

корпусом), компаратор DA1 формує логічну „одиницю”, яка запам’ятовується тригерною ланкою D1.1 – D1.2 і через оптрон VD4 підключає силове триполюсне реле KM1 до виходів 1-2 джерела живлення.. Конденсатор C2 задіяний для затримки на відключення цього реле на невеликий термін, достатній для гасіння зворотного енергетичного потоку АД. Запропонований пристрій БЗВ може бути розмішений у компактному корпусі. Це може бути

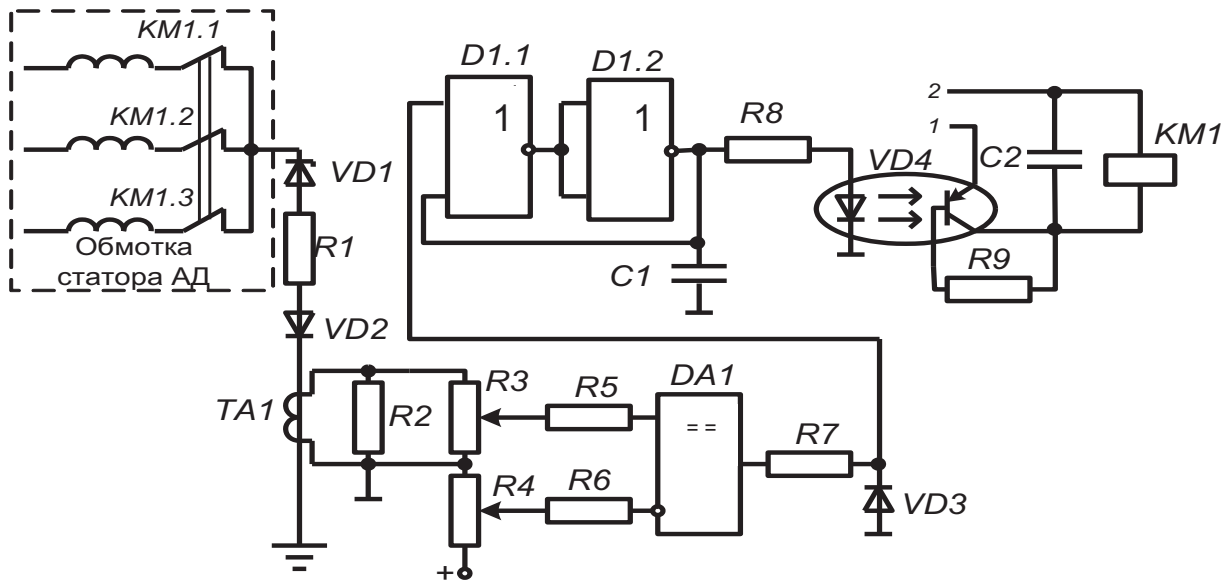


Рисунок 2 – Варіант схеми блоку захисного відключення

реалізовано відповідною зміною конструкції відділення кабельного вводу асинхронного двигуна, створюючи сприятливі умови для впровадження у виробництво нового ефективного технічного рішення із автоматичного синхронного двобічного знеструмлення місця пошкодження кабелю в мережі живлення АД в умовах шахти.

Перелік посилань

1. Дзюбан В.С. Требования к взрывозащищенному электрооборудованию в системах электроснабжения горных машин на напряжение 3 (3,3) кВ / В.С. Дзюбан, Н.М. Басов // Взрывозащищенное электрооборудование: Сб. науч. тр. УкрНИИВЭ. – Донецк: ООО «АИР», 2009. – С.209-213.
2. Заявка на патент України МПК⁸ H02H3/10. Пристрій захисту від впливу асинхронного двигуна на точку короткого замикання в кабелі живлення / Маренич К.М., Ковальова І.В.; заявник Донецький нац. техн ун-т. - № а 2010 13816 заявл. 22.11.10.

УДК 621.783.2

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА НАГРЕВА МЕТАЛЛА В КАМЕРНОЙ ПЕЧИ ПРИ МИНИМИЗАЦИИ РАСХОДА ТОПЛИВА

Поливанчук А.С., студент; Василец С.В., доц., к.т.н.

(Донецкий национальный технический университет, г. Донецк, Украина)

Термическая обработка слэбов перед прокаткой или ковкой в печах камерного типа выполняется с целью доведения материала до требуемой температуры на поверхности и по сечению заготовки при соблюдении технологического режима нагрева [1, 2]. Актуальность исследования процесса нагрева заготовок определяется необходимостью минимизации брака готовой продукции и уменьшения себестоимости продукта (путем снижения затрат на топливо). Целью работы является определение зависимости $T_M(\tau)$ изменения температуры слэба T_M , находящегося в печи камерного типа, от времени τ , а также выявление температурного режима

в печи, при котором минимизируется расход химического тепла сжигаемого топлива ($Q_{хим}(\tau) \rightarrow \min$). Целесообразность нахождения указанного температурного режима обусловлена внедрением на металлургических предприятиях технических средств регулирования нагрева взамен устаревших горелок постоянной мощности.

Дифференциальное уравнение состояния нагреваемого сляба для граничных условий третьего рода имеет вид [1]:

$$dT_M/d\tau = \mu \cdot (T_\partial - T_M), \quad (1)$$

где $T_\partial = T_\partial(\tau)$ - температура дымовых газов в функции времени; T_M - температура металла;

$\mu = \frac{\alpha \cdot k_1}{m \cdot R \cdot \rho \cdot c_M}$ - коэффициент, зависящий от вида граничных условий, материала и

геометрической формы сляба; α - коэффициент теплоотдачи; k_1 - коэффициент материальной нагрузки; R - радиус слитков; ρ - плотность металла; c_M - удельная теплоемкость металла; m - коэффициент массивности тела, определяемый зависимостью:

$$m = 1 + \frac{k_3 - 1}{k_2 \cdot k_3} \cdot Bi, \quad (2)$$

причем k_2 - коэффициент усреднения плотности теплового потока, который зависит от формы изделия и условий нагрева; $k_3 = (k_1 + 2) / k_1$ - коэффициент усреднения расслоения температуры; $Bi = \alpha \cdot R / \lambda$ - коэффициент Био; R - толщина прогреваемого слоя (размер тела); λ - коэффициент теплопроводности материала.

Задача оптимизации температурного режима нагрева металла по минимуму расхода топлива заключается в выборе такого управляющего воздействия $T_\partial(\tau)$, которое за весь процесс нагрева заготовки обеспечит наименьшие затраты химического тепла сжигаемого топлива [1]:

$$Q_{хим}(\tau_k) = T_p \int_0^{\tau_k} \frac{q \cdot F_M + Q_{ном}}{T_p - T_\partial} d\tau = \underbrace{\min}_{T_\partial}, \quad (3)$$

где τ_k - общая продолжительность нагрева; T_p - расчетная температура газов; F_M - площадь тепловоспринимающей поверхности слитков; $Q_{ном} = k \cdot F_{кл} \cdot (T_\partial - T_\partial)$ - тепловые потери печи, пропорциональные температуре греющей среды; T_∂ - температура окружающего воздуха; k - коэффициент теплопередачи через кладку; $F_{кл}$ - площадь наружной поверхности кладки;

$q = \frac{\alpha}{m} \cdot (T_\partial - T_\partial)$ - плотность теплового потока.

С учетом выражений для тепловых потерь печи и плотности теплового потока критерий оптимальности нагрева металла с наименьшими затратами химического тепла топлива имеет вид:

$$Q_{хим}(\tau_k) = M_0 \cdot \int_0^{\tau_k} \frac{(T_\partial - T_M) + k_{ном} \cdot (T_\partial - T_\partial)}{T_p - T_\partial} d\tau, \quad (4)$$

где $M_0 = \frac{\alpha \cdot F_M \cdot T_p}{m}$; $k_{ном} = \frac{m \cdot k \cdot F_{кл}}{\alpha \cdot F_M}$ - коэффициент относительных потерь тепла.

Моделирование процесса нагрева металла в камерной печи при нахождении оптимального температурного режима может быть осуществлено согласно зависимостям (1) и (4) с использованием компьютерной модели, представленной на рис. 1.

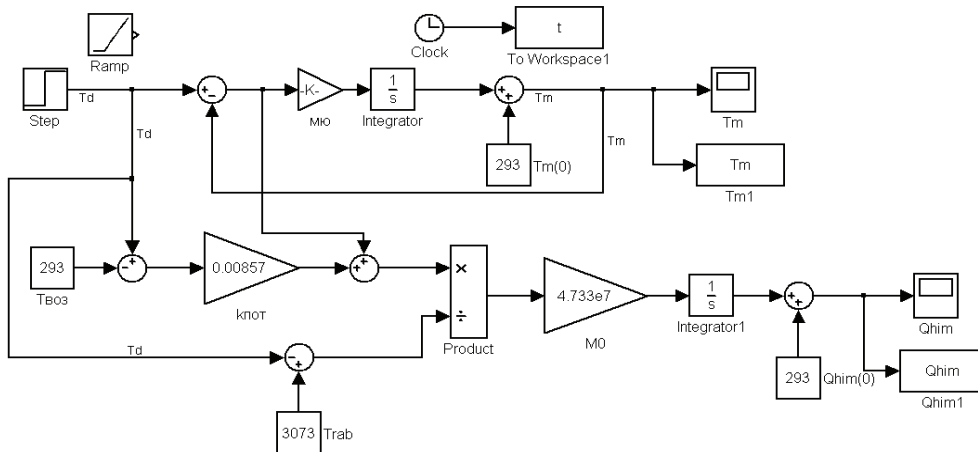


Рисунок 1 – Компьютерная модель процесса нагрева стали в камерной печи

При моделировании системы рассматривается печь камерного типа со следующими параметрами: количество нагреваемых слитков – 12 шт; $R = 0,384$ м; начальная и конечная среднemasовая температура: $T_0 = 293$ К $T_{м.к.} = 1498$ К; $\rho = 7800$ кг/м³; $c_M = 0,7$ кДж/кг/К; $\alpha = 406$ Вт/м²/К; $\lambda = 45$ Вт·К/м; $T_в = 293$ К; $T_p = 3073$ К; $k = 2$ Вт/м²/К; $F_{кл} = 66$ м²; $F_M = 70,8$ м²; общая продолжительность нагрева составляет $\tau_K = 14,7$ ч. Для таких условий: $B_i = 3,465$; $m = 1,866$; $\mu = 2,075 \cdot 10^{-4}$ с⁻¹; $M_0 = 4,73 \cdot 10^7$ Вт; $k_{ном} = 8,57 \cdot 10^{-3}$. С использованием обоснованной модели системы осуществлено моделирование нагрева заготовки в печи при линейном (рис. 2) и скачкообразном (рис. 3) повышении температуры дымовых газов для трех значений коэффициента потерь $k_{ном}$ (табл. 1).

Таблица 1 – Величины $Q_{хим}$ за время нагрева

| № | $k_{ном}$ | Температура дымовых газов нарастает | | $\Delta Q_{хим}, \%$ |
|---|----------------------|-------------------------------------|-----------------------|----------------------|
| | | линейно | ступенчато | |
| | | $Q_{хим.лин.}, Дж$ | $Q_{хим.ступ.}, Дж$ | |
| 1 | $8,57 \cdot 10^{-3}$ | $1,452 \cdot 10^{11}$ | $1,918 \cdot 10^{11}$ | 24 % |
| 2 | $4 \cdot 10^{-2}$ | $1,739 \cdot 10^{11}$ | $2,535 \cdot 10^{11}$ | 31 % |
| 3 | $1 \cdot 10^{-4}$ | $1,374 \cdot 10^{11}$ | $1,752 \cdot 10^{11}$ | 22 % |

Из анализа данных табл. 1 следует, что более экономичным является нагрев заготовки при линейном повышении температуры дымовых газов по сравнению со ступенчатым увеличением, поскольку в первом случае требуется меньше химического тепла сжигаемого топлива ($Q_{хим.лин.} < Q_{хим.ступ.}$ для трех рассмотренных значений коэффициента потерь). Для оценки эффективности линейного повышения T_0 может быть использована зависимость:

$$\Delta Q_{хим} = \frac{Q_{хим.ступ.} - Q_{хим.лин.}}{Q_{хим.лин.}} 100\%. \quad (5)$$

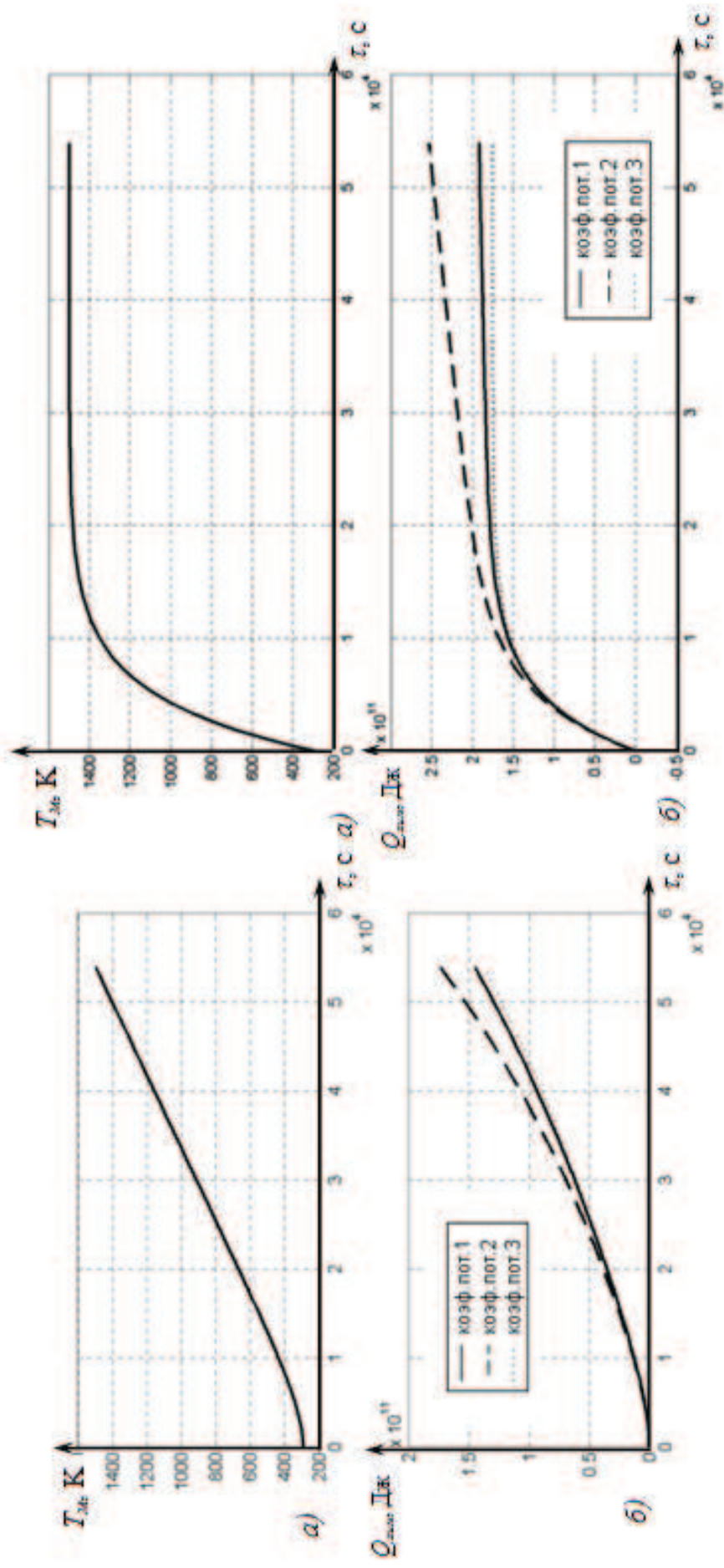


Рисунок 2 – Графики зависимостей $T_{\text{гб}}(\tau)$ (а) и $Q_{\text{гвг}}(\tau)$ (б) при линейном возрастании температуры дымовых газов для различных значений коэффициента потерь

Рисунок 3 – Графики зависимостей $T_{\text{гб}}(\tau)$ (а) и $Q_{\text{гвг}}(\tau)$ (б) при ступенчатом возрастании температуры дымовых газов для различных значений коэффициента потерь

Согласно результатам моделирования, экономия топлива в печи камерного типа достигается при линейном повышении температуры дымовых газов по сравнению со ступенчатым (для различных значений k_{nom} экономия для заданных условий составила от 22% до 31%). В ходе дальнейших исследований целесообразно разработать технические предложения по автоматизации управления температурой в печи при использовании горелок со значительным коэффициентом регулирования или установке дополнительных горелок малой мощности, включаемых согласно специальному алгоритму.

Перечень ссылок

1. Высокотемпературные теплотехнические процессы и установки в металлургии: [учебн. пос.] / М.П. Ревун, Б.Б. Потапов, В.М. Ольшанский, А.В.Бородулин. – Запорожье: ЗГИА. – 2002. - 443 с.
2. Расчет автоматических систем контроля и регулирования металлургических процессов / Кравцов А.Ф., Зайцева Е.В., Чуйко Ю.Н. – К., Донецк: Вища школа. - 1981. - 320 с.

УДК 681.5.012

АНАЛИЗ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ УРОВНЕМ МЕТАЛЛА В КРИСТАЛЛИЗАТОРЕ

Волошин Р.Н., студент; Жовтобрух С.А., ассистент

(Донецкий национальный технический университет, г. Донецк)

Непрерывная разливка стали является важнейшим технологическим этапом в производстве металлопродукции, поскольку она обеспечивает перевод стали из жидкого состояния в твердое и придание ей определенной геометрической формы. При этом условия охлаждения и затвердение в значительной мере предопределяют высокое качество выпускаемого товара [1]. Важной задачей технологии является автоматический контроль и управление процессом стабилизации уровня металла в кристаллизаторе. Прежде всего, необходимо исходить из следующих требований [2]:

1) система автоматического управления должна стабилизировать высоту заполнения кристаллизатора жидким металлом в ходе разливки и таким образом обеспечить неизменную толщину стенок слитка;

2) система должна исключать случаи перелива жидкого металла через кристаллизатор (что вызывает тяжелые аварии в машине) и недопустимого снижения уровня, которые могут привести к ослаблению стенок слитка и порыву жидкого металла;

3) динамическое отклонение стопора должны быть минимизированы с целью минимизации «пульсаций» струи металла;

4) должно обеспечиваться наиболее интенсивное затухание переходных процессов. Таким образом, перечисленные требования сводятся к использованию законов управления, обеспечивающих высокую однородность струи дозируемого металла в кристаллизатор, что позволяет получить непрерывный слиток высокого качества. Выполнить их возможно с помощью выбора соответствующих оптимальных настроек П- или ПИ-регуляторов. При расчете настроек следует исходить из условий минимизации функционала вида:

$$I = \int_0^{\infty} (h_1^2 + m_1 U^2) d\tau \quad \text{при } h_1(\infty) = 0,$$

где h_1 - отклонение уровня от заданного значения в процессе регулирования; U - управляющее воздействие, поступающее от регулятора на стопор или шибберный затвор; m_1 - весовой коэффициент.

Технологическая и структурная схемы системы управления уровнем металла в кристаллизаторе показаны на рисунках 1 и 2..