

УДК 669.18

В. В. Попов, В. Г. Лисиенко

ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет

имени первого Президента России Б.Н. Ельцина»,

Институт радиоэлектроники и информационных технологий – РтФ,

кафедра «Автоматика», г. Екатеринбург, Россия

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ РЕСУРСОВ ПРИ ВЫПЛАВКЕ ЛЕГИРОВАННОЙ И НЕЛЕГИРОВАННОЙ СТАЛИ АЛЬТЕРНАТИВНЫМИ МЕТОДАМИ

Аннотация

Новые способы выплавки легированных и нелегированных высококачественных сталей неизбежно сталкиваются с задачей эффективного использования необходимых энергоресурсов. Например, в способе прямое легирование ванадием (ЛП-В) стояла задача сокращения угля, кислорода в агрегате процесса жидкофазного восстановления (ПЖВ), не только с точки зрения возможного снижения энергоемкости, но прежде всего с точки зрения снижения примесей фосфора и серы в получаемом полупродукте. Определяющей составляющей эффективности металлургического производства является также экологическая сторона. Другими словами, была необходима оценка величины вредных выбросов, а также величины выбросов парниковых газов.

Таким образом, эффективный подход к использованию энергоресурсов заключается в том, чтобы снизить энергоемкость металлургического производства, снизить содержание вредных примесей серы, фосфора, цветных металлов в стали, а также по возможности улучшить экологические показатели производства.

В данной статье проведена оценка эффективности новых схем выплавки сталей. При этом первая схема прямое легирование ванадием с использованием электронагрева в ПЖВ (ЛП-Э) направлена на выплавку легированной ванадием стали (высокопрочная высококачественная сталь для труб 09Г2Ф большого диаметра). А вторая представляет собой способ выплавки нелегированной конструкционной стали.

Ключевые слова: выплавка стали, легирование стали ванадием, ПЖВ, сквозной энерго-экологический анализ, металлизированные окатыши, дефосфорация чугуна, технологическое парниковое число, оценка эффективности металлургических производств, восстановительный газ.

Процесс прямое легирование (ЛП) является альтернативным бескоксовым способом переработки ванадийсодержащих титаномагнетитовых руд. Основные преимущества указанного процесса: бескоксовость и безотходность, что достигается за счет использования на стадии выплавки сталей продуктов, полученных на предыдущих стадиях (полупродукта печи

ПЖВ и металлизированных окатышей ШП). Однако осталась проблема сравнительно высокого содержания фосфора в сталях и рационализации использования топливных ресурсов и шихтовых материалов.

Соответственно для улучшения качества легированного металла, снижения выбросов сернистых газов в атмосферу при прямом легировании сталей и сплавов и увеличения производительности установки в агрегат ПЖВ был введен электронагрев как дополнительный источник энергии для нагрева и расплава шихтовых материалов. Схема была названа: Способ бескоксовой переработки рудного сырья с получением легированной ванадием стали [1].

Усовершенствованная схема состоит из тех же трех основных агрегатов – агрегат ПЖВ (газификатор), шахтная печь (ШП) и электродуговая печь (ЭДП). В газификаторе происходит получение горячих восстановительных газов и чугуна, при температуре 850–1050 °С путем газификации угля. В ШП идет загрузка сырья (окисленные окатыши) и подача горячих восстановительных газов и последующая металлизация окатышей. В ЭДП происходит плавка металлизированного сырья с получением легированной ванадием стали.

Однако необходимая температура в газификаторе поддерживается путем дополнительного электрического нагрева, заменяющего часть расхода угля, причем соотношение расхода электроэнергии и угля составляет до 2,3 к 1. Таким образом, уголь используется только для восстановления, а не для нагрева и расплава шихтовых материалов.

Процесс газификации для получения восстановительного газа для целей металлизации сырья осуществляется в газификаторе, работающем таким образом на двух источниках энергии – электрической и энергии угля. Углесодержащие материалы используются лишь для получения восстановительного газа и восстановления исходных рудных материалов.

Расчеты показывают [2], что в тепловом балансе газификатора горячих восстановительных газов, работающего в смешанном режиме, 75 % подводимой энергии отводится на нагрев и плавление исходных материалов (рудный концентрат, уголь, флюсы) и переходит в теплосодержание, а остальная часть энергии расходуется на получение восстановительных газов и восстановление металла из рудных материалов (эндотермические реакции). Таким образом, до 75 % подводимой энергии заменено на электрическую энергию. При этом расход угля сокращается до 75 %, и соответственно уменьшается содержание серы и фосфора в восстановительном газе и чугуне.

В частности, при содержании пентаоксида фосфора P_2O_5 в угле 0,1 % его содержание в металле без использования электроэнергии составляет в среднем 0,05–0,1 %, а с использованием электрической энергии в количестве 15 % по теплу содержание фосфора в металле снизится и составит примерно 0,015–0,03 %.

Усовершенствованная схема ЛП–Э* представлена на рис. 1.

Расчет и оценка парниковых выбросов способа бескоксовой переработки рудного сырья с получением легированной ванадием стали

Для расчета парниковых выбросов от данного металлургического процесса выплавки легированной стали необходим расчет количества углерода на входе и выходе каждого агрегата технологической цепочки.

Например, расчет массы С на входе ($M_{ВхС}$) и выходе ($M_{ВыхС}$) ПЖВ

* ЛП-Э – усовершенствованный процесс ЛП с заменой кислородного дутья верхних фурм в агрегате ПЖВ электроэнергией за счет замены агрегата ПЖВ на электрогазификатор ПЖВ

$$M_{\text{вхС}} = M_{\text{УГОЛЬС}}$$

$$M_{\text{выхС}} = M_{\text{чугунС}} + M_{\text{ГВГСО}} + M_{\text{шлакС}}$$

Величина выброса С, Ψ, рассчитывается разностью величины С на входе и выходе печи: $\Psi_1 = M_{\text{вхС}} - M_{\text{выхС}} = 332 - 332 = 0 \text{ кг}$.

Аналогично для агрегатов шахтной печи и дуговой печи.

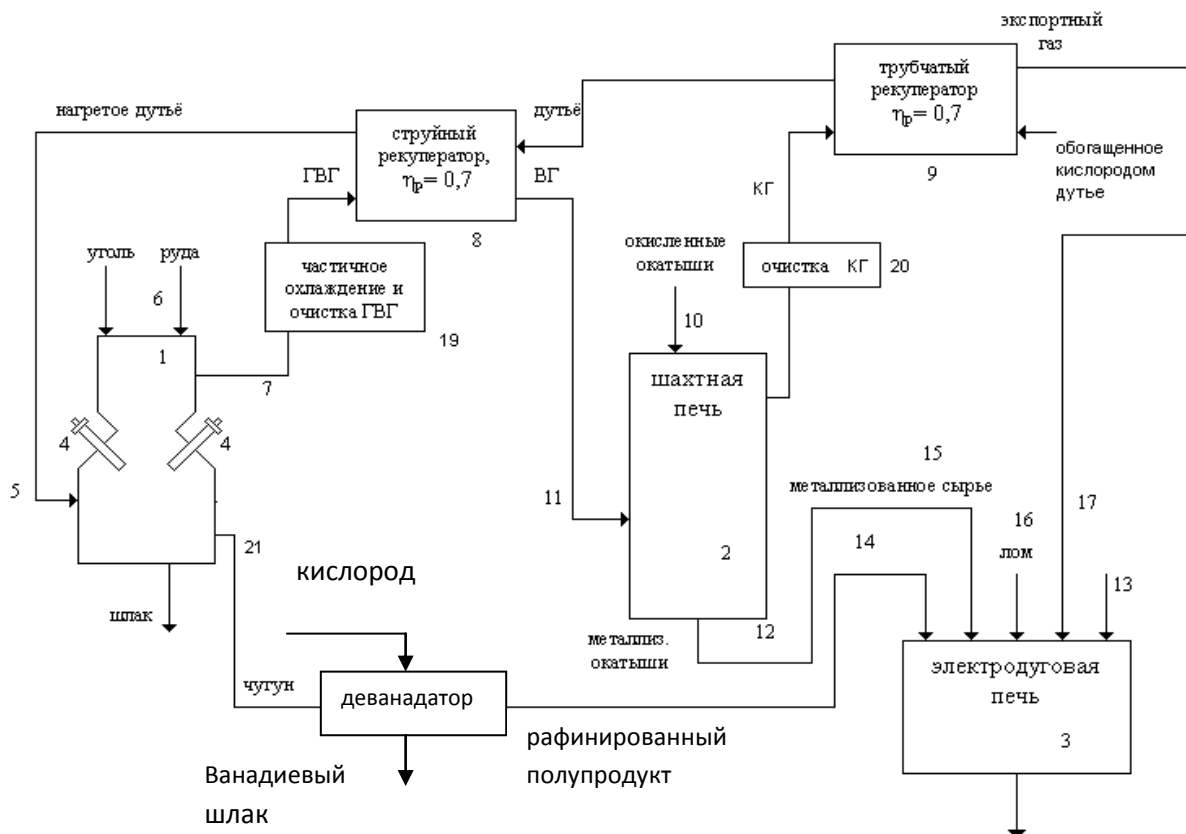


Рис. 1. Схема усовершенствованного процесса ЛП-Э.

Обозначения на рисунке: ГВГ – горячий восстановительный газ;

ВГ – восстановительный газ; ЭГ – экспортный газ; η_p – степень рекуперации

Образуются излишки горячих восстановительных газов (ГВГ) на выходе ПЖВ (44 кг), излишки ЭГ на выходе ШП (593 кг), и излишки углерода на выходе ЭДП (9 кг), то есть 705 кг CO_2 . Рассчитаем величину парниковых выбросов.

По аналогии с технологическим топливным и экологическим числами (ТТЧ и ТЭЧ) было введено понятие технологического парникового числа (ТПЧ) [3] – это количество килограмм условного топлива (кг у.т.), требуемого для погашения стоимости экономического ущерба от выбросов парниковых газов на единицу выпускаемой продукции. При этом для удобства расчетов за стоимость топлива принята цена природного газа, т. е. использован «газовый» эквивалент:

$$\text{ТПЧ}_i = K_{\text{в}} \sum_{k=1}^N M_k, \quad (1)$$

где M_k – фактическая удельная масса выбросов парниковых газов k -го загрязняющего вещества, т выбр/т прод., для i -го передела; $K_{\text{в}}$ – коэффициент перевода стоимостной оценки

ущерба к оценке в условных энергетических единицах (кг у.т./т п.г.). Если принять в качестве топлива природный газ и его цену («газовый» эквивалент), K_B представляется в виде

$$K_B = \frac{C_{в.в}}{C_{пр.г}} \frac{Q_{н.пр.г}^P}{Q_{н.у.т}^P}, \quad (2)$$

где $C_{в.в}$ – плата природопользователя (предприятий, учреждений, организаций) за загрязнение окружающей среды выбросами в атмосферу парниковых газов (принято значение 50 долл. США или 1500 руб/т п.г); $C_{пр.г}$ – цена природного газа (принято на уровне 350 долл. США за 1000 м³ или 0,35 долл. США за 1 м³, $C_{пр.г} = 10,5$ руб. за 1 м³); $Q_{н.пр.г}^P$ – низшая рабочая теплота сгорания природного газа (35,8 МДж/м³); $Q_{н.у.т}^P$ – низшая рабочая теплота сгорания условного топлива (29,3 МДж/кг у.т.). С учетом принятых значений параметров формулы получаем

$$K_B = \frac{0,05 \text{ дол/кг п.г}}{0,35 \text{ дол/м}^3} \cdot \frac{35,8 \text{ МДж/м}^3}{29,3 \text{ МДж/кг у.т}} = 0,1745 \text{ кг у.т./кг п.г.}$$

Величина K_B характеризует степень компенсации экологического ущерба в кг у.т. при действующем соотношении цен на условное топливо и платы предприятия за выбросы парниковых газов. При рыночной экономике цена на топливо может меняться, но и величина платы за выбросы парниковых газов должна будет также измениться, и, следовательно, величина K_B является условным коэффициентом, характеризующим соотношение этих экономических оценок.

Для усовершенствованного процесса ЛП: ТТЧ = $MSO_2 \cdot K_B = 705 \cdot 0,1745 = 0,123$ т у.т./т прод.

Такое количество килограммов условного топлива (кг у.т.), требуемого для погашения стоимости экономического ущерба от выбросов парниковых газов на единицу выпускаемой продукции, в три раза меньше, чем для предыдущей схемы ЛП.

Сквозной энергоэкологический анализ процесса ЛП-Э

Анализ энергозатрат и вредных выбросов в атмосферу для усовершенствованного процесса ЛП-Э [4] проведен по методике сквозного энерго-экологического анализа. Для оценки полученных результатов также по методике СЭЭА проведен анализ энергозатрат и вредных выбросов для первоначальной схемы выплавки стали с кислородом верхних фурм ПЖВ, затем сделан сравнительный анализ полученных результатов.

Для расчета энергозатрат в форме ТТЧ отдельных агрегатов процесса ЛП-Э потребовались следующие данные по каждому процессу: ТТЧ i -го энергоносителя и расходный коэффициент ϕ .

Во втором представленном способе производства стали с использованием металлургического железорудного сырья проанализирована проблема снижения содержания фосфора, серы и примесей цветных металлов в выплавляемых конструкционных сталях, которая заставляет искать решения по оптимизации состава исходной шихты, по выбору руд и концентратов с определенным составом, по оценке необходимого расхода угля и металлического лома.

Таблица 1

СЭЭА исходный процесс ЛП, ЛП-Э и традиционной схемы

Показатели	Схемы выплавки легированной ванадием стали						
	Усовершенствованный процесс ЛП-Э			Процесс ЛП (с кислородом верхних фурм)		Традиционная схема	
	кг стали	у.т./т	% от ТТЭЧ	кг у.т. стали	% от ТТЭЧ	кг у.т. стали	% от ТТЭЧ
ТТЧ	870,11		86,4	823,8	87	930,4/1982,8	80
ТЭЧ	125,3		12,6	125,3	13	232,7/503,6	20
ТТЭЧ	995,422		100	949,1	100	1163,1/2486,4	100

Таблица 2

Оценка преимуществ процесса ЛП-Э

	ЛП с дутьем O ₂ верхних фурм	ЛП-Э	Примечание
Расход угля в ПЖВ	2160 кг	467 кг	Расход угля сокращается в 4 раза
Расход кислорода в ПЖВ	552	–	Сокращение расхода O ₂ почти на 100 %
Восстановительный потенциал ГВГ (%CO+%H ₂)	99,2 %	70 %	Восстановительный потенциал ГВГ выше примерно на 45 %
Расход ГВГ в ШП	192	162	Расход ГВГ для процесса ЛП-Э ниже, так как восстановительный потенциал выше
Расход электроэнергии в ЭДП	1032 МДж/т	997 МДж/т	Расход э/э остался примерно на одном уровне
Наличие S, P, примесей цветных металлов в стали			Поступление серы и фосфора из угля в чугун уменьшается до 55 % и соответственно снижается содержание этих элементов в сталях.
Процент ТЭЧ от ТТЧ	13 %	12,6	Энергоемкость и количество вредных выбросов в атмосферу снижается на 0,4 % по сравнению с процессом ЛП и на 7,4 % по сравнению с традиционной схемой.

Использование значительного количества угля при выплавке чугуна в агрегате ПЖВ обеспечивает высокое содержание в нем серы и фосфора, а затраты большого количества лома (30–50 % от состава шихты) при выплавке стали в ЭДП вызывают перманентное загрязнение стали медью и другими нежелательными примесями.

Способ производства стали с использованием металлизированного железорудного сырья является своеобразным усовершенствованием схемы процесса ЛП, но направлен на производство нелегированной стали с использованием металлизированного железорудного сырья. Целью настоящего усовершенствования являлось повышение теплового КПД процесса ме-

таллизации и выплавки стали, снижение расхода угля на получение восстановительного газа и снижение доли лома в шихте электродуговой печи.

В способе производства стали с использованием металлизированного железорудного сырья, в отличие от имеющихся аналогов (в том числе процесса ЛП), в агрегате жидкофазного восстановления и в шахтной печи используются рудные материалы, не содержащие оксида титана. Поэтому температура на входе в шахтную печь составляет не более 750–830 °С, то есть значительно меньше, чем, например, в процессе ЛП. Охлаждение восстановительного газа до указанных температур проводится в рекуператоре, за счет чего идет подогрев кислородно-воздушной дутья, подаваемого на фурмы агрегата ПЖВ. При степени регенерации 0,6 при этом обеспечивается подогрев дутья до 400 °С, что приводит к снижению расхода газифицируемого угля на 10–15 %. Схема данного способа представлена на рис. 2.

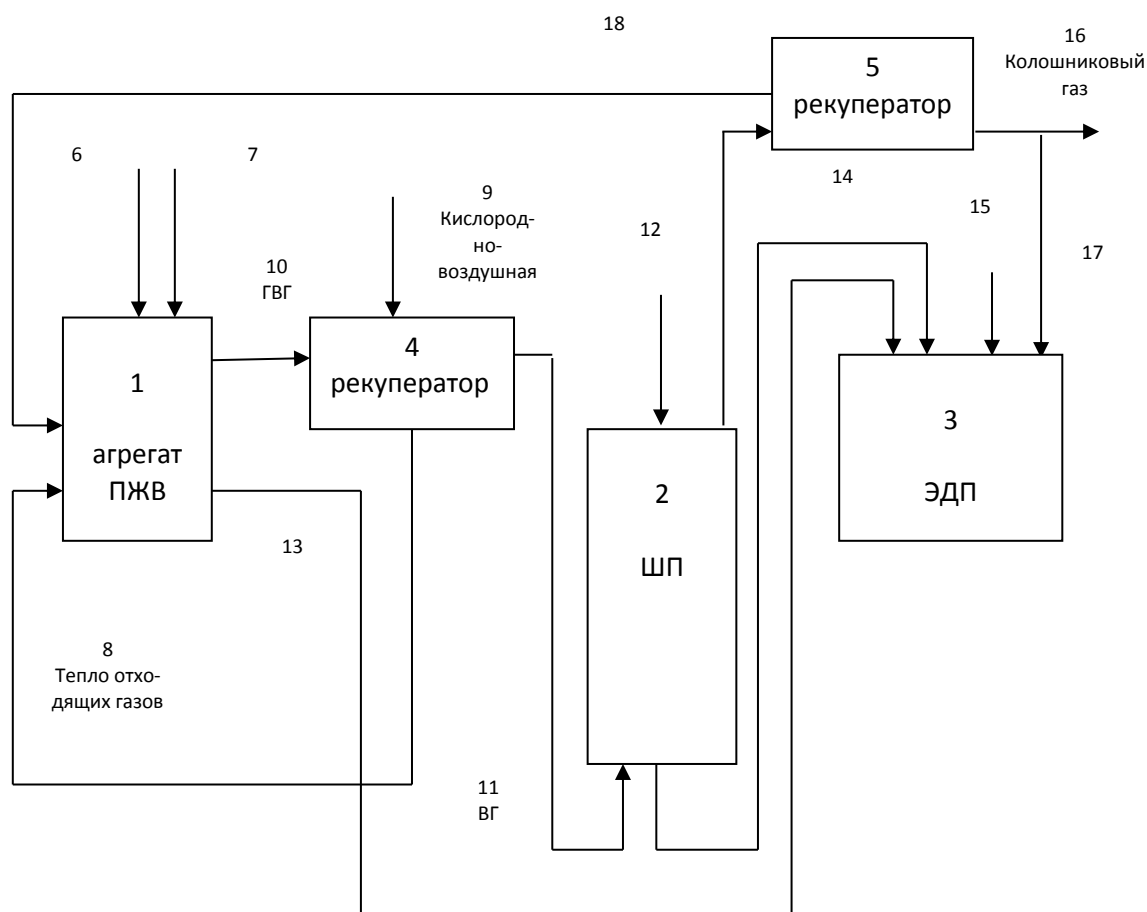


Рис. 2. Способ производства стали с использованием металлизированного железорудного сырья

В новом способе выявлены возможности для снижения расхода угля на газификацию на 10–15 %, а содержания лома до 10 % и менее, что дает снижение энергоемкости процесса выплавки стали и обеспечивает первородность шихты, отсутствие вредных примесей цветных металлов в выплавляемой стали и соответственно улучшение ее эксплуатационных свойств.

Рассчитанная величина парниковых выбросов – ТПЧ. Величина парниковых выбросов снижается вдвое при замене рудного концентрата на беститановые и безванадиевые,

по сравнению с процессом ЛП. Это обусловлено сокращением расхода угля и отсутствием необходимости поддерживать высокую температуру (порядка 1500 °С) на выходе ПЖВ и входе ШП.

$$\text{ТПЧ} = M_{\text{CO}_2} \cdot K_B = 3104 \cdot 0,1745 = 0,542 \text{ т у.т./т прод.}$$

Таблица 3

Оценка преимуществ процесса выплавки нелегированной стали

	Способ ЛП с дутьем O ₂ верхних фурм	Выплавка нелегированной стали	Примечание
Расход угля в ПЖВ	2160 кг	1886 кг	Расход угля сокращается на 13%
Расход электроэнергии в ЭДП	1032 МДж/т	1002 МДж/т	Расход э/э остался примерно на одном уровне
Процент ТЭЧ от ТТЧ	13%	10,6	Энергоемкость и количество вредных выбросов в атмосферу снижается на 2,4 % по сравнению с процессом ЛП, и на 9,4 % по сравнению с традиционной схемой.

Таблица 4

Результаты СЭЭА усовершенствованного процесса выплавки нелегированной стали, процесса ЛП и традиционной схемы выплавки стали

Показатели	Выплавка нелегированной стали		Процесс ЛП (с кислородом верхних фурм)		Традиционная схема	
	кг у.т./т стали	% от ТТЭЧ	кг у.т. стали	% от ТТЭЧ	кг у.т. стали	% от ТТЭЧ
ТТЧ	956,9	89,4	823,8	87	930,4/1982,8	80
ТЭЧ	113,4	10,6	125,3	13	232,7/503,6	20
ТТЭЧ	1070,3	100	949,1	100	1163,1/2486,4	100

Выводы

Таким образом, в данной статье проанализированы два новых способа выплавки стали, с точки зрения снижения энергоемкости продукта, снижения содержания вредных примесей S, P в продукте, снижения вредных выбросов, в том числе парниковых газов, в окружающую среду.

Список использованных источников

1. Лисиенко В. Г., Попов В. В. Патент на изобретение №2318024. Способ бескоксовой переработки рудного сырья с получением легированной ванадием стали. Приоритет от 13 апреля 2006 года. Россия.
2. Ладыгина Н. В. Разработка моделей и алгоритмов анализа и оценки эффективности бескоксowych металлургических производств на примере получения легированной ванадием

стали. Специальность 05.13.18 – Математическое моделирование: автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук. Екатеринбург: УГТУ–УПИ, – 2004.

3. Лисиенко В. Г., Лаптева А. В., Чесноков Ю. Н. Сравнительный эколого-парниковый анализ альтернативных бескоксовых процессов производства чугуна и стали // *Металлург.* – 2011. – № 7.

4. Лисиенко В. Г., Розин С. Е., Щелоков Я. М. Методика расчета и использование технологических топливных чисел. *Известия вузов. Черная металлургия*, 1987. № 2. С. 108–112.

5. Лисиенко В. Г., Попов В. В. Патент на изобретение № 2337971. Способ производства стали с использованием металлизированного железорудного сырья. Приоритет от 12 марта 2007 года. Россия.

УДК 669.045

Е. В. Попов, Г. М. Дружинин

ОАО «Научно-исследовательский институт металлургической теплотехники» – ВНИИМТ, г. Екатеринбург, Россия

ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина»,

Институт материаловедения и металлургии,

кафедра «Теплофизика и информатика в металлургии», г. Екатеринбург, Россия

РАСЧЕТНО-ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ОСОБЕННОСТЕЙ НАГРЕВА МЕТАЛЛА В ТОЛКАТЕЛЬНЫХ ПЕЧАХ

Аннотация

В данной работе рассматривается разработка алгоритмов и методов расчета нагрева металла в толкательных печах с учетом переходных режимов работы для снижения неравномерности температуры по сечению заготовок и окалинообразования.

Ключевые слова: методическая печь, окалинообразование, математическая модель, термическая неоднородность, теплообмен.

Abstract

In this work development of algorithms and methods of calculation of heating of metal in pusher furnaces taking into account transitional operating modes for decrease in unevenness of temperature on the section of preparations and an scale forming is considered.

Keywords: methodical furnace, scale forming, mathematical model, thermal heterogeneity, heat exchange.

Математическая модель нагрева заготовок в методической толкательной печи представлена в следующем виде.