



Журнал индексируется системами РИНЦ и Google Scholar.
Сведения о журнале публикуются в международной системе «Ulrich's Periodicals Directory»

Редакционная коллегия

Главный научный редактор

Корчунов А.Г. – «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», профессор, доктор технических наук.

Заместитель главного научного редактора

Анцупов В.П. – «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», профессор, доктор технических наук.

Бобарикин Ю.Л. – «Гомельский государственный технический университет имени П.О. Сухого», доцент, кандидат технических наук, г. Гомель, Республика Беларусь.

Горбатюк С.М. – Национальный исследовательский технологический университет «Московский институт стали и сплавов», профессор, доктор технических наук.

Кузьминов А.Л. – «Череповецкий государственный университет», профессор, доктор технических наук.

Раскатов Е.Ю. – «Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина», профессор, доктор технических наук.

Трофимов В.Н. – «Пермский национальный исследовательский политехнический университет», профессор, доктор технических наук.

Ответственный редактор

Слободянский М.Г. – «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», кандидат технических наук.

Журнал основан в 2012 г.
Периодичность выхода – 2 номера в год.

Адрес редакции:
455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38.
Тел.: (3519) 29-85-07, 29-84-51
Website: www.momz.magtu.ru
E-mail: momz-magtu@yandex.ru
momz-magtu@mail.ru

Журнал отпечатан издательским центром МГТУ им. Г.И. Носова, 455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38.
Выход в свет 23.06.2017. Заказ 284.
Тираж 300 экз.

СОДЕРЖАНИЕ

CONTENTS

И.Ю. Крюков, С.М. Горбатьюк, А.Г. Радюк, А.Ю. Зарапин Элементы и устройства горизонтальной машины полунепрерывного литья заготовок для обеспечения эффективной разливки цветных металлов и сплавов	3	I.Yu. Kryukov, S.M. Gorbatyuk, A.G. Radyuk, A.Yu. Zarapin The components and the devices of a horizontal semi-continuous casting machine for ensuring an efficient casting process for non-ferrous metals and alloys	3
А.В. Анцупов (мл) Аналитическая модель износовых отказов роликовых конических подшипников качения	9	A.V. Antsupov (Jr.) Analytical model of wearout failures of tapered roller bearings	9
С.Г. Комаишко, Г.Н. Кулик Опыт импортозамещения инструмента для трубопрокатных станов pdf фирмы «SMS MEER» (Германия)	16	S.G. Komaishko, G.N. Kulik The experience of replacing the imported tooling designed for PDF pipe mills by SMS Meer (Germany) with in-country alternatives	16
С.В.Сметанин, В.Н.Перетяtko, А.Б.Юрьев, М.В.Филиппова Снижение динамических моментов и повышение надежности оборудования главной линии прокатного стана	21	S.V. Smetanin, V.N. Peretyat'ko, A.B. Yuriev, M.V. Filippova Decreasing the dynamic moments and increasing the reliability of the rolling mill	21
А.А. Дерябин, Л.В. Дерябина, Е.С. Решетникова Проектирование промышленных изделий в рамках проектно-процессного подхода	29	A.A. Deryabin, L.V. Deryabina, E.S. Reshetnikova Designing industrial products using project-process approach	29
Д.Р. Ганин, А.В. Неведов, М.И. Мурзич Механизация подачи шлакообразующих смесей в кристаллизатор МНЛЗ-2 АО «Уральская сталь»	34	D.R. Ganin, A.V. Nefedov, M.I. Murzich Mechanized delivery of mould powders for Caster 2 of Ural Steel JSC	34
А.В. Вавилов, Л.И. Передня, А.А. Шавель Анализ дефектов мостового крана с грейфером и пути их устранения	42	A.V. Vavilov, L.I. Perednya, A.A. Shavel Analysis of defects of a bridge crane with a grab and ways to eliminate them	42
С.Г. Шахрай, А.П. Скуратов, А.В. Белянин, В.В. Кондратьев, А.С. Шахрай Повышение эксплуатационных характеристик горелочных устройств дожига анодных газов алюминиевых электролизеров	48	S.G. Shakhray, A.P. Skuratov, A.B. Belyanin, V.V. Kondratiev, A.S. Shakhray Improving the performance of afterburners used in aluminium electrolyzers	48
Н.Н. Синицын, А.А. Костылева, Д.С. Ревякина, Д.С. Прокопьева Оценка температурного поля сталеплавильного шлака при охлаждении	55	N. N. Sinitsyn, A. A. Kostyleva, D. S. Revyakina, D. S. Prokopeva Analysis of the temperature field of steelmaking slag during cooling	55
Е.А. Максимов, Е.П. Устиновский Методика расчета технологических параметров правки и мощности главного привода листовой роликовой правильной машины	60	E.A. Maksimov, E.P. Ustinovskiy Method for calculating the process parameters and the main motor power draw for a plate roller leveler	60



УДК 621.74.06

**И.Ю. Крюков, С.М. Горбатьюк,
А.Г. Радюк, А.Ю. Зарапин**
ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский
технологический университет «МИСиС»
г. Москва, Россия
E-mail: ir.kryukov@gmail.com
Дата поступления 22.12.2016

ЭЛЕМЕНТЫ И УСТРОЙСТВА ГОРИЗОНТАЛЬНОЙ МАШИНЫ ПОЛУНЕПРЕРЫВНОГО ЛИТЬЯ ЗАГОТОВОК ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОЙ РАЗЛИВКИ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ И СПЛАВОВ

Аннотация

Разработаны компоновки узлов плавильной и охлаждающей частей горизонтальной машины полунепрерывного литья заготовок (далее ГМПЛЗ) для мелкосерийного производства. Для повышения стабильности работы машины был разработан соединительный узел тигля с кристаллизатором, позволяющий создать надежное соединение двух элементов в ходе подготовки машины к началу процесса литья и предотвратить вытекание расплавленного материала в камеру кристаллизатора, а также сконструировано вытяжное устройство, осуществляющее контролируруемую вытяжку всего разливаемого сортамента по заранее выбранной программе. На основе анализа компьютерного моделирования теплового состояния плавильной и охлаждающей частей ГМПЛЗ с целью повышения эффективности разливки был сконструирован кристаллизатор с внутренней рабочей полостью, обеспечивающей равномерный теплоотвод от всех граней отливаемой заготовки. Также представлена конструкция охлаждающего устройства, служащего для выравнивания температуры заготовки как по ее толщине, так и по ширине, что позволяет получить равномерную структуру изделий.

Годовой экономический эффект от использования ГМПЛЗ вместо широко применяемых в настоящее время вертикальных машин полунепрерывного литья заготовок (ВМПЛЗ) за счет снижения брака при разливке медной сутунки 200x20 мм составляет порядка 260 тыс. рублей.

Ключевые слова: горизонтальное полунепрерывное литье, графитовый кристаллизатор, ассиметрично охлаждающее устройство, вытяжное устройство, повышение качества отливаемых изделий, компьютерное моделирование.

Введение

Цветные металлы и изделия из них являются важным сегментом мировой торговли, и их потребление с развитием научно-технического прогресса постоянно растет. Область применения цветных металлов очень широка: приборостроение, электротехника, радиоэлектроника, сфера высоких технологий, а также ювелирная промышленность. Для улучшения качества литья производители литейного оборудования постоянно работают над тем, чтобы увеличить размерную точность и, соответственно, уменьшить массу отливаемых изделий, а также улучшить их товарный вид.

В данной работе представлены конструктивные решения основных элементов

и устройств ГМПЛЗ из цветных и драгоценных металлов и их сплавов для мелкосерийного производства.

Основная часть

Для изучения потребности рынка в литейных машинах для мелкосерийного производства и предъявляемым к ним требованиям был произведен анализ существующих машин. В большинстве случаев разливка происходит на машинах вертикального типа, обладающих рядом недостатков. В качестве основных из них можно выделить частое прерывание технологического цикла разливки в виду ограничения длины отливаемых изделий, обусловленного лимитированной высотой рабочего помещения, в котором установлена машина, а

также удобством обслуживания машины. Кроме того, вследствие недостаточного охлаждения центральной оси заготовки структура отливаемых изделий получается с крупными зернами, что ухудшает в последующих переделах качество конечного продукта.

С целью устранения вышеописанных недостатков было предложено спроектировать ГМПЛЗ с возможностью отливки заготовок с высокой размерной точностью и мелкозернистой структурой, достигаемой за счет правильного подбора рациональной длины и материала кристаллизатора, а также охлаждающего устройства, способного минимизировать разность температур верхней и нижней частей заготовки на выходе ее из кристаллизатора.

Кроме того, было необходимо сконструировать универсальное вытяжное устройство, позволяющее осуществлять контролируемую вытяжку всего сортамента, отливаемого на новой машине.

Анализ потребности рынка в машинах малой производительности определил основные технические характеристики, которые должны быть воплощены в разрабатываемой ГМПЛЗ. К ним относятся возможность разлива цветных и драгоценных металлов и их сплавов с максимальной температурой плавления до 1500°C в следующем сортаменте: сутунка с максимальными размерами 200×20 мм, круг диаметром до 70 мм, а также одновременно до 9 прутков диаметром 10 мм [1, 2].

Перед началом проектирования одного из основных элементов ГМПЛЗ кристаллизатора была изучена возможность применения принципа унификации, согласно которому, первоначальные размеры всех элементов и устройств плавильной и охлаждающей части машины определялись размерами камеры кристаллизатора 8 (рисунок 1), ранее сконструированной для вертикальной литейной машины.

Для обеспечения герметичности соединения тигля 1 с кристаллизатором 2 было предложено конусное соединение 3, где тигель – деталь с внешним конусом, кристаллизатор – деталь с внутренним конусом (рисунок 2). В результате практиче-

ских испытаний были установлены рациональные углы конического соединения $\alpha = 40\text{--}50^{\circ}$ и величина зазора $b \geq 5,0$ мм [3].

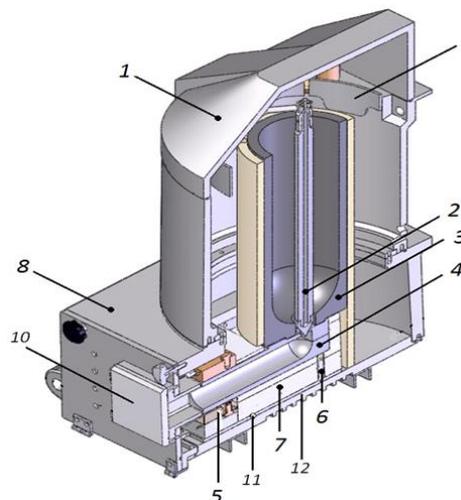


Рисунок 1. Плавильная и охлаждающая части новой машины в сборе:

- 1 – крышка корпуса индуктора; 2 – шток;
- 3 – графитовый тигель; 4 – графитовый кристаллизатор; 5 – охлаждающее устройство; 6 – керамические втулки;
- 7 – изоляционный материал; 8 – камера кристаллизатора; 9 – подъемное устройство; 10 – смотровая крышка;
- 11 – салазки; 12 – дно корпуса

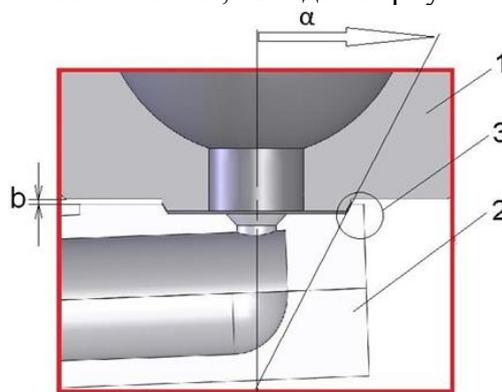


Рисунок 2. Коническое соединение между тиглем и кристаллизатором:

- 1 – плавильный тигель;
- 2 – кристаллизатор;
- 3 – усеченный круговой конус

На основании представленных выше требований к литейной машине была разработана методика проектирования основных элементов и узлов ГМПЛЗ (рисунок 3), основанная на результате анализа распределения температурных полей внутри кристаллизатора по истечению времени его прогрева [4, 5].

Для отливки различных материалов на ГМПЛЗ были введены критерии нагрева кристаллизатора перед началом литья на месте входа его в охлаждающее устройство: $t_{серебра} = 190-200^{\circ}C$, $t_{меди} = 240-250^{\circ}C$, $t_{бронзы} = 290-300^{\circ}C$.

С учетом выбора конического соединения тигля с кристаллизатором и зазора

между ними b и как следствие уменьшение площади контакта между ними, время прогрева кристаллизатора увеличилось с изначально выбранных 5 минут до 45. При этом стоит отметить, что за это время любой из отливаемых на данной машине металлов успевает полностью расплавиться в тигле.



Рисунок 3. Упрощенная схема алгоритма проектирования кристаллизатора ГМПЛЗ

По методике, представленной на рисунке 3, длина кристаллизатора была уменьшена с изначально выбранной 578 мм, что соответствовало максимальной возможной длине кристаллизатора для существующей камеры кристаллизатора, до 380 [6]. При такой длине кристаллизатор успевает прогреться до температур 820-960°C в месте под тиглем и порядка 220°C на входе его в охлаждающее устройство, что позволяет сделать вывод о том, что отливаемая заготовка не застынет преждевременно в кристаллизаторе, при этом выйдет из него с уже твердой коркой.

В качестве материала кристаллизатора был выбран мелкозернистый графит.

Для предотвращения неравномерного теплоотвода внутри кристаллизатора, вызванного за счет усадки отливаемой заготовки в процессе литья, был предложен кристаллизатор (рисунок 4), в котором нижняя стенка 1 имеет постоянную конусность, а верхняя – состоит из двух участков, где Δ – величина сужения стенки. Участок 2 со стороны входа металла в кристаллизатор имеет конусность больше, чем нижняя стенка $\Delta 1/l_1 \cdot 100 > \Delta/l \cdot 100$, а сумма величин сужения участков 2 и 4 верхней стенки равна величине сужения нижней стенки $\Delta_1 + \Delta_2 = \Delta$. При этом место сопряжения 3 участков верхней стенки соответствует

началу образования зазора между заготовкой и боковыми стенками.

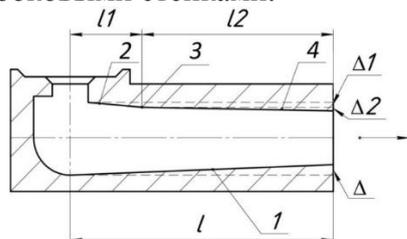


Рисунок 4. Схема продольного сечения кристаллизатора: 1 – нижняя стенка; 2 – участок со стороны входа металла в кристаллизатор; 3 – место сопряжения участков; 4 – верхняя стенка

Для уменьшения неравномерности распределения температуры по толщине заготовки конусность нижней стенки должна составлять 0,85–0,95 %, а участка верхней стенки со стороны входа металла в кристаллизатор, на котором заготовка прижимается к боковым стенкам, – 0,95–1,05 %, длина которого должна изменяться в интервале 0,2–0,5 всей ее длины [7].

Дополнительным способом выравнивания температуры заготовки по ее толщине и ширине является использование охлаждающего устройства (рисунок 5), обеспечивающего ассиметричный теплоотвод от поверхностей заготовки.

Выравнивание температуры по толщине заготовки достигается за счет того, что верхние и нижние части охлаждающего устройства питаются отдельно друг от друга. За счет увеличения давления подачи охлаждающей жидкости в каналах верхней части устройства теплоотвод от верхней поверхности заготовки происходит интенсивнее, чем от нижней.

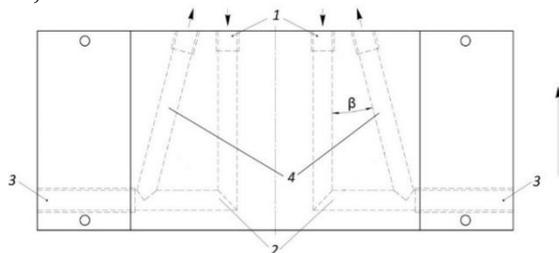


Рисунок 5. Схема охлаждающего устройства: 1 – входные отверстия для подвода воды; 2 – поперечный канал; 3 – заглушка; 4 – каналы для отвода охлаждающей жидкости

Для выравнивания температуры заготовки по ее ширине каналы течения охлаждающей жидкости были нарезаны на основании результата проведенного анализа распределения температурных полей внутри кристаллизатора в процессе его прогрева (рисунок 6).

Охлаждающий контур состоит из канала для подвода охлаждающей жидкости 1, выполненного в центральной части охлаждающего устройства, поперечного канала 2 относительно направления литья и канала для отвода охлаждающей жидкости 4, выполненного под углом β к направлению литья, образуя в этом направлении сужающийся контур. На рисунке 6 видно, что центральная часть кристаллизатора прогрета более интенсивно, чем края. Для выравнивания температуры по ширине кристаллизатора охлаждающую жидкость пускают по центральным каналам охлаждающего устройства против направления литья (в сторону тигля).

Жидкость, протекая к каналу 4, нагревается, охлаждая внешнюю область кристаллизующегося металла менее интенсивно, чем внутреннюю. При этом угол $\beta=10\text{--}15^\circ$ между каналами для отвода охлаждающей жидкости и направлением литья обеспечивает минимальную неравномерность распределения температуры по ширине заготовки [8].

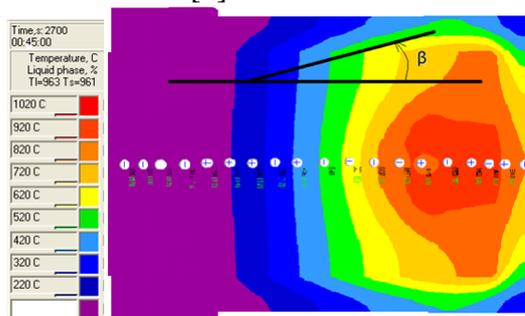


Рисунок 6. Температурные поля внутри кристаллизатора длиной 380 мм

Для новой ГМПЛЗ было разработана конструкция вытяжного устройства, позволяющего вытягивать отливки различного размера и сортамента [9]. Для этого были сконструированы универсальные вытяжные ролики (рисунок 7), которые при помощи специальной компоновки пневмоцилиндров могут в том числе вытягивать до 9 прутков одновременно (рисунок 8).

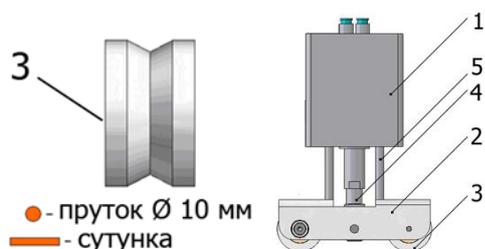


Рисунок 7. Узел прижимных роликов:

- 1 – пневмоцилиндр; 2 – коромысло,
3 – прижимной ролик; 4 – вилкообразная
головка; 5 – стопорный штифт

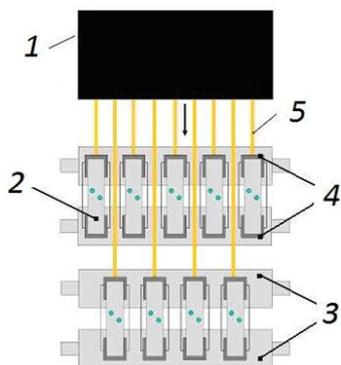


Рисунок 8. Расположение пневмоцилиндров в конструкции вытяжного устройства при вытягивании прутков малого диаметра (вид сверху):

- 1 – кристаллизатор;
2 – пневмоцилиндр; 3 – вытяжные ролики;
4 – прижимные ролики;
5 – пруток малого диаметра

За счет использования в качестве привода вытяжного устройства с мотор-редуктором с асинхронным двигателем и преобразователем частоты, имеется возможность использования различных режимов вытяжки: непрерывная вытяжка с постоянной скоростью, вытяжка с паузой, вытяжка с одним или двумя реверсивными ходами, зависящими от теплофизических и механических свойств расплава.

Заключение

В результате выполненных исследований влияния конструкций элементов ГМПЛЗ на качество отливаемых заготовок найдено решение комплекса научно-практических задач, которое позволило повысить эффективность и стабильность процесса разлива заготовок из цветных и драгоценных металлов:

1. Разработаны компоновки узлов плавильной и охлаждающей частей ГМПЛЗ для мелкосерийного производства.

2. На основании предложенных методов расчета и конструирования, а также анализа характера температурных полей внутри кристаллизатора во время его прогрева перед началом разлива созданы новые конструкции элементов ГМПЛЗ, обеспечивающие повышение стабильности и эффективности работы машины:

– Кристаллизатор прямоугольного сечения с ассиметричной рабочей полостью, сужающейся в направлении литья и позволяющей уменьшить неравномерность температуры по толщине заготовки.

– Охлаждающее устройство, на нижней и верхней частях которого выполнены по два сужающихся в направлении литья контура циркуляции воды, обеспечивающие решение проблемы охлаждения заготовки по ширине. Проблема охлаждения заготовки по толщине решается путем раздельного подвода воды в каждую часть охлаждающего устройства.

– Соединительный узел тигля с кристаллизатором, обеспечивающий повышение надежности их соединения в процессе непрерывного литья и сокращения трудозатрат при обслуживании машины, связанной с заменой кристаллизатора.

– Универсальное вытяжное устройство, обеспечивающее контролируемый процесс вытяжки заготовок различного сечения с учетом скорости литья. Разработан узел прижимных роликов и предложена схема их расположения в конструкции вытяжного устройства.

Библиографический список

1. Баст Ю., Горбатюк С.М., Крюков И.Ю. Горизонтальная установка непрерывного литья заготовок НСС-12000 // *Металлург*. 2011. №2. С. 56–57.
2. Bast J., Gorbatyuk S.M., Kryukov I.Yu. Horizontal HCC-12000 unit for the continuous casting of semi finished products. *Metallurgist*, 2011, Vol.55, № 1–2, pp. 116–118.
3. П.м. 123702 Российская Федерация, МПК В 22 D 11/00. Соединительный узел тигля с кристаллизатором горизонтальной машины непрерывного литья заготовок из цветных металлов и

- сплавов / С.М. Горбатюк, И.Ю. Крюков, А.Г. Радюк, А.Е. Титлянов; заявитель и патентообладатель ФГАОУ ВПО «Национальный технологический университет «МИСиС». № 2012118970/02; заяв. 10.05.12; опубл. 10.01.13, Бюл. № 1.
4. Баст Ю., Горбатюк С.М., Крюков И.Ю. Исследование температурных полей кристаллизатора горизонтальной установки непрерывного литья заготовок // *Металлург.* 2011. №3. С. 37–39.
 5. Bast J., Gorbatyuk S.M., Kryukov I.Yu. Study of the temperature fields in the mold of a horizontal continuous caster. *Metalurgist*, 2011, Vol.55, № 3–4, pp. 163–166.
 6. Исследование температурных полей в кристаллизаторе для выбора его геометрических параметров / Крюков И.Ю., Баст Ю., Горбатюк С.М. // *Металлургические машины и оборудование: сб. науч. трудов студентов и аспирантов МИСиС / под ред. Горбатюка С.М.* М.: Издательский дом МИСиС, 2011. С. 37–42.
 7. П.м. 122052 Российская Федерация, МПК В 22 D 11/00. Кристаллизатор горизонтальной машины непрерывного литья заготовок из цветных металлов и сплавов / С.М. Горбатюк, И.Ю. Крюков, А.Г. Радюк, А.Е. Титлянов; заявитель и патентообладатель ФГАОУ ВПО «Национальный технологический университет «МИСиС». № 2012122677/02; заяв. 04.06.12; опубл. 20.11.12, Бюл. № 32.
 8. П.м. 120901 Российская Федерация, МПК В 22 D 11/055. Охлаждающее устройство кристаллизатора горизонтальной машины непрерывного литья заготовок из цветных металлов и сплавов / С.М. Горбатюк, И.Ю. Крюков, А.Г. Радюк, А.Е. Титлянов; заявитель и патентообладатель ФГАОУ ВПО «Национальный технологический университет «МИСиС». № 2012118969/02; заяв. 10.05.12; опубл. 10.10.12, Бюл. № 28.
 9. П.м. 124201 Российская Федерация, МПК В 22 D 11/00. Вытяжное устройство горизонтальной машины непрерывного литья заготовок из цветных металлов и сплавов / С.М. Горбатюк, И.Ю. Крюков, А.Г. Радюк, А.Е. Титлянов; заявитель и патентообладатель ФГАОУ ВПО «Национальный технологический университет «МИСиС». – № 2012123458/02; заяв. 07.06.12; опубл. 20.01.13, Бюл. № 2.

Information about the paper in English

I.Yu. Kryukov, S.M. Gorbatyuk, A.G. Radyuk, A.Yu. Zarapin
 National University of Science and Technology «MISIS» (MISIS)
 Moscow, Russian Federation
 E-mail: ir.kryukov@gmail.com
 Received 22.12.2016

THE COMPONENTS AND THE DEVICES OF A HORIZONTAL SEMI-CONTINUOUS CASTING MACHINE FOR ENSURING AN EFFICIENT CASTING PROCESS FOR NON-FERROUS METALS AND ALLOYS

Abstract

Configuration of melting and cooling parts of the horizontal semi-continuous casting machine for small-scale production was submitted. To improve the stability of the machine a joint place of the crucible with the mold was designed allowing to create a secure connection between two machine units before starting the casting process and to prevent an outflow of the molded material into the mold chamber. Also a drawing system was designed, which allows a controlled withdrawal of the whole product range on the new casting machine. In order to improve the casting efficiency and based on analysis of computer simulation of the melting and cooling parts thermal state a casting mold with a special design of internal working space was developed. The new casting mold provides a uniform heat removing from all facets of a cast billet. Also a new design of a cooling device was worked out, which served to align a billet temperature both in its thickness and in width and to provide a uniform product structure.

The annual economic effect from the use of the new designed horizontal casting machine instead of widely used at present time vertical casting machine by reducing of scrap by casting of copper billets in 200x20 mm is about 260 thousand rubles.

Keywords: horizontal semi-continuous casting, graphite mold, asymmetrically crystallizer, drawing system, quality improvement of mold products, computer simulation.



УДК 621.81

А.В. Анцупов (мл)
ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный
технический университет им. Г.И. Носова»
г. Магнитогорск, Россия
E-mail: a.antcupov@gmail.com
Дата поступления: 04.05.2017

АНАЛИТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ИЗНОСОВЫХ ОТКАЗОВ РОЛИКОВЫХ КОНИЧЕСКИХ ПОДШИПНИКОВ КАЧЕНИЯ

Аннотация

В статье рассмотрены физические закономерности, приводящие к отказу роликовых конических подшипников качения по причине достижения радиальным зазором предельного значения. В основу положена энерго-механическая теория изнашивания элементов подшипника. Механическая составляющая работы сил трения приводит к разрушению поверхностного слоя с определенной скоростью. Другими словами, скорость изнашивания колец и роликов определяет скорость увеличения радиального зазора в подшипнике. При достижении последним критического значения происходит отказ. В модели учтена нелинейность износа, описанная в дифференциальной форме. На основе разработанной модели возможна разработка методик прогнозирования ресурса на стадиях проектирования и эксплуатации механизма, а также методик расчета времени регулировки и замены подшипников.

Ключевые слова: роликовый конический подшипник качения, энерго-механическая теория изнашивания, отказ, критерий, износостойкость, износ, модель износных отказов.

Введение

В тяжело нагруженных опорах машин и агрегатов различного функционального назначения широко применяют радиально-упорные роликовые конические подшипники качения (РКП) [1]. Это обусловлено их высокой грузоподъемностью при относительно небольших габаритах. Основными причинами отказов РКП на практике является либо усталостное разрушение поверхностей качения, либо превышение радиальным зазором предельного значения из-за износа элементов. Как правило номинальный 90-процентный ресурс L_{10} подшипников при проектировании опор рассчитывают по эмпирической зависимости в функции динамической грузоподъемности C_r и эквивалентной нагрузки P_r [2]:

$$L_{10} = (C_r/P_r)^{10/3}. \quad (1)$$

Вводя в эту формулу коэффициент вероятности безотказной работы a_1 и системный коэффициент загрязнения и условий смазки a_{ISO} , получают эмпирическую зависимость для расчета модифицированного ресурса [2]:

$$L_{nm} = a_1 a_{ISO} L_{10}. \quad (2)$$

Предлагаемый расчет номинального или модифицированного ресурса выполняется для предупреждения усталостного разрушения элементов подшипников, не предполагая их отказ по критерию износостойкости рабочих поверхностей. Полуэмпирические модели износных отказов с использованием гипотезы Г. Хизкоута о проскальзывании элементов и экспериментальных характеристик - линейной или энергетической интенсивности изнашивания, построены только для шариковых подшипников [3-5] и не могут быть использованы для оценки ресурса РКП.

В связи с этим целью настоящих исследований является разработка модели формирования отказов роликовых конических подшипников по критерию износостойкости рабочих поверхностей элементов на основе современных достижений теории параметрической надежности деталей машин [6, 7] и энерго-механической концепции изнашивания трибосопряжений [7, 8]. Последняя, в свою очередь, построена на синтезе базовых положений молекулярно-механической [9] и структурно-энергетической [10-14] теорий трения.

Аналитическая модель износных отказов роликовых конических подшипников

Рассмотрим роликовый однорядный подшипник с числом роликов N_p , схема нагружения которого представлена на рис. 1. В соответствии с правилами прогнозирования параметрической надежности деталей машин [6, 7] в качестве параметра $x(t)$ состояния исследуемого конического подшипника принимаем текущий (в момент времени t) радиальный зазор. Под ним будем понимать текущее вертикальное ($\alpha = 0$, рисунок 1) смещение оси внутреннего вращающегося кольца относительно оси неподвижного наружного кольца в результате действия силы $F_r(t)$, с учетом установочной осевой игры z_a и износа элементов РПК (рисунок 2 и 3). Величину этого смещения можно определить по уравнению:

$$x(t) = \min_{l \in [0, L]} (x_b(\alpha = 0, l, t)) + \min_{l \in [0, L]} (x_n(\alpha = 0, l, t)), \quad (3)$$

где $x_{b,n}(\alpha = 0, l, t)$ - текущие распределения зазоров в наиболее нагруженных ($\alpha = 0$, рис.1) контактах ролика длиной L с внутренним и наружным кольцами по координате l (рисунок 3), которые определяются при условии совмещения оси симметрии расположения роликов с осями колец и сепаратора (рисунок 2б).

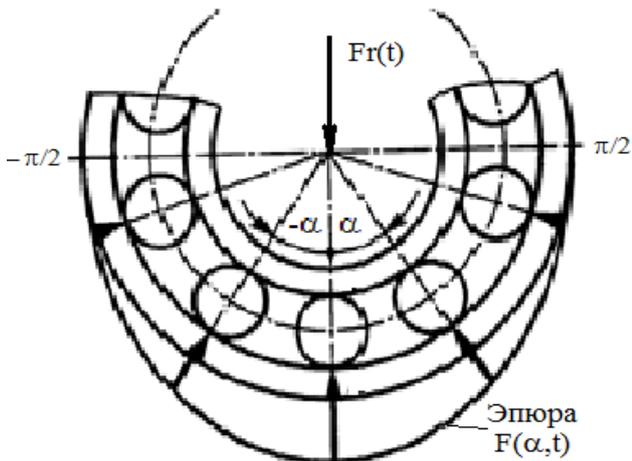


Рисунок 1. Расчетная схема РПК

Текущий зазор в процессе эксплуатации изменяется от начального значения $x(t = 0) = x_0$, обусловленного осевой игрой z_a , до критического - $x(t = t_*) = x_*$, назначаемого в нормативно-технической

документации. Здесь t_* - ресурс подшипника.

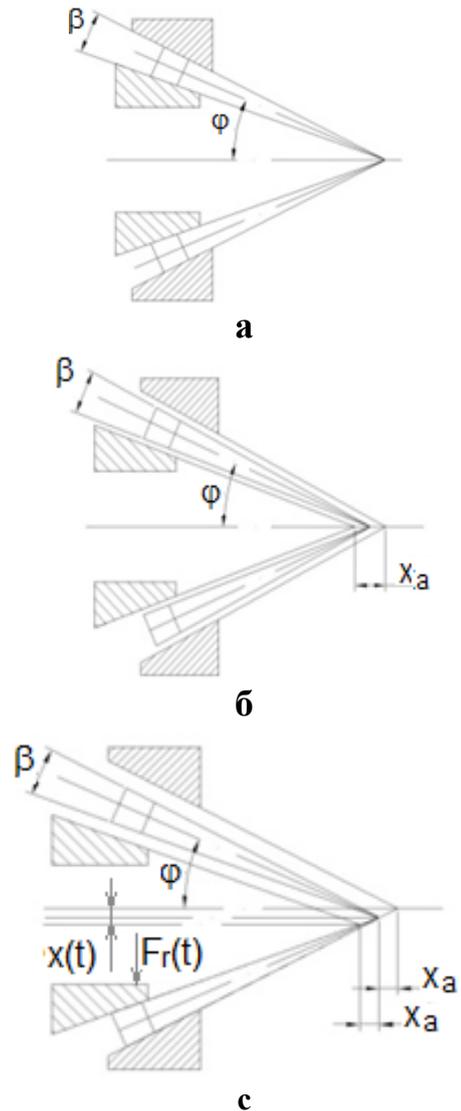


Рисунок 2. Схема расположения элементов РПК: а - без осевого зазора; б - с обеспечением осевого зазора z_a ; в - при действии радиальной нагрузки $F_r(t)$



Рисунок 3. Эпюры скоростей износа элементов РПК в момент времени t

В этом случае модель износовых отказов РКП для расчетной оценки их ресурса можно представить системой следующих уравнений [7]:

- уравнения перехода РКП в предельное состояние;
- двух уравнений, описывающих распределение текущих зазоров в контактах ролика с внутренним и наружным кольцами $x_{в,н}(\alpha, l, t = 0)$

- с учетом начального смещения z_a ;
- двух уравнений для оценки скоростей $\frac{\partial x_{в,н}(\alpha, l, t)}{\partial t}$ изменения зазора в контактах ролика с внутренним и наружным кольцами как суммы скоростей износа ролика $\frac{\partial y_p(\alpha, l, t)}{\partial t}$ и соответствующего кольца $\frac{\partial y_{в,н}(\alpha, l, t)}{\partial t}$.

Математически эту систему можно записать в виде:

$$\left\{ \begin{array}{l} x(t_*) = \min_{l \in [0, L]} (x_{в}(\alpha = 0, l, t_*)) + \min_{l \in [0, L]} (x_{н}(\alpha = 0, l, t_*)) = x_*; \\ x_{в}(\alpha, l, t) = x_{в}(\alpha, l, 0) + \int_0^t \frac{\partial x_{в}(\alpha, l, t)}{\partial t} dt; \\ x_{н}(\alpha, l, t) = x_{н}(\alpha, l, 0) + \int_0^t \frac{\partial x_{н}(\alpha, l, t)}{\partial t} dt; \\ \frac{\partial x_{в}(\alpha, l, t)}{\partial t} = \left(\frac{\partial y_{в}(\alpha, l, t)}{\partial t} + \frac{\partial y_p(\alpha, l, t)}{\partial t} \right) / \sin(\varphi); \\ \frac{\partial x_{н}(\alpha, l, t)}{\partial t} = \left(\frac{\partial y_{н}(\alpha, l, t)}{\partial t} + \frac{\partial y_p(\alpha, l, t)}{\partial t} \right) / \sin(\varphi). \end{array} \right. \quad (4)$$

Для того, чтобы система уравнений (4) оказалась замкнутой и появилась возможность определения ресурса РКП решением первого уравнения относительно t_* , необходимо сформулировать уравнения для расчета скоростей изнашивания колец и роликов $\frac{\partial y_{в,н,р}(\alpha, l, t)}{\partial t}$. Изнашивание этих элементов происходит в зонах относительного проскальзывания контактных поверхностей роликов и колец, которые образуются из-за смещения вершин конусов (рис. 2) в соответствии с [15].

Чистое качение имеет место только в одной точке контакта (полюсе качения $\lambda(\alpha, t)$, рис.3), где окружные скорости точек ролика и колец совпадают. На остальной поверхности контакта ролика с дорожкой происходит их относительное проскальзывание из-за разности окружных скоростей, вызванных непостоянной величиной отношения радиусов ролика и колец по координате l . Со стороны большего диаметра (нижняя часть эпюры) ролика его точки опережают точки дорожки в направлении качения, со стороны малого диаметра (верхняя часть эпюры) – отстают.

Для расчета скоростей изнашивания элементов РКП $\frac{\partial y_{в,н,р}(\alpha, l, t)}{\partial t}$ используем базовое уравнение. энерго-механической кон-

цепции изнашивания стационарных сопряжений [7, 14], при этом полагая, что:

- скорость вращения сепаратора равна половине скорости $\omega(t)$ вращения внутреннего кольца $\omega_c(t) = 0,5\omega(t)$;
- координата полюса качения ролика по внутреннему $\lambda(\alpha, t)$ кольцу совпадает по значению с координатой полюса качения ролика по наружному кольцу (здесь $\alpha \in \left[-\frac{\pi}{2}, \frac{\pi}{2}\right]$ - угол положения ролика в соответствии с рисунком 1);
- скорость изнашивания точек внутреннего подвижного кольца одинакова по длине окружности, и зависит от времени t и координаты l :

$$\frac{\partial y_{в}(\alpha, l, t)}{\partial t} = \quad (5)$$

$$= \frac{\int_{-\pi/2}^{\pi/2} v_{в} \cdot \sigma_{в}(\alpha, l, t) \cdot f_{мех в}(\alpha, l, t) \cdot v_{ск в}(\alpha, l, t) d\alpha}{2\pi R_{в}(\alpha, l, t) \Delta u_{е* в}};$$

- скорость изнашивания наружного неподвижного кольца определяется в нижнем наиболее нагруженном контакте при $\alpha = 0$, рис.2:

$$\frac{\partial y_{н}(\alpha, l, t)}{\partial t} = \frac{v_{н} \cdot \sigma_{н}(\alpha, l, t) \cdot f_{мех н}(\alpha, l, t) \cdot v_{ск н}(\alpha, l, t)}{\Delta u_{е* н}}; \quad (6)$$

- скорость изнашивания ролика равномерна по длине окружности:

$$\frac{\partial y_p(\alpha, l, t)}{\partial t} = \frac{\int_{-\pi/2}^{\pi/2} \left[\frac{(1-\nu_B) \cdot \sigma_B(\alpha, l, t) \cdot f_{\text{Мех В}}(\alpha, l, t) \cdot \nu_{\text{СК В}}(\alpha, l, t) +}{\Delta u_{e^* \text{ В}}} + \frac{(1-\nu_H) \cdot \sigma_H(\alpha, l, t) \cdot f_{\text{Мех Н}}(\alpha, l, t) \cdot \nu_{\text{СК Н}}(\alpha, l, t)}{\Delta u_{e^* \text{ Н}}} \right] d\alpha}{2\pi R_p(\alpha, l, t)}. \quad (7)$$

Определим параметры, входящие в уравнения (5)-(7).

1. Распределение изношенных радиусов колец и ролика по координате l на момент времени t :

$$R_H(\alpha, l, t) = R_H(l, t = 0) + \int_0^t \frac{\partial y_H(\alpha, l, t)}{\partial t} dt, \quad (8.a)$$

$$R_{B,p}(\alpha, l, t) = R_{B,p}(l, t = 0) - \int_0^t \frac{\partial y_{B,p}(\alpha, l, t)}{\partial t} dt, \quad (8.б)$$

В начальный момент времени $t = 0$ распределение радиусов элементов РКП $R_{H,B,p}(l, t = 0)$ в соответствии со вторым допущением зависит от наличия смещения вершин конусов рабочих поверхностей:

$$R_p(l, t = 0) = R_p(l = 0, t = 0) - l \cdot tg \frac{\beta}{2}, \quad (9.a)$$

$$R_H(l, t = 0) = \frac{R_p \left(1 + \frac{z_a}{\cos(\varphi + \frac{\beta}{2})}, t=0 \right) \sin(\varphi + \frac{\beta}{2})}{\sin(\beta/2)}, \quad (9.б)$$

$$R_B(l, t = 0) = \frac{R_p \left(1 - \frac{z_a}{\cos(\varphi - \frac{\beta}{2})}, t=0 \right) \sin(\varphi - \frac{\beta}{2})}{\sin(\beta/2)}, \quad (9.в)$$

где β -угол конусности ролика;
 φ -угол между осями вращения внутреннего кольца и роликов.

2. Коэффициенты ν_B и ν_H поглощения (преобразования) внешней энергии материалом поверхностного слоя изнашиваемого внутреннего и наружного колец соответственно [7]:

$$\nu_B = \left[\frac{\theta_B^{2/3} \cdot Ra_B^{1/3}}{\theta_p^{2/3} \cdot Ra_p^{1/3}} \right] / \left[1 + \frac{\theta_B^{2/3} \cdot Ra_B^{1/3}}{\theta_p^{2/3} \cdot Ra_p^{1/3}} \right]; \quad (10.a)$$

$$\nu_H = \left[\frac{\theta_H^{2/3} \cdot Ra_H^{1/3}}{\theta_p^{2/3} \cdot Ra_p^{1/3}} \right] / \left[1 + \frac{\theta_H^{2/3} \cdot Ra_H^{1/3}}{\theta_p^{2/3} \cdot Ra_p^{1/3}} \right]; \quad (10.б)$$

где $\theta_{B,H,p} = \frac{1-\mu_{B,H,p}^2}{E_{B,H,p}}$ – упругие постоянные материалов внутреннего, наружного колец и ролика соответственно;

$\mu_{B,H,p}$ и $E_{B,H,p}$ – коэффициенты Пуассона и модули упругости материалов поверхностных слоев внутреннего и наружного колец и роликов;

$Ra_{B,H,p}$ – средняя арифметическая высота микронеровностей профиля поверхностей внутреннего и наружного колец и роликов.

3. Распределение напряжений $\sigma_B(\alpha, l, t)$ и $\sigma_H(\alpha, l, t)$ на контактах $\alpha \in \left[-\frac{\pi}{2}; \frac{\pi}{2}\right]$ роликов с внутренним и наружным кольцами являются периодическими во времени функциями с периодом $T_{\Pi}(t) = \frac{2\pi}{N_p \cdot \omega_c(t)}$,

если $t \in \left[-\frac{a_B(\alpha, l, t)}{\omega_c(t) \cdot R_B(\alpha, l, t)}; \frac{2\pi}{N_p \cdot \omega_c(t)} - \frac{a_B(\alpha, l, t)}{\omega_c(t) \cdot R_B(\alpha, l, t)} \right]$:

$$\sigma_B(\alpha, l, t) = \begin{cases} \sigma_B^{\max}(\alpha, l, t) \cdot \left(1 - \left(\frac{t \cdot \omega_c(t) \cdot R_B(\alpha, l, t)}{2 \cdot a_B(\alpha, l, t)} \right)^2 \right), & \text{если } t \in \left[-\frac{a_B(\alpha, l, t)}{\omega_c(t) \cdot R_B(\alpha, l, t)}; \frac{a_B(\alpha, l, t)}{\omega_c(t) \cdot R_B(\alpha, l, t)} \right]; \\ 0, & \text{если } t \notin \left(-\frac{a_B(\alpha, l, t)}{\omega_c(t) \cdot R_B(\alpha, l, t)}; \frac{a_B(\alpha, l, t)}{\omega_c(t) \cdot R_B(\alpha, l, t)} \right) \end{cases}; \quad (11.a)$$

$$\sigma_H(\alpha, l, t) = \begin{cases} \sigma_H^{\max}(\alpha, l, t) \cdot \left(1 - \left(\frac{t \cdot \omega_c(t) \cdot R_H(\alpha, l, t)}{2 \cdot a_H(\alpha, l, t)} \right)^2 \right), & \text{если } t \in \left[-\frac{a_H(\alpha, l, t)}{\omega_c(t) \cdot R_H(\alpha, l, t)}; \frac{a_H(\alpha, l, t)}{\omega_c(t) \cdot R_H(\alpha, l, t)} \right]; \\ 0, & \text{если } t \notin \left(-\frac{a_H(\alpha, l, t)}{\omega_c(t) \cdot R_H(\alpha, l, t)}; \frac{a_H(\alpha, l, t)}{\omega_c(t) \cdot R_H(\alpha, l, t)} \right) \end{cases}; \quad (11.б)$$

где $\sigma_B^{\max}(\alpha, l, t)$ и $\sigma_H^{\max}(\alpha, l, t)$ – максимальные напряжения для контактов ролика с внутренним и наружным кольцами соответственно, рис.4:

$$\sigma_B^{\max}(\alpha, l, t) = \frac{3q(\alpha, t)}{4 \cdot a_H(\alpha, l, t)}; \quad (12.a)$$

$$\sigma_H^{\max}(\alpha, l, t) = \frac{3q(\alpha, t)}{4 \cdot a_B(\alpha, l, t)}; \quad (12.6)$$

$a_H(\alpha, l, t)$ и $a_B(\alpha, l, t)$ - полуширины полосы контакта ролика с наружным и внутренним кольцами соответственно, рис.4, [16]:

$$a_H(\alpha, l, t) = 2 \sqrt{\frac{q(\alpha, t) \cdot (\theta_H + \theta_P)}{1/R_H(l, t) + 1/R_P(l, t)}}; \quad (13.a)$$

$$a_B(\alpha, l, t) = 2 \sqrt{\frac{q(\alpha, t) \cdot (\theta_B + \theta_P)}{1/R_B(l, t) + 1/R_P(l, t)}}; \quad (13.б)$$

$q(\alpha, t)$ - погонная нагрузка на ролик в зависимости от его положения:

$$q(\alpha, t) = \frac{F(\alpha, t)}{L}; \quad (14)$$

$F(\alpha, t)$ - сила действующая на ролик со стороны колец, рис.1, [16]:

$$F(\alpha, t) = F(0, t) + 2F(0, t)\cos^{2,5}(2\alpha) + \dots + 2F(0, t)\cos^{2,5}(N_P\alpha), \quad (15)$$

$F(0, t) = \frac{4,37 \cdot F_T(t)}{N_P}$ - усилие, действующее на ролик с координатой $\alpha = 0$.

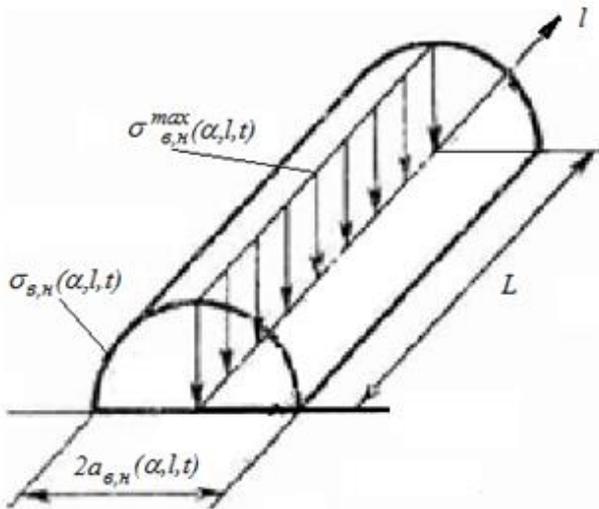


Рисунок 4. Эпюра напряжений в контактах ролика с кольцами

Распределения скоростей скольжения $v_{ск\ H}(\alpha, l, t)$ и $v_{ск\ B}(\alpha, l, t)$ определим, рассматривая вращение внутреннего и наружного колец относительно неподвижного сепаратора с роликами. В этом случае исследуемые элементы совершают только вращательное движение: ролики - с угловыми

скоростями $\omega_P(\alpha, t)$, кольца - с $\pm\omega_C(t)$. Скорости скольжения на контактах ролика и колец найдем как разность соответствующих окружных скоростей:

$$v_{ск\ H}(\alpha, l, t) = v_P(\alpha, l, t) - v_H(\alpha, l, t); \quad (16.a)$$

$$v_{ск\ B}(\alpha, l, t) = v_P(\alpha, l, t) - v_B(\alpha, l, t), \quad (16.б)$$

где $v_H(l, t)$, $v_B(l, t)$ и $v_P(\alpha, l, t)$ - окружные скорости контактных точек наружного и внутреннего колец и роликов соответственно:

$$v_B(\alpha, l, t) = R_B(\alpha, l, t) \cdot \omega_C(t); \quad (17.a)$$

$$v_H(\alpha, l, t) = R_H(\alpha, l, t) \cdot \omega_C(t); \quad (17.б)$$

$$v_P(\alpha, l, t) = R_P(l, t) \cdot \omega_P(\alpha, t). \quad (17.в)$$

Угловая скорость ролика $\omega_P(\alpha, t)$ зависит от координаты полюса качения $\lambda(\alpha, t)$, для определения которой необходимо составить и решить относительно $\lambda(\alpha, t)$ уравнение равенства моментов, действующих на ролик, рис.1:

$$M_{тр\ B}(\alpha, t) + M_{тр\ H}(\alpha, t) = 0; \quad (18)$$

Здесь результирующий момент трения, действующий на ролик со стороны внутреннего кольца:

$$M_{тр\ B}(\alpha, t) = \int_0^{\lambda(\alpha, t)} R_P(l, t) \cdot \sigma_B(\alpha, l, t) \cdot f_B(\alpha, l, t) dl - \quad (18.a)$$

$$- \int_{\lambda(\alpha, t)}^L R_P(l, t) \cdot \sigma_B(\alpha, l, t) \cdot f_B(\alpha, l, t) dl,$$

Результирующий момент трения, действующий на ролик со стороны наружного кольца:

$$M_{\text{тр н}}(\alpha, t) = \int_0^{\lambda(\alpha, t)} R_p(l, t) \cdot \sigma_H(\alpha, l, t) \cdot f_H(\alpha, l, t) dl - \int_{\lambda(\alpha, t)}^L R_p(l, t) \cdot \sigma_H(\alpha, l, t) \cdot f_H(\alpha, l, t) dl. \quad (18.6)$$

Тогда

$$\omega_p(\alpha, t) = \omega_c(t) \frac{R_p(l=\lambda(\alpha, t))}{R_p(l=\lambda(\alpha, t))} \quad (19)$$

Входящие в уравнения (5) - (7) и (18.а,б) коэффициент трения и его механическую составляющую, можно определить в зависимости от условий нагружения, приводящих к появлению того или иного вида контакта по методике Крагельского-Михина [9].

Критическое приращение, $\Delta u_{e^* \text{ н}}$ и $\Delta u_{e^* \text{ р}}$ плотности скрытой энергии дефектов структуры материалов внутреннего, наружного колец и ролика соответственно [7,10]:

$$\Delta u_{e^* \text{ в, н, р}} = \Delta H_{S \text{ в, н, р}} - u_{e0 \text{ в, н, р}} - u_{T \text{ в, н, р}}, \quad (20)$$

где $\Delta H_{S \text{ в, н, р}}$ – энтальпия плавления материалов внутреннего кольца, наружного кольца и ролика соответственно в жидком состоянии при температуре T_S плавления;

$$u_{e0 \text{ в, н, р}} = \frac{(0,071 \cdot HV_{\text{в, н, р}})^{2.4}}{6 \cdot G \cdot (6,47 \cdot 10^{-6} \cdot HV_{\text{в, н, р}} + 0,12 \cdot 10^{-2})^2} - \text{ис}$$

ходная плотность скрытой энергии дефектов материалов внутреннего кольца, наружного кольца и ролика соответственно

$u_{T \text{ в, н, р}} = \int_0^T c_{\text{в, н, р}} \cdot \rho_{\text{в, н, р}} \cdot dT$ – энтальпия материалов внутреннего кольца, наружного кольца и ролика соответственно при рабочей температуре $T = \text{const}$ РКП, величины которых определяются при формулировании начальных условий;

$c_{\text{в, н, р}}$ – теплоёмкость материалов внутреннего кольца, наружного кольца и ролика соответственно;

$\rho_{\text{в, н, р}}$ – плотность материалов соответственно;

$HV_{\text{в, н, р}}$ – твердость материалов по Виккерсу соответственно.

Заключение

Таким образом, математическая модель отказов РКП представляет собой совокупность уравнений (3) - (20), учитывающих влияние основных технологических факторов, таких, как:

- макро- и микрогеометрические характеристики элементов подшипника;
- физико-химические свойства материалов;
- условия внешнего нагружения;
- кинематические и температурные условия работы подшипника;
- наличие смазочных материалов и их характеристик.

В отличие от большинства линейных моделей износа, представленная система уравнений записана в дифференциальной форме. Ее использование предполагает учет нелинейности процесса изнашивания из-за непостоянства во времени исходных данных. Сложность математического аппарата поставленной краевой задачи не позволяет получить аналитическую методику расчета проектного ресурса РКП. Поэтому для прогнозирования ресурса необходимо применение численных методов решения дифференциальных уравнений.

Библиографический список

1. ГОСТ 3395-89 ПОДШИПНИКИ КАЧЕНИЯ. ТИПЫ И КОНСТРУКТИВНЫЕ ИСПОЛНЕНИЯ.
2. ГОСТ 18855-2013 "ПОДШИПНИКИ КАЧЕНИЯ. Динамическая грузоподъемность и номинальный ресурс"
3. Когаев В.П., Дроздов Ю.Н. Прочность и износостойкость деталей машин: учеб. пособие для машиностр. спец. вузов.- М.: Высш. шк., 1991.-319 с.
4. Павлов В.Г. Расчетная оценка ресурса работы опор качения по критерию износа // Вестник машиностроения. 2002. №7. С. 27-30.
5. Дьякова А.Г., Дроздов Ю.Н. Износ подшипников в водной среде // Вестник машиностроения. 1971. №8. С. 27-30.

6. Проников А.С. Параметрическая надежность машин. – М.: Изд-во МГТУ им. Н.Э. Баумана, 2002.- 560с.
7. Анцупов А.В. (мл.), Анцупов А.В., Анцупов В.П. Теория и практика обеспечения надежности деталей машин по критериям кинетической прочности и износостойкости материалов: монография. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2015. 308с.
8. Энерго-механическая концепция прогнозирования ресурса узлов трения по критерию износостойкости элементов/ А.В. Анцупов (мл.), А.В. Анцупов, В.П.Анцупов, М.Г. Слободянский, В.А. Русанов// Трение и износ, 2016. т.37. №5. С.510-516.
9. Крагельский И.В., Добычин М.Н., Комбалов В.С. Основы расчетов на трение и износ.- М.: Машиностроение, 1977.- 526 с.
10. Федоров С.В. Основы трибоэродинамики и физико-химические предпосылки теории совместимости.- Калининград: КГТУ, 2003.- 409 с.
11. Структурно-энергетический подход к оценке фрикционной надежности материалов и деталей машин / В.П. Анцупов, А.В. Анцупов, А.В. Анцупов (мл.) и др. // Материалы 66-й науч.-техн. конф.: сб. докл. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2008.- Т.1.- С. 258-262.
12. Структурно-энергетическая интерпретация взаимосвязи процессов трения и изнашивания/А.В.Анцупов, А.В.Анцупов (мл.), В.П.Анцупов, и др.//Процессы и оборудованные металлургического производства: межрегион. сб. науч. тр./ под ред. Платова С.И. Вып.8.-Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2009. – С.233-240.
13. Прогнозирование показателей надежности трибосопряжений / А.В. Анцупов, А.В. Анцупов (мл.), А.С. Губин и др. // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: материалы 68-й межрегиональной научно-технической конференции. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2010. т.1. С.262-264.
14. Модель процесса изнашивания трибосопряжений на основе термодинамического анализа их состояния/ А.В. Анцупов, А.В.Анцупов (мл.), М.Г. Слободянский и др.//Материалы 68-й науч.-техн. конф.: сб. докл. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2010.-С.264-268.
15. Виравов Р.В. Тяговые свойства фрикционных передач. – М.: Машиностроение, 1982. – 263с.
16. Перель Л.Я. Подшипники качения: Расчет, проектирование и обслуживание опор: Справочник.-М.: Машиностроение, 1983.-543с.

Information about the paper in English

A.V. Antsupov (Jr.)
 Nosov Magnitogorsk State Technical University
 Magnitogorsk, Russian Federation
 E-mail: a.antcupov@gmail.com
 Received 04.05.2017

ANALYTICAL MODEL OF WEAROUT FAILURES OF TAPERED ROLLER BEARINGS

Abstract

The article examines the physical laws that determine the failure of a tapered roller bearing when the radial clearance reaches the critical value. The analysis is based on the theory of mechanical wear. The mechanical element of the friction work affects the surface layer causing it to deteriorate at a certain rate. In other words, how fast the radial clearance grows is determined by the wear rate of the rings and the rollers. The bearing fails when the radial clearance reaches the critical size. The model allows for the non-linear nature of the wear, which is described in a differential form. The model can help develop techniques for projecting the life of the bearing at the design and operation stages, as well as techniques for estimating the bearing adjustment and change-out times.

Keywords: tapered roller bearing, the theory of mechanical wear, failure, criterion, wear resistance, wear, wear out failure model.



УДК 621.774.3

С.Г. Комаишко, Г.Н. Кулик
ООО «Дефорт»
г. Санкт-Петербург, Россия
E-mail: kulik.georgnik@rambler.ru
Дата поступления: 29.01.2017

ОПЫТ ИМПОРТОЗАМЕЩЕНИЯ ИНСТРУМЕНТА ДЛЯ ТРУБОПРОКАТНЫХ СТАНОВ PQF ФИРМЫ «SMS MEER» (ГЕРМАНИЯ)

Аннотация

В статье рассмотрена проблематика изготовления инструмента для трубопрокатных станов PQF

Ключевые слова: непрерывный трубопрокатный стан, оправка, электрошлаковый переплав, ковка, качество.

Введение

В настоящее время на многих металлургических заводах, включающих в себя трубопрокатный передел, устанавливают непрерывные станы.

Процесс этот не нов. В Советском Союзе было несколько таких станов, из них последней модели – 30-102. Они состояли из девяти клеток, следующих друг за другом.

Прокатка трубы происходила так: в заготовку, полученную на прошивном стане, входила длинная цилиндрическая оправка, и они вместе проходили через клетки. За станом оправка извлекалась, клалась на охлаждение в ванну, из которой, впоследствии, опять задействовалась в работе.

Непрерывными такие станы называют не потому, что в них процесс прокатки идет непрерывно, а из-за нахождения прокатываемой трубы одновременно в нескольких клетях.

Существует два режима работы: оправка в свободном состоянии и в удерживаемом. В первом случае – процесс более щадящий, но трубы получаются хуже, из-за различного режима прокатки до захвата в двух клетях стана и после него, и также на выходе. Второй на двадцать процентов энергоёмче, но трубы получаются с улучшенной геометрией их поперечного сечения.

Производились трубы размером 108x3...8 мм, и выпуск их составил 430 тыс. тонн в год.

Инструментом служили валки и оправки. Оправки изготавливались из легированной хромомолибденовой или хромоникельмолибденовой стали из горячекатаных штанг путем их обкатки, притом оправки, используемые для свободного и для удерживаемого режима различны. Для свободного режима они представляют цилиндрический стержень с выточкой на конце, а для удерживаемого – форма более сложная и на конце внутренняя резьба (рисунок 1). Химический состав используемых сталей показан в таблице 1.

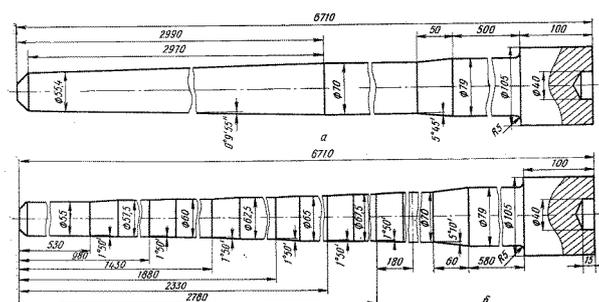


Рисунок 1. Удерживаемая оправка стана 30-102 (а – коническая; б – ступенчатая) [1]

Химический состав сталей, применяемых для оправок стана 30-102 [1]

Углерод	Марганец	Кремний	Хром	Никель	Молибден	Сера	Фосфор
Не более 0,15	Не более 0,5	Не более 0,5	4 – 6,0	Не более 0,5	0,46 – 0,65	Не более 0,03	Не более 0,035
0,3 – 0,4	0,4 – 0,7	0,17 – 0,37	0,8 – 1,2	1,75 – 2,25	0,2 – 0,3	Не более 0,04	Не более 0,03

Стойкость оправок составляла 380 – 450 проходов.

Устанавливаемые в настоящее время станы от прежних отличаются не только интерфейсом, но и количеством клетей (обычно 4), а в Жлобине умудрились поставить три и сортаментом труб, например, в Таганроге это размер 73...273x5...25 мм с выпуском до 600 тыс. тонн в год. Понятно, что изменением одного интерфейса здесь дело не обошлось, поскольку невозможно распределить работу деформации проходящую ранее в девяти клетях на теперешние четыре без чего-то нового. Во-первых – оправки сделали длиннее в два раза, и заменили марку стали. Эскиз этих оправок представлен на рисунке 2, а химический состав следующий (x35CrMoV05KU-UNI 2955)? %: углерод 0,3-0,38; марганец 0,060 макс; кремний 0,7 – 1,20; хром 4,5 – 5,50; ванадий 0,8 – 1,20; молибден 1 – 1,50; сера 0,008 макс; сера и фосфор, вместе взятые, 0,020 макс.

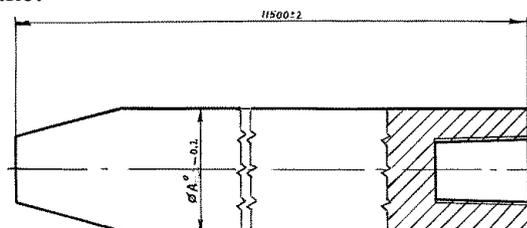


Рисунок 2. Эскиз оправки стана PQF

Если не вдаваться в тонкости, то видно, что эта марка стали типа 4X5МФС. В нашей стране были проблемы с получением стали таких марок, а при длине 12 метров это становится вообще маловероятным.

Нами проделана работа (попытка) по замене этой стали на другую высокопрочную жаропрочную марку, но положительного результата не получилось, через какое-то небольшое количество проходов образовывались и продольные и поперечные трещины (на каких оправках – только один тип, а на каких – то – оба).

Положительный опыт в нашей стране по производству изначально новых оправок для этих станов неизвестен.

Также, следует заметить, что сложность изготовления (без учета сложности в получении стали) и ремонта оправок (переточка на меньший размер) на новых станах возросла многократно.

Ещё, необходимо уточнение о том, что пытаясь продлить жизнь оправок, работники предприятий пытались сваркой исправить появляющиеся дефекты, что усложняло последующий ремонт (переточку), поскольку на этих подварках ломался режущий инструмент и, это не способствовало повышению качества ремонта.

Таким образом, приобретя данное оборудование наши предприятия стали заложниками поставщиков инструмента.

Кроме этого, постепенно возникла проблема: «Что делать с ремонтнепригодными оправками?». Понятно, что имея такую позитивную технологическую наследственность, в виде уникального по чистоте металла, их нельзя перерабатывать как простой металлолом, а использовать в виде вставок для штампов – у рынка штамповых сталей, используемых для этих целей, нет такой потребности.

Цель работы

Разработка технологического процесса переработки ремонтнепригодных оправок в новые и оценка их качества

Технологический процесс

Технический результат настоящей работы заключается в обеспечении возможности повторного использования дорогостоящих высококачественных инструментальных сталей, из которых сделаны оправки трубопрокатных агрегатов по своему прежнему назначению, т.е. в качестве тех же оправок с подтверждением требуемых характеристик.

Указанный технический результат достигают тем, что используют способ изготовления оправок для трубопрокатного стана [2], при котором поковку получают путем электрошлакового переплава вышедших из строя оправок для трубопрокатного стана, собранных в пучок, с получением слитка, его отжига иковки на радиальноковочной машине, обработку поковки с образованием оправки ведут путем последовательно осуществляемых отжига, термообработки, лезвийной обработки, шлифования, хромирования и хонингования, после чего проводят испытания оправки на соответствие заданным для эксплуатации характеристикам методами неразрушающего контроля. При этом в случае необходимости, при наличии показаний проведения неразрушающего контроля поковки перед проведением её термообработки у неё осуществляют ремонт поверхности.

Благодаря наличию приведенных признаков, появляется возможность повторно использовать дорогостоящий материал для изготовления оправок, при этом при их изготовлении не требуется заново производить дорогостоящую выплавку легированного металла.

Кроме этого был разработан способ термообработки [3] включающий закалку оправки путем индукционного нагрева с частотой тока 50...1000 Гц и охлаждения с помощью спрейера, отпуск с охлаждением на воздухе при перемещении оправки, отличающийся тем от известных, что индукционный нагрев оправки осуществляется при температуре от 1040°C до 1080°C со скоростью перемещения от 70 мм/мин до 180 мм/мин, а отпуск проводят при температуре от 705°C до 725°C со скоростью перемещения оправки от 70 мм/мин до 180 мм/мин.

Таким образом, для получения новой восстановленной оправки размером 175x11500 мм, используя предлагаемый способ, были взяты две оправки размером 168x11500 мм, имеющие глубокие продольные и поперечные трещины, которые практически были списаны в металлолом. Их разрезали пополам и собрали в пучок, затем с помощью электрошлакового переплава

получили слиток размером 600x1880 мм, который охладили по специальному режиму, затем его проковали на радиальноковочной машине до размера 205x11750 мм, получая поковку. После этого поковку подвергли отжигу и термообработке, используя закалку с отпуском, обточили, прошлифовали и произвели хромирование и хонингование. В результате было получено требуемое изделие – новая оправка размером 175x11500 мм.

Вроде бы поставленная цель достигнута, однако в процессе работы часто возникали ситуации, когда приходилось полученные поковки отправлять назад на электрошлаковый переплав, из-за обнаруживаемых в них трещин.

Данный способ модифицировали, добавив некоторые операции, и получили то, что в отличие от предыдущего, полученный путем электрошлакового переплава слиток охлаждают в отапливаемом колодце при температуре 600...650°C в течении 48 часов, после чего, в горячем виде, в термосе, передают дляковки, которую осуществляют на гидравлическом прессе с суммарной деформацией 50...60% с получением заготовки, которую подвергают отжигу при 900°C в течении 120 часов, а поковку получают ковкой упомянутой заготовки на радиально – ковочной машине [4].

Методика проверки

Из «Журнала развинчивания оправок» трубопрокатного цеха необходимо сделать выборку по использованию оправок размерами 172,35 и 176,4 мм, произведенными различными производителями за период три месяца. Из полученной выборки выявить средний, максимальный и минимальный прокат труб в тоннах на одну оправку, сделать анализ этих данных, их интерпретацию и разработать рекомендацию по оптимальному планированию использования оправок.

Проведение работы

За период с января по март 2015 года получены данные, которые сведены в таблицу 2.

Данные по использованию оправок

Размер 172,35 мм				Размер 176,40 мм			
Производитель Дефорт		Производитель China		Производитель Дефорт		Производитель China	
Номер оправки	Тонн/ оправка	Номер оправки	Тонн/ оправка	Номер оправки	Тонн/ оправка	Номер оправки	Тонн/ оправка
2505	808	2545	262	2398	2515	2493	480
2504	1287	2553	402	2513	700	2495	872
2507	1287	2555	902	2522	475	2490	527
2471	991	2556	450	2511	1639	2547	101
2502	1367	2558	454	2524	1320	2548	165
2503	1287	2559	1039	2530	735	2550	445
2506	1233	2560	574	2531	735	2570	254
2509	748	2561	79	2532	589	2549	895
2512	1230	2562	285	2576	433	2551	968
2525	1127	2563	285			2571	779
2526	585	2554	502			2572	444
2528	587	2564	758			2573	667
2533	1284	2565	114			2596	161
2535	897	2566	701			2597	169
2537	704	2568	477				
2529	1469	2569	1010				
2534	2671	2580	2358				
2536	965	2581	1497				
2543	2321	2582	1422				
2544	1669	2583	776				
2545	2119	2584	1590				
2577	370	2585	1734				
		2620	232				
		2623	328				
	Общий прокат 27006 т		Общий прокат 18231 т		Общий прокат 9141 т		Общий прокат 6927 т
	Средний прокат на одну оправку 1228 т		Средний прокат на одну оправку 760 т		Средний прокат на одну оправку 1016 т		Средний прокат на одну оправку 495 т

Анализ полученных данных

За проанализированный период использовано по 22 оправки размером 172,35 мм производства Дефорт и 24 – производства China, а также 9 и 114 штук размером 176,4 мм производства Дефорт и China соответственно. Выбор такого периода сгладил влияние таких факторов, как прокат труб из различных марок стали, использование неодинаковой смазки, сбой работы стана, поскольку они практически одинаково влияли на работоспособность всех

оправок изготовленными различными фирмами.

При этом на оправках размером 172,35 мм изготовленных Дефорт зафиксированный минимум проката труб составил 370 тонн/оправка, а China – 79 тонн/оправка, размером 176,4 мм 433тонн/оправка и 101 тонна/оправка изготовленных Дефорт и China соответственно.

Зафиксированный максимум проката труб для размера 172,35 мм составил 2671 тонн /оправка производства Дефорт и 2358 тонн/оправка производства China, а размером 176,4 мм составил 2515 тонн/оправка и

872 тонны/оправка производства Дефорт и China соответственно.

Средний же расход оправок по размеру 172,35 мм составил 1228 тонн/оправка и 760 тонн/оправка, и размеру 176,4 мм – 1016 тонн/оправка и 495 тонн/оправка Дефорт и China соответственно.

Полученные данные показывают, что стойкость оправок производства Дефорт, как единичная, так и средняя превышает стойкость аналогичных оправок производства China.

Заключение

Из результатов анализа производственных данных видно, что использование оправок, произведенных Дефорт, практически в два раза выгоднее.

Заготовкой для оправок служат оправки, которые забракованы для дальнейшего ремонта, т.е. металлолом, и, таким образом, реализован шанс того, что удобная форма оправки состыкована в технологической цепочке с требуемой формой заготовки для процесса ЭШП, а также дальнейшей переработки, поскольку, получив только слитки ЭШП и не пройдя всю цепочку, там же, не получили бы ничего, из-за склонности литого металла данной стали к растрескиванию.

В результате проведения работы решили три задачи: общегосударственную – по импортозамещению; социальную – увеличив загрузку трех предприятий в различных частях страны и экологическую – поскольку минуется один передел металлургического производства, с его вредными выбросами и отходами.

Кроме этого, возможная ссылка на неправомерность сравнения с производителем China, вряд ли может быть уместной, поскольку его выбор заводом сделан был ранее и качество поставляемых им оправок мало отличается от поставок из Италии и Германии.

Библиографический список

1. Горячая прокатка и прессование труб. Изд. 3-е, перераб. и доп. Данилов А.Ф., Глейберг А.З., Балакин В.Г. Изд-во «Металлургия», 1972. - 576 с.
2. Патент № 2012127246/02, 21.06.12 Способ изготовления оправок для трубопрокатного стана / №2531077 РФ, МПК В 21 К 5/00, В 21 В 25/00 // Комаишко С.Г., Смирнова А.Г., Шахмин С.И. и др., патентообладатель Открытое Акционерное общество «ДЕФОРТ» Оpubл. 20.10.14, Бюл. №29 – 5 с.
3. Патент № 2012127245/02, 21.06.2012 Способ термообработки оправок трубопрокатных станов / 2511452 РФ, МПК С 21 D 9/28, С 21 D 1/42 // Комаишко С.Г., Шахмин С.И., Меликян Г.А. и др., патентообладатель Открытое Акционерное общество «ДЕФОРТ». Оpubл. 10.04.14, Бюл. №36 – 4с.
4. Комаишко С.Г., Шахмин С.И., Лубе И.И. и др. Способ изготовления оправок для трубопрокатного стана (патент на изобретение №2600044, БИ№29 от 20.10.2016)

Information about the paper in English

S.G. Komaishko, G.N. Kulik

Defort

St. Petersburg, Russian Federation

E-mail: kulik.georgnik@rambler.ru

Received 29.01.2017

THE EXPERIENCE OF REPLACING THE IMPORTED TOOLING DESIGNED FOR PDF PIPE MILLS BY SMS MEER (GERMANY) WITH IN-COUNTRY ALTERNATIVES

Abstract

The article examines the problem of manufacturing the tooling for PDF pipe mills.

Keywords: Continuous pipe mill, mandrel, electroslag remelt, forging, quality.



УДК 621.771

С.В.Сметанин¹, В.Н.Перетяtko²,
А.Б.Юрьев¹, М.В.Филиппова²

¹АО «ЕВРАЗ Объединенный Западно-Сибирский
металлургический комбинат»
г. Новокузнецк, Россия

²ФГБОУ ВО «Сибирский государственный
индустриальный университет»
г. Новокузнецк, Россия

E-mail: Sergey.Smetanin@evraz.com

Дата поступления: 01.02.2017

СНИЖЕНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ МОМЕНТОВ И ПОВЫШЕНИЕ НАДЕЖНОСТИ ОБОРУДОВАНИЯ ГЛАВНОЙ ЛИНИИ ПРОКАТНОГО СТАНА

Аннотация

В данной работе приведены теоретические и экспериментальные результаты по анализу моментов, возникающих при прокатке трамвайных рельсов в реверсивной непрерывной чистовой группе клетей. С целью более плавной загрузки двигателя и уменьшения динамических ударов при захвате металла валками в период разгона прокатного стана, выполнено исследование по захвату металла валками при постоянной скорости вращения валков. Установлено, что *при захвате металла на постоянной скорости вращения прокатных валков динамический момент, который возникает только в период разгона и торможения вращающихся частей главной линии прокатного стана, отсутствует*. Это позволяет повысить надежность оборудования главной линии прокатного стана. Разработанные скоростные режимы позволили на 20-25% уменьшить момент при захвате металла валками, исключить пробуксовки и динамические удары в главной линии прокатного стана.

Ключевые слова: рельсобалочный стан, непрерывная реверсивная группа, прокатка, трамвайные рельсы, моменты прокатки, динамические моменты, маховой момент, скорость прокатки, ускорение, торможение

Введение

Для расчета мощности двигателя и деталей главной линии прокатного стана (рисунки 1) необходимо знать изменения крутящего момента по времени, то есть построить нагрузочную диаграмму.

В общем случае момент на валу двигателя можно представить как сумму статического и динамического моментов: $M_{\text{ов}} = M_{\text{ст}} \pm M_{\text{дин}}$.

В свою очередь статический момент находится по зависимости:

$$M_{\text{ст}} = M_{\text{пр}} + M_{\text{тр}} + M_{\text{хол}}$$

где $M_{\text{пр}}$ - момент прокатки, необходимый для преодоления сопротивления деформации прокатываемого металла и возникающих при этом сил трения между металлом и поверхностью калибра; $M_{\text{тр}}$ - момент сил трения в подшипниках валков и в передаточных механизмах без учета момента, тре-

бующегося для вращения валков вхолостую; $M_{\text{хол}}$ - момент холостого хода, требующийся для вращения валков во время холостого хода.

Если рассматривать основные составляющие крутящего момента при реверсивной прокатке, то статическая составляющая определяется усилием прокатки, трением в подшипниках валков и трением в передаточных механизмах главной линии прокатного стана. Динамическая составляющая определяется силами инерции при разгоне и торможении вращающихся частей стана ($M_{\text{дин. стана}}$), и силами инерции при разгоне или торможении вертикальных валков ($M_{\text{дин. верт}}$) и прокатываемой полосы ($M_{\text{дин. полосы}}$).

Поэтому можно записать как $M_{\text{дин}} = M_{\text{дин. стана}} + M_{\text{дин. верт}} + M_{\text{дин. полосы}}$. В общем случае величину динамического момента можно рассчитать по зависимости:

$$M_{дин} = \frac{GD^2}{375} \frac{d\omega}{dt}, \quad (1)$$

где GD^2 - приведенный маховый момент с учетом массы раската; $\frac{d\omega}{dt}$ - угловое ускорение (замедление).

Как видно из анализа уравнения (1), динамический момент зависит от производной угловой скорости по времени, следовательно, нагрузочную диаграмму необходимо исследовать совместно со скоростной диаграммой.



Рисунок 1. Чистовая группа клетей

Основная часть

При реверсивном режиме работы прокатного стана диаграмма скоростей складывается из трех периодов: *разгона, установившейся скорости и торможения* [1]. Подробный анализ скоростных режимов прокатки в одноклетевых реверсивных станах был сделан В.А. Тягуновым [2] и В.Н. Выдриным [3]. По этим данным, захват металла валками производится в период разгона двигателя и прокатных валков. В этом случае $M_{ов} = M_{ст} + M_{дин}$, при этом главная линия прокатного стана испытывает большие статические и динамические нагрузки.

Однако, в связи с тем, что современные рельсобалочные прокатные станы имеют значительно лучшие технические характеристики, чем станы предыдущего поколения, необходимы уточнения по выбору скоростных режимов прокатки и построения нагрузочных диаграмм [4, 5]. С целью более плавной загрузки двигателя и уменьшения динамических ударов при захвате металла валками в период разгона прокатного стана выполнено исследование по захвату металла валками при постоянной скорости вращения валков.

В данной работе приведены теоретические и экспериментальные результаты по анализу моментов, возникающих при прокатке трамвайных рельсов в реверсивной непрерывной чистовой группе клетей [5-7].

Рельсобалочный стан ЕВРАЗ ЗСМК имеет непрерывную реверсивную группу клетей, состоящую из двух универсальных клетей UR и UF, между которыми установлена приводная клетя дуо ER. Каждая рабочая клетя имеет индивидуальный безредукторный привод горизонтальных рабочих валков. Вертикальные валки в универсальных клетях UR и UF не приводные. Схема прокатки, применяемая на рельсобалочном стане ЕВРАЗ ЗСМК для производства трамвайных рельсов, следующая: в первом проходе раскат прокатывают в двух клетях UR-ER, валки третьей клетки UF разведены для свободного прохода раската; во втором проходе, после реверса двигателя, раскат прокатывают также в двух клетях ER-UR, валки третьей клетки UF разведены для свободного прохода раската; в третьем проходе раскат прокатывают в трех клетях UR-ER-UF [8-11].

На рисунке 2а приведена диаграмма скоростного режима прокатки, а на рисунке 2б теоретическая нагрузочная диаграмма (диаграмма моментов) для первого прохода в клетки UR. Буквами а-з обозначены различные участки диаграммы скоростей, а цифрами от 1 до 9 различные участки нагрузочной диаграммы (диаграммы моментов).

При подходе металла к непрерывной группе клетей автоматически запускается главный двигатель универсальной клетки UR. Разгон валков клетки UR на участке «а-б» происходит от 0 до 152 об/мин. После чего клетя UR автоматически переводится на вращение валков с постоянной скоростью (участок б-в). Захват металла (точка «А») производится на постоянной скорости вращения валков при 152 об/мин. Далее в течение некоторого времени раскат прокатывается с постоянной скоростью (участок А-в). На участке «в-г» происходит дальнейший разгон вертикальных и горизонтальных валков с металлом до максимальной скорости прокатки 297,55 об/мин. Далее

производится прокатка раската с постоянной скоростью вращения валков (участок г-д). В точке «Б» происходит выброс раската из валков, и на участке «Б-д» валки вращаются без металла с постоянной скоростью. Торможение двигателя без металла производится на двух ступенях. Первая ступень на участке «д-е», далее вращение валков с постоянной скоростью (участок е-ж). Вторая ступень торможения на участке «ж-з».

Соответствующая нагрузочная диаграмма (диаграмма моментов) приведена на рисунке 2б. В нагрузочной диаграмме приведены данные по загрузке двигателя прокатного стана в %-так от номинального момента.

Анализируя диаграмму моментов, можно отметить, что нагрузка на двигатель прокатного стана крайне не равномерна.

На участке 1 (соответствует участку «а-б» диаграммы скоростей) происходит разгон валков прокатного стана без металла и момент двигателя равен:

$$M_{дв} = M_{дин1} = \frac{G_1 D^2}{375} \varepsilon_{p1}, \quad (2)$$

где $G_1 D^2$ - приведенный маховый момент главной линии прокатного стана без учета массы раската; ε_{p1} - ускорение двигателя при разгоне валков без металла, об/мин*сек.

На участке 2 (соответствует участку «б-А» диаграммы скоростей) валки вращаются с постоянной скоростью без металла, тогда $M_{дв} = M_{хол}$.

В начале участка 3 (соответствует участку «А-в» диаграммы скоростей) при постоянной скорости вращения валков в точке А скоростной диаграммы происходит захват металла валками и раскат прокатывается с постоянной скоростью, при этом $M_{дв} = M_{см}$. Таким образом, при захвате металла валками динамический момент отсутствует, что уменьшает возможность динамических ударов.

При разгоне валков с раскатом участок 4 (соответствует участку «в-г» диаграммы скоростей), к статическому моменту добавляется динамический момент:

$$M_{дин} = M_{см} + \frac{GD^2}{375} \varepsilon_p, \quad (3)$$

где GD^2 - приведенный маховый момент вращающихся частей стана с учетом массы

раската; ε_p - ускорение двигателя при разгоне валков с металлом, об/(мин·с).

Прокатка металла с постоянной скоростью происходит на участке 5 (соответствует участку «г-Б» диаграммы скоростей). В этом случае $M_{дв} = M_{см}$.

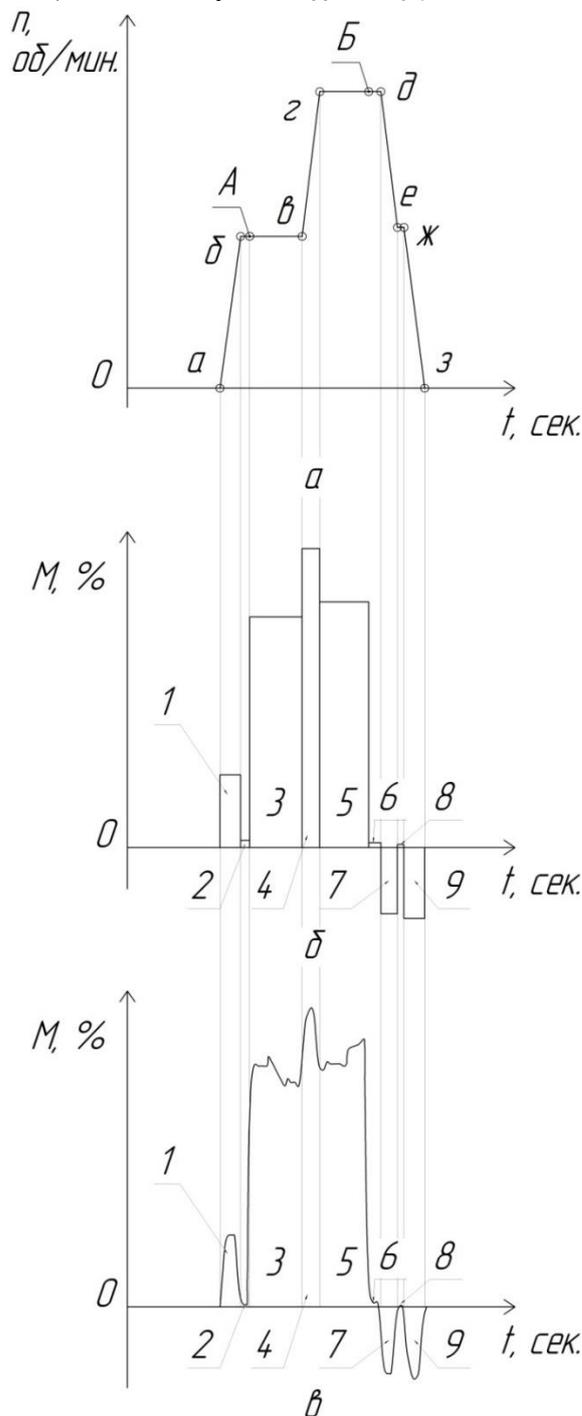


Рисунок 2. Диаграмма скоростей и моментов для первого прохода клетки UR а – диаграмма скоростей; б – теоретическая диаграмма моментов; в – фактическая диаграмма моментов

После выброса раската из клетки валки вращаются на участке 6 (соответствует участку «Б-д» диаграммы скоростей) с постоянной скоростью без металла и $M_{\text{об}} = M_{\text{хол}}$.

Торможение двигателя прокатного стана осуществляется за две ступени, между которыми есть участок вращения валков с постоянной скоростью. При торможении вращающихся частей главной линии прокатного стана без раската, динамический момент торможения становится отрицательным (участок 7 и 9 соответствуют участкам «д-е» и «ж-з» диаграммы скоростей) и

$$M_{\text{об}} = M_{\text{дин.т}} = - \frac{G_1 D^2}{375} \varepsilon_{т1}, \quad (4)$$

где $\varepsilon_{т1}$ - замедление двигателя при торможении валков без металла, об/мин*сек.

Вращение валков с постоянной скоростью между двумя ступенями торможения показано на участке 8, при этом $M_{\text{об}} = M_{\text{хол}}$.

В таблице 1 приведены усредненные данные по крутящим моментам, в % к номинальному, и ускорение двигателя при первом проходе в клетки UR.

При анализе результатов таблицы 1 можно отметить, что динамический момент разгона (участок 1) вращающихся деталей главной линии прокатного стана равен динамическому моменту торможения (участок 7 и 9), т.е. $M_{\text{дин1}} \approx M_{\text{дин.т}}$. Величина момента холостого хода на этапах разгона (участок 2) и торможения (участок 6) валков прокатного стана может отличаться в полтора раза. С увеличением скорости прокатки от 152 об/мин. до 297,55 об/мин (участок 3 и 5) величина статического момента возрастает на 6,5%.

В первом проходе двухвалковая клеть ER совместно клетью UR составляют непрерывную группу клеток, поэтому график скоростей у клетки ER аналогичен графику скоростей клетки UR. Моменты прокатки в этой клетке приведены в таблице 2.

Таблица 1

Моменты прокатки в клетке UR, в % к номинальному, первый проход

Величины	Номер участка								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Моменты	$M_{\text{дин1}}$	$M_{\text{хол}}$	$M_{\text{ст}}$	$M_{\text{ст}} + M_{\text{дин}}$	$M_{\text{ст}}$	$M_{\text{хол}}$	$M_{\text{дин.т}}$	$M_{\text{хол}}$	$M_{\text{дин.т}}$
Момент, %	24,25	2,38	77	99,79	82	1,65	-22,09	1,03	-23,69
Ускорение, об/мин*с.	74,15	0	0	83,17	0	0	-82,46	0	-78,78

Таблица 2

Моменты прокатки в клетке ER, в % к номинальному, первый проход

Величины	Номер участка								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Моменты	$M_{\text{дин1}}$	$M_{\text{хол}}$	$M_{\text{ст}}$	$M_{\text{ст}} + M_{\text{дин}}$	$M_{\text{ст}}$	$M_{\text{хол}}$	$M_{\text{дин.т}}$	$M_{\text{хол}}$	$M_{\text{дин.т}}$
Момент, %	4,17	0,48	16,68	24,88	18,41	0,35	-4,29	0,35	-4,15
Ускорение, об/мин*с.	85,5	0	0	94,22	0	0	-	0	-
							95,23		88,54

На рисунке 2в приведена экспериментальная нагрузочная диаграмма (диаграмма моментов) для первого прохода клетки UR. Можно отметить, что в целом экспериментальные данные соответствуют теоретическим положениям. Некоторые отличия связаны с перепадом температуры по длине раската и особенностями технологии прокатки.

Во втором реверсивном проходе раскат прокатывают в двух клетях ER и UR, валки третьей клетки UF разведены для свободного прохода раската.

На рисунке 3а приведена диаграмма скоростного режима прокатки в клетке UR для второго прохода и теоретическая нагрузочная диаграмма на рисунке 3б. При подходе металла к непрерывной группе клеток

автоматически запускается главный двигатель клетки UR. Разгон валков клетки UR на участке «а-б» происходит от 0 до 132,82 об/мин. После чего клетка UR автоматически переводится на вращение валков с постоянной скоростью (участок «б-в»). Захват металла, точка «А», производится на постоянной скорости вращения валков при 132,82 об/мин. Далее на участке «А-в» происходит прокатка с постоянной скоростью. На участке «в-г» происходит дальнейший разгон вертикальных и горизонтальных валков с металлом до максимальной скорости прокатки 309,92 об/мин. Затем производится прокатка раската с постоянной скоростью вращения валков (участок «г-д»). В связи с большой длиной рельсов перед выбросом производится торможение валков прокатного стана вместе с раскатом. В точке «Б» происходит выброс раската из валков. На участке «д-е» происходит первая ступень торможения валков, далее на участке «е-ж» валки вращаются без металла с постоянной скоростью. Дополнительное торможение двигателя без металла производится на участке «ж-з». Соответствующая нагрузочная диаграмма (диаграмма моментов) приведена на рисунке 2б.

В таблице 3 приведены усредненные данные по крутящим моментам и ускорениям двигателя при втором проходе в клетки UR. Во втором проходе, как и в первом, захват металла валками производится при постоянной скорости вращения валков, т.е., динамический момент вращающихся частей стана, возникающий только при разгоне и торможении, при захвате отсутствует.

Двухвалковая клетка ER совместно клетью UR составляют непрерывную группу клеток, поэтому график скоростей у клетки ER аналогичен графику скоростей клетки UR. Моменты прокатки в этой клетке приведены в таблице 4.

На рисунке 3в приведена экспериментальная нагрузочная диаграмма (диаграмма моментов) для второго прохода клетки UR. Можно отметить, что в целом экспериментальные данные соответствуют теоретическим положениям. Некоторые отличия связаны с перепадом температуры по длине

раската и некоторыми особенностями технологии прокатки.

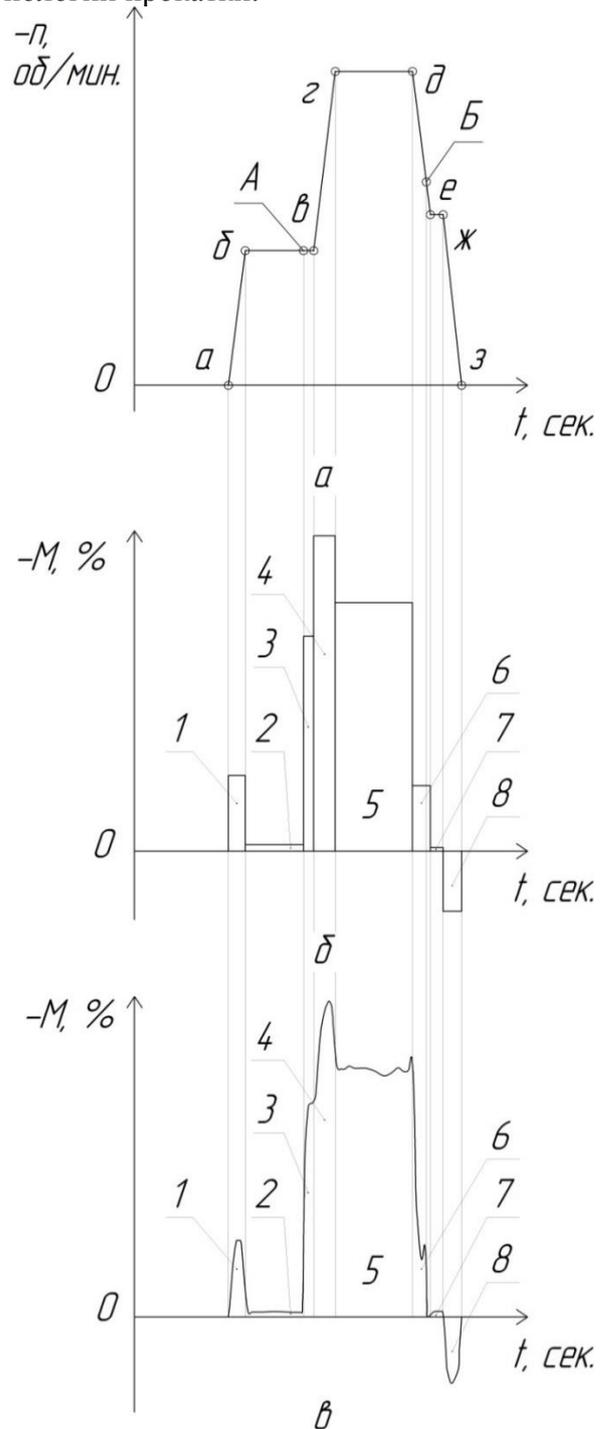


Рисунок 3. Диаграмма скоростей и моментов для второго прохода клетки UR а – диаграмма скоростей; б – теоретическая диаграмма моментов; в – фактическая диаграмма моментов; знак «←» означает реверс двигателя

Таблица 3

Моменты прокатки в клети UR, в %-тах к номинальному, второй проход

Величины	Номер участка							
	1	2	3	4	5	6	7	8
Моменты	$M_{дин1}$	$M_{хол}$	$M_{ст}$	$M_{ст} + M_{дин}$	$M_{ст}$	$M_{дин.т}$	$M_{хол}$	$M_{дин.т}$
Момент, %	-24,9	-2,13	-70,7	-103,81	-81,78	-21,5	-1,2	19,81
Ускорение, об/мин*с.	80,5	0	0	84,33	0	-81,3	0	-77,8

Таблица 4

Моменты прокатки в клети ER, в %-тах к номинальному, второй проход

Величины	Номер участка							
	1	2	3	4	5	6	7	8
Моменты	$M_{дин1}$	$M_{хол}$	$M_{ст}$	$M_{ст} + M_{дин}$	$M_{ст}$	$M_{дин.т}$	$M_{хол}$	$M_{дин.т}$
Момент, %	-4,05	-0,41	-6,98	-10,89	3,98	3,11	-0,41	3,8
Ускорение, об/мин*с.	69,68	0	0	74	0	-70,01	0	-80,06

В третьем проходе раскат прокатывают в трех клетях UR, ER и UF. На рисунке 4а приведена диаграмма скоростного режима прокатки в клети UR для третьего прохода. При подходе металла к непрерывной группе клетей автоматически запускается главный двигатель клетей UR, ER и UF. Разгон валков клети UR на участке «а-б» происходит от 0 до 183,44 об/мин, клети ER от 0 до 204,02 об/мин, клети UF от 0 до 216,77 об/мин. После чего все три клети автоматически переводятся на вращение валков с постоянной скоростью (участок «б-в»). Захват металла (точка «А») производится на постоянной скорости вращения валков, поэтому $M_{дин. стана}$ отсутствует. Далее производится прокатка раската с постоянной скоростью вращения валков (участок «А-Б»). В точке «Б» происходит выброс раската из валков и на участке «Б-в» валки вращаются без металла с постоянной скоростью. Торможения двигателя без металла производится на участке «в-г».

Соответствующая нагрузочная диаграмма (диаграмма моментов) для третьего прохода клети UR приведена в нижней части рисунка 4б.

В таблице 5 приведены усредненные данные по крутящим моментам, в %-тах к номинальному, при третьем проходе в клетях UR, ER и UF.

Таблица 5

Моменты прокатки в клетях UR, ER и UF, в %-тах к номинальному, третий проход

Величины	Номер участка				
	1	2	3	4	5
Моменты, %	$M_{дин1}$	$M_{хол}$	$M_{ст}$	$M_{хол}$	$M_{дин.т}$
Клеть UR	21,4	2,25	79,29	1,3	-19,65
Клеть ER	3,9	0,42	11,5	0,31	-4,3
Клеть UF	25,1	1,23	63	1,1	-21,8

На рисунке 4в, приведена экспериментальная нагрузочная диаграмма (диаграмма моментов) для третьего прохода клетки UR. На основании экспериментальных данных, из-за неравномерности температуры по длине раската, можно отметить увеличение крутящего момента по ходу прокатки.

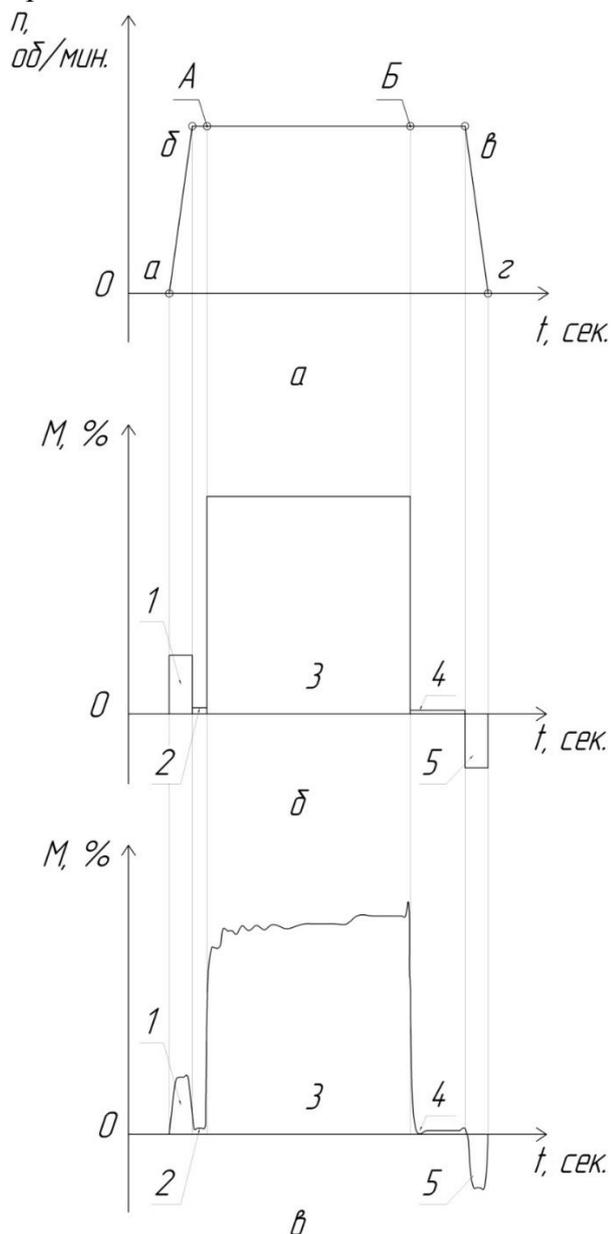


Рисунок 4. Диаграмма скоростей и моментов для третьего прохода клетки UR
 а – диаграмма скоростей; б – теоретическая диаграмма моментов;
 в – фактическая диаграмма моментов

Заключение

Динамическая составляющая крутящего момента ($M_{\text{дин}}$) на валу главного привода прокатного стана необходима для преодоления сил инерции при разгоне и торможении вращающихся частей стана ($M_{\text{дин, стана}}$), сил инерции при разгоне и торможении вертикальных валков ($M_{\text{дин, верт}}$) и прокатываемой полосы ($M_{\text{дин, полосы}}$). В данной статье предложен способ прокатки, в котором захват металла осуществляется при постоянной частоте вращения прокатных валков – это позволяет, в момент захвата металла, исключить влияние динамического момента вращающихся частей прокатного стана ($M_{\text{дин, стана}}$). Поскольку масса вертикальных валков и масса раската в сумме составляют менее 3% от массы вращающихся частей прокатного стана ($M_{\text{дин, стана}}$), соответственно увеличение динамического момента от вертикальных валков ($M_{\text{дин, верт}}$) и динамического момента полосы ($M_{\text{дин, полосы}}$) является незначительным.

Разработанные скоростные режимы прокатки трамвайных рельсов в непрерывной реверсивной группе клеток позволили на 20-25% уменьшить момент при захвате металла валками за счет отсутствия динамического момента при постоянном числе оборотов вращающихся частей прокатного стана. В связи с тем, что линейная скорость вращения прокатных валков совпадает с линейной скоростью задачи раската в калибр, это позволило исключить пробуксовки раската в калибре и снизить динамические удары в главной линии прокатного стана.

Предложенный способ прокатки позволяет повысить надежность оборудования главной линии прокатного стана, а по результатам экспериментальных и эксплуатационных показателей увеличилась стойкость прокатных валков.

Библиографический список

1. Целиков А.И., Никитин Г.С., Рокотян С.Е. Теория продольной прокатки. – М.: Металлургия, 1980. – 320с.
2. Тягунов В.А. Режимы прокатки на реверсивных станах. – Свердловск, М.: Металлургиздат, 1954 – 136с.
3. Выдрин В.Н. Динамика прокатных станов. – Свердловск.: Металлургиздат, 1960 – 256с.
4. Шилов В.А., Шварц Д.Л., Литвинов Р.А. Скоростные режимы прокатки рельсов в непрерывных группах клетей современного рельсобалочного стана – Производство проката, 2008, №7 – С. 30-33.
5. Головатенко А.В., Волков К.В., Дорофеев В.В., Степанов С.В., Добрянский А.В. Развитие технологии прокатки и процессов калибровки железнодорожных рельсов – Производство проката – 2014 - №2 – с. 25-39.
6. Перетяцько В.Н., Сметанин С.В. Особенности прокатки трамвайных желобчатых рельсов в четырехвалковых калибрах // Бюллетень Черная металлургия – 2016. - №10. – С.47-52
7. Перетяцько В.Н., Сметанин С.В., Юрьев А.Б. Исследование закономерностей приращения и утяжки фланцев трамвайного рельса при прокатке в четырехвалковых калибрах // Черные металлы – 2016. - №10. – С.44-49
8. Перетяцько В.Н., Сметанин С.В., Филиппова М.В. Новая технология прокатки трамвайных желобчатых рельсов. - Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2015. - №5. – С. 328 - 335
9. Peretyat'ko V.N., Smetanin S.V., Filippova M.V. New rolling technology for streetcar girder rail. - Steel in Translation 2015, Volume 45, Issue 5, - pp. 312-317/
10. Перетяцько В.Н., Сметанин С.В. Энергоэффективная технология прокатки рельсов в четырехвалковых калибрах/ - Металлург – 2016. - №7. – С. 54 – 59
11. Peretyat'ko V.N., Smetanin S.V. Energy-efficient four-roll rail rolling technology. - Metallurgist – November 2016 – Volume 60 – Issue 7 – pp 699–705

Information about the paper in English

**S.V. Smetanin¹, V.N. Peretyat'ko²,
A.B. Yuriev¹, M.V. Filippova²**

¹EVRAZ plc.

²Siberian State Industrial University
Novokuznetsk, Russian Federation

E-mail: Sergey.Smetanin@evraz.com

Received 04.05.2017

DECREASING THE DYNAMIC MOMENTS AND INCREASING THE RELIABILITY OF THE ROLLING MILL

Abstract

This article describes the results of theoretical research and experimental study of the moments that occur in a continuous reversing finishing mill used for tram rails. For a softer start of the motor and to reduce the impact produced by the mill rolls when they grab the material during the mill ramp-up, a study was conducted that looked at the fixed speed rolls grabbing the material. It was established that no dynamic moment, which may only occur during a ramp-up or a ramp-down, occurs when the rolls turn at constant RPMs. This can help increase the reliability of the rolling mill components. The established speed regimes helped achieve a 20-25% reduction of the moment during the material capture and prevent slipping or impact loads in the rolling mill.

Keywords: rail-and-structural steel mill, continuous reversing train, rolling, tram rails, rolling torques, dynamic moment, flywheel moment, rolling speed, ramp-up, ramp-down.



УДК 658.512.2

А.А. Дерябин, Л.В. Дерябина, Е.С. Решетникова
ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный
технический университет им. Г.И. Носова»
г. Магнитогорск, Россия
E-mail: Savlv@mail.ru
Дата поступления 12.05.2016

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОМЫШЛЕННЫХ ИЗДЕЛИЙ В РАМКАХ ПРОЕКТНО-ПРОЦЕССНОГО ПОДХОДА

Аннотация

В статье приводится модель жизненного цикла продукции, которая позволила определить взаимосвязи процесса проектирования с остальными процессами разработки промышленного изделия на современном этапе развития производства. С позиции проектно-процессного подхода рассмотрен процесс проектирования промышленных изделий. На основе данной модели определены этапы проектирования промышленных изделий с учетом требований проектно-процессного подхода и единой системы конструкторской документации.

Ключевые слова: проект, проектирование, процесс, проектно-процессный подход, этапы проектирования, промышленный дизайн и инжиниринг.

В настоящее время одной из приоритетных задач экономики является создание конкурентоспособной, устойчивой, структурно сбалансированной промышленности, способной к эффективному саморазвитию на основе интеграции в мировую технологическую среду, разработка и применения передовых промышленных технологий. Для обеспечения достижения заявленных целей социально-экономического развития Российской Федерации, как инструмент преобразования промышленных производств, инжиниринг и промышленный дизайн на сегодняшний день являются самыми актуальными. Стоящие перед российской промышленностью задачи по модернизации производств определяют спрос на услуги по проектированию и созданию новых продуктов, совершенствованию технологий, расширению имеющихся мощностей [2].

Инжиниринг – это процесс, который охватывает весь жизненный цикл промышленного продукта: от появления идеи, разработки опытного образца, внедрения в производство, в том числе его технологическое оснащение, до маркетинга, поставки на рынок, сервисного обслуживания и последующей утилизации [2]. Промышлен-

ный дизайн нами рассматривается как художественное и объемно-функциональное конструирование объектов для массового фабричного производства [3].

Таким образом, возникает необходимость в рассмотрении модели жизненного цикла продукции, которая нами представлена на рисунке 1. На основе данной модели нами были определены все осуществляющиеся этапы и их взаимосвязи. Основопологающим является – проектирование, так как на данном этапе необходимо учесть все требования, предъявляемые к проектируемому объекту. Цель проектирования – положить начало изменениям в окружающей человека искусственной среде. Проектирование – это процесс создания описания, изображения или концептуальной модели несуществующего объекта с заданными функциональными, эргономическими и эстетическими свойствами [8, 15]. Проектирование осуществляется в том или ином языке, в терминах и концептуальных схемах которого обосновывается принципиальная возможность осуществления объекта и строится выходной текст проекта (рабочая документация). Целесообразность проектных решений оценивается на основе требований технического задания, крите-

риев допустимой и предельной эффективности функционирования объекта [8]. Проектирование оказывается все меньше направленным на сам разрабатываемый объект и все больше на те изменения, которые должны претерпеть производство, сбыт, потребитель и общество в целом в ходе освоения и использования нового объекта [15, 17].



Рисунок 1. Модель жизненного цикла промышленного изделия

Следует отметить, что в настоящее время во все сферы деятельности человека в соответствии с требованиями стандартов ИСО осуществляется внедрение системы менеджмента качества, направленной на повышение качества выпускаемой продукции или оказываемых услуг. В связи с этим необходимо рассмотреть проектирование с позиции проектно-процессного подхода [16, 14].

Проектно-процессный подход является интеграцией двух подходов – проектного и процессного, соответственно включает в себя признаки как одного, так и другого подходов. В науке сложились достаточные условия для рассмотрения проектного и процессного подходов в совокупности «...если использовать эти подходы грамотно, то они только дополняют и усиливают, а не исключают друг друга» [9]. Более того, имеет смысл говорить не только о взаимосвязи подходов, но и об их взаимопроникновении.

Таким образом, проектно-процессный подход – это совокупность взаимосвязанных проектов, реализуемых в рамках процесса. Сущность проектно-процессного подхода заключается в том, что в целом процесс рассматривается как группа проектов, направленных на достижение запланированного результата [12]. Структурным компонентом процесса является проект, но, как отмечалось выше, проектный и про-

цессный походы не только взаимодействуют, но и взаимопроникают, то согласно этому, проект одновременно может являться и процессом, внутри которого заключены различные виды деятельности, осуществляемые в управляемых условиях [13].

Согласно проектно-процессному подходу все процессы, как правило, планируются и осуществляются в управляемых условиях, но в то же время их необходимо организовать, обеспечить ресурсами и документировать [1]. Таким образом, процесс проектирования промышленных изделий представляет собой совокупность взаимосвязанных проектов, заключенных в фиксированном интервале времени, осуществляемых в управляемых условиях. Данный процесс, в виде общей схемы, представлен на рисунке 2.

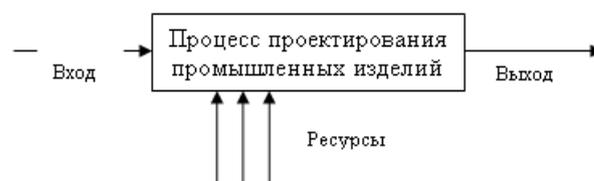


Рисунок 2. Общая схема процесса проектирования промышленных изделий

Входом в процесс является потребность, а выходом из процесса, то есть его конечным результатом и главным критерием, выступает готовое изделие. Внутри процесса заключены взаимосвязанные проекты, осуществляемые в определенной последовательности. В качестве ресурсов процесса мы выделили: материально-технические условия, условия производства.

С позиции проектно-процессного подхода, проектирование в целом рассматривается как процесс. Процесс – это совокупность технологических операций, осуществляющих регулярную, повторяющуюся, циклическую деятельность, выпуская одну и ту же продукцию. Процесс проектирования представляет собой совокупность взаимосвязанных проектов, заключенных в фиксированном интервале времени, осуществляемых в управляемых условиях. Процесс проектирования промышленных изделий мы разбили на отдельные завершённые циклы, которые впоследствии рас-

смагивали, как проекты. Проект – это целенаправленное изменение некоторой системы, протекающее во времени [9].

Таким образом, процесс проектирования промышленных изделий представляет собой группу проектов, которые в совокупности образуют «Портфель проектов», рисунок 3.

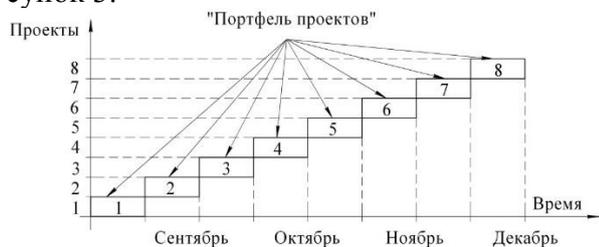


Рисунок 3. Схема процесса проектирования промышленных изделий с позиции проектно-процессного подхода

Все проекты осуществляются в фиксированном интервале времени, причем каждый последующий проект основывается на результатах предыдущего, и их конечной целью является созданию готового изделия с необходимым набором функций

[12]. «Проект» учеными рассматривается в двух значениях, в-первом, как результат проектировочной деятельности, а, во-втором, как форма организации совместной деятельности людей [6]. Нами проект рассматривается в первом значении.

Необходимо также отметить, что анализ методологии проектирования показало [6], что проектирование имеет трехступенчатую структуру, что на наш взгляд не отражает жизненный цикл проектирования промышленных изделий в современных условиях, что в настоящее время с позиции инжиниринга является актуальным.

Таким образом, руководствуясь положениями проектно-процессного подхода, учитывая сущность процесса проектирования и этапы жизненного цикла промышленного изделия, а также требований стандартов единой системы конструкторских документов нами были определены следующие этапы проектирования промышленного изделия [4, 5, 10, 11, 18, 19]. Данные этапы представлены в таблице 1, результатом каждого этапа является проект.

Таблица 1

Этапы проектирования промышленного изделия

№ п/п	Наименование этапа	Результат
1.	Составление технического задания <i>Техническое задание (ТЗ)</i> является основным исходным документом, на основе которого происходит дальнейшее проектирование. Качество и грамотность составления ТЗ, а также полнота его содержания, влияет на весь процесс проектирования и конечный его результат. ТЗ содержит в себе все основные характеристики, предъявляемые к предмету проектирования. Предоставляется организации-исполнителю от заказчика.	Техническое задание
2	Разработка технического предложения <i>Техническое предложение</i> - это совокупность конструкторских документов, содержащих технические и технико-экономические обоснования целесообразности разработки документации изделия на основании анализа технического задания, поиска аналогов, анализа проектной ситуации, сравнительной оценки возможных решений с учетом достижений науки и техники в стране и за рубежом, а также патентных материалов. Техническое предложение утверждается заказчиком. Объем и цель разработки технического предложения – выявление дополнительных или уточнение существующих требований к изделию. Оно является ответом проектировщика на задачи, требования и ограничения, поставленные в техническом задании. На данном этапе осуществляется информационный поиск, проектный и предпроектный анализ.	Техническое предложение
3	Разработка проектной концепции <i>Концепция</i> — основная структурированная идея, смысловая направленность целей, задач и средств проектирования. Концепция дает возможность создать целостную идеальную модель будущего объекта и описать его качественные и количественные характеристики [7]. Концепция включает в себя разработку эскизного и дизайн проектов. <i>Эскизный проект</i> представляет собой совокупность конструкторских документов, содержащих принципиальные конструктивные решения и разработки общих видов, дающих общие представления об устройстве и принципе работы разрабатываемого изделия, его основных параметрах и габаритных размерах. В эскизном проекте подтверждаются или уточняются требования к изделию, установленные техническим заданием и техническим предложением. <i>Дизайн-проект</i> – описание объекта проектирования, зафиксированное в соответствующей художественно-конструкторской документации. Разрабатываются с учетом требований эргономичности, технологичности производства, ремонтпригодности, технологичности обслуживания, энергоемкости, экономичности, надежности, сохраняемости, транспортирования	Концепция, эскизный и дизайн проекты

4.	Разработка технического проекта Совокупность конструкторских документов, содержащих окончательные технические решения, дающих полное представление об устройстве изделия. Технический проект, включает в себя окончательную проработку 3D модели проекта с учетом проведения необходимых расчетов. Состоит из общих видов и сборочных узлов, включает также детальную проработку дизайна 3 D модели [5, 16]. На данном этапе окончательно прорабатывается форма изделия с учетом современных тенденций в промышленном дизайне, уточняются размеры и пропорции, выявляется соответствие формы назначению, определяют использование декоративных элементов изделия, а также единство стилового решения, цветовое и графическое решение. Главной задачей данного этапа является получение фотореалистичного изображения, проектируемого объекта, передающего все особенности внешнего вида будущего изделия. Подготавливается рабочий прототип, с целью определить слабые стороны конструкции и оперативно их устранить.	Технический проект, визуализация, прототип
5.	Разработка конструкторской документации <i>Конструкторская документация</i> (КД) – это совокупность конструкторских документов, содержащих чертежи общих видов, узлов и деталей, оформленных так, что по ним можно изготавливать изделия и контролировать их производство и эксплуатацию (спецификации, технические условия на изготовление, сборку, испытание изделия и др.). На этой стадии разрабатываются конструкции деталей, оптимальные по показателям надежности, технологичности и экономичности.	Рабочий проект
6.	Изготовление изделия Осуществляется авторский надзор за разработкой всех деталей, с тем, чтобы изделие в массовом производстве было именно в том виде, каким оно было спроектировано, и по мере необходимости также вносятся необходимые изменения в конструкторскую документацию. Разрабатывается необходимый инструмент и приспособления для изготовления промышленного изделия.	Авторский надзор, инструменты и приспособления
7.	Доведение до потребителя Разработка различных графических материалов – элементов фирменного стиля, брошюр и каталогов продукции, инструкций по использованию для успешного продвижения разрабатываемого изделия. Разработка фирменной упаковки и аксессуаров к изделию. Позволят увеличить прибыль от продаж изделия и расширят возможности его использования. Лизинг, сбыт, аренда.	Фирменная упаковка
8.	Сервис и обслуживание Включает в себя разработку технического паспорта, сервисной книжки, инструкции по эксплуатации, инструкции по техническому обслуживанию и ремонту, обучение правилам эксплуатации, проведение технического обслуживания и ремонта, разработки спец. инструмента и приспособлений	Сервис, обслуживание

Таким образом, с позиции проектно-процессного подхода нами рассмотрен процесс проектирования промышленных изделий, представляющий собой совокупность взаимосвязанных проектов, реализуемых в рамках процесса. Структурным компонентом процесса является проект. С учетом требований стандартов единой системы конструкторской документации, сущности процесса проектирования, а так же с учетом этапов жизненного цикла промышленного изделия нами были определены следующие этапы проектирования промышленных изделий: 1) Составление технического задания; 2) Разработка технического предложения; 3) Разработка проектной концепции; 4) Разработка технического проекта; 5) Разработка конструкторской документации; 6) Изготовление изделия; 7) Доведения до потребителя; 8) Сервис и обслуживание. На наш взгляд выделенные нами этапы в полной мере отражают процесс проектирования промышленных изделий и в целом представляют собой инжиниринговый проект.

Библиографические ссылки

- ГОСТ Р ИСО 9000-2001. Системы менеджмента качества. Основные положения и словарь. - М.: ИПК Изд-во стандартов, 2001. - 25 с.

- Инжиниринг и промышленный дизайн – 2015 / под ред. В.С. Осьмакова и В.А. Пастухова. - М.: «Onebook.ru», 2015. - 124 с.
- Княгинин В.Н. Промышленный дизайн Российской Федерации: возможность преодоления «дизайн-барьера»: учеб. пособие / под ред. М.С. Липецкой, С.А. Шмелевой. – С.Пб. : Изд-во Политехн. ун-та, 2012. – 80 с.
- Компьютерная графика в дизайне и проектировании / Е.С. Решетникова, Т.В. Усатая, Д.Ю. Усатый // Архитектура. Строительство. Образование. 2015. №2 (6). С. 194-201.
- Компьютерная графика в машиностроении / Е.С. Решетникова, Л.В. Дерябина, Т.В. Усатая, Е.А. Свистунова // Межотраслевой институт Науки и образование. 2014. №6. С. 60-63.
- Краля Н. А. Метод учебных проектов как средство активизации учебной деятельности учащихся: учебно-методическое пособие / Н.А. Краля; под ред. Ю.П. Дубенского. - Омск: Изд-во ОмГУ, 2005. — 59 с.
- Медяник Н.Л., Усатая Т.В. Конструирование и дизайн упаковки и тары: учеб. пособие для студентов вузов, обучающихся по направлению 656900

- "Технология полигр. и упаковоч. пр-ва, спец. 072500 "Технология и дизайн упаковоч. пр-ва" / Н.Л. Медяник, Т.В. Усая; М-во образования Рос. Федерации. Магнитогор. гос. техн. ун-т им. Г. И. Носова. Магнитогорск, 2003. - 261 с.
8. Методика художественного конструирования / под ред. Ю. Б. Соловьева. — М.: ВНИИТЭ, 1978. — 336 с.
 9. Новиков Д.А. Управление проектами: Организационные механизмы / Д.А. Новиков. - М.: ПМСОФТ, 2007. - 140 с.
 10. Проектирование и моделирование промышленных изделий: учеб. пособие для вузов / С.А. Васин, А.Ю. Талашук, В.Г. Бандорин, Ю.А. Грабовенко, Л.А. Морозова, В.А. Редько; под ред. С.А. Васина, А.Ю. Талашука. — М.: Машиностроение-1, 2004. — 692 с.
 11. Проектирование элементов металлургического оборудования: учебное пособие / В.В. Точилкин, Е.А. Потешкина, О.А. Филатова. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-т им. Г. И. Носова, 2014. — 163 с.
 12. Савочкина Л.В. Формирование готовности студентов университета к графической деятельности на основе проектно-процессного подхода: автореф. дис.канд. пед. наук / Л.В. Савочкина. - Магнитогорск, 2010 — 24 с.
 13. Савочкина Л.В. Формирование готовности студентов университета к графической деятельности на основе проектно-процессного подхода: дис.канд. пед. наук / Л.В. Савочкина. — Магнитогорск, 2010 - 184 с.
 14. Современные инструменты контроля качества продукции / М.В. Андросенко в сборнике: Инновации в металлообработке: взгляд молодых специалистов. Сборник научных трудов Международной научно-технической конференции. 2015.- С. 29-31.
 15. Усая Т.В. Развитие художественно-проектной деятельности в процессе профессиональной подготовки студентов университета: дис.к. пед. наук / Т.В. Усая.-Магнитогорск, 2004.-164 с.
 16. Усая Т.В. Трехмерное компьютерное моделирование в дизайне и проектировании / Усая Т.В., Дерябина Л.В., Кочукова О.А.//Архитектура. Строительство. Образование. 2016. №1(7). С. 61-68.
 17. Усая Т.В., Проектирование: основные категории и термины: учебное пособие / Усая Т.В. Усатый Д.Ю. Дерябина Л.В., Дерябин А.А.: ФГУП НТЦ «Информрегистр», 2016. —№ гос. рег. 0321603697.
 18. COMPUTER GRAPHICS IN DESIGN OF PROCESS OF COLD FORGING BOLTS WITH FLANGE // *Решетникова Е.С., Усатый Д.Ю., Усая Т.В.* //Машиностроение: сетевой электронный научный журнал. 2016. Т. 4. № 2. С. 60-63.
 19. DESIGN PRODUCT PROJECTING MADE OF RECYCLED MATERIALS Zhdanova N.S., Zhdanov A.A., Lymareva J.V., Piyasheva E.V., Nemtseva Yu.S., Zakharchenko T. International Journal of Applied Engineering Research. 2015. Т. 10. № 24. С. 45137-45141

Information about the paper in English

A.A. Deryabin, L.V. Deryabina, E.S. Reshetnikova
 Nosov Magnitogorsk State Technical University
 Magnitogorsk, Russian Federation
 E-mail: Savlv@mail.ru
 Received 12.05.2017

DESIGNING INDUSTRIAL PRODUCTS USING PROJECT-PROCESS APPROACH

Abstract

The article describes a product life cycle model that helped establish a relationship between the design process and other processes related to the design of an industrial product at today's stage of production development. The process of designing industrial products was examined from the perspective of the project-process approach. With the help of the model, design stages were identified based on the project-process approach and the unified system for design documentation.

Keywords: project, engineering, process, project-process approach, design stages, industrial design and engineering.



УДК 621.74.047

Д.Р. Ганин, А.В. Нефедов, М.И. Мурзич
Новотроицкий филиал ФГАОУ ВО «Национальный
исследовательский технологический
университет «МИСиС»
г. Новотроицк, Россия
E-mail: dmrgan@mail.ru
Дата поступления: 12.05.2017

МЕХАНИЗАЦИЯ ПОДАЧИ ШЛАКООБРАЗУЮЩИХ СМЕСЕЙ В КРИСТАЛЛИЗАТОР МНЛЗ-2 АО «УРАЛЬСКАЯ СТАЛЬ»

Аннотация

В работе выполнен патентный обзор устройств для подачи шлакообразующих смесей в кристаллизатор машин непрерывного литья заготовок, имеющих в своем составе шнековые конвейеры. Проанализированы достоинства и недостатки существующих устройств, выполнена их классификация. Предложена конструкция шнекового устройства для подачи шлакообразующих смесей в кристаллизатор МНЛЗ-2 АО «Уральская Сталь» и рассчитаны некоторые его технологические, конструктивные, энергосиловые параметры, оценена экономическая эффективность при внедрении устройства.

Ключевые слова: шлакообразующие смеси, шнековый конвейер, механизация, автоматизация, машина непрерывного литья заготовок.

Введение

В непрерывной разливке стали, для улучшения условий формирования слитков, используется защита шлакообразующими смесями (ШОС) открытой поверхности металла в кристаллизаторе. ШОС должна ограничивать развитие вторичного окисления, адсорбировать всплывающие в жидкой стали неметаллические включения, обеспечивать теплоизоляцию мениска, смазывать стенки кристаллизатора, чтобы способствовать образованию однородной толщины оболочки слитка и равномерному отводу тепла от слитка. Первое время подачу ШОС в кристаллизатор осуществляли вручную, а на многих металлургических заводах России, в том числе в АО «Уральская Сталь», это происходит и сейчас. Такой способ не обеспечивает стабильную, точную, равномерную подачу ШОС по всей поверхности металла. Это сказывается на величине сил трения между корочкой непрерывного слитка и стенками кристаллизатора, на условиях теплопередачи, что приводит к ухудшению качества поверхности слитка и может привести к прорывам расплавленного металла через еще незатвердевшую корочку формирующегося слитка. Поэтому актуально обеспечение

равномерной механизированной подачи смесей в кристаллизатор [1]. В связи с этим, в работе был выполнен патентный обзор устройств для подачи ШОС в кристаллизатор машин непрерывного литья заготовок (МНЛЗ), имеющих в своём составе шнековые конвейеры, проанализированы достоинства и недостатки этих устройств, выполнена их классификация, предложена конструкция шнекового устройства для подачи ШОС в кристаллизатор МНЛЗ-2 АО «Уральская Сталь» и рассчитаны некоторые его технологические, конструктивные, энергосиловые параметры, оценена экономическая эффективность при внедрении устройства.

Основная часть

Первое промышленное использование ШОС в кристаллизаторе машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) осуществили на заводах САФЕ (Франция) и «Маннесманн-Демаг» (Германия) в 1962 г. [2]. Для поддержания постоянного расхода ШОС, уменьшения проблем с эксплуатацией оборудования, улучшения качества (прежде всего поверхности) заготовок, стали предприниматься попытки механизировать и автоматизировать подачу смеси в кристаллизатор. В СССР первое устройство

для подачи порошкообразных шлаковых смесей в кристаллизатор изобретено в 1966 г. и выполнено в виде коллектора, установленного в верхней части кристаллизатора над мениском металла, представляющего собой замкнутую емкость с выходными отверстиями, ориентированными во внутреннюю полость кристаллизатора [3]. В устройстве смесь из бункера подавалась шнеком в инжекционную камеру, где инжектировалась струей газов и по трубопроводу поступала к коллектору (рисунок 1).

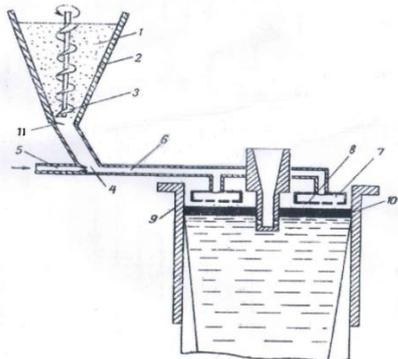


Рисунок 1. Устройство для подачи порошкообразных шлаковых смесей в кристаллизатор [3]

- 1 – смесь; 2 – бункер; 3 – дозирующий шнек; 4 – инжекционная камера;
- 5 – газопровод; 6 – трубопровод;
- 7 – коллектор; 8 – выходные отверстия;
- 9 – кристаллизатор; 10 – шлаковый слой;
- 11 – обратный клапан

За рубежом одним из первых прототипов такого устройства было устройство, описанное в заявленном в 1956 г. в США способе непрерывной разливки металлов [4], в котором порошкообразный материал вводился в кристаллизатор 1 шнековым питателем 2 из бункера 3, падая под действием силы тяжести через вертикальный соединительный трубопровод 4, проходящий через крышку промежуточного ковша 6, расположенного над кристаллизатором (рисунок 2).

В СССР автоматическая подача порошкообразной ШОС в кристаллизатор впервые была осуществлена на Донецком металлургическом заводе при отливке слэбов сечением 150х(1000-1200) мм [5] устройством для механической подачи защитной смеси в кристаллизатор [6], в котором подачу сыпучих материалов произво-

дят воздействием кристаллизатора, совершающего возвратно-поступательное движение, на исполнительный механизм подающего устройства через механическую связь (рисунок 3). ШОС из бункера 3 поступает в кристаллизатор 5 под действием шнека 4. Шнек приводится во вращение при воздействии исполнительного механизма 2 на храповое колесо 1. Шток исполнительного механизма прижат к неподвижной опоре. При разливке кристаллизатор 5 и связанные с ним детали, совершая возвратно-поступательное движение, при ходе вверх поднимают бункер. Шток исполнительного механизма 2 упирается в зуб храповика 1, связанного со шнеком 4, и поворачивает его на определенный угол. Шнек захватывает материал и при вращении сбрасывает его в окно бункера на мениск металла в кристаллизаторе. При движении кристаллизатора вниз шток с собачкой остаётся на месте, а бункер со шнековым механизмом опускается вниз. В зависимости от скорости вытягивания заготовки меняется скорость качания кристаллизатора, а в соответствии с этим – скорость вращения шнека и расход ШОС.

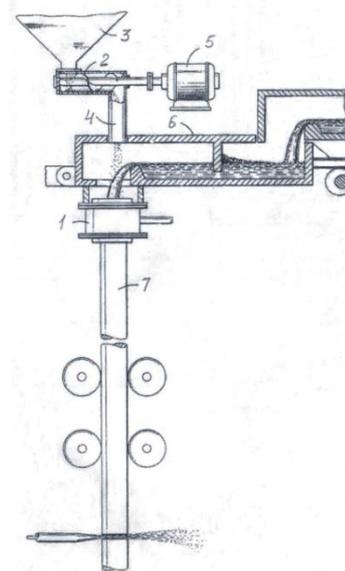


Рисунок 2. Устройство для ввода порошкового материала в кристаллизатор [4]

- 1 – кристаллизатор; 2 – шнековый питатель; 3 – накопительный бункер;
- 4 – вертикальный соединительный трубопровод; 5 – электропривод;
- 6 – промежуточный ковш;
- 7 – непрерывнолитая заготовка

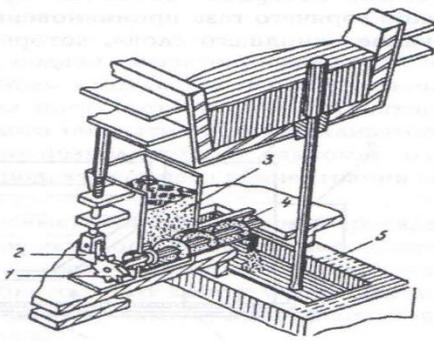


Рисунок 3. Устройство для механической подачи защитной смеси в кристаллизатор [5, 6]: 1 – храповое колесо; 2 – исполнительный механизм; 3 – бункер со смесью; 4 – вал шнека; 5 - кристаллизатор

На рисунке 4 показано конвейерное устройство для подачи порошковых смесей в кристаллизатор МНЛЗ [7], содержащее накопительный бункер 1, промежуточный бункер 2, шнековый конвейер 3 для подачи ШОС в кристаллизатор 4. Загрузка ШОС из накопительного бункера в промежуточный производится ленточным конвейером 5, а на шнековый конвейер из промежуточного бункера смесь поступает под избыточным давлением, создаваемым в промежуточном бункере.

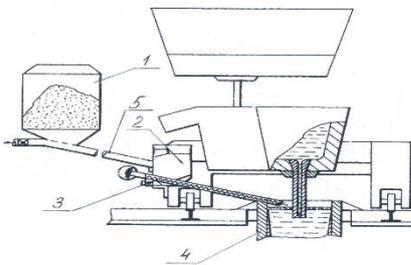


Рисунок 4. Конвейерное устройство для подачи порошковых смесей в кристаллизатор [7]: 1- накопительный бункер; 2- промежуточный бункер; 3- шнековый конвейер; 4- кристаллизатор; 5- ленточный конвейер

На рисунке 5 показано устройство для подачи порошкообразных материалов в качающийся кристаллизатор [8], содержащее бункер 1 для материала со шнековым питателем 2 и регулирующим механизмом, включающим штангу-толкатель 3 с роликом 4 и упорами 5 и 6, двулучий рычаг 7 и пневмоцилиндр 8, закрепленный на боковой поверхности бункера. Ролик 4 под действием

пружины 9 контактирует с крышкой качающегося кристаллизатора. На корпусе бункера закреплена ось 10 двулучий рычага 7. Нажимные ролики одного плеча имеют возможность взаимодействовать: один ролик 11 с одним из упоров 5 или 6, закрепленных на штанге-толкателе, а другой 12 входит в паз коромысла 13, установленного с возможностью свободного качания на оси питателя и несущего на себе ось собачки 14 храпового механизма. Храповое колесо 15 закреплено на оси шнекового питателя. Ролик 16 второго плеча двулучий рычага имеет возможность взаимодействовать со штоком пневмоцилиндра 8, также закрепленного на корпусе бункера. Сбросом давления воздуха прекращается нажатие штока пневмоцилиндра 8 на ролик 16 рычага 7, после чего пружина 9 через верхний упор 5 опускает штангу-толкатель 3 с закрепленным на ней роликом 4 на поверхность элемента качающегося кристаллизатора и обеспечивает с ним постоянный контакт. Через ролик 4, штангу-толкатель 3, нижний 6 или верхний 5 упоры качание кристаллизатора передается ролику 11 рычага 7. Ролик 12 этого же рычага приводит в движение коромысло 13. Движение коромысла через собачку 14 преобразуется во вращательное движение шнекового питателя 2.

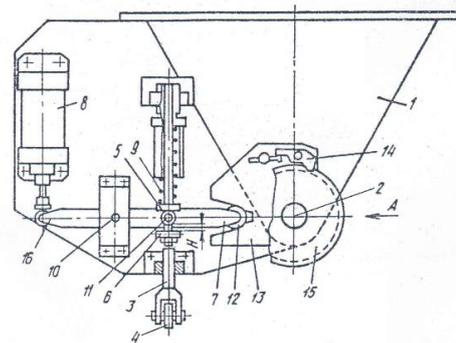


Рисунок 5. Устройство для подачи порошкообразных материалов в качающийся кристаллизатор [8]: 1- бункер; 2- шнековый питатель; 3- штанга-толкатель; 4- ролик; 5 и 6- упоры; 7- двулучий рычаг; 8- пневмоцилиндр; 9- пружина; 10- ось; 11 и 12- ролики; 13- коромысло; 14- собачка; 15- храповое колесо; 16- ролик

Известно устройство для подачи ШОС в кристаллизатор [9], содержащее два бункера 1, расположенные с противоположных торцов кристаллизатора 2, два шнековых конвейера 3 для подачи ШОС на поверхность расплава, расположенные в трубах с щелевыми отверстиями, которые выполнены под углом к горизонту с регулируемой пропускной способностью (рисунок 6). При этом бункеры выполнены с дозаторами и загрузочными устройствами, а на выходных концах труб расположены лотки 4, изменяющие угол наклона по отношению к горизонту и имеющие прорези для высыпания смеси. Для равномерного распределения ШОС по поверхности металла в кристаллизаторе, облегчения ее схода на шнековом конвейере установлен вибратор.

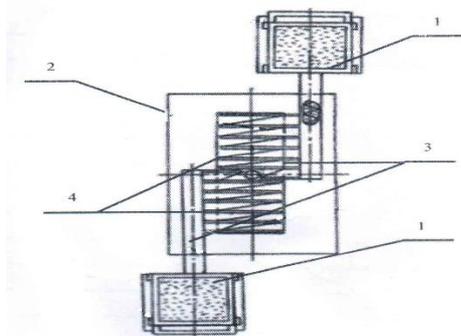


Рисунок 6. Устройство для подачи ШОС в кристаллизатор [9]:

1-бункер с ШОС; 2-кристаллизатор;
3-шнековый конвейер; 4-лоток

На рисунке 7 представлена схема устройства для непрерывной дозированной подачи ШОС в кристаллизатор слябовой МНЛЗ при отливке слябов шириной до 1,8 м [10]. В состав устройства входит рама 1, на которой смонтирована тележка 2, несущая шнековый питатель 3 с расположенным над ним расходным бункером 4. С помощью цепного привода 5 тележка имеет возможность относительного продольного перемещения. При переходе на отливку слябов меньших размеров изменением расположения концевых выключателей сокращают ход тележки. Управление работой этого устройства можно осуществлять в ручном и автоматическом режимах.

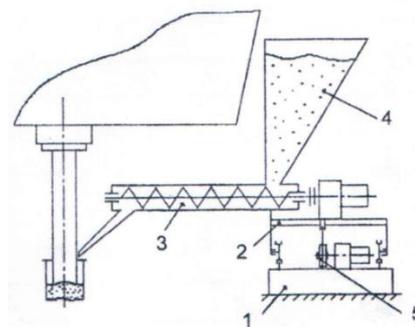


Рисунок 7. Устройство для непрерывной дозированной подачи ШОС в кристаллизатор слябовой машины непрерывного литья заготовок [10]

1 – рама; 2 – тележка;
3 – шнековый питатель; 4 – расходный бункер; 5 – цепной привод

По мнению авторов работы [11] в устройствах механизированного ввода ШОС в кристаллизаторы МНЛЗ могут эффективно применяться гибкие спиральные шнеки, использование которых снизит материалоемкость механизмов, входящих в состав этих устройств и обеспечивающих подачу порошкообразных или гранулированных ШОС.

К достоинствам шнековых устройств для подачи ШОС в кристаллизатор относятся: 1) конструктивная простота с механической точки зрения; 2) высокая надежность конвейеров шнекового типа; 3) обеспечение достаточно точного дозирования смеси; 3) легкость и безопасность в обслуживании и проведении ремонтов; 4) относительно невысокая стоимость; 5) транспортирование материала в закрытых желобах при незначительном пылеобразовании.

Недостатками приведенных устройств для подачи ШОС в кристаллизатор являются: 1) необходимость их расположения в непосредственной близости от кристаллизатора для ограничения длины шнекового механизма (такие системы часто монтируют над кристаллизатором на крышке); 2) операторам необходимо заполнять смесь небольшие бункера, что затрудняет обеспечение большого расхода смеси в случае многоручьевой МНЛЗ; 3) ухудшение доступа к кристаллизатору обслуживающего персонала; 4) необходимость иметь несколько питающих устройств со шнековым конвейером для

обеспечения подачи смеси в кристаллизатор в нескольких точках с целью равномерного распределения ШОС и обеспечения надлежащего покрытия зеркала металла в кристаллизаторе; 5) необходимость совершения дозаторами движений в двух направлениях (поперек и вдоль кристаллизатора); 6) повышенное истирание шнека и корпуса.

Попытка классификации устройств дозированной подачи порошкообразных и гранулированных материалов в кристаллизаторы МНЛЗ предпринята в работе [12]. На наш взгляд, существующие и перспективные шнековые устройства для подачи ШОС в кристаллизатор надо классифицировать по:

1) способу компоновки установки: а) моноблочная, б) многоблочная (обычно двухблочная), в) раздельная;

2) типу привода установки: а) механический, б) электромеханический, в) комбинированный (механический и пневматический или электромеханический и пневматический);

3) наличие функциональных блоков: а) блок накопления смеси, б) блок подготовки смеси, в) блок транспортировки смеси, г) блок дозировки смеси, д) блок распределения смеси по поверхности металла в кристаллизаторе;

4) функциональному назначению шнековых механизмов: а) для транспортировки; б) для перемешивания; в) комбинированное;

5) количеству шнековых механизмов: а) один; б) два; в) три; г) более трех;

6) расположению в пространстве шнековых механизмов: а) вертикально; б) горизонтально; в) наклонно;

7) типу шнекового винта: а) жесткий; б) спиральный; в) комбинированный;

8) направлению спирали шнека;

9) переменности шага и диаметра винта;

10) форме винта;

11) конструктивному исполнению винта: а) сплошное; б) лопастное; в) ленточное; г) фасонное;

12) степени автоматизации: а) неавтоматизированное, б) полуавтоматизированное; в) автоматизированное (с контроллерами на базе микропроцессорной техники, на базе микропроцессоров и мини-ЭВМ, с управлением на расстоянии, роботизированная).

Можно сформулировать следующие требования к создаваемым устройствам для подачи шлакообразующих смесей в кристаллизатор: 1) простота и надежность установки; 2) минимальные габаритные размеры и масса установки; 3) минимальное энергопотребление установки; 4) высокая степень автоматизации установки; 5) простота позиционирования установки перед началом работы; 6) оптимальное с технологической точки зрения расположение установки на разливочной площадке.

Для условий МНЛЗ-2 электросталеплавильного цеха АО «Уральская Сталь», на которой разливаются слябы сечением 190×1200 мм и 270×1200 мм, может быть предложено устройство для подачи ШОС в кристаллизатор МНЛЗ, приведенное на рисунке 8. В состав устройства входят: два бункера 1 с ШОС, к нижней части которых примыкают горизонтально расположенные шнековые дозаторы 2, приводимые в действие мотор-редукторами с регулируемой частотой вращения выходного вала и подающие через выходные отверстия съемных насадков 3 смесь раздельно на зеркало металла в кристаллизаторе в зоны, разграниченные погружным стаканом; тележка 4 с механизмом передвижения 5, включающим прикрепленный к раме мотор-редуктор, трансмиссию и четыре двухребордных колеса (два приводных и два холостых); рама 6 с направляющими, на которые колесами опирается тележка; датчики передвижения 7, ограничивающие перемещение тележки. При необходимости устройство для подачи ШОС в кристаллизатор МНЛЗ может транспортироваться с помощью тележки.

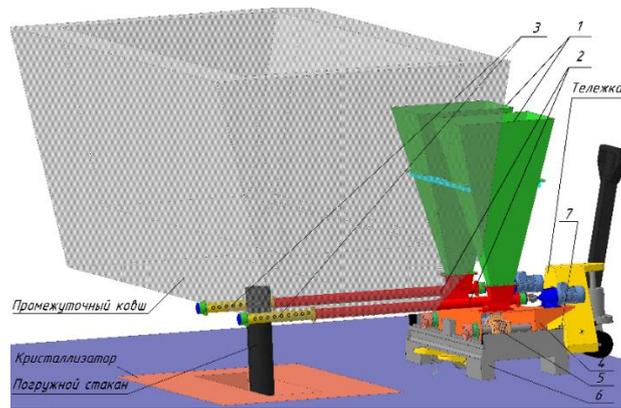


Рисунок 8. Устройство для подачи ШОС в кристаллизатор МНЛЗ:

1 - бункера с ШОС; 2 - шнековые дозаторы; 3 - съёмные насадки с выходными отверстиями; 4 - тележка; 5 - механизм передвижения устройства; 6 - рама; 7 - датчик передвижения

Для этого устройства были рассчитаны некоторые технологические, конструктивные и энергосиловые параметры в следующей последовательности.

По технологическим условиям разливки стали на МНЛЗ-2 удельный расход ШОС составляет $q_p = 0,5$ кг/т стали.

Массовый расход стали при непрерывной разливке:

$$Q_p = b \cdot h \cdot V_p \cdot \rho_c, \text{ т/мин},$$

где b - ширина отливаемого сляба, м ($b = 1,2$ м);

h - толщина отливаемого сляба, м ($h = 0,27$ м);

V_p - скорость разливки, м/мин ($V_p = 0,95$ м/мин);

ρ_c - плотность жидкой стали ($\rho_c = 7,8$ т/м³).

Отсюда:

$$Q_p = b \cdot h \cdot V_p \cdot \rho_c = \\ = 1,2 \cdot 0,27 \cdot 0,95 \cdot 7,8 = 2,40 \text{ т/мин}$$

Требуемая массовая производительность каждого из двух шнековых дозаторов:

$$Q_m = 0,5 \cdot Q_p \cdot q_p = \\ = 0,5 \cdot 2,40 \cdot 0,5 = 0,60 \text{ кг/мин}$$

Массовая производительность горизонтального шнекового дозатора:

$Q_m = 0,25 \cdot \pi \cdot (D^2 - d^2) \cdot s \cdot n \cdot \rho_{шос} \cdot \psi, \text{ кг/мин}$
 где D - наружный диаметр витка шнека, м;
 d - диаметр вала шнека, м ($d = (0,35 \div 0,4) \cdot D$);

s - шаг витков шнека, м ($s = 0,5 \cdot D$);

n - частота вращения шнека, мин⁻¹;

$\rho_{шос}$ - насыпная плотность дозируемой ШОС ($\rho_{шос} = 900$ кг/м³).

ψ - коэффициент заполнения межвиткового пространства шнека.

При коэффициенте заполнения межвиткового пространства шнека для ШОС $\psi = 0,55$ и соотношениях основных размеров шнека: $s = 0,5 \cdot D$ и $d = (0,35 \div 0,4) \cdot D$ выражение для определения наружного диаметра витка шнека имеет вид:

$$D = \sqrt[3]{Q_m / (0,185 \cdot n \cdot \rho_{шос})}, \text{ м}.$$

Отсюда приняв $n = 60$ мин⁻¹, при $\rho_{шос} = 900$ кг/м³ находим:

$$D = \sqrt[3]{Q_m / (0,185 \cdot n \cdot \rho_{шос})} = \\ = \sqrt[3]{0,60 / (0,185 \cdot 60 \cdot 900)} = 0,04 \text{ м}$$

Определяем шаг витков шнека $s = 0,5 \cdot D = 0,5 \cdot 0,04 = 0,02$ м и диаметр вала шнека $d = 0,4 \cdot D = 0,4 \cdot 0,04 = 0,016$ м.

Требуемая мощность мотор-редуктора:

$$P_{дв} = 10^4 \cdot (Q_c \cdot L \cdot k / \eta) \cdot K_{дв}, \text{ Вт},$$

где Q_c - секундная производительность шнека, кг/с;

L - длина шнека, м;

k - коэффициент, учитывающий сопротивление перемещению смеси в корпусе дозатора ($k = 1,5 \div 3$);

η - коэффициент полезного действия привода дозатора ($\eta = 0,85$);

$K_{дв}$ - коэффициент запаса мощности двигателя для преодоления перегрузок ($K_{дв} = 1,3 \div 1,5$).

Отсюда:

$$P_{\text{ог}} = 10^4 \cdot (Q_c \cdot L \cdot k / \eta) \cdot K_{\text{ог}} = \\ = 10^4 \cdot (0,01 \cdot 1,5 \cdot 2 / 0,85) \cdot 1,4 = 494,1 \text{ Вт}$$

Требуемая мощность мотор-редуктора механизма передвижения тележки составляет 0,3 кВт.

Регулирование цикличности (частоты) подач порций материала данного устройства подачи ШОС в кристаллизатор МНЛЗ может осуществляться в автоматическом режиме или в ручном режиме от пусковой кнопки. При автоматизации устройства на входы электродвигателей шнековых дозаторов должны подаваться сигналы, изменяющие частоту вращения шнеков с целью увеличения или снижения расхода ШОС в зависимости от усилия вытягивания слитка, разности между температурой жидкого металла и температурой шлака, толщины слоя смеси, цвета поверхности смеси в кристаллизаторе. Для обеспечения стабилизации условий литья необходимо совмещение систем автоматической подачи ШОС с другими системами автоматизации (измерения уровня металла в кристаллизаторе, измерения толщины ШОС, предотвращения прорывов и др.), контролирующими в режиме реального времени процесс формирования корочки слитка в кристаллизаторе. В России основным производителем таких систем является НПП «Техноап» (г. Москва).

Затраты на изготовление данного устройства для подачи ШОС в кристаллизатор МНЛЗ составят 1200÷1500 тыс. рублей при сроке его окупаемости от 6 до 12 месяцев.

Использование предлагаемого устройства повысит точность дозирования и равномерность распределения ШОС по открытой поверхности металла в кристаллизаторе, оптимизирует теплоотвод от слитка к стенкам кристаллизатора, улучшит условия смазки между коркой слитка и кристаллизатором, снизит сопротивление прохождению слитка через кристаллизатор, уменьшит вероятность наступления прорывов расплавленного металла через корку слитка, повысит качество непрерывного литья и улучшит условия обслуживания персоналом оборудования в зоне разливки.

Заключение

1. Выполнен патентный обзор устройств для подачи шлакообразующих смесей в кристаллизатор машин непрерывного литья заготовок, имеющих в своём составе шнековые конвейеры. Проанализированы достоинства и недостатки существующих устройств, выполнена их классификация.

2. Предложена конструкция шнекового устройства для подачи шлакообразующих смесей в кристаллизатор МНЛЗ-2 АО «Уральская Сталь» и рассчитаны некоторые его технологические, конструктивные, энергосиловые параметры, оценена экономическая эффективность при внедрении устройства.

3. Применение предлагаемого устройства повысит точность дозирования и равномерность распределения ШОС по открытой поверхности металла в кристаллизаторе, оптимизирует теплоотвод от слитка к стенкам кристаллизатора, улучшит условия смазки между коркой слитка и кристаллизатором, снизит сопротивление прохождению слитка через кристаллизатор, уменьшит вероятность наступления прорывов расплавленного металла через корку слитка, повысит качество непрерывного литья и улучшит условия обслуживания персоналом оборудования в зоне разливки.

Библиографический список

1. Бровман М.Я. Кристаллизаторы установок непрерывного литья металлов / М.Я. Бровман – М.: Теплотехник, 2011. – 432 с.
2. Смирнов А.Н. Непрерывная разливка стали: Учебник / А.Н. Смирнов, С.В. Куберский, Е.В. Штепан – Донецк: ДонНТУ, 2011. – 482 с.
3. Авторское свидетельство № 221235 СССР, МПК В22D 1/111. Устройство для подачи порошкообразных шлаковых смесей в кристаллизатор / Е.И. Астров, В.В. Востоков, Д.П. Евтеев, Б.Н. Катомин, А.Д. Клипов, Н.А. Пахомов, Н.А. Полушкин, В.С. Правдин, В.С. Рутес; заявитель ЦНИИчермет им. И.П. Бардина. № 1056144/22-2; заявл. 26.02.1966; опубл. 01.07.1968, Бюл № 21.

4. Пат. 3052936 США, МКИ В22D 11/07, В22D 11/11, В22D 11/108. Method of continuously casting metals / N. Hamilton; Babcock & Wilcox Co. - № 613347; заявл. 01.10.1956; опубл. 11.09.1962.
5. Куклев А.В. Практика непрерывной разливки стали / А.В. Куклев, А.В. Лейтес - М: Metallurgizdat, 2011. - 432 с.
6. Авторское свидетельство № 262330 СССР, МПК В22D 11/00. Способ дозирования сыпучих материалов / А.М. Кондратюк, К.П. Мурзов, И.В. Поляков, Д.А. Дюдкин, И.И. Дружинин, В.Г. Осипов; заявитель Донецкий ордена Ленина металлургический завод им. В.И. Ленина. № 1164925/22-2; заявл. 19.06.1967; опубл. 21.06.1973, Бюл. № 27.
7. Пат. 4084628 США, МПК² В65В 3/10 В22D 11/11, В22D 11/108. Conveyor apparatus for delivering flux powder to the mold of a continuous casting installation / M. Schmid; Concast AG. - № 740926; заявл. 11.11.1976; опубл. 18.04.1978.
8. Авторское свидетельство № 1792797 СССР, МПК В22D 11/08. Устройство для подачи порошкообразных материалов в качающийся кристаллизатор / В.Ф. Баевский, И.И. Мицельмахер; заявитель НПО по механизации, роботизации труда и совершенствованию ремонтного обеспечения на предприятиях черной металлургии. № 4847863/02; заявл. 03.07.1990; опубл. 07.02.1993, Бюл № 5.
9. Пат. 2416488 Российская Федерация, МПК В22D 11/111. Устройство для подачи шлакообразующих смесей в кристаллизатор / А.В. Куклев, И.Ф. Гончаревич, В.М. Паршин, Ю.М. Айзин, Д.Р. Ганин, А.Ю. Мануйлов; заявитель и патентообладатель Закрытое акционерное общество «Корад». № 2009136944/02; заявл. 07.10.2009; опубл. 20.04.2011, Бюл. № 11.
10. Еронько С.П. Опыт конструирования систем дозированной подачи шлакообразующих смесей в кристаллизаторы машин непрерывного литья заготовок / С.П. Еронько // Чёрная металлургия: Бюл. ин-та «Черметинформация», 2011. № 11. С. 35-40.
11. Еронько С.П. Экспериментальные исследования рабочих параметров спиральных шнеков для подачи шлакообразующих смесей в кристаллизаторы МНЛЗ / С.П. Еронько, С.В. Ошовская, М.В. Ющенко, Б.И. Стародубцев // Известия высших учебных заведений. Чёрная металлургия, 2014. № 9. Том 57. С. 33-39.
12. Обзор устройств дозированной подачи порошкообразных и гранулированных материалов в промковш и кристаллизаторы машин непрерывного литья заготовок / Д.В. Туманов, А.Л. Кузьминов // Череповецкие научные чтения – 2014: Материалы Всероссийской научно-практической конференции (11-12 ноября 2014 г.). Часть 3(2): Естественные, экономические, технические науки и математика / Отв. ред. К.А. Харахнин. - Череповец: изд-во ФГБОУ ВПО «Череповецкий государственный университет», 2015. – С. 166 - 169.

Information about the paper in English

D.R. Ganin, A.V. Nefedov, M.I. Murzich
 Novotroitsk Branch of the National University of Science and Technology MISIS
 Novotroitsk, Russian Federation
 E-mail: dmrgan@mail.ru
 Received 12.05.2017

MECHANIZED DELIVERY OF MOULD POWDERS FOR CASTER 2 OF URAL STEEL JSC

Abstract

The article presents a patent survey for units that deliver slag-forming mixes to the mould of a continuous caster equipped with a screw conveyor. The authors analysed the advantages and the drawbacks of the existing units and came up with their classification. A screw design is proposed for delivering mould powders for Caster 2 of Ural Steel JSC. Calculations were performed for some of the operational, design and power characteristics of such screw, and a feasibility study was conducted.

Keywords: mould powders; screw conveyor; mechanization; automation; continuous caster.



УДК 621.74.047

А.В. Вавилов, Л.И. Передня, А.А. Шавель
Белорусский национальный технический университет
г. Минск, Республика Беларусь
E-mail: ftkcdm@bntu.by
Дата поступления: 24.03.2017

АНАЛИЗ ДЕФЕКТОВ МОСТОВОГО КРАНА С ГРЕЙФЕРОМ И ПУТИ ИХ УСТРАНЕНИЯ

Аннотация

Установлено, что появление трещин на консольных частях концевых балок мостовых кранов, установленных на складе известняка копрового цеха ОАО «Белорусский металлургический завод» и стуков при передвижении кранов, является следствием проектных недоработок кранов в сочетании с недостатками их изготовления.

Ключевые слова: металлургический завод, мостовой двухбалочный опорный электрический кран, безребордные ходовые колеса, боковые ролики, отклонение осей ходовых колес, диафрагмы балок, деформации консольных частей концевых балок.

Введение

Грузоподъемные краны на промышленных предприятиях позволяют механизировать значительные объемы выполняемых работ [1, 2], поэтому, естественно, они должны обладать достаточной надежностью [3]. Однако в процессе их эксплуатации зачастую выявляются дефекты, что требует регулярно проводить обследование кранов.

При обследовании кранов, кроме выявления дефектов, приходится заниматься установлением причин их возникновения. Известно, что дефекты могут возникать как в процессе длительной эксплуатации в паспортном режиме, так и при использовании кранов не по назначению, а также дефекты являются следствием конструктивных недоработок и недостатков изготовления и монтажа кранов.

Основная часть

На ОАО «Белорусский металлургический завод» на складе известняка установлены два мостовых двухбалочных опорных электрических крана с грузовой тележкой, оснащенной механизмом подъема, выполненного по развернутой схеме [4].

Грузоподъемность кранов -10 т; пролет -22,5 м; база кранов -5,2м; скорость передвижения-1,33 м/с. Основным грузозахватным органом этих кранов является

электрогидравлический 2-х челюстной грейфер с вместимостью ковша 3 м³ [5, 6]. Режим работы кранов по ИСО 4301/1 А7, механизмов-М7. На краны распространяется действие ГОСТ 27584-88.

Главные и концевые балки - коробчатой конструкции; главные балки - толщина поясов - 12 мм, толщина стенок - 6 мм, высота балки - 1125 мм, ширина поясов - 480 мм; концевые балки - толщина верхнего пояса - 12 мм, толщина нижнего пояса - 10 мм, толщина вертикальных стенок - 12 мм, высота балки - 417 мм, ширина балки - 200 мм. Концевые балки выполнены без свеса поясов. Длина консольных частей балки (расстояние от оси колеса до главной балки) - 1410 мм. Главные и концевые балки имеют поперечные диафрагмы. Соединение концевых и главных балок осуществляется сварными швами.

Механизмы передвижения кранов 4-х колесные с двумя приводными колесами, см.рис.1. Ходовые колеса крана – безребордные. Диаметр колеса – 430 мм.

Кран смонтирован на рельсах А 75 DIN536 с шириной головки 75 мм.

Краны смонтированы в 2014 году и эксплуатируются более 2,5 года.

По данным владельца кранов при эксплуатации имели место поломки кранов с появлением трещин в сварных швах консолей концевых балок, в элементах крепления ходовых колес кранов к концевым балкам и

трещины в узлах соединения концевой балки с пролетной балкой. Кроме того, при передвижении кранов в зоне «ходовое колесо-концевая балка» появляются периодические звуки (стук, «щелчки») непонятной природы.

Более глубокий анализ конструкций кранов и документации, прилагаемой к ним показал следующее.

Расстояние между роликами каждой пары в поперечном сечении в документации не указаны. Это расстояние может регулироваться. В Руководстве, по эксплуатации крана отсутствуют указания по регулировке установки роликов.

Отличительными особенностями конструкции кранов в отличие от ранее изготовленных эксплуатируемых мостовых кранов грузоподъемностью 10 т, пролетом

22,5 м с коробчатыми главными и концевыми балками, являются:

- применение безребордных ходовых колес большого диаметра. На кранах установлены колеса диаметром 430 мм. Обычно на мостовых кранах данной грузоподъемности и скорости передвижения диаметр колес – 400 мм;
- геометрические характеристики сечения концевых балок меньше аналогичных характеристик эксплуатируемых кранов: высота и ширина балки в полтора раза меньше, момент инерции относительно горизонтальной оси – почти в два раза, момент инерции относительно вертикальной оси – почти в три раза, момент сопротивления относительно вертикальной оси – почти в два раза;
- изменена конструкция узлов крепления ходовых колес к концевым балкам.

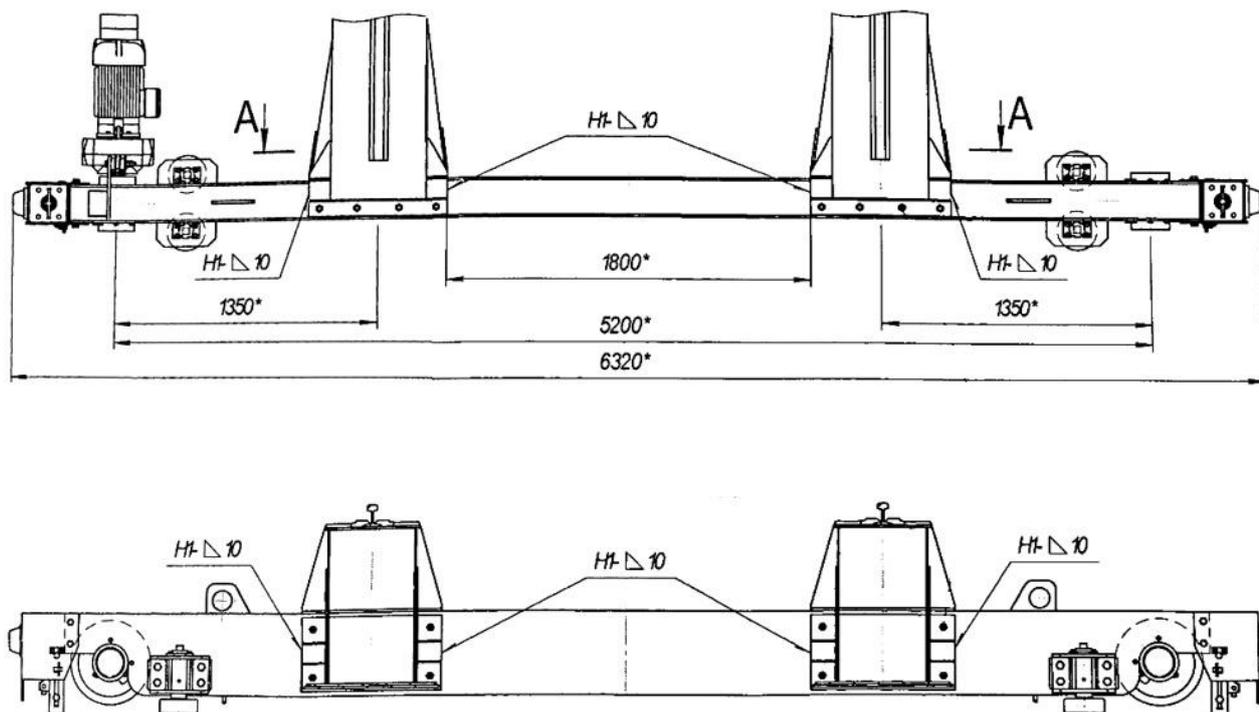


Рисунок 1. Крепление концевых и пролетных балок

Вместо угловых бокс с креплением их к обечайкам с использованием горизонтальных и вертикальных пластинок воспринимающих вертикальную и горизонтальную нагрузку в обследованных кранах боксы колес крепятся болтами фланцевого соединения к вертикальным стенкам толщиной 12 мм концевой балки, которые к

тому же, в местах крепления проточены до толщины 8 мм.

Отличительной особенностью установки и работы кранов является то, что грузовая тележка при выполнении погрузочно-разгрузочных операций всегда находится не по середине пролета крана, а на одной стороне крана.

Постоянное смещение грузовой тележки к одной из концевых балок (к месту расположения штабеля известняка), приводит к забеганию ненагруженной стороны крана, что создает постоянный перекося моста и, связанную с ним, загрузку моста большой перекосяной нагрузкой.

Перекося колес в горизонтальной плоскости зависит также и от соотношения между пролетом крана и базой. Осьевые нагрузки на ходовые колеса определяются по формуле [7].

$$F_0 = 0,015 \cdot Z_{\max} \cdot \left(\frac{L}{A_K} + 1,33 \cdot V_K \right),$$

где Z_{\max} – максимальная вертикальная нагрузка на ходовое колесо от крана с грузом, Н, $Z_{\max} = 138,0$ кН;

L – пролет крана, м, $L=22,5$ м;

A_K – база крана, м, согласно паспорта $A_K=5,2$ м;

V_K – скорость передвижения крана, м/с, $V_K=1,33$ м/с;

$$F_0 = 0,015 \cdot 138 \cdot \left(\frac{22,5}{5,2} + 1,33 \cdot 1,33 \right) = 12,6 \text{ кН}$$

Эта величина соответствует паспортному значению крана.

Следует отметить, что в кранах с направляющими роликами базой считают расстояние между точками контакта этих роликов с рельсом. В обследованных кранах боковые ролики установлены сзади ходовых колес на расстоянии 360 мм. С учетом этого база для данных кранов будет равна 4,48 м. Осьевая нагрузка на ходовое колесо и на консольную часть концевой балки будет равна

$$F_0 = 0,015 \cdot 138 \cdot \left(\frac{22,5}{4,48} + 1,33 \cdot 1,33 \right) = 14,6 \text{ кН}$$

Таким образом, указанное в паспорте крана максимальная загрузка на колесо крана 12,62 кН является заниженной, что является ошибкой при выполнении расчетов.

Перекося осей колес в горизонтальной плоскости зависит от зазора между ребрами колес и головкой рельса, а в кранах с боковыми роликами - от разности установочного расстояния между роликами и шириной головки рельса. В Руководстве по эксплуатации обследованных кранов не

указано на какой зазор следует производить регулировку установки роликов, что не позволяет правильно установить ролики. При больших зазорах растет перекося колес и нагрузка на колеса и на металлоконструкцию моста крана, а при малых зазорах возможно заклинивание крана при передвижении.

Перекося крана способствует постоянному нахождению грузовой тележки как с грузом, так и без груза на одной стороне моста (от середины пролета до кабины машиниста).

Установка кранов на складе известняка копрового цеха и оборудование кранов грейфером исключает использование кранов не по назначению.

Выполненные обмерные работы показали, см.рис.2, что установочный перекося осей ходовых колес в горизонтальной плоскости, как являющийся основным параметром, вызывающим большие перекосяные нагрузки, превышает допустимые значения в нескольких раз.

Замеры осуществлялись при помощи поверенного тахеометра LEIKA TSR 1205 (погрешность – 5 секунд)

Деформации консолей концевых балок замерялись при помощи специального приспособления при различных нагрузках на ходовые колеса и различных скоростях движения кранов, при этом консоли деформировались внутрь пролета крана на величину 3...5 мм, см. рисунки 3 и 4.

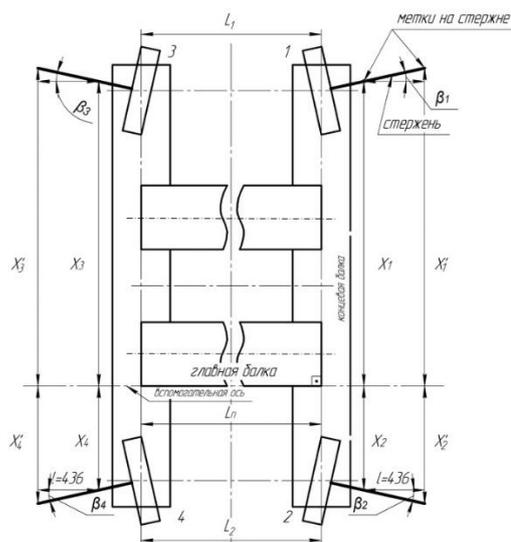


Рисунок 2. Схема измерения отклонения осей ходовых колес в горизонтальной плоскости

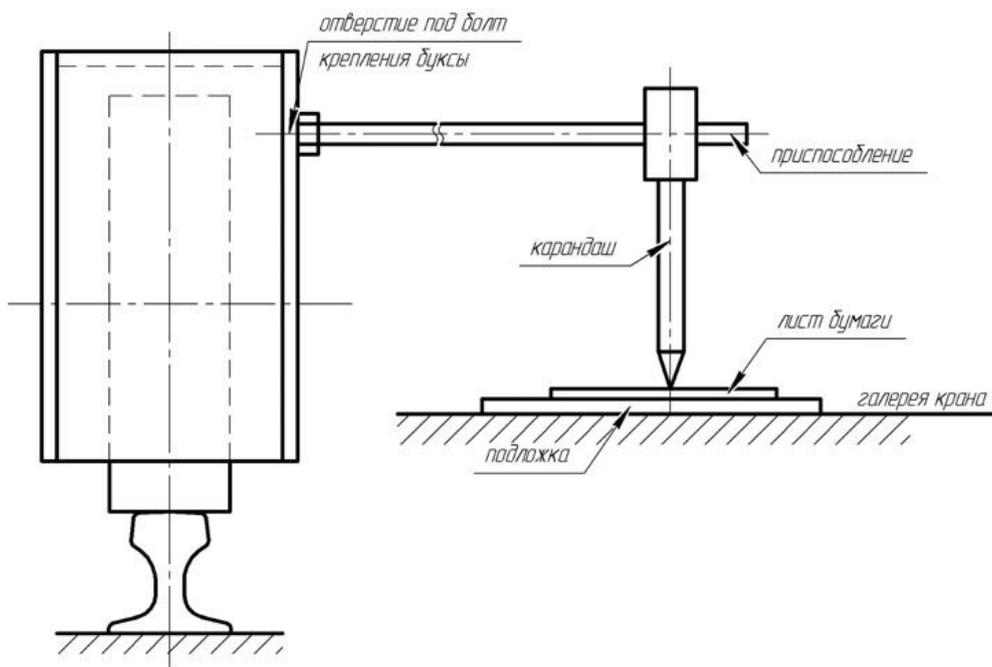


Рисунок 3. Схема измерения деформации консоли концевой балки

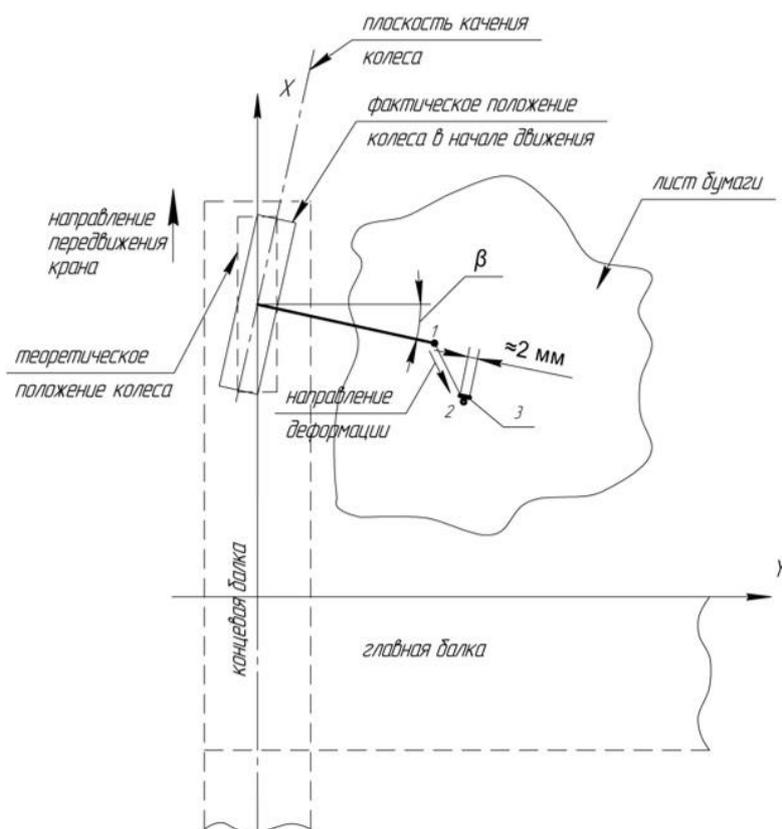


Рисунок 4. Схема деформации консоли концевой балки: 1 – начальное положение карандаша (консоль не деформирована); 2 – крайнее положение карандаша; 3 – зона вибрации

Проведенное обследование качества приварки, доступных для осмотра, диафрагм концевых балок показало наличие: прихваток с трещинами вместо требуемых непрерывных швов; непроваров, наплывов, см. рисунки 5, 6.

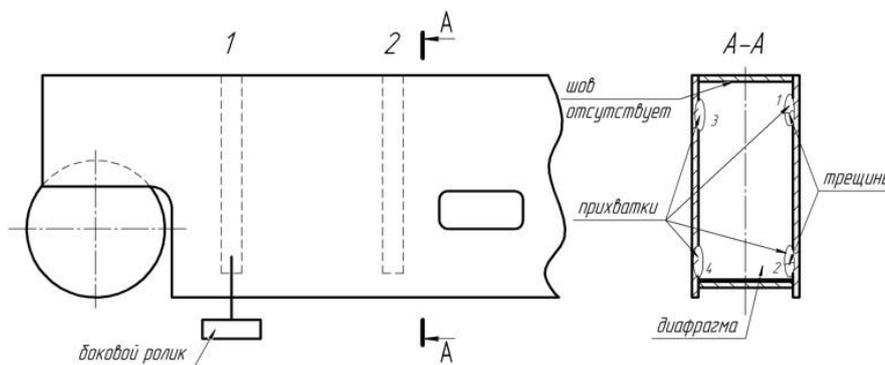


Рисунок 5. Концевая балка крана

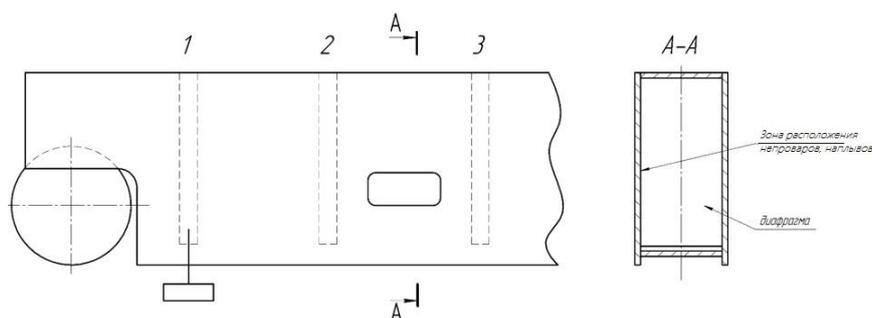


Рисунок 6. Концевая балка крана

При обследовании мест соединений главных балок с концевыми также и на заводском чертеже «Крепление концевых и пролетных балок» отмечено наличие затянутых болтов, что свидетельствует о наличии комбинированных соединений, в которых часть усилия воспринимается сварными швами, а часть – болтами, что не допускается и противоречит п.244 белорусских «Правил устройства и безопасной эксплуатации грузоподъемных кранов» и «Правил устройства и безопасной эксплуатации грузоподъемных кранов. Гостехнадзор России».

На основании проведенного обследования кранов и анализа их конструкции было сделано заключение.

Появление трещин на консольных частях концевых балок мостовых кранов, установленных на складе известняка копрового цеха, и стуков при передвижении кранов являются следствием проектных недоработок кранов в сочетании с недостатками изготовления кранов.

К проектным недостаткам относятся:

- недостаточная несущая способность узлов крепления ходовых колес крана

к концевым балкам из-за недостатков конструкции узла;

- большой допустимый перекося ходовых колес, указанный в руководстве по эксплуатации крана. По ГОСТ 27584 перекося определяемый как тангенс угла между направлением передвижения крана и осью колеса, допускается не более $k \leq 0,0006$. По ИСО 8306 для режимных групп М2-М8 – не более $k \leq 0,0004$. По ГОСТ 24378-80 максимальные углы перекося колес должны быть не более 0,002 рад. Руководством по эксплуатации кранов допускается перекося до $k \leq 0,006$. Это на порядок превышает перекося, допускаемый указанными стандартами;

- конструкцией крана не предусмотрена возможность регулировки установки колес, а в руководстве по эксплуатации не приведены указания по контролю точности регулировки положения ходовых колес, что не соответствует требованию ГОСТ 27584-88 «Краны мостовые и козловые электрические. Общие технические условия»;

- отсутствие в руководстве по эксплуатации указаний по установке боковых

роликов относительно ширины головки рельса (ширины колеса). При больших зазорах между головкой рельса и боковыми роликами увеличивается при передвижении перекос крана, а вместе с ним осевая нагрузка в горизонтальной плоскости на колесо, возникают дополнительные изгибающий и скручивающий момент концевой балки;

- допущена ошибка в сторону уменьшения осевой нагрузки на ходовые колеса в горизонтальной плоскости, приведенный в паспорте крана (см. расчет выше), что уменьшает фактическую несущую способность металлоконструкции.

К недостаткам изготовления относятся:

- установка ходовых колес с недопустимыми перекосами, превышающими максимально допустимый;

- некачественная приварка диафрагм концевых балок.

Заключение

Указанные выше недостатки привели к передвижению крана с большими перекосами и появлению значительных переменных нагрузок на ходовые колеса и металлоконструкцию концевых балок и моста в целом. В результате усталости появились трещины в узлах крепления ходовых колес и в консольных частях концевых балок и произошло разрушение сварных швов крепления диафрагм. Последнее привело к уменьшению несущей способности концевых балок, увеличению деформаций элементов балок, появлению стуков внутри концевых балок при передвижении крана в результате

деформирования элементов металлоконструкции концевых балок, их взаимного соприкосновения и соприкосновения колес с рельсами.

Для возможности дальнейшей безопасной эксплуатации кранов требуется конструктивная доработка с целью увеличения несущей способности консольных частей концевых балок и узлов крепления ходовых колес.

В руководстве по эксплуатации кранов должны быть приведены указания по контролю точности и регулировке положения ходовых колес (п.2.6.15 ГОСТ 27584-88) и указания по установке боковых роликов, исключаяющей значительные перекосы кранов и заедание при передвижении.

Библиографический список

1. Абрамович И.И., Березин В.Н., Яуре А.Г. Грузоподъемные краны промышленных предприятий. М.: Машиностроение, 1989, 360 с.
2. Александров М.П. Грузоподъемные машины. М. Высшая школа, 2000, 545с.
3. Брауде В.И., Семенов Л.Н. Надежность подъемно-транспортных машин. Л.: Машиностроение, 1986, 182 с.
4. Кружков В.А. Металлургические подъемно-транспортные машины. М.: Metallurgy, 1989, 464 с.
5. Вайсон А.А., Андреев А.Ф. Крановые грузозахватные устройства. М.: Машиностроение, 1982, 303 с.
6. Таубер Б.А. Грейферные механизмы. М.: Машиностроение, 1985, 267 с.
7. Лобанов Н.А. Динамика грузоподъемных кранов. М.: Машиностроение, 1987, с.158.

Information about the paper in English

A.V. Vavilov, L.I. Perednya, A.A. Shavel
Belarusian National Technical University
Minsk, Belarus
E-mail: ftkcdm@bntu.by
Received 24.03.2017

ANALYSIS OF DEFECTS OF A BRIDGE CRANE WITH A GRAB AND WAYS TO ELIMINATE THEM

Abstract

It has been established that the cracks found on the brackets of the end carriages of the overhead cranes functioning at the limestone yard of the drop-hammer plant of Belorussian Steel Works, as well as the rattling noise that can be heard when the cranes are moving are attributed to faulty design and manufacturing.

Keywords: steel works, double girder top running overhead cranes, flangeless travel wheels, side rollers, misalignment of crane wheels, diaphragms, deformation of the end carriage brackets.



УДК 621.74.047

С.Г. Шахрай¹, А.П. Скуратов¹,
А.В. Белянин², В.В. Кондратьев³, А.С. Шахрай¹
¹ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет»
²ОАО «РУСАЛ»
³ФГБОУ ВО «Иркутский национальный
исследовательский технический университет»
E-mail: shahrai5t6@mail.ru
Дата поступления: 09.02.2017

ПОВЫШЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ГОРЕЛОЧНЫХ УСТРОЙСТВ ДОЖИГА АНОДНЫХ ГАЗОВ АЛЮМИНИЕВЫХ ЭЛЕКТРОЛИЗЕРОВ

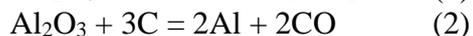
Аннотация

Проанализирована проблема дожига анодных газов от алюминиевых электролизеров. Изучен механизм и основные закономерности образования и горения анодного газа. Получены новые данные по температуре, необходимой для сжигания бенз(а)пирена, наиболее опасного компонента анодных газов. Предложен ряд технических решений по повышению эксплуатационных характеристик горелочных устройств алюминиевых электролизеров.

Ключевые слова: алюминиевый электролизер, горелочное устройство, дожиг, эффективность, эксплуатационные характеристики, конструкция.

Образование и дожиг анодных газов алюминиевого производства

В электролизерах с самообжигающимся анодом силой тока 170 – 175 кА, в результате реакций (1; 2) восстановления алюминия из глинозема:



и реакции (3) восстановления диоксида углерода углеродом (реакции Будуара):



образуется от 42 до 45 $\text{нм}^3/\text{ч}$ анодных газов, содержащих до 40 % об. СО и до 60 % CO_2 [1]. Помимо анодного газа, при коксовании самообжигающегося анода выделяется до 20 кг/тАI смолистых веществ, основная часть которых, до 17 кг/тАI, поступает в подколольное пространство электролизера [2], откуда они совместно с анодными газами, направляются на дожиг.

Преимущественно дожиг осуществляется в двух щелевых горелочных устройствах, диагонально размещенных на угловых секциях газосборного колокола электролизера [3], при избытке воздуха α , подаваемого в зону горения, близким шести. При таком значении α температура в зоне горения, вследствие охлаждения горелки избыточным воздухом, как правило, не пре-

вышает 900°C , а время нахождения сжигаемых компонентов в зоне высоких температур составляет 0,5 – 0,6 с. При этих параметрах эффективность дожига горючих компонентов составляет 88 – 90 %, что недостаточно для достижения норм выбросов, установленных Российским и международным экологическим законодательством.

Эффективность дожига определяется временем нахождения сжигаемых компонентов в зоне высоких температур, объемом и температурой воздуха, подаваемого в зону горения, интенсивностью смешивания топлива с окислителем. В соответствии с [4], время нахождения анодных газов в зоне высоких температур должно составлять от 1,0 до 1,5 с. Температура в зоне горения должна быть достаточной для сжигания наиболее опасного компонента смолистых веществ – бенз(а)пирена. Его температурные пределы воспламенения могут быть определены по формулам:

$$t_H = -62,5 + 0,655t_{\text{кип}} + \sum_{j=2}^n a_j l_j \quad (4)$$

$$t_B = -41,4 + 0,723t_{\text{кип}} + \sum_{j=2}^n a_j l_j \quad (5)$$

где: $t_{\text{кип}}$ - температура кипения, $^\circ\text{C}$; l_j - число связей и структурных групп вида a_j в молекуле. Для  значение a_j для $t_H = -4,4$, для $t_B = -4,4$

Расчет по представленным зависимостям показывает, что для бенз(а)пирена, температура кипения которого составляет 495°C , а молекула состоит из пяти групп и имеет 46 связей, температурные пределы воспламенения находится в диапазоне от 1270 до 1330°C . Таким образом, расчетная температура воспламенения бенз(а)пирена на 5 - 10 % превышает данные, полученные ранее другими исследователями, и изложенные в работе [5].

Калориметрическая температура горения анодного газа, учитывающая теплоемкость продуктов сгорания, объем и теплоемкость воздуха, поступающего в зону горения, может быть определена по зависимости:

$$t_{\text{кал}} = \frac{Q_n^p + c_T t_T + V_B c_B t_B}{V_{\Sigma 0} c_{\text{пр}} + V_B^{\text{изб}} + C_B^{\text{изб}}} \quad (6)$$

где: Q_n^p - низшая теплота сгорания анодных газов, кДж/м^3 ; c_T - средняя теплоемкость сжигаемого анодного газа в диапазоне температур от 0°C до t_T , $\text{кДж/кг}\cdot^{\circ}\text{C}$; c_B , $c_{\text{пр}}$ и $C_B^{\text{изб}}$ - соответственно, теплоемкость воздуха, поступающего в зону горения, неразбавленных продуктов сгорания и избыточного воздуха в диапазоне температур от 0°C до $t_{\text{кал}}$, кДж/м^3 ; t_T и t_B - соответственно, температура анодного газа и воздуха на входе в горелку, $^{\circ}\text{C}$; V_B - объем воздуха, поступающего для сжигания 1 м^3 анодного газа, м^3 ; $V_{\Sigma 0}$ - суммарный объем неразбавленного воздухом продуктов сгорания горючих компонентов 1 м^3 анодного газа, м^3 ; $V_B^{\text{изб}}$ - объем избыточного воздуха, содержащегося в продуктах сгорания, м^3 , а действительная усредненная температура в зоне горения, с учетом пирометрического коэффициента, по зависимости:

$$t_{\text{д}} = t_{\text{кал}} \eta \quad (7)$$

где: η - пирометрический коэффициент, для щелевых горелок примем 0,85

Зависимость температуры в зоне горения от объема воздуха (избытка α) и его температуры, рассчитанные по зависимостям 3;4 показана на диаграмме (рисунок 1).

В соответствии с рис. 1, температура в зоне горения в пределах $1270 - 1330^{\circ}\text{C}$ обеспечивается при соблюдении следующих условий: в зимнее время года, когда температура воздуха, подаваемого в зону

горения может достигать -30°C , коэффициент избытка должен находиться в диапазоне $\alpha = 1,05 \div 1,15$; в летнее время года, когда температура воздуха, подаваемого в зону горения может достигать $+30^{\circ}\text{C}$, коэффициент избытка должен находиться в диапазоне $\alpha = 1,2 \div 1,25$ [6]. При этом, за счет снижения α до оптимальных значений, время нахождения сжигаемых компонентов в зоне высоких температур возрастает до 1,0 - 1,5 с.

Таким образом, проблемы повышения температуры и времени нахождения сжигаемых компонентов в зоне горения, необходимые для их полного дожига, решаются технологическими мероприятиями. Однако, при этом остаются нерешенными проблемы повышения интенсивности смешивания сжигаемых газов с воздухом, подаваемым в зону горения, а также стабилизации температуры последнего, независимо от внешних климатических условий. Решить эти проблемы предлагается за счет конструктивных изменений горелочных устройств и утилизации теплоты, излучаемой поверхностями газоотводящих патрубков, соединяющих горелочные устройства с газоходной сетью корпуса электролизера.

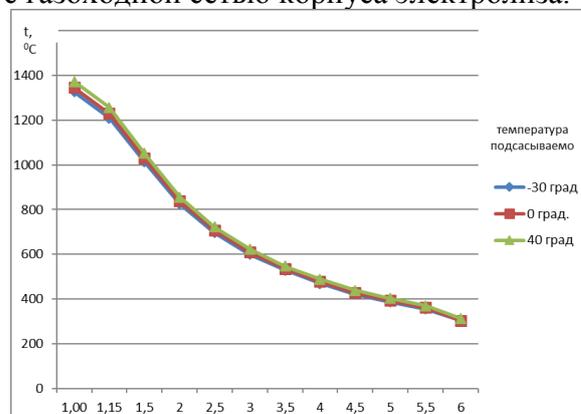


Рисунок 1. Зависимость действительной температуры в зоне горения от избытка α и температуры подсосываемого воздуха

Конструктивные изменения горелочных устройств алюминиевого электролизера

Повысить эффективность дожига анодных газов возможно за счет модернизации горелочных устройств, обеспечивающей повышение интенсивности смешивания сжигаемых анодных газов с воздухом, улучшения условий движения потока в го-

релке, выравнивания разрежений в горелочных устройствах корпуса электролиза, подачи в зону горения предварительно подогретого воздуха, сокращения интенсивности образования отложений в горелке, увеличения длительности пребывания сжигаемых газов в зоне высоких температур. Согласно [7, 8], эти положения необходимо максимально выполнять при разработке горелочных устройств.

Для регулирования объема воздуха, подаваемого в зону горения, и интенсификации смешивания сжигаемых компонентов с воздухом предлагается горелочное устройство, оборудованное закрепленными на поворотных осях дисковыми турбулизаторами (рисунок 2) [9].

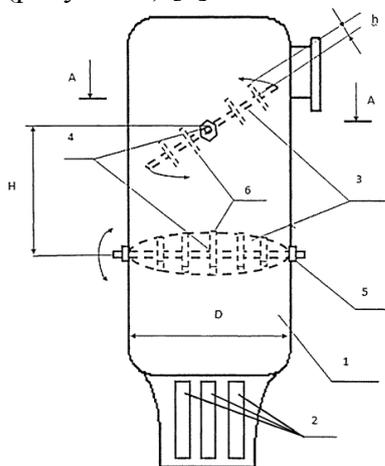


Рисунок 2. Горелочное устройство алюминиевого электролизера: 1 – горелка; 2 – воздухозаборные щели; 3 – дисковые турбулизаторы; 4 – поворотные оси; 5 – гайки, фиксирующие положение диска; 6 – выступы на диске

Диски с обеих сторон имеют выступы и расположены на разных уровнях по высоте горелки не менее чем в два яруса, с возможностью их поворота на угол 360 градусов. При прохождении газового потока через выступы происходит его срыв и образование локальных вихрей, повышающих интенсивность смешивания сжигаемой газовой смеси. Повышение интенсивности смешивания происходит и за счет периодического отклонения потока от продольной оси горелки при его обтекании дисковых турбулизаторов, закрепленных на поворотных осях, угол между проекциями которых на горизонтальную плоскость составляет от 0 до 90 град.

При эксплуатации горелки в режиме сжигания анодных газов диски поворотом оси устанавливают таким образом, чтобы разрежение в зоне горения находилось в пределах 15-20 Па, что обеспечивает подсос воздуха в пределах оптимального $\alpha = 1,05 \div 1,25$. Оси в определенном положении фиксируются с помощью крепежных гаек. При необходимости, отключение горелки от системы газоотсоса осуществляют полным перекрытием ее поперечного сечения установкой дисков в горизонтальное положение. Очистку дисков от пылевых отложений осуществляют поворотом осей на 180° , что обеспечивает удаление отложений за счет силы тяжести.

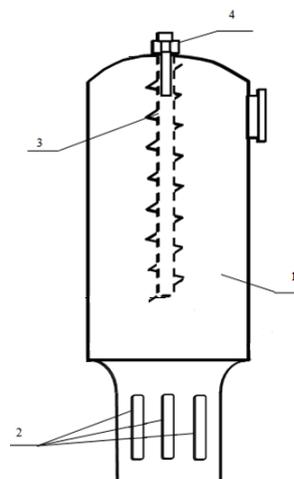


Рисунок 3. Горелочное устройство со статическим завихрителем
1 – горелка, 2 – воздухозаборные щели; 3 – завихритель; 4 – крепежная гайка

Повысить интенсивность смешивания сжигаемых компонентов с воздухом возможно за счет целенаправленного закручивания газового потока в зоне горения с помощью статического (рисунок 3) [10, 11] или вращающегося (рисунок 4) [12] завихрителей.

Статичный завихритель, закрепленный в полости горелочного устройства, обеспечивает равномерное распределение потока воспламененной газовой смеси в объеме топочного пространства, а также играет роль теплового аккумулятора, предохраняющего горелку от охлаждения атмосферным воздухом, омывающим горелку снаружи. Вращающийся завихритель закреплен на подшипниковом валу, с возможностью вращения под действием сил, создаваемых движущимся газовой смесью.

потоком. Завихритель выполнен в виде пропеллера и расположен в посадочном патрубке горелочного устройства на уровне верхней кромки воздухозаборных щелей. Пропеллер обеспечивает целенаправленное закручивание сжигаемого газового потока в горелочном устройстве, что сопровождается увеличением интенсивности смешивания и дожига горючих компонентов анодного газа.

Диаметр завихрителя, равный $0,8 \pm 0,9$ диаметра посадочного патрубка, обеспечивает практически полный контакт и перемешивание сжигаемых анодных газов, поступающих в горелочное устройство снизу посадочного патрубка, и воздуха, поступающего через воздухозаборные щели. Размещение завихрителя на уровне верхней кромки воздухозаборных щелей обеспечивает предварительное смешивание сжигаемых анодных газов и воздуха до их входа в камеру сгорания, с соответствующим увеличением эффективности дожига горючих компонентов.

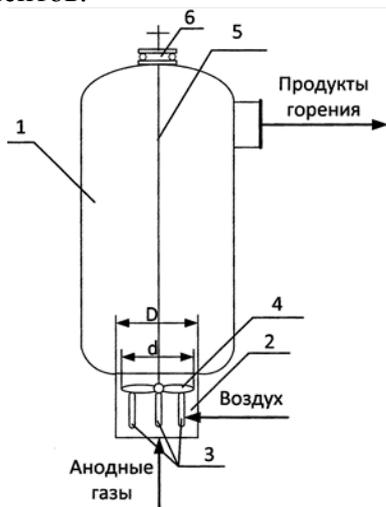


Рисунок 4. Горелочное устройство с вращающимся завихрителем: 1 - камера сгорания; 2 - посадочный патрубок; 3 - воздухозаборные щели; 4 - завихритель; 5 - вал; 6 - подшипник

Ввод в горелку сжигаемых анодных газов осуществляется снизу, через патрубок, выполненный в виде прямоугольного колена. При подаче воздуха через воздухозаборные щели равной площади происходит отклонение ядра пламени от продольной оси горелки, что вызывает преждевре-

менное прогорание ее стенок. Эпюра скоростей потока в горелке, при подсосе в нее воздуха через воздухозаборные щели равной площади, показана на рисунке 5. Обеспечить симметричное распределение пламени в зоне горения предлагается разновеликими объемами воздуха, подсасываемыми через воздухозаборные щели переменной площади (рисунок 6) [13, 14]. При этом меньший объем воздуха подсасывается в зону высоких скоростей, расположенную вблизи внешней стенки прямоугольного патрубка, больший – в зону низких скоростей, расположенную вблизи внутренней стенки патрубка.

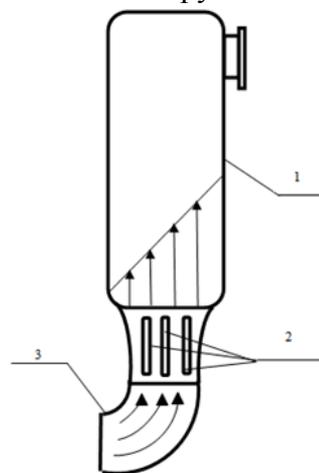


Рисунок 5. Эпюра скоростей потока в горелке с воздухозаборными щелями равной площади: 1 - зона горения; 2 - воздухозаборные щели; 3 - патрубок подвода анодных газов

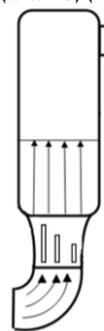


Рисунок 6. Эпюра скоростей потока в горелке устройстве с воздухозаборными щелями переменной площади

Общий недостаток эксплуатируемых горелочных устройств заключается в более чем 1,5-кратном различии диаметров патрубка подвода анодных газов и зоны горения. На входе потока в зону горения происходит его внезапное расширение, в результате чего образуется струя, отделенная от

остальной среды поверхностью раздела, которая распадается и свертывается в мощные вихри. Таким образом, при регламентном объеме газоотсоса от электролизера $652 \text{ м}^3/\text{ч}$ (через горелку – $326 \text{ м}^3/\text{ч}$) и средней температуре в зоне горения 900°C каждая горелка создает аэродинамическое сопротивление величиной $8,3 \text{ Па}$, из которых 8 Па приходится на местное сопротивление, обусловленное наличием участка внезапного расширения потока, и $0,3 \text{ Па}$ – на сопротивление трения потока о стенки камеры сгорания [15].

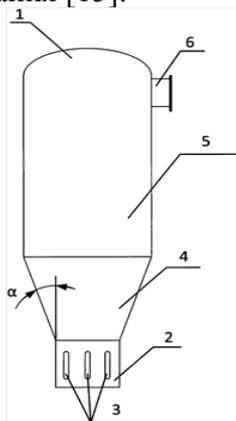


Рисунок 7. Устройство для дожигания анодных газов алюминиевого электролизера: 1 – горелка; 2 - посадочный патрубок; 3 – воздухозаборные щели; 4 - диффузор; 5 - зона горения; 6 – патрубок отвода продуктов горения в систему организованного газоотсоса

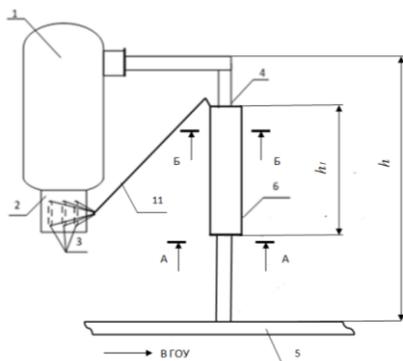


Рисунок 8. Устройство для дожигания анодных газов алюминиевого электролизера: 1 – горелка; 2 - посадочный патрубок; 3 - воздухозаборные щели; 4 – патрубок отвода продуктов горения; 5 – газоходная сеть корпуса электролизера; 6 – теплообменник

Для снижения сопротивления горелочного устройства предложена конструкция, в которой патрубок подвода анодных газов соединен с зоной горения коническим диффузором с углом расширения $\alpha=10\div15^\circ$, а отношение их площадей поперечного сечения составляет $2,5\div3,5$ (рисунок 7) [16]. Анодные газы, после смешивания в патрубке с воздухом, воспламеняются и поступают в диффузор. Здесь газозвушная смесь движется без отрыва от стенок и происходит плавное расширение потока, компенсирующее увеличение давления, возникающего вследствие теплового расширения сжигаемых газов. Окончательный дожиг анодных газов происходит в зоне горения, размещенной в цилиндрической части горелки, откуда продукты горения удаляются в систему организованного газоотсоса. Технический результат заключается в снижении сопротивления горелочного устройства в среднем на 8 Па .

Повысить эффективность работы горелочного устройства предлагается также за счет подачи в зону горения воздуха, предварительно подогретого теплотой, рассеиваемой в окружающую среду поверхностями патрубка, соединяющего горелку с газоходной сетью корпуса электролизера (рисунок 8) [17].

Для утилизации этой теплоты на патрубке устанавливается теплообменник. Зазор между теплообменником и газоходом составляет $30 \div 100 \text{ мм}$. Нижняя торцевая часть теплообменника снабжена отверстиями для подачи воздуха в зону нагрева, а верхняя торцевая часть – отверстием, через которое подогретый воздух отводится к воздухозаборным щелям горелки. Целесообразность расположения теплообменника на патрубке обосновывается тем, что он расположен в непосредственной близости от горелки и здесь наблюдаются максимальные температуры его поверхности, 400°C и выше, достаточные для нагрева воздуха до $200 - 300^\circ\text{C}$.

Размещение отверстий подсоса холодного воздуха на нижней, а отвода нагретого воздуха на верхней стенке теплообменника, за счет конвекции, улучшает

условия его движения к воздухозаборным щелям горелки.

Однако, увеличение температуры в зоне горения до $1270 - 1330^{\circ}\text{C}$ за счет оптимизации избытка воздуха и интенсификации его смешивания с горючими компонентами несет риск термической деформации газоходов и возникновения в них пожаров.

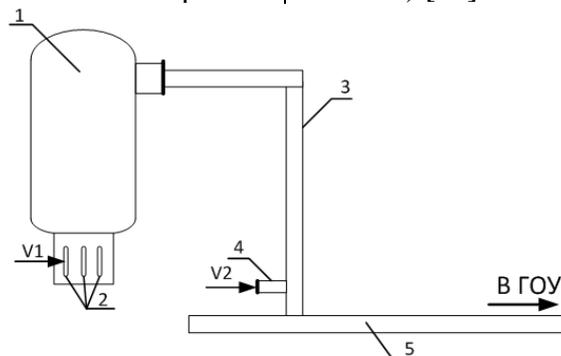


Рисунок 9. Способ удаления анодных газов от алюминиевого электролизера:

1 - горелочное устройство; 2 – воздухозаборные щели горелки; 3 – патрубок, соединяющий горелку с газоходной сетью; 4 – лючок для подсоса воздуха; 5 – газоходная сеть

В соответствии с предлагаемым техническим решением, через воздухозаборные щели подается $120 \div 150 \text{ м}^3/\text{ч}$ воздуха, что обеспечивает температуру в зоне горения на уровне $1200 \div 1300^{\circ}\text{C}$ и время нахождения сжигаемых компонентов в зоне высоких температур в течение $1 \div 1,5 \text{ с}$, достаточных для полного дожига горючих компонентов анодного газа. Объем воздуха, подаваемого в патрубок, в 4 – 4,5 раза и составляет $500 \div 550 \text{ м}^3/\text{ч}$, что обеспечивает охлаждение продуктов горения до $150 \div 200^{\circ}\text{C}$ и исключает риски тепловой деформации газоходов и возникновения пожаров как в газоходной сети, так и в газоочистных установках, где анодные газы подвергаются окончательной очистке.

Заключение

Разработанные конструкции горелочных устройств, представленные в настоящей статье, позволяют существенно повысить эффективность дожига анодных газов алюминиевого производства, до 98 % и более. Они легко вписываются в существующие системы газоудаления, а экономические затраты, связанные с изменениями конструкций, окупаются за счет снижения экологических платежей за выбросы оксида углерода и смолистых веществ, включая чрезвычайно опасный бенз(а)пирен.

Для снижения температуры продуктов горения, транспортируемых по газоходной сети корпуса электролизера, предлагается организовать подсос воздуха в двух точках – через воздухозаборные щели горелки и через патрубок, соединяющий горелку с продольным подкорпусным газоходом (рисунок 9) [18].

Библиографический список

1. Шахрай, С.Г. Совершенствование систем колокольного газоотсоса на мощных электролизерах Содерберга: монография / С.Г. Шахрай, В.В. Коростовенко, И.И. Ребрик. – Красноярск.: ИПК СФУ. – 2010. – 146 с.
2. Буркат, В.С. Сокращение выбросов в атмосферу при производстве алюминия / В.С. Буркат, В.А. Друкарев. С-Пб.: ООО «Любавич», 2005 - 275 с.
3. Басов, А.И. Справочник механика заводов цветной металлургии А.И. Басов, Ф.П. Ельцев. – М.: Металлургия, 1981. – 495 с.
4. Стаскевич, Н.Л. Справочник по газоснабжению и использованию газа / Н.Л. Стаскевич, Г.Н. Северинец, Д.Я. Вигдорчик. – Л.: Недра, 1990. – 762 с.
5. Климова Л.Л., Павлюченко Г.А., Белов Б.А. Сравнительная оценка различных горелочных устройств для алюминиевых электролизеров. // Цветная металлургия. - 1979. - № 19. - С. 54 – 56.
6. Шахрай С.Г., Скуратов А.П., Белянин А.В. и [др.]. Расчет параметров дожига анодных газов алюминиевого электролизера //Сб. докл. VII межд. Конгресса Цветные металлы-2015, Красноярск, 14-18 сент. 2015, С. 146-147.

7. Зиганшин, М.Г. Проектирование аппаратов пылегазоочистки / М.Г. Зиганшин, А.А. Колесник, В.Н. Посохин. – М.: Экопресс-ЗМ, 1988. – 505 с.
8. Гушин, С.Н. Расчеты горения топлив: учебное пособие [Текст] / С.Н. Гушин, М.Д. Казяев. – Екатеринбург: УГТУ – УПИ, 1995. – 48 с.
9. Пат. 2534712 РФ, МПК С25С3/22. Устройство для дожигания анодных газов алюминиевого электролизера / Шахрай С.Г., Бажин В.Ю., Кондратьев В.В. и [др.]; опубл. 10.12.2014, Бюл. №34.
10. Пат. 2456380 РФ, МПК С25С3/06. Горелочное устройство алюминиевого электролизера с интенсивным смешиванием компонентов / Шахрай С.Г., Коростовенко В.В., Баранов А.Н. и [др.]; опубл. 20.07.2012, Бюл. №20.
11. Евразийский патент №020634. Горелочное устройство алюминиевого электролизера с интенсивным смешиванием компонентов / Шахрай С.Г., Коростовенко В.В., Баранов А.Н. и [др.]. Опубл. 30.12.2014.
12. Пат. 164940 РФ, МПК С25С3/22. Горелочное устройство алюминиевого электролизера с интенсивным смешиванием компонентов / Шахрай С.Г., Скуратов А.П., Белянин А.В. и [др.]; опубл. 27.09.2016, Бюл. №27.
13. Пат. 2456383 РФ, МПК С25С3/22. Горелочное устройство щелевого типа алюминиевого электролизера с самообжигающимся анодом / Шахрай С.Г., Коростовенко В.В., Баранов А.Н. [и др.]; опубл. 20.07.2012, Бюл. №20.
14. Евразийский патент №021704. Горелочное устройство щелевого типа алюминиевого электролизера с самообжигающимся анодом / Шахрай С.Г., Коростовенко В.В., Баранов А.Н. [и др.]. Опубл. 31.08.2015.
15. Шахрай С.Г., Белянин А.В., Русанов Н.В. и [др.]. Повышение энергоэффективности производства алюминия путем дизайнерских изменений горелочного устройства электролизера / Сб. материалов Международной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых «Перспектив Свободный-2016», Красноярск, СФУ, 15-25 апреля 2016. – с. 15-18 (сборник «Переработка минерального сырья, содержащего цветные металлы»).
16. Пат. 163339 РФ, МПК С25С3/00. Устройство для дожигания анодных газов алюминиевого электролизера / Шахрай С.Г., Скуратов А.П., Белянин А.В. и [др.]; опубл.: 10.07.2016, Бюл. №19.
17. Заявка №2016145894 РФ. Устройство для дожигания анодных газов алюминиевого электролизера / Шахрай С.Г., Белянин А.В., Скуратов А.П. и [др.]; заявл. 22.11.2016.
18. Заявка 2016106464 РФ. Способ удаления анодных газов от алюминиевого электролизера / Шахрай С.Г., Щеглов Е.Л., Мазуренко В.В. и [др.]; заявл. 24.02.2016.

Information about the paper in English

**S.G. Shakhrai¹, A.P. Skuratov¹,
 A.B. Belyanin², V.V. Kondratiev³, A.S. Shakhrai¹**
¹Siberian Federal University,
²RUSAL,
³Irkutsk National Research Technical University
 E-mail: shahrai5t6@mail.ru
 Received 09.02.2017

IMPROVING THE PERFORMANCE OF AFTERBURNERS USED IN ALUMINIUM ELECTROLYZERS

Abstract

The article looks at the problem of anode gas afterburning in aluminium electrolyzers. The authors looked at the mechanism of anode gas evolution and afterburning and identified the key patterns. New data were obtained on the temperature required to burn benzopyrene, the most hazardous component of anode gases. The authors offered a number of solutions for improving the performance of the afterburners used in aluminium electrolyzers.

Keywords: aluminium electrolyzer, burner arrangement, afterburning, efficiency, performance, design.



УДК 536.24

Н.Н. Синицын, А.А. Костылева,
Д.С. Ревякина, Д.С. Прокопьева
ФГБОУ ВО «Череповецкий Государственный университет»
г. Череповец, Россия
E-mail: sinitsyn@chsu.ru
Дата поступления: 24.03.2017

ОЦЕНКА ТЕМПЕРАТУРНОГО ПОЛЯ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ШЛАКА ПРИ ОХЛАЖДЕНИИ

Аннотация

Предложена математическая модель охлаждения жидкого сталеплавильного шлака на шлаковом поле. Численное решение задачи Стефана, включающее сквозное уравнение теплопроводности, проводится конечно-разностным методом, по явной схеме аппроксимации производных, приведено тестирование численной модели затвердевания сталеплавильного шлака при граничных условиях первого рода. Представлены результаты исследования влияния настроечных параметров численного алгоритма на погрешность моделирования. Приведены результаты оценки температурного поля в шлаке и координаты фазового перехода шлака при граничных условиях третьего рода. Представлена оценка коэффициента теплоотдачи при струйном капельном охлаждении, методика определения координаты фазового перехода.

Ключевые слова: математическая модель охлаждения шлака, температурное поле, фазовый переход, координаты фронта затвердевания, численный метод, метод конечных разностей, явная схема, задача Стефана, коэффициент теплоотдачи.

Увеличение производительности цехов по переработке шлаков сталеплавильного производства сдерживается производительностью существующих шлаковых полей. Для процессов термодробления необходимо, чтобы жидкий шлак перешел в твердое состояние. Для этого шлак заливается водой. С целью снижения расхода воды и повышения эффективности процесса охлаждения необходимо исследование температурного поля жидкого шлака при его охлаждении. При этом в зимний период из-за охлаждения шлака водой (по технологии) происходит сильное запаривание. Снижение видимости при выполнении технологических операций персоналом создает угрозу травмирования. Поэтому задача исследования температурного поля при охлаждении шлака является актуальной, позволяя эффективно охлаждать шлак и подбирать оптимальный расход воды, чтобы не было запаривания. Процесс охлаждения необходимо проводить при температуре поверхности слоя шлака, меньшей температуры кипения воды. Жидкий шлак имеет температуру T^0 . В начальный момент времени на поверхности шлака внезапно

устанавливается некоторая температура T_c , которая больше температуры кипения воды. В результате охлаждения образуется затвердевший слой шлака переменной толщины. Нижняя подвижная граница его всегда имеет температуру фазового перехода T_f . На этой границе происходит переход из одного агрегатного состояния в другое, на что требуется теплота фазового перехода L , Дж/кг. Таким образом, верхняя граница ($x=\xi$) жидкой фазы имеет постоянную температуру затвердевания, а нижняя граница ($x=l$) – некоторую постоянную температуру жидкого шлака на большой глубине. Нижнюю границу жидкой зоны принимаем лежащей бесконечно глубоко ($l=\infty$). Коэффициенты переноса твердой и жидкой зон различны. Предположим, что перенос теплоты в шлаке происходит только вследствие теплопроводности (рисунок 1).

Для изучения закономерностей затвердевания и охлаждения жидкого сталеплавильного шлака применяют математические модели. Основу этих моделей составляет численное решение задачи Стефана, включающее определение границы фазового перехода из жидкого состояния в

твердое и полей температуры в жидкой и твердой фазе шлака. Математическая модель одномерного процесса затвердевания, которая включает сквозное уравнение теплопроводности, общее для твердой и жидкой фазы [2, 3]

$$c_{эф} \cdot \rho \frac{\partial T}{\partial \tau} = \frac{\partial}{\partial x} \left(\lambda \frac{\partial T}{\partial x} \right), \quad (1)$$

интегрируемое в области:
 $0 \leq x \leq l, 0 \leq \tau \leq \tau_x;$

начальное условие:

$$T|_{\tau=0} = T^0; \quad (2)$$

граничные условия:

$$\text{при } x = 0 \quad -\lambda \frac{\partial T}{\partial x} = \alpha(T - T_{ср}); \quad (3)$$

$$\text{при } x = l = \infty \quad \lambda \frac{\partial T}{\partial x} = 0, \quad (4)$$

где ρ – плотность шлака; α – коэффициент теплоотдачи; l – толщина слоя шлака; $T_{ср}$ – температура окружающей среды; T^0 – начальная температура жидкого шлака; λ – коэффициент теплопроводности; $c_{эф}$ – эффективная удельная теплоемкость; T – текущая температура; x – текущая координата; τ – время.

При моделировании затвердевания шлака источник тепла фазового перехода «размазывают» по фиктивному интервалу температур $\Delta T = T_l - T_c$. При этом выделение теплоты фазового перехода в интервале температур ΔT учитывают с помощью эффективной удельной теплоемкости $c_{эф}$, задаваемой выражением:

$$c_{эф} = \begin{cases} c_1(T), & T < T_c; \\ c_1(T_c) \cdot \psi + c(T_l) \cdot (1 - \psi) + \frac{L}{\Delta T}, & T_c \leq T \leq T_l; \\ c_2(T), & T > T_l, \end{cases}$$

где c_1 и c_2 – удельная теплоемкость твердого и жидкого шлаков; L – теплота фазового перехода; ψ – доля затвердевшего шлака; $T_l = T_f + \frac{\Delta T}{2}$; $T_c = T_f - \frac{\Delta T}{2}$ – фиктивные температуры начала и окончания фазового перехода.

Коэффициент теплопроводности и плотность определим по формулам:

$$\lambda = \begin{cases} \lambda_1, & T < T_c; \\ \lambda_1 \cdot \psi + \lambda_2 \cdot (1 - \psi), & T_c \leq T \leq T_l; \\ \lambda_2, & T > T_l, \end{cases}$$

$$\rho = \begin{cases} \rho_1, & T < T_c; \\ \rho_1 \cdot \psi + \rho_2 \cdot (1 - \psi), & T_c \leq T \leq T_l; \\ \rho_2, & T > T_l, \end{cases}$$

где λ_1 и λ_2 – коэффициенты теплопроводности твердого и жидкого шлаков; ρ_1 и ρ_2 – плотности твердого и жидкого материала.

Величина ψ определяется по формуле:

$$\psi = \begin{cases} 1, & T < T_c; \\ \frac{T_l - T}{T_l - T_c}, & T_c \leq T \leq T_l; \\ 0, & T > T_l. \end{cases}$$

На рисунке 1 показана схема затвердевания шлака.

Целью моделирования является определение координаты фронта затвердевания и температуры поля в твердой и жидкой частях. Расчет произведем методом сквозного счета [2, 3]. Система (1)-(4) в общем случае может быть решена только численным методом. При использовании метода конечных разностей значение температур определяют в узлах сетки расчетной области (рисунок 2).

Здесь a и b – границы расчетной области, координаты которых находят по формуле $x_i = (i - 0,5) \cdot \Delta x$ для дискретных моментов времени $\tau^n = \Delta \tau \cdot n$,

где $i = 0, N + 1$, N – количество узлов внутри расчетной области, 0 и

$N + 1$ – номера узлов, находящихся за пределами области на расстоянии $\Delta x / 2$; $\Delta x = S / N$ – расстояние между узлами; $n = 0, (\tau_k / \Delta \tau)$ – моменты времени ($n = 0$ – начальный момент времени; $\Delta \tau$ – расчетный шаг по времени).

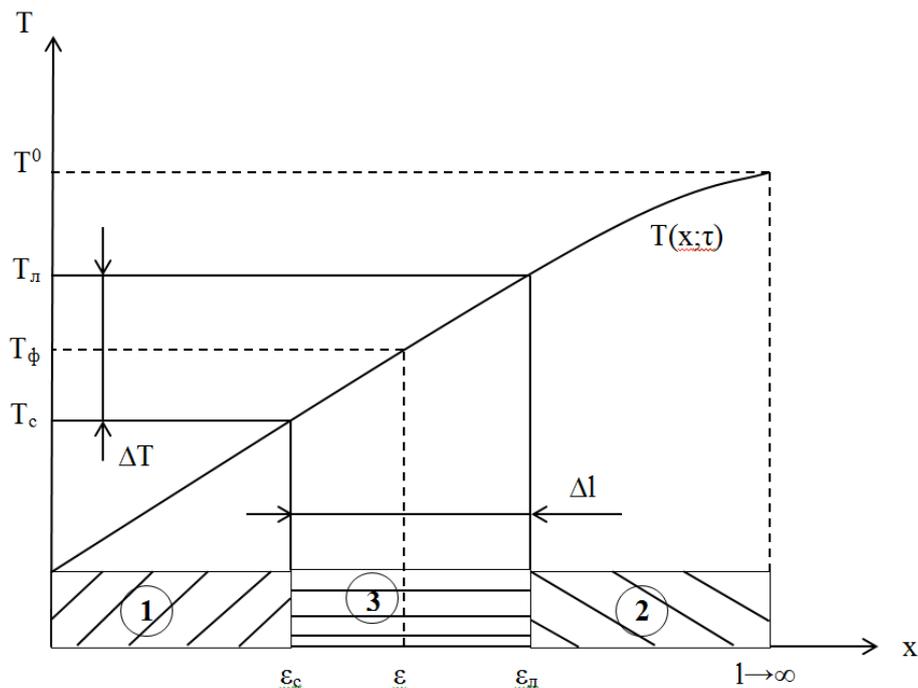


Рисунок 1. Схема расчетной области: 1- твердая фаза; 2- жидкая фаза; 3 – двухфазная зона; Δl – ширина двухфазной зоны; ε_c , ε и ε_n – координаты изотерм начала фазового перехода, температуры фазового перехода и температуры окончания фазового перехода.

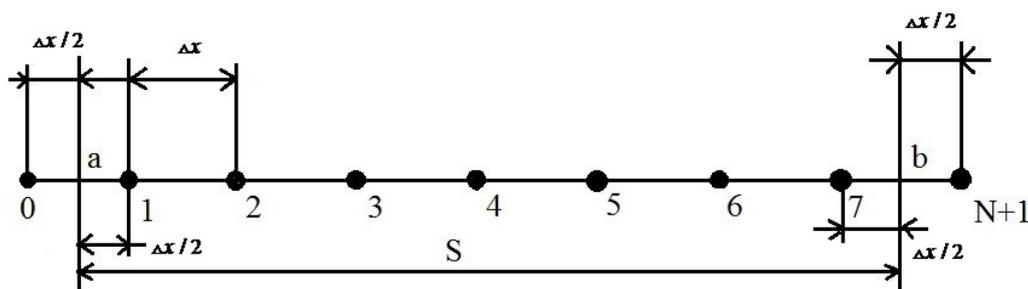


Рисунок 2 Схема расчетной области

При использовании явной схемы аппроксимации производных по координате температура в следующий момент времени $n+1$ в N внутренних узлах определяют по формуле:

$$T_i^{n+1} = T_i^n + \frac{\Delta\tau}{c(T_i^n) \cdot \rho(T_i^n) \cdot \Delta x^2} \cdot \left[\lambda_{i+1/2} (T_{i+1} - T_i) - \lambda_{i-1/2} (T_i - T_{i-1}) \right]^n,$$

где $i = \overline{1, N}$, $\lambda_{i+1/2} = \lambda[(T_{i-n}^n + T_i^n)/2]$, $\lambda_{i-1/2} = \lambda[(T_i^n + T_{i-1}^n)/2]$.

Температуру в начальный момент времени задают по формуле:

$$T_i = T_i^0 \text{ для } i = \overline{0, N+1}$$

Температуру в фиктивных узлах $i=0$ и $N+1$ в момент времени $n+1$ определяют по формулам:

$$T_i = \frac{(1-\chi)T + 2\chi T_i}{1+\chi}, \quad \chi = \frac{\alpha \cdot \Delta x}{2\lambda}, \quad T_{N+1} = T_N.$$

Расположение границы фазового перехода материала определяют в поле температур по температуре фазового перехода в цикле по $i = \overline{2 \dots N}$ из условия:

$$\text{если } T_{i-1} \geq T_\phi \geq T_i, \text{ то } \xi = \Delta x(i - \frac{3}{2}) + \Delta x \frac{T_{i-1} - T_\phi}{T_{i-1} - T_i}$$

Численное решение при явной схеме аппроксимации является условно устойчивым. В этом случае расчетный шаг определяется по формуле:

$$\Delta \tau = \Delta x^2 / (k_y \cdot a),$$

где $k_y \geq 2$; a – коэффициент температуропроводности.

Погрешность численного решения будет зависеть от настроечных параметров алгоритма $N=1280$, $k_y=2,1$ и $\Delta T=160$. Необходимо выбирать эти параметры таким образом, чтобы погрешность результатов моделирования не превосходила заданную, $\varepsilon < 1\%$.

Для выбора этих параметров выполним тестирование численного решения задачи Стефана путем сравнения с точным

$$\frac{\lambda_1 (T_\phi - T_c)}{\sqrt{a_1} \operatorname{erfc} \frac{\beta}{2\sqrt{a_1}}} \exp\left(-\frac{\beta^2}{4a_1}\right) + \frac{\lambda_2 (T_0 - T_\phi)}{\sqrt{a_2} \operatorname{erfc} \frac{\beta}{2\sqrt{a_2}}} \exp\left(-\frac{\beta^2}{4a_2}\right) = \frac{L\rho_2\sqrt{\pi}}{2} \beta \quad (7)$$

Здесь $\beta = \xi / \sqrt{\tau}$ – коэффициент пропорциональности, характеризующий скорость углубления зоны затвердевания шлака; τ – время; x – текущая координата; $T_1(x, \tau)$ и $T_2(x, \tau)$ – текущие температуры; a_1 и a_2 – коэффициенты температуропроводности; λ_1 и λ_2 – коэффициенты теплопроводности; $\operatorname{erf} u$ и $\operatorname{erfc} u$ – функции ошибок Гаусса.

Характеристическое уравнение (7) можно решить графическим путем относительно β .

При водоструйном охлаждении поверхностей коэффициент теплоотдачи изменяется от 200 до 900 Вт/(м²К). На рисунке 3 представлена зависимость интервала времени охлаждения поверхности раскаленного шлака до температуры менее 100⁰С от коэффициента теплоотдачи.

Таким образом, предложенная математическая модель нестационарного температурного поля позволит исследовать закономерности охлаждения жидкого шлака. При этом можно получить расходные характеристики охлаждающей воды.

решением этой задачи [1], которое известно для граничных условий первого рода и включает поле температуры:

в твердой зоне:

$$T_1(x, \tau) = T_c + (T_\phi - T_c) \frac{\operatorname{erf} \frac{x}{2\sqrt{a_1\tau}}}{\operatorname{erfc} \frac{\beta}{2\sqrt{a_1}}}, \quad (5)$$

в жидкой зоне:

$$T_2(x, \tau) = T^0 - \frac{(T^0 - T_\phi)}{\operatorname{erfc} \frac{\beta}{2\sqrt{a_2}}} \operatorname{erfc} \frac{x}{2\sqrt{a_2\tau}}. \quad (6)$$

Коэффициент β определяется из граничного условия (7), то есть из следующего характеристического уравнения:

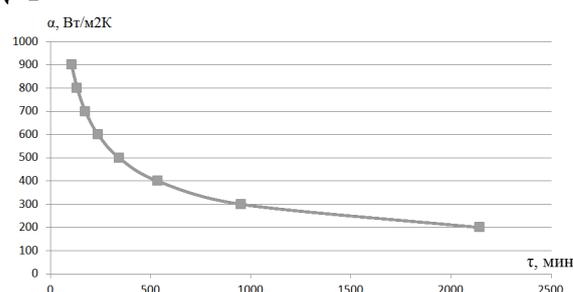


Рисунок 3. Взаимосвязь промежутка охлаждения до 100⁰С поверхности шлака от коэффициента теплоотдачи

Из рисунка 3 видно, что с уменьшением коэффициента теплоотдачи интервал охлаждения существенно увеличивается. Взаимосвязь коэффициента теплоотдачи от плотности орошения имеет зависимость [4]

$$\alpha = \mu \cdot q, \frac{\text{Вт}}{\text{м}^2 \cdot \text{К}},$$

где $\mu = 80 \div 90$; $q, \text{л}^3 / (\text{л}^2 \cdot \text{с})$ – плотность орошения водой поверхности нагрева.

Для увеличения коэффициента теплоотдачи необходимо увеличивать расход воды. При коэффициенте теплоотдачи расход воды должен быть равен 10 м³ в час или 2,777 кг/с ≈ 3 л в секунду на м², тогда пар не будет образовываться через 1,759 мин.

На рисунке 4 представлена зависимость роста корки шлака во времени.

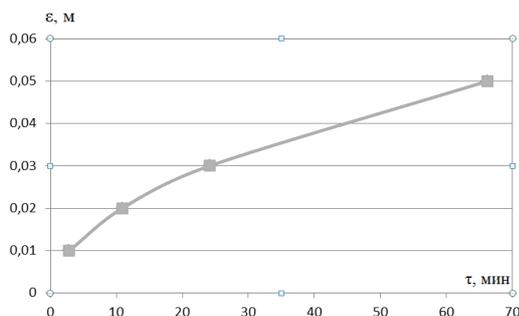


Рисунок 4. Зависимость толщины корки шлака от времени

Из рисунка 4 видно, что с увеличением времени охлаждения рост корки замедляется, и зависимость имеет вид

$$\varepsilon = 5,86875 \cdot \tau^{0,512}, \delta = \pm 0,38\%$$

На рисунке 5 представлено изменение температурного поля корки шлака при охлаждении.

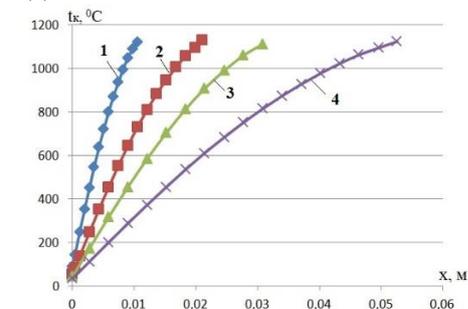


Рисунок 5. Температурное поле в корке шлака в момент времени: 1 – $\tau = 2,85$ мин;

2 – $\tau = 10,9$ мин; 3 – $\tau = 24,15$ мин;
4 – $\tau = 66,23$ мин

Таким образом, предложенная математическая модель нестационарного температурного поля позволит исследовать закономерности охлаждения жидкого шлака при граничных условиях третьего рода, определить температурное поле и координату фазового перехода шлака. При этом можно получить расходные характеристики охлаждающей воды при орошении поверхности жидкого сталеплавильного шлака на шлаковом поле по коэффициенту теплоотдачи.

Библиографический список

1. Лыков А.В. Теория теплопроводности. Учебное пособие для вузов. Высшая школа, М.: 1967г. – 600с;
2. Синицын Н.Н., Кабаков З.К., Степанова А.В., Малинов А.Г. Модель замораживания железорудного концентрата. Вестник ЧГУ, №2(47). Т.1. – 2013. – с. 19-22.
3. Синицын Н.Н., Кабаков З.К., Домрачев Д.А. Математическая модель сушки коры деревьев при высокоинтенсивном нагреве. Вестник ЧГУ, №2. – Т.2 – 2013 – с. 24 – 28.

Information about the paper in English

N. N. Sinitsyn, A. A. Kostyleva,
D. S. Revyakina, D. S. Prokopena
Cherepovets State University
Cherepovets, Russian Federation
E-mail: sinitsyn@chsu.ru
Received 24.03.2017

ANALYSIS OF THE TEMPERATURE FIELD OF STEELMAKING SLAG DURING COOLING

Abstract

The authors present a mathematical model for the cooling of liquid steelmaking slag at a slag field. The numerical solution of Stefan's problem, which includes the through heat equation, is found with the help of finite-difference method using the explicit scheme of derivatives approximation. The authors show how they tested the model of slag solidification under boundary conditions of the first kind. The authors present the results of the study that looked at how the settings of the numerical algorithm can affect the modelling accuracy. The article presents the results of the analysis of the temperature field in the slag and the coordinates of the phase transition under the boundary conditions of the third kind. The authors present their estimation of the heat transfer coefficient under the spray cooling conditions, as well as a method for determining the phase transition coordinates.

Keywords: mathematical model of the slag cooling process, temperature field, phase transition, the coordinates of the solidification front, numerical method, finite-difference method, explicit scheme, Stefan's problem, heat transfer coefficient.



УДК 536.24

Е.А. Максимов, Е.П. Устиновский
ФГБОУ ВО «Южно-Уральский государственный университет
(национальный исследовательский университет)»
г. Челябинск, Россия
E-mail: maksimov50@mail.ru
Дата поступления: 11.06.2017

МЕТОДИКА РАСЧЕТА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПРАВКИ И МОЩНОСТИ ГЛАВНОГО ПРИВОДА ЛИСТОВОЙ РОЛИКОВОЙ ПРАВИЛЬНОЙ МАШИНЫ

Аннотация

Уточнена методика расчета потребляемой мощности электродвигателя при правке толстых стальных листов, которая позволяют повысить точность расчетов мощности электродвигателя на 10-15% при проектировании агрегатов правки.

Приведена блок схема алгоритма расчета параметров правки и мощности электродвигателя, а также изгибающих моментов для РПМ. Приведен пример расчета потребляемой мощности электродвигателя для семироликовой РПМ, который составляет 200 кВт, для девятироликовой РПМ - 250 кВт, для одиннадцати роликовой - 281 кВт, для тринадцатирولیковой РПМ - 316 кВт, для семнадцати роликовой РПМ - 404 кВт.

Ключевые слова: правка толстых стальных листов, роликовая листовая правильная машина, расчет потребляемой мощности электродвигателя машины.

В настоящее время для расчетов мощности электродвигателя при проектировании правильных агрегатов пользуются известными методиками [1-8]. Анализ методов расчетов [1-8] показал, что при определении мощности электродвигателя РПМ не учитывается мощность, расходуемая на преодолении момента инерции. Кроме того, расчет мощность правки, затрачиваемая на изгиб листа, проводится без учета упрочнения листа при его выправлении роликами РПМ.

Целью работы является повышение точности расчетов параметров правки листового проката, а также уточнение методики расчета потребляемой мощности электродвигателя при проектировании агрегатов правки.

Правка листа с различной кривизной участков представляет собой знакопеременный перегиб, при этом наиболее интенсивный перегиб осуществляется на втором и третьем роликах, который затем постепенно уменьшается при продвижении листа через ролики машины.

Если лист, имеющий исходную кривизну $1/r_0$, будет изогнут роликом в противоположную сторону таким образом, чтобы под действием усилия правки он получил

кривизну $1/r_2$, то изменение кривизны будет равно $1/r = 1/r_0 + 1/r_2$. На основании о теоремы о разгрузке А.А. Ильшина после снятия нагрузки лист спружинивает на величину $1/r_{ПР}$ в сторону первоначальной кривизны

$$\frac{1}{r} = \frac{1}{r_0} + \frac{1}{r_2} - \frac{1}{r_{ПР}}. \quad (1)$$

Суммарную кривизну листа после правки запишем в виде

$$\frac{1}{r_C} = \frac{1}{r_2} - \frac{1}{r_{ПР}}. \quad (2)$$

Принимая линейный закон изменения продольных напряжений по толщине листа (рисунок 1) деформацию листа при упруго-пластическом изгибе запишем в виде

$$\varepsilon = \frac{\sigma_s Z}{E Z_0}, \quad (3)$$

где Z - расстояние от нейтральной линии сечения листа (0-X) до произвольного сечения по толщине;

Z_0 - граница зон упругой и пластической деформации по толщине листа при изгибе;

σ_s, E - предел текучести и модуль упругости материала листа.

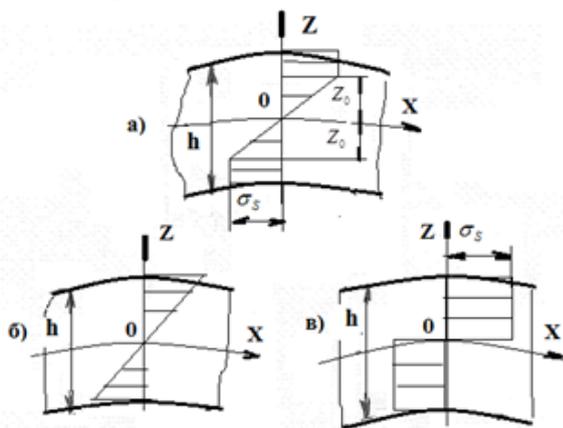


Рисунок 1. Распределение продольных напряжений по толщине полосы а – упругопластический изгиб, б – упругий изгиб, в – пластический изгиб (σ_s - предел текучести, h - толщина листа)

Коэффициент зоны упругой деформации по толщине листа запишем в виде

$$k = \frac{2Z_0}{h}, \quad (4)$$

где h - толщина листа.

Формула (4) позволяет описать пластическую деформацию $k = 0$, упругую деформацию $k = 1$ и упругопластическую деформацию $k \leq 1$.

С учетом зависимости (3) уравнение (4) примет вид

$$k = \frac{2\sigma_s}{Eh} \frac{1}{\frac{1}{r_0} - \frac{1}{r_2}}. \quad (5)$$

Если перегиб листа сопровождается только упругими деформациями, то кривизна пружения после снятия нагрузки восстанавливается до первоначальной

$$\frac{1}{r_{ПР}} = \frac{1}{r_0} + \frac{1}{r_2}. \quad (6)$$

Для случая предельной упругой деформации ($k = 1$)

$$\frac{1}{r_{УПР}} = \frac{1}{r_{ПР,НОМ}} = \frac{2\sigma_s}{Eh}. \quad (7)$$

Относительную деформацию листа при перегибе запишем в виде

$$\Delta = \frac{1}{k} = \frac{Eh}{2\sigma_s} \left(\frac{1}{r_0} + \frac{1}{r_2} \right) = \frac{\frac{1}{r_0} + \frac{1}{r_2}}{\frac{1}{r_{ПР,НОМ}}}. \quad (8)$$

После снятия нагрузки при пластической деформации ($\Delta \geq 1$) первоначальная кривизна не восстанавливается, то есть лист будет иметь остаточную кривизну. В этом случае максимальная величина пружения наблюдается при $\Delta \geq 3$

$$\frac{1}{r_{ПР,МАС}} = \frac{3\sigma_s}{Eh}. \quad (9)$$

Для упругопластического изгиба определим величину прогиба листа при выведении под роликами РПМ

$$Z = C \frac{T^2}{r}. \quad (10)$$

где C - коэффициент, зависящий от места приложения нагрузки, $C = 0,5$;

T - шаг роликов.

Запишем уравнение (10) для максимальной величины упругого изгиба (начала пластической деформации)

$$Z_s = C \frac{T^2}{r_s}. \quad (11)$$

где $\frac{1}{r_s}$ - кривизна листа, соответствующая пластической деформации.

Подставляя (10) в (11), получим

$$Z_s = \frac{3\sigma_s}{Eh} C T^2. \quad (12)$$

Относительную величину прогиба листа под роликами РПМ запишем в виде

$$Z_s^* = \frac{Z}{Z_s} = \frac{\frac{1}{r}}{\frac{1}{r_s}} = \frac{1}{k}. \quad (13)$$

Решая уравнение (13) относительно величины « Z », получим

$$Z = \frac{1}{k} Z_s. \quad (14)$$

Для упругопластического изгиба при решении уравнения равновесия моментов внешних сил и моментов сил внутреннего сопротивления определим относительный изгибающий момент [10]:

$$m = \frac{M}{M_s} = 3 - k^2 + \eta \left(\frac{2}{k} - 3\psi + \psi^3 k^2 \right), \quad (15)$$

где $\psi = Z/Z_0$, $\eta = E^*/E$,

E - модуль упругости материала листа;
 E^* - модуль упрочнения листа при изгибе.

Подставляя (9) в (8), определим относительную деформацию листа для второго ролика

$$\Delta_2 = \frac{Eh}{2\sigma_s} \left(\frac{1}{r_0} + \frac{1}{r_{ПП.МАС}} \right) = \frac{Eh}{2\sigma_s r_0} + \frac{Eh}{2\sigma_s r_{ПП.МАС}}. \quad (16)$$

где $\sigma_s = \sigma_{s0} + E^*(\varepsilon - \varepsilon_s)$,

σ_{s0} - предел текучести материала листа в исходном состоянии,

E^* - модуль упрочнения листа при изгибе,

ε - деформация листа при изгибе.

ε_s - деформация листа, соответствующая пластическому изгибу.

Расчеты относительной деформации листа при изгибе по формулам (8), (9), (16) с учетом упрочнения листа позволяют повысить точность расчетов мощности электродвигателя на 10-15% при проектировании агрегатов правки.

Для того, чтобы выправить лист с различной кривизной, имеющий выпуклую и вогнутую форму, необходимо лист подвергнуть знакопеременному изгибу роликами РПМ.

Так как вторым роликом РПМ выправляется только выпуклая кривизна, то на выходе из второго ролика участки с вогнутой кривизной останутся без изменений. На третьем ролике РПМ выправляется вогнутая кривизна листа, оставшаяся после второго ролика. Таким образом, как выпуклая, так и вогнутая кривизна листа будут постепенно уменьшаться.

Для i - ролика относительную деформацию листа при перегибе под роликами РПМ запишем в виде

$$\Delta_i = \Delta_2 \left(1 - \frac{i-2}{n-3} \right), \quad (17)$$

где i - порядковый номер ролика,
 n - количество роликов в РПМ.

Суммарную относительную деформацию листа для всех роликов РПМ запишем в виде

$$\Delta_c = \sum_2^{n-1} W_i. \quad (18)$$

Изгибающий момент для всех роликов РПМ [2, 5] определим по формуле

$$M_{II} = \frac{\sigma_s^2 B h D_p}{4E} \Delta_c, \quad (19)$$

где D_p - диаметр бочек рабочих роликов;

B, h - ширина и толщина листа;

σ_s, E - предел текучести и модуль упругости материала листа.

Аналогичная зависимость получена А.А. Королевым [13]. Различие в формуле (19) и зависимости А.А. Королева заключается в определении коэффициента « Δ_c ».

Блок- схема алгоритма расчета параметров правки и мощности электродвигателя представлена на рисунке 2.

Расчет параметров правки и мощности электродвигателя проводится в следующей последовательности.

В соответствии с алгоритмом проводится варьирование коэффициентов зоны упругой деформации на втором и третьем роликах в реально возможных пределах.

Для ролика №2. На первом шаге алгоритма задаемся величиной коэффициента зоны упругой деформации на втором ролике k_2 . С учетом исходной кривизны листа $1/r_0$ определяем: величину настроечного изгиба ролика Z_2 и остаточную кривизну листа после правки $1/r_2$. Далее рассчитываем параметры: Δ_2, M_{II2}, P_2 .

Для ролика №3. На втором шаге алгоритма задаемся величиной коэффициента зоны упругой деформации на третьем ролике k_3 и определяем аналогичные параметры.

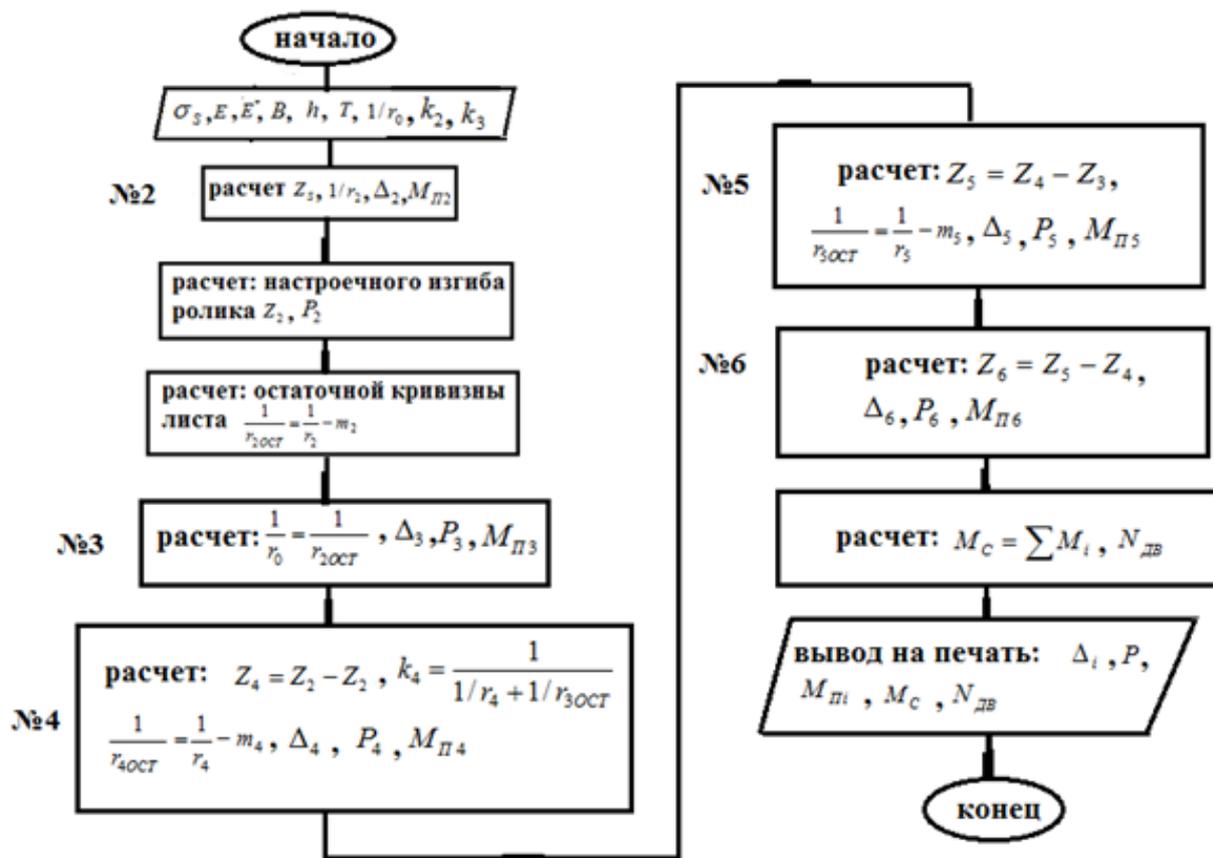


Рисунок 2. Блок-схема алгоритма расчета параметров правки и мощности электродвигателя

Для ролика №4. На третьем шаге алгоритма рассчитываем коэффициент зоны упругой деформации k_4 , величину настроечного изгиба ролика Z_4 и остаточную кривизну листа после правки $1/r_4$, а также параметры: $\Delta_2, M_{п2}, P_2$. При расчётах остаточная кривизна от третьего ролика является исходной для четвертого ролика. Величина настроечного изгиба для четвертого ролика определяется по ранее рассчитанным настройкам второго и третьего роликов и определяется $Z_4 = Z_3 - Z_2$.

Для ролика №5. На четвертом шаге алгоритма рассчитываем коэффициент зоны упругой деформации k_5 , величину настроечного изгиба ролика Z_5 и остаточную кривизну листа после правки $1/r_5$, а также параметры: $\Delta_5, M_{п5}, P_5$. Величина настроечного изгиба для пятого ролика определяется $Z_5 = Z_4 - Z_3$.

Для ролика №6. На пятом шаге алгоритма рассчитываем коэффициент зоны

упругой деформации k_6 , величину настроечного изгиба ролика Z_6 и остаточную кривизну листа после правки $1/r_5$, а также параметры: $\Delta_6, M_{п6}, P_6$. Величина настроечного изгиба для пятого ролика определяется $Z_6 = Z_5 - Z_4$.

По алгоритму рассчитываем суммарную величину изгибающий момент для всех роликов РПМ $M_c = \sum M_i$, а также потребляемую мощность электродвигателя $N_{дв}$.

Адекватность модели проверяли путем сравнения результатов расчета с данными промышленных экспериментов [5], разброс при этом не превышал 15%, что свидетельствует об адекватности предложенной модели и о возможности практического использования алгоритма и программы для расчетов параметров правки.

Номограмма расчета изгибающих моментов для РПМ представлена на рисунке 3.

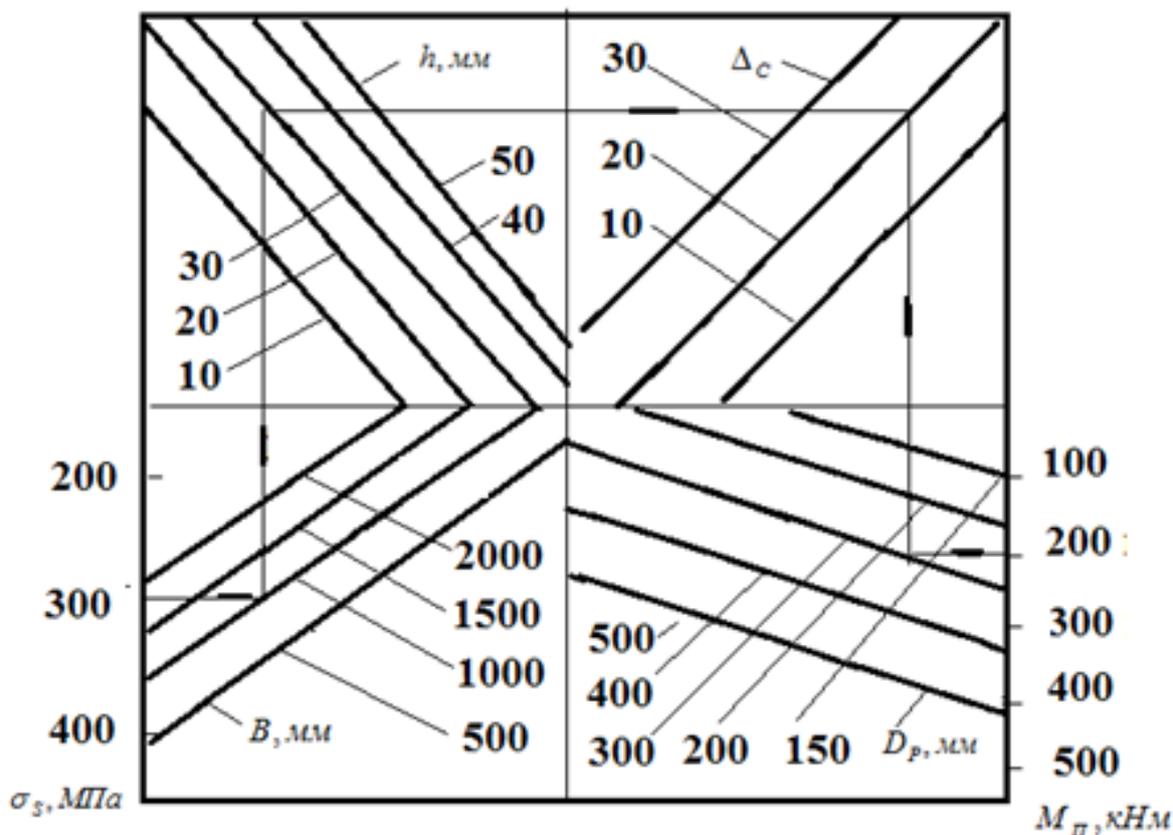


Рисунок 3. Номограмма расчета изгибающих моментов для РПМ

Направление расчета изгибающих моментов представлено стрелками. Например, для $\sigma_s = 300$ МПа, $B = 1500$ мм, $h = 30$ мм, $\Delta_c = 20$, $D_p = 300$ мм изгибающий момент равен $M_{\Pi} = 200$ кНм.

При реверсивной работе РПМ потребляемую мощность электродвигателя [2, 9] определим по формуле

$$N_{дв} = N_{\Pi} + N_{ТК} + N_{ШО} + N_{дин}, \quad (20)$$

где N_{Π} - мощность правки, затрачиваемая на изгиб листа;

$N_{ТК}$ - мощность, затрачиваемая на трение качения роликов по листу;

$N_{ШО}$ - мощность, затрачиваемая на преодоление сил трения на шейках опорных роликов;

$N_{дин}$ - мощность, расходуемую на преодоление динамического момента.

Мощность правки, затрачиваемую на изгиб листа между роликами РПМ [2], запишем в виде

$$N_{\Pi} = \frac{1}{\eta} \sum_2^{n-1} M_{\Pi} \frac{V}{D_p}, \quad (21)$$

где V - скорость правки;

n - количество роликов правильной машины;

D_p - диаметр рабочего ролика;

M_{Π} - суммарный изгибающий момент.

Для расчета мощности правки необходимо знать суммарную величину изгибающих моментов M_{Π} для всех роликов РПМ.

Мощность, соответствующая трению качения роликов по листу [2] может быть записана в виде

$$N_{ТК} = P_{\Sigma} f_{ТК} \left(\frac{2V}{D_p} \right), \quad (22)$$

где f_1 - коэффициент трения качения в подшипниках роликов;

D_p - диаметр бочек рабочих роликов.

Мощность, затрачиваемая на преодоление сил трения на шейках опорных роликов, имеющих диаметр D_o , запишем в виде [2]:

$$N_{ШО} = f_o \varphi P \frac{d_o}{2} \frac{2V}{D_o}, \quad (23)$$

где D_o - диаметр бочек опорных роликов,

P - усилие правки;

f_0 - коэффициент трения в подшипниках опорных роликов;
 d_o - диаметр цапф опорных роликов;

φ - коэффициент, показывающий, какую часть суммарного усилия правки воспринимают опорные ролики, $\varphi = 0,8$.

Схема главного привода семироликовой РПМ приведена на рисунке 4.

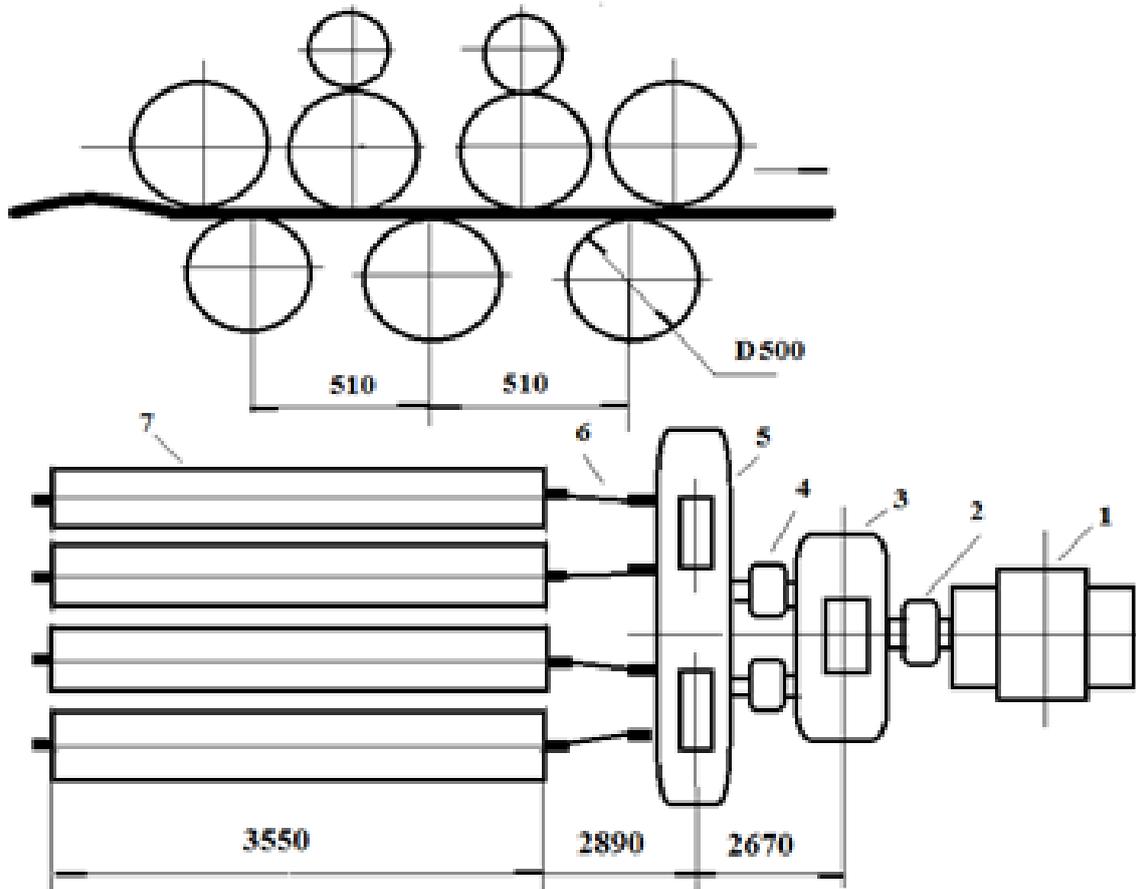


Рисунок 4. Схема главного привода семироликовой РПМ:

1- электродвигатель, 2- муфта, 3- редуктор, 4- муфта, 5- шестеренная клеть, 6- универсальные шпиндели, 7- рабочие ролики

Мощность [2], расходуемую на преодоление динамического момента, запишем в виде

$$N_{дин} = M_{дин} \omega, \quad (24)$$

где $\omega = 2\pi n$ - частота вращения электродвигателя.

Динамический момент [2] определим по формуле

$$M_{дин} = \sum \frac{mD_i^2}{4} \frac{d\omega}{dt}, \quad (25)$$

где $mD_i^2/4$ - маховый момент, приведенный к валу электродвигателя;

$\frac{d\omega}{dt}$ - угловое ускорение.

Для двухступенчатого редуктора приведенный к валу двигателя динамический момент запишем в виде

$$M_{дин} = \frac{1}{4} (mD_{я}^2 + mD_M^2) + \frac{mD_{p2}^2}{i_1^2} + (mD_{p3}^2 + mD_{ш}^2 + mD_{шp}^2 + mD_p^2) / i^2, \quad (26)$$

где $mD_{я}^2$ - маховый момент якоря электродвигателя;

mD_M^2 - маховый момент муфты и первого вала редуктора;

mD_{p2}^2 - маховый момент второго вала редуктора;

mD_{p3}^2 - маховый момент третьего вала редуктора;

$mD_{ш}^2$ - маховый момент шестеренной клетки;

$mD_{шп}^2$ - маховый момент шпинделей;

mD_p^2 - маховый момент рабочих роликов;

i - передаточное число для всего редуктора;

i_1 - передаточное число для первой ступени редуктора.

Для электродвигателя П112 при $n = 1500$ об/мин маховый момент составляет $\frac{1}{4}mD_{я}^2 = 225,6 Нм^2$, для муфты

упруго – пальцевой МУВП маховый момент составляет $\frac{1}{4}mD_M^2 = 36 Нм^2$, для двухступенчатого редуктора Ц2-750 момент составляет $mD_{р3}^2 = 23 кНм$, для главного привода РПМ динамический момент составляет $M_{дин} = 350 Нм$, мощность составляет $N_{дин} = 50 кВт$.

Расчет потребляемой мощности электродвигателя для семи- девяти-, одиннадцати-, семнадцати- роликовых правильных машин представлен в таблице 1.

Таблица 1

Расчет потребляемой мощности электродвигателя для семи- девяти-, одиннадцати-, семнадцати- роликовых РПМ

Завод	Ашинский МЗ	Алчевский МК	Кузнецкий МК	Красный октябрь	Донецкий МЗ
Количество роликов в РПМ	7	9	11	13	17
h , мм	6-30	до 20	до 20	5-25	5-20
B , мм	до 2650	1200-1800	до 1800	До 1800	1250-2200
D_p , мм	360	170	170	150	320
M_1 , Нм	13600	14000	16000	18000	23000
M_2 , Нм	36700	3800	43200	48600	62000
M_3 , Нм	9500	10000	11200	12600	16100
M_{II} , Нм	59820	62400	70400	79200	101000
N_{II} , кВт	200	250	281	316	404

Анализ данных, приведенных в таблице 1 показал, что для семироликовой РПМ потребляемой мощности электродвигателя составляет 200 кВт, для девяти роликовой РПМ потребляемой мощности электродвигателя составляет 250 кВт, для одиннадцати роликовой потребляемой мощности электродвигателя составляет 281 кВт, для тринадцати роликовой РПМ потребляемой мощности электродвигателя составляет 316 кВт, для семнадцати роликовой РПМ потребляемой мощности электродвигателя составляет 404 кВт.

Заключение

1. Уточнена методика расчета потребляемой мощности электродвигателя при правке толстых стальных листов, обеспечивающая повышение точности расчетов на 10-15% и выбор характеристики электродвигателя при проектировании агрегатов правки.

2. Приведена блок схема алгоритма расчета параметров правки и мощности электродвигателя, а также изгибающих моментов для РПМ. Из анализа данных моделирования следует, что применение алгоритма и математической модели позволяет

рассчитывать параметров правки с точность до 15%. Это позволяет рекомендовать данную модель и алгоритм для расчетов параметров правки при проектировании РПМ.

3. Приведен пример расчета потребляемой мощности электродвигателя для семироликовой РПМ, который составляет 200 кВт, для девятироликовой РПМ - 250 кВт, для одиннадцати роликовой – 281 кВт, для тринадцати роликовой РПМ - 316 кВт, для семнадцати роликовой РПМ - 404 кВт.

Библиографический список

1. Максимов Е.А., Шаталов Р.Л., Степанов П.П. Современные технологии антикоррозийных покрытий металлопроката, трубопроводов и профилей. Челябинск. ЮУРГУ, 2015.- 333с.
2. Максимов Е.А., Шаталов Р.Л. Литвинова Н.Н. Исследование усилия протягивания оцинкованных полос на правильной машине агрегата непрерывного горячего цинкования // *Металлург*. 2014. № 5. с.79-82.
3. Максимов Е.А. Шаталов Р.Л. О настройке натяжных многороликовых устройств при обработке полосового проката (Сообщение1) // *Сталь*. 2014. № 1. – С.49-51.
4. Максимов Е.А. Шаталов Р.Л. О настройке натяжных многороликовых устройств при обработке полосового проката (Сообщение 2) // *Сталь*. 2014. № 5. С.53-57.
5. Недорезов И.В. Моделирование процессов правки проката на роликовых машинах. Аква-Пресс,- Екатеринбург: 2003. 256 с.
6. Королев А.А. Конструкция и расчет машин и механизмов прокатных станков /А.А. Королев.- М : Металлургия , 1983. 371 с.
7. Слоним А.З. Машины для правки листового и сортового проката. М: Металлургия, 1987. 132 с.
8. Хольцмюллер Г. Комплексное определение параметров толстого листа // *Черные металлы*. 2007. № 6. с.58-62.
9. Мошнин Е.Н. Правка и гибка полос. М.: Машиностроение, 1987, –132 с.
10. Семенов Ю.Л. Машины для правки проката. – М.: Металлургиздат , 1961. –206 с.

Information about the paper in English

E.A. Maksimov, E.P. Ustinovsky
Federal State Autonomous Educational
Institution of Higher Education
“South Ural State University
(national research university)”
Chelyabinsk, Russian Federation
E-mail: maksimov50@mail.ru
Received 11.06.2017

METHOD FOR CALCULATING THE PROCESS PARAMETERS AND THE MAIN MOTOR POWER DRAW FOR A PLATE ROLLER LEVELER

Abstract

The authors offer an optimised method for calculating the power draw of an electric motor used in a plate leveler. The optimised method can provide a 10-15% improvement in the calculation accuracy when designing leveling machines.

The article includes a block diagram for calculated process parameters, motor power draw and bending moments for a roller leveler. An example is given of calculating the motor power draw for levelers with different number of rollers. The following values were obtained depending on the number of rollers: 7 rollers – 200 kW, 9 rollers – 250 kW, 11 rollers – 281 kW, 13 rollers – 316 kW, 17 rollers – 404 kW.

Keywords: plate leveling, roller plate leveler, motor power draw calculation.

ТРЕБОВАНИЯ

к оформлению материалов представляемых для публикации

1. Материалы предоставляются в электронном виде, оформленные в программе MS Word 97-2003.
2. Объём представленных материалов должен быть не менее 6-ти страниц (в режиме оформления одной колонкой на листах формата А4), включая рисунки и таблицы.
3. Формат листа: А4 (210х297 мм).
4. Межстрочный интервал: одинарный.
5. Размер полей слева, справа и сверху страницы 18 мм, снизу 20 мм.
6. Нумерация страниц осуществляется внизу по центру страницы.
7. Шрифт текста: Times New Roman, размер 12 пт.
8. Отступ перед каждым абзацем (красная строка) – 10 мм.
9. Формулы должны быть набраны в тексте, вписывание формул от руки не допускается, размер базового шрифта в формулах – 12 пунктов.
10. Рисунки должны быть вставлены в текст и обязательно представлены в виде отдельного файла в формате jpeg, tiff, bmp с разрешением не менее 300 dpi. Наличие подрисовочной надписи обязательно.
11. Не допускается разрыв таблиц, рисунков, заголовков при переходе со страницы на страницу.
12. Структура текста.
 - 12.1. Индекс УДК.
 - 12.2. Имя, отчество и фамилия авторов, жирный шрифт – Times New Roman, размер – 12 пт.
 - 12.3. Наименование организации.
 - 12.4. Город, страна.
 - 12.5. Контактный адрес электронной почты (E-mail).
 - 12.6. Название (должно быть набрано прописными буквами не в режиме CAPS LOCK (SHIFT)).
 - 12.7. Аннотация.
 - 12.8. Ключевые слова.
 - 12.9. Введение.
 - 12.10. Основная часть.
 - 12.11. Заключение (Выводы).
 - 12.12. Библиографический список.
13. Библиографический список составляется в последовательности ссылок в тексте. В тексте статьи ссылки на литературный источник заключаются в квадратные скобки. Библиографическое описание регламентировано ГОСТ 7.05-2008 «Библиографическая ссылка. Общие требования и правила составления».

Материалы для публикации направлять по адресу: 455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38, ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова, кафедра «Проектирование и эксплуатация металлургических машин и оборудования».

Контактные телефоны: (3519) 29-85-07, 29-84-51.

E-mail: momz-magtu@yandex.ru, momz-magtu@mail.ru с указанием темы электронного письма «Журнал МОМЗ».

Сайт журнала: www.momz.magtu.ru

Контактное лицо, отв. редактор к.т.н. Слободянский Михаил Геннадьевич.