако позволит получить ценные сведения для более простых (частных) случаев.

На рисунках 2 и 3 представлены примеры результатов моделирования нагрева расплава при различных подходах к вводу мощности:

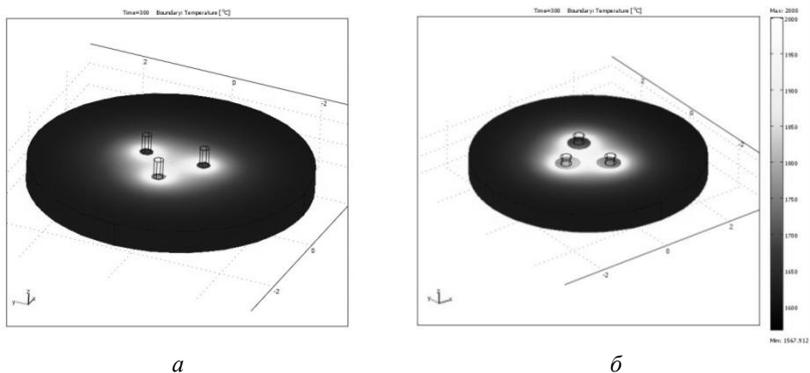
Вариант 1 – Длинные дуги (длина 0,4 м; диаметр 0,2 м), суммарная мощность тепловыделения трех дуг 75 МВт, виртуальный коэффициент теплопроводности жидкого металла равен 20000 Вт/(м·К);

Вариант 2 – Короткие дуги (длина 0,2 м; диаметр 0,283 м), суммарная мощность тепловыделения трех дуг 75 МВт, виртуальный коэффициент теплопроводности жидкого металла равен 20000 Вт/(м·К).



*а* – вариант 1; *б* – вариант 2

Рисунок 2 – Температура ванны на глубине 5 см от поверхности по диаметру ванны



*а* – вариант 1; *б* – вариант 2

Рисунок 3 – Распределение температуры по поверхности ванны

Из рисунков 2 и 3 следует, что переход в заключительный период плавки на более короткие дуги с целью снижения излучения на водоохлаждаемые панели приводит к увеличению неравномерности разогрева ванны и большому перегреву металла в зоне возле дуг. С 2000-х годов наметилась тенденция работы на более длинных дугах.

гах и в заключительный период плавки. Использование более длинных дуг и соответственно уменьшение величин токов также способствует снижению тепловых потерь в короткой сети, однако требует стабильной работы системы вспенивания шлака для исключения перегрева водоохлаждаемых панелей корпуса и снижения тепловых потерь с охлаждающей водой.

Отметим, что в реальных условиях плавки при испарении металла в зонах высокотемпературного перегрева металла будет наблюдаться некоторое снижение температуры за счет большого теплопоглощения при испарении металла. Например, в работе [2] представлена оценка энергии, требующейся на расплавление и испарение металла, которая показывает, что при испарении железа (угар 15 %) энергия, затрачиваемая на испарение, более чем в 3,5 раза превышает энергию плавления. Далее эта энергия частично возвращается при конденсации железа в рабочем пространстве печи. Также в работе [2] показано, что при температуре 2031 К давление насыщенного пара железа составляет 0,75 мм рт. ст., при 2371 К – 15 мм рт. ст., а при 3023 К – 750 мм рт. ст. Это также свидетельствует о том, что необходимо поддерживать нулевое избыточное давление на уровне порога путем стабильного регулирования отсоса газов из печи.

В работе [3] рассмотрена другая проблема снижения угара железа – оптимизация работы газокислородных горелок, а в частности продолжена дискуссия о рациональной форме рабочего пространства печи и расположения распада электродов, а также расположения горелок в рабочем пространстве.

В работе [4] затронуты вопросы влияния болота, скорости плавления отдельных кусков металлошихты и перемешивания расплава на угар металла. В частности, отмечается снижение угара при использовании оптимального количества болота.

Для снижения угара металла на этапе проплавления дугами коллодцев необходимо, чтобы время контакта дуг с металлом было ограничено. Этого можно достичь, располагая в верхней части заварки лом с малыми размерами кусков, но предварительно уплотненный, работая на длинных дугах. Ограничением длины в данном случае является структура металлошихты, т.е. дуга может погаснуть при больших промежутках между отдельными кусками, поэтому характеристики лома играют большую роль на этапе проплавления.

При горении дуг на жидкую ванну процесс относительно стабилен и длина дуг ограничивается излучением на внутреннюю поверхность водоохлаждаемого корпуса и свода печи. В этой связи огромную роль играет технология вспенивания шлака, которая позволяет значительно снизить долю излучения, падающего на ограждающие конструкции.

Интенсивное перемешивание наблюдается в процессе кипения ванны при окислении углерода и всплывании пузырьков  $\text{CO}$ , что происходит достаточно бурно и хаотично (рисунок 4).



Рисунок 4 – Изображение кипения стали

В более ранний период в расплаве присутствует твердый металл, который плавится и способствует охлаждению ванны. Поэтому еще одним объектом внимания должна стать продувка ванны инертным газом (аргоном), которая используется в современных высокомоощных электродуговых печах.

Проведенные исследования выявили наиболее существенные факторы и позволили определить некоторые рекомендации для снижения угара металла.

К условиям, необходимым для уменьшения испарения металла, относят: снижение температуры металла в зоне взаимодействия его с дугами; уменьшение времени контакта дуг с кусками металлошихты; снижение скорости газа.

Условия, необходимые для уменьшения окисления металла, включают: снижение температуры; создание нейтральной атмосферы; уменьшение скорости газа.

Таким образом, для снижения угара металла необходимо обеспечить уплотнение легковесного лома и располагать его в зоне дуг в верхней части завалки. При этом работу необходимо осуществлять

на длинных дугах. Необходимо максимально использовать технологию вспенивания шлака и поддерживать более высокое напряжение и длину дуг. Также большое значение имеет подача охладителей в зону дуг на протяжении всего процесса плавки с необходимой частотой (скоростью подачи). В качестве охладителей можно использовать брикеты, окатыши, известь и другие материалы. При этом целесообразно провести расчеты наиболее оптимальных вариантов их подачи в зону дуг.

До начала кипения ванны следует использовать более интенсивную продувку ванны аргоном, при этом для повышения эффективности процесса следует использовать более углубленную центральную часть подины.

Для создания нейтральной атмосферы в зоне дуг следует использовать углеродсодержащие брикеты, что будет способствовать снижению угара и снижению расхода электродов.

Для снижения скорости газа требуется уделить внимание поддержанию давления в печи и герметизации отдельных элементов.

Представленные выше рекомендации следуют из анализа физических процессов, происходящих при плавке металла, однако следует также учитывать и другие факторы, связанные с характеристиками используемой металлошихты и требованиями к сплаву, который необходимо получить.

Для выплавки различных марок стали используются определенные варианты шихтовки, что приводит к различиям в выходе годного металла. Однако между самими плавками с одинаковой шихтовкой также наблюдается большой разброс, связанный как с нестабильностью состава, так и с нестабильностью геометрических характеристик металлошихты. Кроме того, при расчете выхода годного возможна погрешность, связанная с определением массы болота.

Также затрудняет анализ наличие в амортизационном ломе пластмасс, резины и другого мусора.

В таблице 1 представлены средние значения химического состава различных категорий металлошихты, полученные в результате статистического анализа химического состава металлошихты, использовавшейся на ОАО БМЗ в различные годы.

Таблица 1 – Средний химический состав некоторых видов металлошихты, %

Материалы	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu
Чугун передельный НЛМК	4,3	0,5	0,27	0,043	0,042	0,02	0,03	0,04
Лом категории А	0,27	0,6	0,66	0,04	0,04	0,25	0,2	0,28
Лом категории А (пакеты)	0,27	0,7	0,66	0,04	0,04	0,22	0,2	0,3
Лом категории А (ж/д лом)	0,6	0,3	1,22	0,04	0,04	0,02	0,03	0,05
Лом категории АК (пакеты)	0,04	0,016	0,21	0,011	0,016	0,02	0,03	0,03
Лом категории А (КЧ) (пакеты)	0,04	0,02	0,02	0,011	0,016	0,02	0,02	0,02
Лом категории А (К) (штамповка)	0,04	0,02	0,02	0,011	0,016	0,02	0,02	0,02
Лом категории А (оборотный)	0,15	0,21	0,61	0,02	0,02	0,088	0,08	0,15
Лом категории А(КЧ) (оборотный)	0,75	0,21	0,55	0,005	0,009	0,05	0,05	0,05
Лом категории Б1, Б2, Б3	0,5	0,3	1,0	0,03	0,03	1,2	0,1	0,2
Лом категории Б5	0,18	0,25	0,46	0,02	0,02	1,0	2,5	0,2
Лом категории Б8, Б13	0,5	1,0	1,0	0,02	0,02	1,0	0,8	0,15
Окатыши металлизированные	1,08	0	0	0,011	0,01	0,004	0,003	0,003
Пакеты ВАЗ	0,10	0,03	0,30	0,01	0,02	0,04	0,04	0,04
Кордовые отходы	0,73	0,20	0,50	0,01	0,01	0,03	0,03	0,04
Железнодорожные рельсы	0,68	0,24	0,91	0,02	0,029	0,04	0,05	0,07

При расчете состава металла в завалке определяли суммарную массу каждого  $i$ -го элемента в используемой металлошихте и в оставляемом болоте. Определив суммарную массу каждого  $i$ -го элемента металлошихты, определяли процент каждого  $i$ -го элемента.

Угар отдельных элементов металлошихты можно определить двумя способами:

1. По данным о среднем содержании отдельных элементов в различных видах металлошихты рассчитывается средний состав. По результатам взятия пробы химического состава металла угар рассчитывается как разность между средним значением элемента в металлошихте и в пробе металла.

Данный способ не позволяет разделить угар элементов на угар с переходом оксида в шлак и угар с переходом оксида в пыль в систему газоочистки.

2. По отобраным пробам химического состава шлака также можно определить массу каждого окислившегося элемента.

Массы элементов, перешедших в шлак после их окисления, определяют по формуле:

$$m_{\text{э}}^{\text{ш}} = R_{\text{окс}}^{\text{ш}} \cdot \frac{M_{\text{окс}}}{M_{\text{э}}} \cdot m_{\text{ш}} / 100, \quad (1)$$

где  $R_{\text{окс}}^{\text{ш}}$  – процентное содержание оксида в шлаке;  $M_{\text{окс}}$  – молекулярная масса оксида;  $M_{\text{э}}$  – атомная масса элемента;  $m_{\text{ш}}$  – масса шлака.

При расчетах необходимо учесть оксиды, загруженные в печь в процессе плавки. Аналогичным образом по составу пыли определяются элементы, попавшие после окисления в пыль.

Недостатком данного способа является недостаточно точное определение количества элементов, перешедших при окислении в пыль, так как в отличие от проб шлака состав пыли и ее количество можно определить, как средние за большое количество плавов.

Используя данные, полученные по двум методам определения угара в 100-т дуговой сталеплавильной печи № 3 ОАО БМЗ, авторами и другими сотрудниками НИЛ ТТМП БНТУ были определены усредненные значения угара элементов из металлошихты (таблица 2).

Таблица 2 – Средние значения угара отдельных элементов из металлошихты

Элемент	C	Mn	Si	Cr	P	S
Угар, %	75	80	99	47	77	24

Суммарное содержание железа в шлаке и пыли  $\sum m_{\text{Fe}}^{\text{ш+п}}$  определяется по формуле, кг:

$$\sum m_{\text{Fe}}^{\text{ш+п}} = m_{\text{Fe}}^{\text{ш}} + m_{\text{Fe}}^{\text{п}}. \quad (2)$$

По пробам шлака было определено содержание железа в шлаке на плавку в зависимости от массы шлака:

$$m_{\text{Fe}}^{\text{ш}} = \frac{0,778 \cdot m_{\text{ш}} \cdot (\% \text{FeO})_{\text{ш}}}{100}, \quad (3)$$

где  $m_{\text{Fe}}^{\text{ш}}$  – содержание железа в шлаке (в виде оксида), кг;  $(\% \text{FeO})$  – содержание FeO в шлаке.

Среднее содержание FeO в шлаке составило 21,9 %, средняя масса железа перешедшего в шлак – 1,8 тонны, а средний угар 1,5 %.

Содержание железа в пыли  $m_{\text{Fe}}^{\text{п}}$  определяется по формуле:

$$m_{\text{Fe}}^{\text{п}} = \frac{m_{\text{п}} \cdot (\% \text{Fe}_{\text{общ}})_{\text{п}}}{100}, \quad (4)$$

где  $m_{\text{п}}$  – масса пыли, кг/т.

Анализ заводских данных ОАО БМЗ за различные годы показал, что общее содержание железа в пыли изменялось от 39 до 20 %. От одной сталеплавильной печи образуется более 7000 т пыли в год. Удельный показатель пылеобразования для расчетов можно принять 8,2 кг/т годной стали.

С учетом этого количество железа в пыли:

$$m_{\text{Fe}}^{\text{п}} = \frac{8,2 \cdot (39 \dots 20)}{100} = 3,2 \dots 1,64 \text{ кг/т или } 0,32 \dots 0,16 \text{ \%}.$$

Суммарный угар железа составил, %:  $\sum m_{\text{Fe}}^{\text{ш+п}} = 1,5 + 0,27 = 1,77$ .

Значения расходного коэффициента металлошихты определяется расходными коэффициентами конкретных видов металлошихты с учетом их доли в металлозавалке. Некоторые значения расходных коэффициентов представлены в таблице 3. Наибольшее значение расходного коэффициента характерно для металлизированных окатышей и в первую очередь связано с большим количеством оксидов (преимущественно  $\text{SiO}_2$ ), содержащихся в окатышах и переходящих

в шлак в процессе плавки, а также повышенным содержанием углерода.

Технологические приемы позволяют в некоторых пределах влиять на расходные коэффициенты металлозавалки.

В работе [5] представлены данные по влиянию массы болота на расходный коэффициент металлошихты. В частности, показано, что увеличение количества болота снизило как расходный коэффициент, так и содержание фосфора в металле при том же количестве оксида фосфора в шлаке.

Таблица 3 – Средние значения расходных коэффициентов  $K_i$  для некоторых видов металлошихты

Наименование категории	Значение $K_i$
Чугун переделный НЛМК	1,073
Лом категории А	1,049
Лом категории А (ж/д лом)	1,047
Лом категории А (К) (пакеты)	1,031
Лом категории А (оборотный)	1,040
Лом категории Б1, Б2, Б3	1,055
Окатыши металлизированные	1,136

В работе [6] получено подтверждение о положительном влиянии увеличения доли шредерованного (измельченного) лома на снижение расходного коэффициента металлошихты.

Отметим, что сами по себе расходные коэффициенты не свидетельствуют о преимуществах использования того или иного вида металлошихты, так как их необходимо рассматривать в совокупности с ценой и технологической и энергетической ценностью.

В работе [7] приведены данные о расходных коэффициентах и выходе годного при различной шихтовке 100-т электродуговых печей ОАО БМЗ и других заводов, а также условные затраты на различные виды металлошихты при выплавке рядовых марок. Показано, что, несмотря на повышенный угар таких видов металлошихты как стружка, затраты при ее использовании могут быть снижены на 7–8 % за счет ее цены [7].

Угар отдельных элементов металлошихты в основном определяется активностью FeO и температурой. Активность FeO в свою очередь помимо концентрации FeO существенно зависит от основности шлака.

Для снижения угара отдельных компонентов могут использоваться свои подходы. Например, известно [8], что существует зависимость между угаром Cг металлошихты и остаточным содержанием P в жидком металле на выпуске. Чем ниже остаточное содержание P, тем выше угар Cг металлошихты.

Для многих плавок глубокая дефосфорация нецелесообразна в связи с тем, что допускаемый предел (нормативные требования для данной марки стали) по содержанию P в металле ограничивается более высокими значениями. Таким образом [8], угар Cг можно уменьшить при условии, что количество P в металле будет находиться на более высоком уровне.

По данным [9] возможный угар железа при содержании углерода  $\approx 0,02$  % на выпуске металла из печи может составить 10 % и выше.

Производственные данные показывают, что минимальному содержанию углерода на выпуске соответствует максимальное значение угара металлошихты, поэтому необходимо для вспенивания шлака дополнительно использовать науглероживатель, вдуваемый в расплав.

Таким образом, проведенные исследования позволили определить наиболее существенные факторы, относящиеся как к физическим процессам тепло- и массопереноса, так и к технологическим параметрам процесса.

### Список литературы

1. **Свяжин, А.Г.** Механизм образования пыли при производстве стали / А.Г. Свяжин // Сталь. – 1999. – № 12. – С. 78–81.

2. **Бикеев, Р.А.** Угар металла и тепломассоперенос в рабочем пространстве сверхмощных дуговых сталеплавильных печей / Р.А. Бикеев, В.С. Чередниченко, М.Г. Кузьмин // Электromеталлургия. – 2014. – № 3. – С. 12–17.

**3. Выймов, С.В.** О снижении угара железа в дуговых сталеплавильных печах / С.В. Выймов, В.П. Карасев // *Электротехнология*. – 2014. – № 10. – С. 9–13.

**4. Угар** металла и нагрев шихты в расплаве в дуговых электропечах / В.А. Сериков [и др.] // *Электротехнология*. – 2015. – № 9. – С. 2–8.

**5. Стеблов, А.Б.** Работа электродуговой сталеплавильной печи с жидким остатком металла / А.Б. Стеблов // *Литье и металлургия* (82). – 2016. – С. 66–71.

**6. Стеблов, А.Б.** Эффективность работы электродуговой плавильной печи от качества шихты / А.Б. Стеблов // *Литье и металлургия*. – 2016. – № 3. – С. 58–62.

**7. Стеблов, А.Б.** Пути снижения затрат при выплавке стали / А.Б. Стеблов, А.В. Матейко, Э.А. Стеблова // *Металлург*. – 2006. – № 11. – С. 47–50.

**8. Воскобойников, В.Г.** Общая металлургия: Учебник для вузов – 4-е изд., перераб. и доп. / В.Г. Воскобойников, В.А. Кудрин, А.М. Якушев. – М.: Металлургия, 1985. – 480 с.

**9. Бигеев А.М.** Математическое описание и расчеты сталеплавильных процессов. Учебное пособие для вузов. – М.: Металлургия, 1982. – 160 с.

## References

**1. Svyazhin, A.G.** *Mekhanizm obrazovaniya pyli pri proizvodstve stali* [Dust generation mechanism in steelmaking] // *Stal' = Steel*. – 1999. – No. 2. – P. 78–81.

**2. Bikeev, R.A.** *Ugar metalla i teplomassoperenos v rabochem prostranstve sverhmoshchnyh dugovyh staleplavil'nyh pechej* [Metal waste and heat and mass transfer in the working space of heavy-duty steel-arc furnaces] / R.A. Bikeev, V.S. Cherednichenko, M.G. Kuz'min // *Elektrometallurgiya = Electrometallurgy*. – 2014. – No. 3. – P. 12–17.

**3. Vyjmov, S.V.** *O snizhenii ugara zheleza v dugovyh staleplavil'nyh pechah* [Reduction of iron waste in arc steel-making furnaces] / S.V. Vyjmov, V.P. Karasev // *Elektrometallurgiya = Electrometallurgy*. – 2014. – No. 10. – P. 9–13.

**4. Ugar metalla i nagrev shihty v rasplave v dugovyh elektropechah** [Metal waste and heating of the charge in the melt in electric arc furnaces] / V.A. Serikov [et al.] // *Elektrometallurgiya = Electrometallurgy*. – 2015. – No. 9. – P. 2–8.

**5. Steblov, A.B. Rabota elektrodugovoj staleplavil'noj pechi s zhidkim ostatkom metalla** [Operation of an electric arc steelmaking furnace with a liquid metal residue] / A.B. Steblov // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy* (82). – 2016. – P. 66–71.

**6. Steblov, A.B. Effektivnost' raboty elektrodugovoj plavil'noj pechi ot kachestva shihty** [The efficiency of the electric arc melting furnace on the quality of the charge] / A.B. Steblov // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy*. – 2016. – No. 3. – P. 58–62.

**7. Steblov, A.B. Puti snizheniya zatrat pri vyplavke stali** [Ways to Reduce Steel Smelting Costs] / A.B. Steblov, A.V. Matejko, E.A. Steblova // *Metallurg = Metallurgist*. – 2006. – No. 11. – P. 47–50.

**8. Voskobochnikov, V.G. Obshchaya metallurgiya: Uchebnik dlya vuzov – 4-e izd., pererab. i dop.** [General metallurgy: Textbook for universities - 4th ed., Revised. and add.] / V.G. Voskobochnikov, V.A. Kudrin, A.M. Yakushev. – Moscow: Metallurgiya Publ., 1985. – 480 p.

**9. Bigeev A.M. Matematicheskoe opisanie i raschety staleplavil'nyh processov. Uchebnoe posobie dlya vuzov** [Mathematical description and calculations of steelmaking processes. Textbook for universities.]. – Moscow: Metallurgiya Publ., 1982. – 160 p.

*Послупила 20.07.2020*

*Received 20.07.2020*