

**ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
"ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ"
ФИЗИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ**



*Посвящается
95-летию ДонНТУ*

**II МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ
КОНФЕРЕНЦИЯ СТУДЕНТОВ**

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

ДОНЕЦК - 2016

**ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
"ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ"
ФИЗИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ**



**II МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ
КОНФЕРЕНЦИЯ СТУДЕНТОВ**

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

СБОРНИК ДОКЛАДОВ

ДОНЕЦК - 2016

УДК 669.18:621.7

Металлургия XXI столетия глазами молодых / Материалы II Международной научно-практической конференции студентов. - Донецк: ДонНТУ, 2016. - 306 с.

В материалах сборника представлены результаты научных исследований и технических разработок в области современных металлургических и литейных технологий, обработки металлов давлением, материаловедения, металлостроения и термической обработки металлов. Рассмотрены вопросы энергосберегающих технологий, технической теплофизики, экологии и охраны окружающей среды.

Материалы представляют интерес для студентов, аспирантов, научных и инженерно-технических работников металлургического профиля.

Редколлегия:

д.т.н., проф. Сафьянц С.М. (председатель); инж. Турко Т.Ю. (отв. редактор); д.т.н., проф. Алимов В.И.; д.т.н., проф. Бирюков А.Б.; к.т.н., доц. Кочура В.В., к.т.н., доц. Пасечник С.Ю., д.т.н., проф. Руденко Е.А.; к.т.н., доц. Ухин В.Е.

Ответственный за выпуск:

Кочура В.В., к.т.н., зам. декана по научной работе физико-металлургического факультета

Статьи напечатаны с авторских экземпляров

Адрес редакционной коллегии:

Донецкий национальный технический университет
83001, г. Донецк, ул. Артема, 58, 5-й учеб. корпус, к.5.256

© Авторы материалов, 2016

© Изд-во ДонНТУ, 2016

Уважаемые студенты!



В 2016г. во II Международной научно-практической конференции студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых» принимают участие студенты 7 учебных заведений из Донецкой народной республики, Луганской народной республики, Белоруссии, Казахстана и Германии.

В сборнике представлены результаты Ваших научных исследований и технических разработок в области современных металлургических и литейных технологий, обработки металлов давлением, материаловедения, металловедения и термической обработки металлов. Рассмотрены вопросы энергосберегающих технологий, технической теплофизики, экологии и охраны окружающей

среды.

Доклады в сборнике приведены по секциям:

- Металлургия черных металлов
- Литейное производство черных и цветных металлов
- Обработка металлов давлением
- Прикладное материаловедение, термическая обработка металлов и металловедение
- Промышленная теплотехника
- Теплоэнергетика
- Экология и охрана окружающей среды в металлургии.

Важнейшими задачами конференции и настоящего издания являются обмен актуальной информацией, активизация исследовательской работы студентов, научная интеграция студенческого сообщества.

Желаю Вам, уважаемые студенты, плодотворной работы, творческих успехов, крепкого здоровья и благополучия.

Декан
физико-металлургического факультета
Донецкого национального
технического университета,
профессор, д.т.н.

A handwritten signature in black ink, appearing to read 'Safyanets'.

С.М. Сафьянц

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ



COAL STRUCTURE AND ITS INFLUENCE ON THE CONVERSION BEHAVIOUR AT THE RACEWAY CONDITIONS

Ho H.T., Babich A.I.
RWTH Aachen University, Dept. of Ferrous Metallurgy

Injection of auxiliary reducing agents through the tuyere is state-of-the-art of the blast furnace technology. Coal has become one of the most commonly used auxiliary reducing agents to reduce specific coke consumption. Since coals are very heterogeneous substances and differ based on their heritage and coalification degree characterisation of coal properties is important to determine its suitability for pulverised coal (PC) injection [1-3].

The injection of super high amounts of PC (over 200 kg/tHM) to reduce the specific coke consumption below 300 kg per ton hot metal may affect the blast furnace process negatively and lead to an unstable process. With these challenges to overcome the importance of understanding coal characteristics and its influence on the conversion behaviour becomes of major importance. Especially the conversion behaviour in the raceway needs to be examined since it is believed that the major part of the coal conversion takes place in this zone. The selection of coals suitable for these enormous injection rates is essential for a stable blast furnace process [3-5].

This study focuses on the structure of three different coals (Table 1) and their influence on the conversion behaviour. Two coals show similar values regarding the content on volatile matter (V.M.), whereas one coal has a significantly high content on volatile matter. These coals were ground and sieved. A particle size fraction of 90 - 125 μm was used for further investigation.

Table 1. Proximate analysis of coals (db%)

	Coal A1	Coal A2	Coal A3
Ash	9.5	5.6	8.2
V.M.	30.1	20.5	20.1
C _{FIX}	60.4	73.9	71.7

The conversion behaviour of these coals was investigated using a batch injection rig which simulated the conversion behaviour of pulverised auxiliary reducing agents in the raceway. Figure 1. a) Scheme of batch injection rig, b) example of calculated conversion degrees over O/C atomic ratios for two coals. Figure 1 a) represents a scheme of the injection rig. Various amount of injectants are examined at a constant atmosphere and temperature. Based on the offgas analysis, the conversion behaviour is calculated vs. O/C atomic ratios. For these ratios the oxygen in the atmosphere and in the sample are taken into account. Figure 1 b) shows the conversion degrees for different O/C atomic ratios [6].

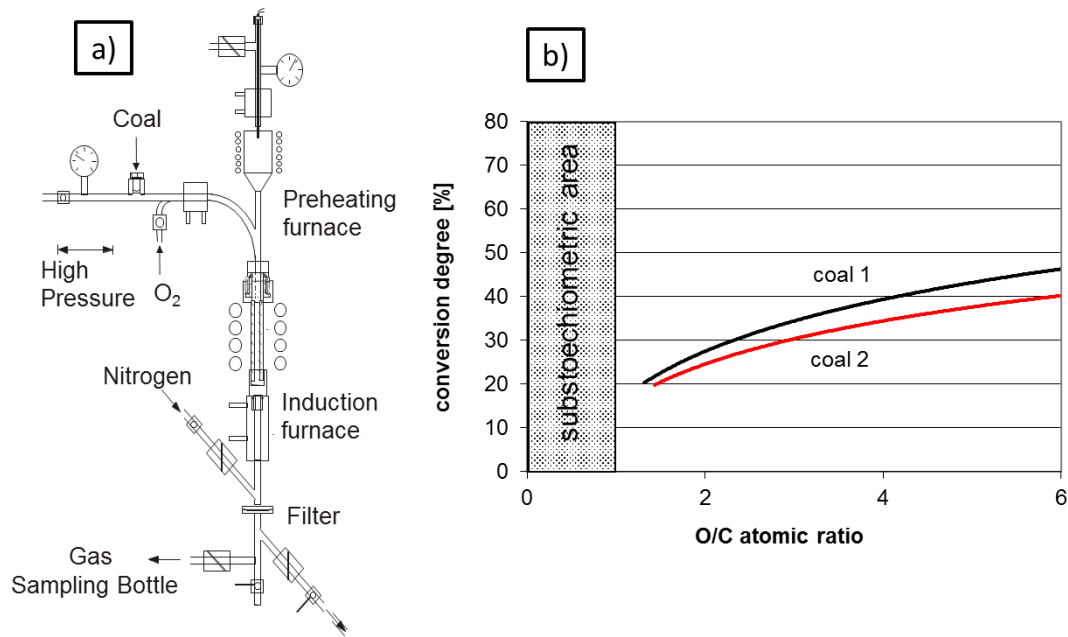


Figure 1. a) Scheme of batch injection rig, b) example of calculated conversion degrees over O/C atomic ratios for two coals [6]

Usually a high content in volatile matter leads to a high conversion degree. However although coal A1 has the highest content in volatile matter the conversion degree compared to coal A3. Coal A2 and A3 also have a significant difference in the conversion degree although they contain the same amounts of volatile matter.

Table 2. Conversion degree for three different O/C atomic ratios

	η_{gas} , % (O/C = 2)	η_{gas} , % (O/C = 2.5)	η_{gas} , % (O/C = 3)
Coal A1	50	54	60
Coal A2	37	41	45
Coal A3	62	69	77

The microstructure of coals can differ and consequently have an impact on the specific surface area, which is available for reaction. Figure 2 represent the surface texture of the particles at a size fraction (90 - 125 μm) using SEM [7].

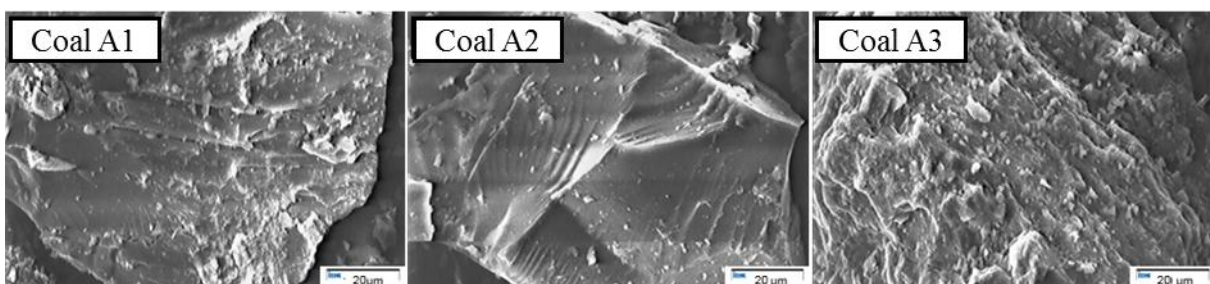


Figure 2. SEM images of coal particles

The specific surface area of the samples was measured for a particle size fraction of 90 – 125 μm and is shown in Table 3. Although coals have the same particle size fraction coal A3 has a significant higher specific surface area. It can be concluded that the higher specific surface may be based on the roughened particle surface, which can be shown by the SEM images.

Table 3. Specific surface area of coals with a particle size fraction of 90-125 μm

	Specific surface area [m^2/g]
Coal A1	2.0
Coal A2	1.7
Coal A3	2.9

Furthermore petrographic analysis was conducted to investigate the influence of the coal structure on the conversion behaviour. A maceral analysis was conducted. Macerals are organic components in coals, which can be divided into three groups (vitrinite, liptinite and inertinite). These groups have different properties and can be identified by oil-immersion-microscopy as displayed in Figure 3. Most part of coals used for pulverised coal injection consists of vitrinite, which has compared to the other maceral groups the highest oxygen content and a high content in volatile matter. Liptinite contains most of the hydrogen and volatile matter whereas inertinite is characterised by a high carbon content and low reactivity [8] [9].

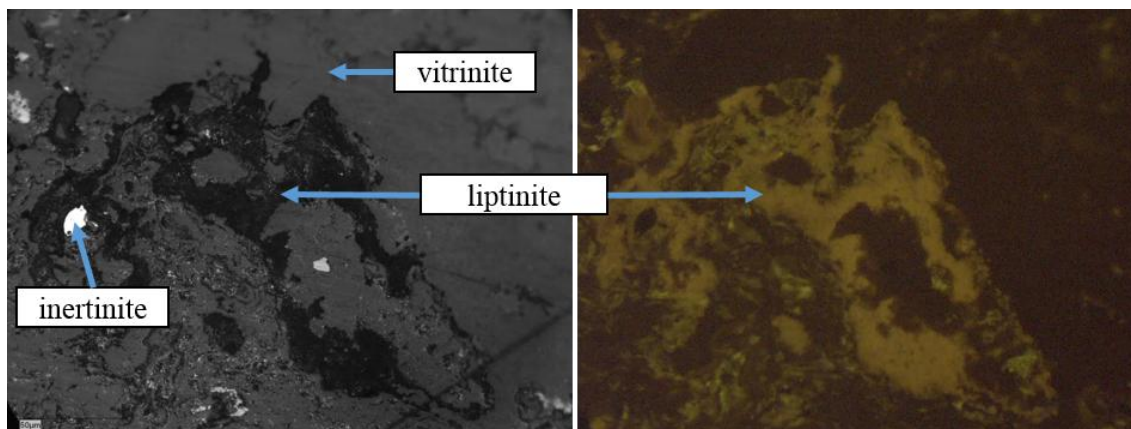


Figure 3. Images taken by oil immersion microscopy

Table 4 shows the distribution of macerals. Coal A2 consist almost entirely of vitrinite whereas coal A1 and A3 have a more heterogenous maceral composition. Since the maceral distribution also reflects the volatile matter content. As liptinite and vitrinite macerals include most of the volatile matter content inertinite contains almost none. Consequently, a heterogeneous distribution of macerals may be favourable for conversion behaviour since coal A1 and A3 show high conversion degrees compared to coal A2 which has a very homogeneous maceral distribution.

Table 4. Maceral distribution of coals

	Unit	Vitrinite	Liptinite	Inertinite
Coal A1	Vol.-%	80	12	8
Coal A2	Vol.-%	95	2	3
Coal A3	Vol.-%	67	22	11

In conclusion, the structure of coals has along with its chemistry a great influence on its conversion behaviour. The microstructure of coals has a significant effect on the specific surface area of ground coals particles. Furthermore the maceral distribution also influences the distribution of the chemical composition in the coal itself. These factor have an important role in selecting suitable coals for injection the blast furnace.

References:

- [1] A. Babich, D. Senk, H. W. Gudenau und K. T. Mavrommatis, *Ironmaking: Textbook*, Aachen: Mainz, 2008.
- [2] D. Senk und A. Babich, *Eisenmetallurgie: Eisenreduktion und Schachtöfen*, Düsseldorf: Stahleisen, 2013.
- [3] S. Nomura and T. G. Callcott, "Maximum Rates of Pulverized Coal Injection in Ironmaking Blast Furnaces," *ISIJ International*, vol. 51, no. 7, p. 1033–1043, 2011.
- [4] A. Babich, D. Senk and S. Born, "Interaction between Co-injected Substances with Pulverized Coal into the Blast Furnace," *ISIJ International*, vol. 54, no. 12, p. 2704–2712, 2014.
- [5] K. Ishii, *Advanced pulverized coal injection technology and blast furnace operation*, UK, Pergamon: 1st ed. Oxford, 2000.
- [6] H. T. Ho, A. Babich, D. Senk und M. Schwarz, „Experimental examination of coal conversion in shaft furnaces,“ *Proc. Energetika a životní prostředí*“, pp. 29-33, 2015.
- [7] D. Yu, M. Xu, J. Sui, X. Liu, Y. Yu und Q. Cao, „Effect of coal particle size on the proximate composition and combustion properties,“ *Thermochimica Acta*, vol. 439, no. 1-2, p. 103–109, 2005.
- [8] M. Teichmüller und B. Durand, „Fluorescence microscopical rank studies on liptinites and vitrinites in peat and coals, and comparison with results of the rock-eval pyrolysis,“ *International Journal of Coal Geology*, vol. 2, no. 31983, pp. 197-230.
- [9] K.-C. Xie, *Structure and reactivity of coal: A survey of selected Chinese coals*, Heidelberg: Springer, 2015.

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПОТОКОВ МЕТАЛЛА СО ШЛАКОВЫМИ ВКЛЮЧЕНИЯМИ В КРИСТАЛЛИЗАТОРЕ СЛЯБОВОЙ МНЛ

Абакумов И.А., Ухин В.Е.

Донецкий национальный технический университет

Физическое моделирование является наиболее эффективным методом исследований, позволяющим визуализировать определенные явления и процессы, связанные с движением потоков жидкости в ковше, промковше и кристаллизаторе.

Известно, что струя металла, попадающая из промковша в кристаллизатор, имеет высокую кинетическую энергию. Это существенно влияет на развитие циркуляционных потоков в жидкой ванне кристаллизатора, всплытие и захват шлаковых включений, а также на формирование прочной твердой корочки металла [1,2].

Управление потоками, развивающимися в жидкой ванне кристаллизатора, осуществляется с помощью выбора рациональной конструкции погружного стакана, включая количество, геометрическую форму и угол наклона выходных отверстий. В совокупности с оптимальной глубиной погружения стакана это обеспечивает, как правило, всплытие подавляющего количества неметаллических включений [1].

В конструкционном плане погружные стаканы для разливки слябов можно условно разделить на две основные группы: с «рассекателем» и «ловушкой». Такие конструкционные решения учитывают не только условия разливки, но также и чисто технологические аспекты, связанные с зарастанием внутренней полости погружных стаканов вследствие осаждения оксидов алюминия [3]. При этом зарастание или размывание отверстий погружного стакана в процессе разливки приводит к изменению характера движения струи металла через погружной стакан в кристаллизатор.

При выборе геометрического масштаба модели кристаллизатора исходили из условия геометрического подобия, а также критериев гидродинамического подобия Фруда и Вебера ($Fr = \text{item}$ и $We = \text{item}$) [1].

Модель кристаллизатора изготовили в масштабе 1:2 к моделируемому объекту (кристаллизатор слябовой МНЛЗ ОАО «АМК»).

Лабораторная установка включает в себя резервуар, размещенный на 4 колоннах на 4-х метровой высоте (для обеспечения гидростатического давления); прозрачные модели промковша и кристаллизатора.

С целью изучения динамики поведения потоков модели промежуточного ковша и кристаллизатора были изготовлены из органического стекла. Дозированный выпуск жидкости из промковша осуществлялся закрытой струей через погружной стакан с помощью стопора-моноблока. Были исследованы две основные конструкции погружных (разливочных) стаканов: с «ловушкой» и с

«рассекателем». В ходе исследований варьировали угол наклона отверстий в погружных стаканах (от -25° до $+90^{\circ}$).

В качестве рабочей жидкости, моделирующей жидкую сталь, использовалась вода при температуре $18-25^{\circ}\text{C}$, так как значения вязкости воды и стали в области температур внепечной обработки и разливки достаточно близки друг к другу. Для визуализации движения установившихся циркуляционных потоков в жидкой ванне кристаллизатора во внутреннюю полость погружного стакана вводили порцию подкрашенной чернилами воды. Имитация покровного шлака на поверхности металла в кристаллизаторе осуществлялась с помощью силиконового или трансформаторного масла, которые имеют высокое поверхностное натяжение и существенно изменяют вязкость при изменении температуры [1].

Сравнение динамики движения потоков для различных погружных стаканов представлено на рис.1.

На основе выполненных измерений характера движения потоков в верхней части кристаллизатора, гидродинамические потоки были условно классифицированы на 5 подобластей с примерно одинаковыми условиями направления векторов скоростей, величинами скорости и интенсивности турбулентности: область выхода струи из разливочного стакана (1); область зоны контакта струи со стенкой кристаллизатора (2); область под поверхностью жидкой ванны (4); область верхней (3) и нижней (5) рециркуляции.

Установлено, что при истечении струи жидкости из погружного стакана с «ловушкой» (рис. 1 а) турбулентный поток достигает узкой стенки кристаллизатора и делится на два: восходящий и нисходящий. Эти потоки примерно равны по интенсивности и массе вовлекаемой жидкости. При этом наблюдается интенсивное вихревое перемешивание жидкости в зоне выходных отверстий стакана.

Восходящий турбулентный поток, отразившись от стенки кристаллизатора, продолжает движение непосредственно под зеркалом жидкой фазы, вызывая волновые движения (высота волн до 11-13 мм) и вовлекая в перемешивание частицы жидкой шлакообразующей смеси. Для погружного стакана с «рассекателем» (рис. 1 б) отмечено более направленное движение циркуляционных потоков. На промежутке от выпускного отверстия до узкой стенки кристаллизатора, турбулентный поток носит направленный и компактный характер.

Кроме того, для такого стакана наблюдается значительно меньшее волнообразование на поверхности жидкости в кристаллизаторе (всего 2-3 мм высотой).

Основное влияние на характер развития циркуляционных потоков в кристаллизаторе оказывают ширина разливаемого слитка, глубина погружения разливочного стакана и его геометрия, а также скорость истечения струи из погружного стакана. В ходе исследований варьировались следующие параметры: глубина погружения стакана (100 – 140 мм); ширина кристаллизатора (480–600 мм); угол раскрытия днища разливочного стакана

(-25°...+90°). Наиболее характерными проявлениями такого влияния являются определенное разделение вытекающей струи на два (восходящий и нисходящий) потока, а также волновые процессы на зеркале жидкости в кристаллизаторе. Примеры характера распределения восходящих и нисходящих потоков при различных углах раскрытия отверстия погружного стакана представлен на рис.2.

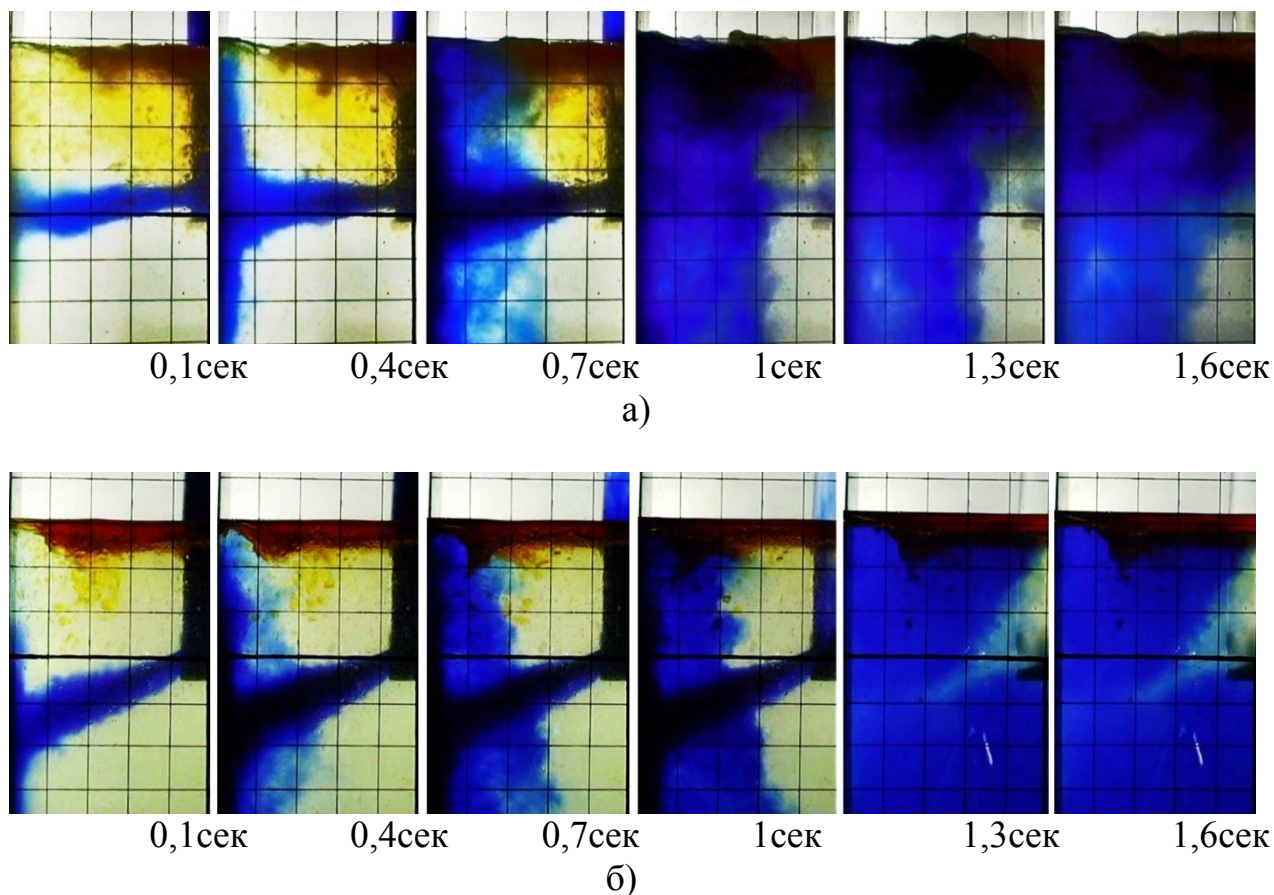


Рисунок 1 – Кинограмма распространения потоков в жидкой ванне кристаллизатора при использовании стакана с «ловушкой» (а) и «рассекателем» (б)

Показано, что в случае использования погружного стакана с углом раскрытия 0-15° контакт со стенкой происходит немного ниже уровня мениска, и практически исключает образование застойных зон, но при этом колебания и оголения поверхности жидкости гораздо заметней, чем при использовании погружного стакана с углом 30°. Применение стакана с углом 30°, как видно на снимке, является практически предельным значением, которое можно рекомендовать для практического применения. При этом контакт струи со стенкой кристаллизатора происходит примерно на $\frac{1}{4}$ его высоты кристаллизатора, а распределение металла вверх и вниз не препятствует

образованию корочки и не способствует формированию застойных зон, а волнообразование на поверхности металла минимизируется.

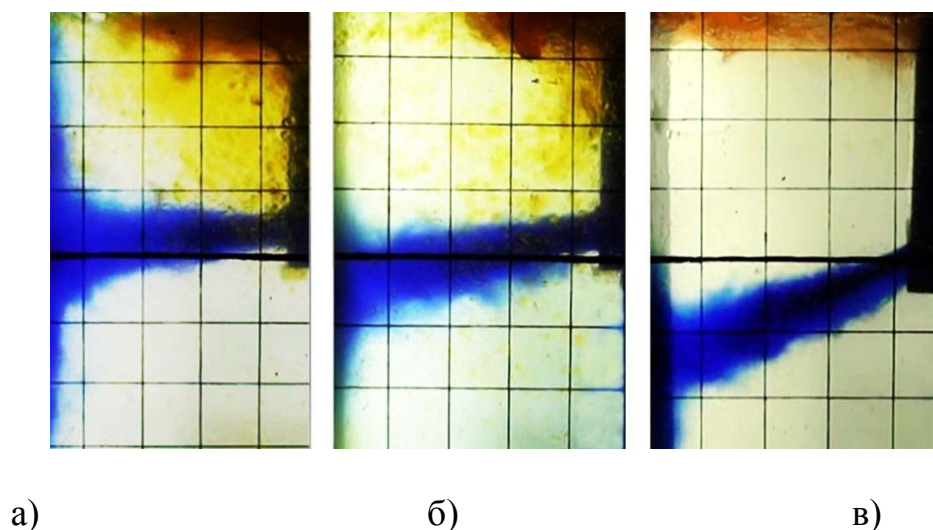


Рисунок 2 – Распределение вытекающей струи, при использовании стакана с различными углами раскрытия: а) 0° ; б) 15° ; в) 30°

Количественную оценку разделения струи жидкости, вытекающей из погружного стакана, на два потока осуществляли посредством планиметрического подсчета площади областей, занимаемых подкрашенной чернилами жидкости с учетом перемешивания с окружающей средой.

Областью практического применения, видимо, является угол раскрытия в пределах $15-45^\circ$, так как в ней происходит разделение вытекающей из погружного стакана жидкости в определенной пропорции на восходящий и нисходящий потоки. При этом количественное соотношение между восходящим и нисходящим потоками зависит от угла наклона и ширины кристаллизатора.

В практике непрерывной разливки известно, что в процессе эксплуатации погружных стаканов происходит частичное размывание или зарастание выходных отверстий.

Как правило, процесс зарастания идет неравномерно, что приводит к изменению живого сечения и угла наклона выходных отверстий. В результате такой трансформации в жидкой ванне кристаллизатора формируются несимметричные течения, которые серьезно влияют на поведение неметаллических включений.

Исследование влияния несимметричного движения потоков жидкости в кристаллизаторе, выполненное на физической модели, показало, что при определенных условиях в подповерхностном слое жидкости могут образовываться вихревые воронки. Для этого был проведен ряд экспериментов, в ходе которых одно из отверстий имело живое сечение на $15-30\%$ меньше, чем другое. При асимметричной подаче рабочей жидкости в кристаллизатор вихревая воронка формировалась через некоторое время после начала истечения со стороны меньшего отверстия (рис.3).

Следует отметить, что развитие вихревой воронки происходит вглубь жидкой ванны. При этом на определенной глубине «хвост» воронки сталкивается с циркуляционным потоком, выходящим из погружного стакана. Соответственно неметаллические включения, захваченные вихревой воронкой могут увлекаться вглубь жидкой ванны слитка. Дополнительно необходимо подчеркнуть, что при развитии вихревой воронки каких-либо оголений поверхности зеркала жидкости зафиксировать не удалось. Следовательно, сам факт появления вихревых структур в жидкой ванне в реальных условиях не поддается визуализации и требует разработки методики косвенной индикации.

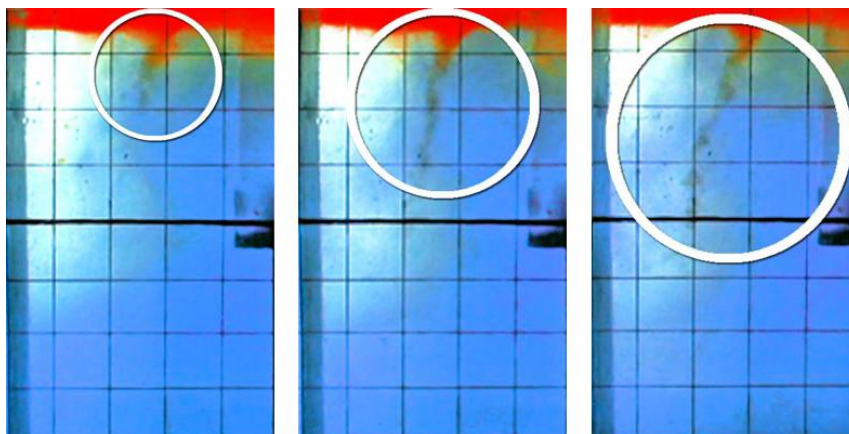


Рисунок 3 – . Фотографии развития вихревой воронки в кристаллизаторе при несимметричном течении

Таким образом установлено, что рациональной областью угла раскрытия струи, вытекающей из погружного стакана, являются значения в пределах 15-30°. Применение стакана с углом 30° является практически предельным значением, которое можно рекомендовать для практического применения. При этом контакт струи со стенкой кристаллизатора происходит примерно на ¼ его высоты, а распределение металла вверх и вниз не препятствует образованию корочки и не способствует формированию застойных зон, а волнообразование на поверхности металла минимизируется.

Литература:

1. Смирнов А.Н., Куберский С.В., Подкорытов А.Л., Ухин В.Е., Кравченко А.В., Оробцев А.Ю. Непрерывная разливка сортовой заготовки: Монография. – Донецк: Цифровая типография, 2012. – 417 с
2. Штепан Е.В. Влияние инъекции аргона на формирующуюся оболочку сортовой непрерывнолитой заготовки / Е.В. Штепан, Г.А. Редько, В.Е. Ухин, А.В. Науменко, Е. Ю. Жибоедов // Электроталлургия.- 2007.- №.6 – С. 20-24.
3. Кириченко А.В., Ухин В.Е. Исследование особенностей зарастания погружных стаканов слябовых МНЛЗ / Металлургия XXI столетия глазами молодых. Материалы Международной научно-практической конференции студентов. - Донецк: ДонНТУ, 2015. - С. 23-24

ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАНЕСЕНИЯ ГАРНИСАЖА НА ПОВЕРХНОСТЬ КОНВЕРТЕРА

Барышников А.А., Лебедев Е.Н.

Донецкий национально технический университет

Важной характеристикой продувочной фурмы конвертера является угол наклона дутьевых отверстий вертикальной оси фурмы. В последнее время появилась тенденция применения отдельных фурм для нанесения гарнисажа. Гарнисаж позволяет экономить огнеупорные материалы, что снижает затраты на производство стали. Такие фурмы усложняют и удорожают конструкцию верхнего строения цеха. Они отличаются от применяемых при продувке меньшими углами наклона дутьевых отверстий.

Поэтому целью выполненных исследований является изучение конструкции фурм имеющих угол отклонения α 3,5-15°. Исследования выполнены методом физического моделирования на прозрачной модели 160т. конвертера в масштабе 1:10, жидкостью моделирующей оставленный в конвертере шлак, являлась вода с красителем. Для облегчения изменения конструкции фурмы наконечники выполняли из архитектурного пластилина. Продувочные отверстия формировали специальными шаблонами. Угол отклонения дутьевых отверстий от оси фурмы измеряли угломером с точность 0,5°. Угол отклонения дутьевых отверстий изменяли от 3.5 до 15°. В исследовании применяли фурму с тремя дутьевыми отверстиями.

Для определения площади гарнисажа внутреннюю поверхность конвертера покрывали бумагой. При проведении исследований время раздува изменяли от 1 до 7 секунд. Время устанавливали с помощью специального реле. Поток газа управляли электрическими клапаном. Для обеспечения постоянства расхода воздуха на продувку применяли ресивер. Воздух в ресивере закачивали с помощью компрессора. Короткий промежуток времени продувки выбрали из соображения обеспечения наибольшей глубины ванны.

Эффективность нанесения гарнисажа оценивали по площади нанесения цветных капель жидкости на внутреннюю поверхность конвертера. Площадь оценивали экспериментально, нанеся на бумагу координатную сетку. Результаты нанесений гарнисажа представлены в таблице 1. Результаты опытов усредняли по двум - трем замерам.

Таблица 1 – Результаты опытов

№ п/п	Время, сек	Угол наклона α	Площадь гарнисаж а
1	1	3,5	5,2
2	2	5	10,5
3	4	11	15,7
4	6	15	20,6

Из таблицы следует, что при постоянной высоте подъема фурмы в зависимости от времени нанесения гарнисажа его площадь изменяется от 5,2 до 20,6%. По полученным данным исследований - эффективность процесса увеличивается пропорционально времени продувки почти в четыре раза.

Выполненный сравнительный анализ угла α для различных конструкций фурмы показал, что увеличение угла с 3.5 до 15° существенно снижает эффективность раздува жидкости. Графическая интерпретация представлена на рисунке 1.

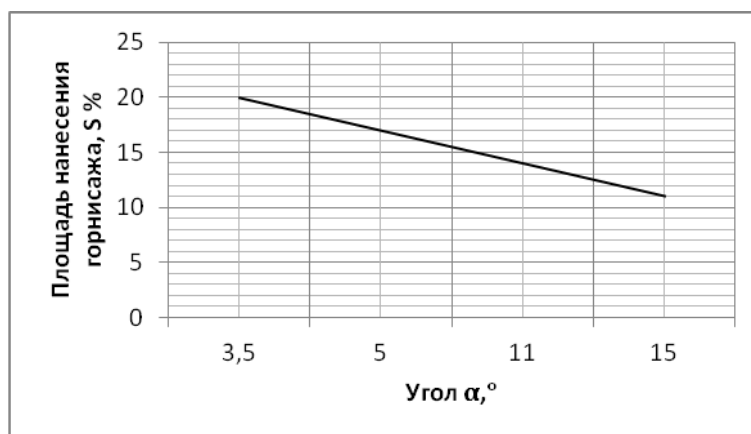


Рисунок 1 – Зависимость площади гарнисажа от угла α

Из представленной зависимости следует, что площадь нанесения гарнисажа становится тем больше, чем ближе продувочные отверстия фурмы сводятся к ее вертикальной оси.

Анализ результатов физического моделирования нанесения гарнисажа путем раздувки оставленного в конвертере шлака выявил существенное влияние угла наклона дутьевых отверстий фурмы на площадь поверхности конвертера с образовавшимся гарнисажем. Из этого можно сделать предварительный вывод о противоречивости требования к конструкции фурмы для продувки ванны и раздувки оставленного шлака.

Литература:

- 1.Металлургия: учебное пособие: в 3 кн. К. 1. Производство чугуна, железа, стали и ферросплавов / Ю.В. Коновалов, А.А. Троянский, С.Н. Темошенко. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2011. – 431с.
2. Бойченко Б.М., Охотский В.Б., Харлашин П.С. Конвертерное производство стали: теория, технология, качество стали, конструкции агрегатов, рециркуляция материалов и экология
- 3.Суворов С.А.,Проектирование образования гарнисажа на поверхность ифутеровки конвертера и оптимизация расхода модификатора /Суворов С.А., КозловВ.В., // Новые огнеупоры.–2011. №1. –С. 35-37.

РАЗРАБОТКА ЛАБОРАТОРНО – ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОГО БЛОКА ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССА ЭЛЕКТРОШЛАКОВОГО ПЕРЕПЛАВА

Васильев Ю.П., Сосюра А.В., Троянский А.А.
Донецкий национальный технический университет

Современные переплавные процессы получения высококачественных слитков для авиаракетостроения, энергетики и прочих отраслей техники осуществляют плавление металла в водоохлаждаемых медных кристаллизаторах. К таким процессам можно отнести электрошлаковый (ЭШП), вакуумнодуговой, электроннолучевой, плазменный и другие переплавы. Качество получаемого слитка, в таких процессах, во многом определяется формой и размерами жидкой металлической ванны, поэтому контроль данных параметров в процессе переплава актуален.

В настоящий момент существует множество универсальных программных продуктов для моделирования физических процессов, в том числе и кристаллизации слитка, которые позволяют задать условия тепловыделения и кристаллизации и оценить форму и размер металлической ванны. Многими научными коллективами разрабатываются собственные тепловые модели переплавных процессов [1-3].

Преимущества математического моделирования бесспорны, однако для получения достоверного результата необходимо иметь точные значения граничных условий теплообмена. В качестве таких, в данной работе, предлагается использовать температуру стенки кристаллизатора со стороны охлаждающей воды, для чего предлагается закрепить по её высоте некоторое количество термопар через равные расстояния между ними.

Для снижения трудоёмкости и повышения наглядности исследований, отработку технологии крепления термопар на поверхности стенки кристаллизатора решено проводить вначале на физической модели ЭШП. В качестве расходимого электрода в ней будет выступать электрод диаметром 20 мм из сплава Вуда, с температурой плавления около 80°C. В качестве шлаковой ванны, будет выступать раствор соляной кислоты, разогрев которой будет происходить под действием протекающего через неё электрического тока.

Задачей, которую предстоит решить на первом этапе исследования, является доработка существующей физической модели ЭШП, которая имеет ряд недостатков и не подходит для решения задач измерения температуры. Так, в существующей модели ЭШП, плавление электрода из сплава Вуда осуществляется в стеклянном сосуде диаметр, которого значительно превосходит диаметр расходимого электрода, что не соответствует реальным значениям коэффициента заполнения кристаллизатора (рис. 1а). Существенным недостатком имеющейся модели, является слабый теплоотвод от "шлаковой ванны", в результате которого имеется существенная её тепловая инерция. Для

приближения условий охлаждения шлаковой ванны и слитка к реальным, необходимо организовать её водяное охлаждение.

Для проверки возможности перегрева ванны электролита в условиях её охлаждения водой собрали простую конструкцию, состоящую из стеклянной колбы диаметром 20 мм, и пластиковой бутылки объемом 1 литр (рис. 1б).



Рисунок 1 – Модель кристаллизатора ЭШП с воздушным (а) и водяным (б) охлаждением

Стеклянная колба выполняет роль гильзы кристаллизатора и в ней осуществляется плавление сплава Вуда в электролите. Она герметично запрессована в пластиковую бутылку, в которой имеются патрубки для подвода и отвода охлаждающей колбу воды. На дно колбы помещена металлическая шайба диаметром немного меньше диаметра колбы, к которой с помощью изолированного провода подсоединена одна клемма источника питания. Вторая клемма подсоединена к переплавляемому электроду из сплава Вуда (рис. 1б).

Плавление электрода осуществляли на лабораторной установке ЭШП, которая имеет механизм крепления и перемещения электрода, источник питания, приборы для контроля тока и напряжения переплава (рис. 2а). Перемещение электрода осуществляется автоматически, путем задания необходимой скорости и направления движения. Напряжение переплава можно плавно задавать в пределах от 0 до 25 В. Максимальный ток переплава составляет около 20 А. Высота электролита в колбе составляла 3 см.

После заглублиения электрода в электролит произошел его быстрый разогрев в течении 1-2 мин и начался процесс плавления. Тепловая инерция ванны из электролита уменьшилась, чего мы и добивались. Вместе с тем, температура охлаждающей воды практически не изменилась, что связано с низкой теплопроводностью стеклянной колбы.

Таким образом, результаты практического эксперимента показали, что выделяющегося в электролите тепла достаточно для расплавления электрода из сплава Вуда в условиях охлаждения колбы проточной водой. Однако теперь, требуется проверить разогрев электролита в условиях его разогрева не в стеклянной колбе, а в кристаллизаторе с металлическими стенками.



Рисунок 2 – Общий вид лабораторной установки ЭСП (а) и выплавленный на ней слиток из сплава Вуда (б)

В настоящий момент ведутся работы по созданию модели кристаллизатора, в которой две противоположные стенки будут выполнены из стали и будут охлаждаться водой, а две других будут выполнены из толстостенного стекла и будут в контакте с воздухом. К металлическим водоохлаждаемым стенкам кристаллизатора будут крепиться термопары, а через стеклянные – вести наблюдение за процессом плавления и кристаллизации металла.

Литература:

1. Multiphase modelling slag region in the ESR process / A. Kharicha, W. Schützenhöfer, A. Ludwig, R. Tanzer // International Symposium on Liquid Metal Processing and Casting, Nancy, – 2007. – P. 107-111.
2. Minisandram R., Arnold M., Williamson R. VAR pool depth measurement and simulation for a large diameter Ti-6Al-4V ingot // International Symposium on Liquid Metal Processing and Casting, Santa Fe, 2005, P. 1-6.
3. Hernandez-Morales B., Mitchell A. Review of mathematical models of fluid flow, heat transfer, and mass transfer in electroslag remelting process // Ironmaking and Steelmaking, 1999. – Vol. 26. – № 6. – P. 423-438.

ИЗУЧЕНИЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ШИХТОВЫХ МАТЕРИАЛОВ В ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Джафаров Э.Д., Кочура В.В.

Донецкий национальный технический университет

Бесперебойная и ритмичная загрузка материалов в доменную печь в заданной последовательности и в заданном количестве, а также постоянство уровня засыпи на колошнике являются решающими условиями, обеспечивающими ровный и устойчивый ход печи.

На доменных печах (ДП) ПАО «Енакиевский металлургический завод» ДП-3 и ДП-5 используются различные загрузочные устройства. На ДП-5 стоит типичное конусное загрузочное устройство (ЗУ), а на ДП-3 стоит более современное лотковое ЗУ. Набор материалов на транспортер шихтоподачи производится в соответствии с заданным составом шихты. Агломерат перед загрузкой в скипы и окатыши перед выгрузкой на транспортёр шихтоподачи отсеивается от фракции 0 мм - 5 мм. Агломерат фракции более 5 мм прошедший грохочение взвешивается в весовой воронке агломерата и подаётся в скип. На текущий момент данная система шихтоподачи осуществляется на ДП-3 и ДП-5.

Распределение материалов на колошнике бесконусным загрузочным устройством производится вращающим распределительным лотком, с помощью которого можно осуществить четыре способа загрузки материалов в доменную печь: кольцевая загрузка; многокольцевая (спиральная) загрузка; секторная загрузка; ориентировочная (точечная) загрузка [1].

При кольцевой загрузке каждая порция материала сыпается в доменную печь по одной траектории, то есть, когда вращающийся распределитель шихты не изменяет своего углового положения во время вращения.

При многокольцевой (спиральной) загрузке траектория падения материала изменяется по мере сыпания одной порции.

Секторная загрузка обеспечивает рассредоточение материала в определенном секторе колошника за счет перемещения вращающегося распределителя шихты в его границах.

Ориентировочная (точечная) загрузка осуществляется при остановленном вращающемся распределителе шихты, направляющем поток материала в ограниченный заданный район колошника.

Секторная и ориентированная загрузки используются кратковременно, только для ликвидации нарушений в распределении газового потока (образование канала, перекося уровня засыпи), а поэтому выполняются только в ручном управлении.

Кольцевая и многокольцевая (спиральная) загрузки осуществляются в автоматическом режиме.

Выбор режима управления и задание программы автоматической работы осуществляется мастером печи из центрального пульта управления.

В основном на ДП-3 производится кольцевая загрузка шихтовых материалов. На БЗУ имеется возможность контролировать загрузку материалов по станциям и наблюдать сколько грузится шихтовых материалов в массовом эквиваленте на каждую позицию лотка с возможностью регулирования расхода.

Очередность загрузки материалов в скипы осуществляется в соответствии с установленной системой загрузки, изменения которой могут производиться только мастером печи по согласованию с начальником цеха или его заместителями.

На рисунке показана мнемосхема с матрицей загрузки шихтовых материалов на ДП-5 с конусным ЗУ.

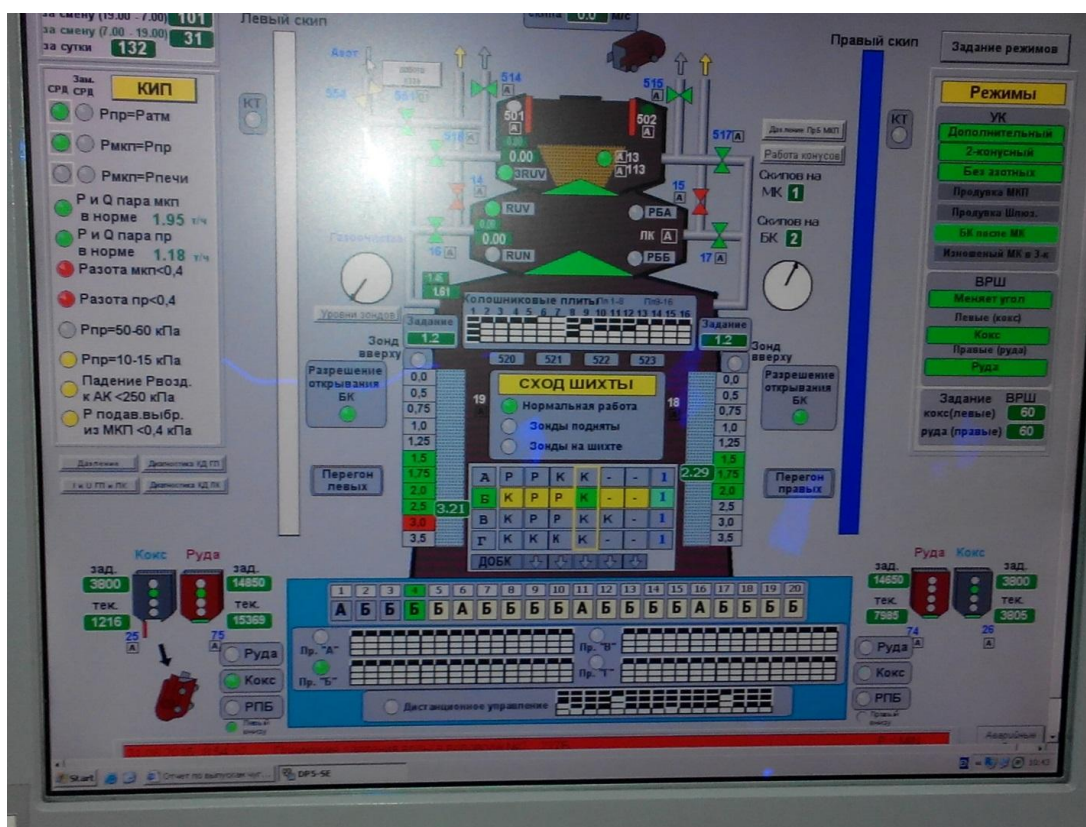


Рисунок – Мнемосхема управления загрузкой и подвижными плитами на ДП№5

Данная матрица позволяет менять очередность, вид материала и количество в подаче. Также с её помощью можно, как убрать, так и добавить подачу материала.

На данной мнемосхеме помимо контроля и регулирования загрузки, возможно регулирование работы подвижных плит, которые предназначены для регулировки распределения шихтовых материалов на колошнике печи за счет изменения своего положения по заданной программе. Число рабочих положений плит четыре. Плиты могут занимать одно из четырех заданных положений (отклонение – 0, 300, 430, 600 мм).

Режим работы подвижных плит – одновременный для всех плит и для каждой плиты отдельно. Положение каждой плиты фиксируется датчиками, которые входят в общую систему управления. Положение и работа плит выводится на экран управления ЦПУ.

Для эффективного управления загрузкой материалов и работы загрузочных устройств на ДП-3 и ДП-5 установлены радиолокационные профилемеры и механический зонд. Их задачей является осуществления контроля и управления распределением составных компонентов шихтовых материалов на колошнике доменной печи с учетом определения вида компонента шихты. Механический зонд является страховочным средством, в случае выхода из строя профилемеров.

Для определения характера и причин отклонения состояния печи от нормы и своевременного принятия мер по восстановлению нормальной работы необходимо осуществлять регулярный контроль качества шихтовых материалов и кокса, следить за их дозировкой, постоянно наблюдать (по показаниям приборов) за характером схода материалов в печи, работой газового потока, состоянием фурм, нагревом и составом продуктов плавки.

Предложена методика расчета параметров схода шихты с распределительного лотка и выполнен расчет скорости схода частиц для условий ПАО “ЕМЗ”. Использование разработанной методики расчета скорости схода шихты и её движения после распределительного лотка позволяет определить траекторию и место падения шихты на поверхность засыпи, а следовательно, выбирать наиболее приемлемый способ регулирования хода печи [2].

Несвоевременное выявление причин нарушения нормальной работы печи и несвоевременное принятие необходимых мер приводит к расстройствам ее хода. Ровный ход печи обеспечивается постоянством качества шихтовых материалов, бесперебойной загрузкой печи по заданному уровню засыпи, установкой оптимальных технологических режимов и параметров, бесперебойной работой механизмов, приборов и систем автоматики, своевременным регулированием хода доменной печи и выпуском чугуна по установленному графику.

Литература:

1. Усовершенствование загрузки шихтовых материалов в доменную печь / Э. Д. Джафаров // *Металлургия XXI столетия глазами молодых: Всеукраинская научно-практическая конференция студентов: сборник докладов* / ГВУЗ "ДонНТУ". - Донецк : ГВУЗ "ДонНТУ", 2014. - С.13.

2. Определение скорости истечения шихтовых материалов с лотка бесконусного загрузочного устройства / Э.Д. Джафаров, В.В. Кочура // *Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс]: Международная научно-практическая конференция студентов: сборник докладов/ ГВУЗ "ДонНТУ". - Донецк: ГВУЗ "ДонНТУ", 2015. - С.9-10.*

ВЛИЯНИЕ ВВЕДЕНИЯ КОКСОВОГО ОРЕШКА В ЖЕЛЕЗОРУДНЫЙ СЛОЙ НА ИНТЕНСИФИКАЦИЮ ПРОЦЕССА ВОССТАНОВЛЕНИЯ ОКСИДОВ ЖЕЛЕЗА

Жеведь С.С., Кузин А.В.

ГОУВПО «Донецкий национальный технический университет»

За последние 40-50 лет удельный расход кокса снижен более чем в два раза. Это снижение было обеспечено благодаря применению более качественного железорудного сырья и кокса, повышению температурно-дутьевого потенциала горна доменной печи (ДП), вдуванию большого количества дополнительного топлива и т.д. Для получения конкурентоспособной продукции (чугуна) основной задачей, стоящей перед доменщиками, является снижение удельного расхода скипового кокса.

Одним из способов повышения эффективности доменной технологии является замена более дорогостоящего кокса дополнительными видами топлива, в частности, пылеугольным топливом (ПУТ). Однако вдувание ПУТ обуславливает ухудшение газопроницаемости столба шихты. Это объясняется как уменьшением толщины самого газопроницаемого слоя – коксовой линзы, так и разрушением кокса в процессе воздействия на него различных факторов.

Одним из основных требований, предъявляемых к коксу, является его высокая механическая прочность как в холодном, так и в горячем состоянии. Но не менее важной является подготовка кокса к доменной плавке и по фракционному составу. Современные требования по фракционному составу кокса заключаются в следующем [1]:

- увеличение нижнего предела размеров скипового кокса до 30–40 мм;
- выделение фракции >80 мм с последующим ее дроблением и возвращением в общий поток;
- выделение из отсева кокса коксового орешка фракцией $>10(15)$ мм с последующей загрузкой его в смеси с железорудной частью шихты.

В работе [2] показано, что реализация современной подготовки металлургического кокса к доменной плавке по фракционному составу в полном объеме может обеспечить снижение расхода кокса на 4,4–6,0%.

На ДП-3 Kakogawa (фирма Kobe Steel, Япония) проведены исследования по оценке использования коксового орешка в доменной плавке. Показано, что применение коксового орешка различной крупности в смеси с железорудной частью шихты позволило сохранить на периферии неизменный средний размер кусков кокса от уровня засыпи до распара. Так, например, при введении в железорудный слой коксового орешка в количестве 17–30 кг/т чугуна средний размер кусков кокса в распаре на периферии снизился всего на 1 мм по сравнению с загружаемым коксом и составил 47 мм. Авторы пришли к выводу о возможности влияния на средний размер кусков кокса по высоте печи оптимизацией режима газификации углерода коксового орешка [3].

Теоретические соображения и экспериментальные результаты дают основание рассчитывать на существенную интенсификацию процесса восстановления оксидов железа в железорудном слое при введении в него коксового орешка. В связи с повышением интереса к технологии доменной плавки с использованием коксового орешка возникла необходимость оценить влияние введения в железорудный слой коксового орешка на интенсификацию процесса восстановления оксидов железа.

Цель работы – оценить влияние введения в железорудный слой коксового орешка на интенсификацию процесса восстановления оксидов железа.

Исследования проводили на установке (рис. 1), основной элемент которой – нагревательная электропечь 1 типа СУОЛ. Необходимое значение температуры в электропечи поддерживали автоматическим регулятором температуры 5. Температуру измеряли термопарами 3 типа ПП-1 и фиксировали вторичным прибором – автоматическим потенциометром 4 типа КСП-2. В электропечь помещали алундовый тигель 2 с исследуемым материалом. Изменение массы во время эксперимента контролировали с помощью аналитических весов 9 типа Т-5000. Для создания в нагревательной электропечи нейтральной среды использовали газообразный аргон, заправленный в баллон 6 с рабочим давлением 10–15 МПа. Через систему шлангов 8 и алундовую трубку 7 аргон подавали в электропечь.

В качестве исследуемых материалов использовали окатыши ПАО «Северный горно-обогатительный комбинат» (СевГОК, г. Кривой Рог, Украина), отсев кокса класса «Премиум» ПАО «Ясиновский коксохимический завод» (ЯКХЗ, г. Макеевка, Украина). Подготовка окатышей СевГОКа по крупности заключалась в дроблении, усреднении и выделении на круглых ситах фракции 3-5 мм. Окатыши СевГОКа имели следующий химический состав, %: Fe_{общ} 60,2; FeO 1,32; Fe₂O₃ 84,54. Подготовка коксового орешка по крупности заключалась в выделении из отсева кокса (<30 мм) на круглых ситах

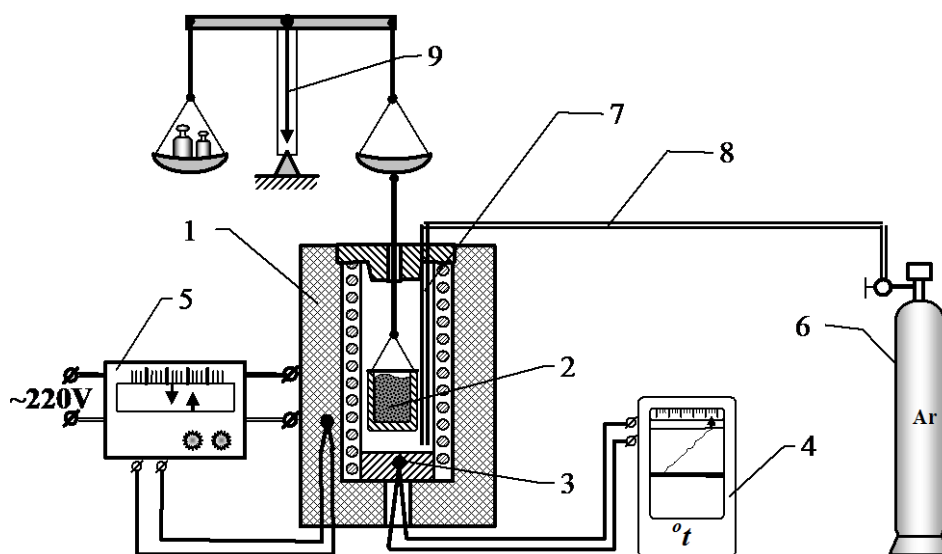


Рисунок 1 - Схема установки для восстановления железорудных материалов

фракций 7–10 и 3–5 мм: фракция 7–10 мм моделировала кокс, а фракция 3–5 мм – коксовый орешек.

Последовательность загрузки материалов в тигель показана на рис. 2. Для проведения опытов по восстановлению за базу была принята работа ДП с

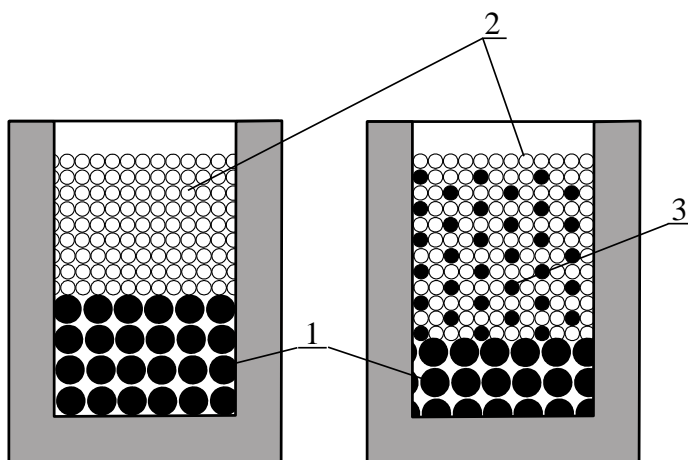


Рисунок 2 - Порядок загрузки материалов в тигель: 1 – слой кокса; 2 – окатыши; 3 – коксовый орешек

рудной нагрузкой 3,57 т/т. Вес железорудного материала в тигле составляла 25 г, расход коксового орешка – 30 % от расхода кокса в базовом периоде. Непосредственно перед проведением эксперимента материалы высушивали в сушильном шкафу при температуре $105 \pm 5^\circ\text{C}$ до постоянной массы и повторно просеивали для удаления более мелких классов.

В рабочее пространство электропечи, предварительно нагретой до 200°C ,

устанавливали алундовый тигель с исследуемыми материалами. Сразу после установки тигля в электропечь опускали алундовую трубку, через которую в печь подавали аргон. Далее производили нагрев электропечи до 1000°C и выдерживали при этой температуре в течение 150 мин. В течение всего опыта автоматическим регулятором контролировали температуру в рабочем пространстве электропечи. Потерю массы контролировали при изменении температуры на каждые 100°C , а при достижении температуры 1000°C и выдержке при данной температуре – каждые 30 мин.

Химический анализ восстановленных окатышей показывает, что при введении в слой окатышей коксового орешка в количестве 30% и наличии слоя кокса существенно изменяется содержание оксидов железа и металлического железа: содержание Fe_2O_3 – уменьшается с 29,4 до 12%, FeO – повышается с 45,7 до 60,2%, Fe мет – повышается почти в два раза с 7,91 до 14,2%. Такие изменения свидетельствуют об интенсификации процесса восстановления оксидов железа при введении в железорудный слой коксового орешка по сравнению с технологией без использования коксового орешка.

Исследования восстановления окатышей в сочетании со слоем кокса показали, что введение твердого топлива в слой окатышей существенно повышает степень их восстановления (рис. 3). Так, например, при введении 30% коксового орешка и времени нагрева материалов в течение первых 90 мин (соответствует достижению температуры 1000°C) степень восстановления окатышей составила 17,4 против 9,8% без введения орешка. Последующая выдержка материалов в течение 150 мин позволила повысить степень восстановления до 41,7%, т.е. по сравнению с технологией без введения

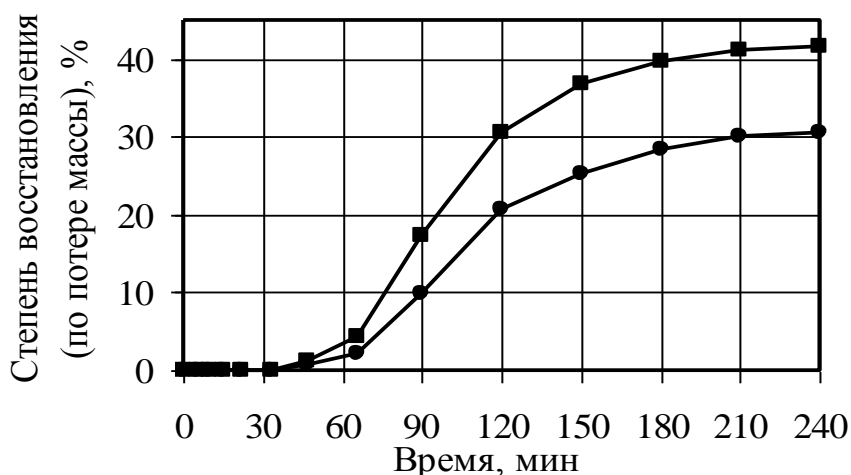


Рисунок 3 – Изменение степени восстановления окатышей при нагреве их до 1000°C с последующей выдержкой в течение 150 минут: ● – без введения коксового орешка; ■ – при введении 30 % коксового орешка.

коксового орешка (30,4%) степень восстановления возросла на 37,2% (отн.). Кроме того, начало заметного изменения степени восстановления окатышей наблюдалось при температуре около 800 °С.

Таким образом, на основании экспериментов показано, что введение коксового орешка в железорудный слой способствует интенсификации процесса восстановления оксидов железа. Показано, что введение в слой окатышей 30% коксового орешка от суммарного расхода твердого топлива и нагрев до 1000 °С с последующей выдержкой при этой температуре в течение 150 мин способствует уменьшению содержания Fe_2O_3 с 29,4 до 12%, повышению содержания FeO с 45,7 до 60,2% и содержания $Fe_{мет}$ с 7,91 до 14,2%. Кроме того, степень восстановления окатышей возрастает на 37,2% (отн.). Указанные изменения могут способствовать снижению участия углерода скипового кокса как в реакциях прямого восстановления оксидов железа, так и в реакции Белла-Будуара.

Литература

1. Гусак, В.Г. Теория и практика подготовки металлургического кокса к доменной плавке / В.Г. Гусак, А.М. Кузнецов, А.В. Емченко [и др.] – К: Наукова думка, 2011. – 216 с.
2. Кузин, А.В. Влияние введения твердого восстановителя в железорудный слой на восстановление оксидов железа/А.В. Кузин // Металл и литье Украины. – 2013. – № 1. – С. 3-9.
3. Muneyoshi, S. Low Coke Rate Operation of Blast Furnace by Controlling Size of Coke Mixed Into Ore Layer / S. Muneyoshi, M. Kazuya, N. Kentaro [others] // The 5th International Congress on the Science and Technology of Ironmaking (ICSTI 2009). Shanghai (China), November 19-23 2009 – Shanghai, 2009. – P.663-667.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ КОНСТРУКЦИИ ПРОДУВОЧНОЙ ФУРМЫ

Клименко В.С., Лебедев Е.Н.

Донецкий национальный технический университет

На современную конверторную фурму накладывается целый ряд часто противоречащих функций. Основной функцией является высокоэффективная продувка металла не вызывающая образования выбросов, обеспечение функции энергичного шлакообразования. Применяемая фурма должна обеспечить энергичное протекание реакций рафинирования в ванне конвертера. При этом фурма должна обладать удовлетворительными параметрами устойчивости к износу. Дополнительными функциями современной фурмы является возможность дожигания СО в рабочем пространстве конвертера. Современным направлением использования фурмы является создание гарнисажа на футеровки конвертера, для увеличения стойкости футеровки конвертера. Для этого с помощью фурмы раздувают предварительно оставленный в конвертере шлак.

Оригинальной конструкцией является фурма содержащая центрально-цилиндрическое продувочное отверстие повышающее дожигание СО (рис. 1).

По данным, содержащимся в литературе, модернизацию конструкции центрального продувочного отверстия при ухудшении условий охлаждения наконечника фурмы не значительно влияет на ее стойкость.

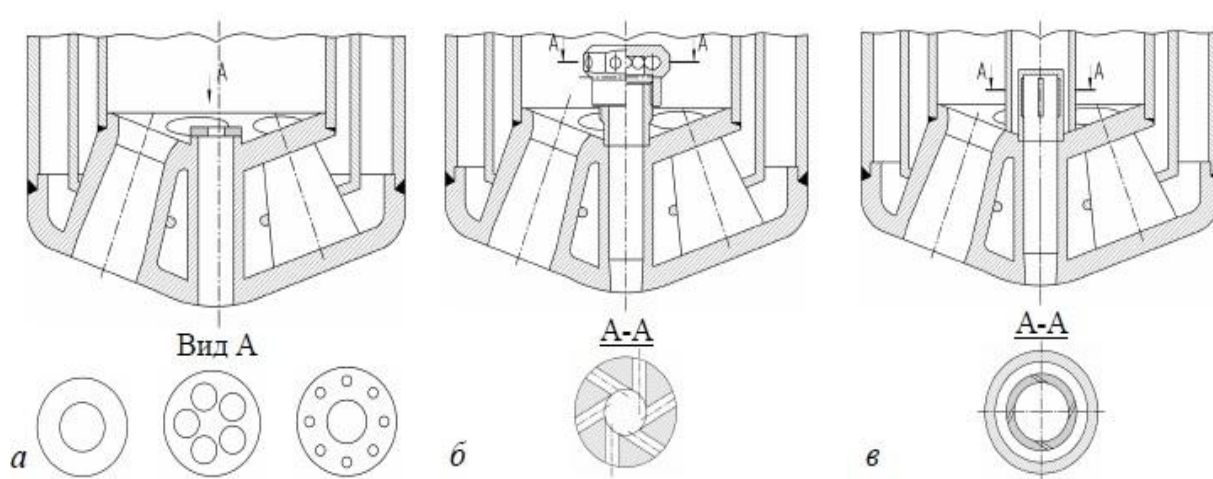


Рисунок 1 – Варианты конструкции фурм для дожигания СО: основная конструкция (а); модернизация центрального сопла (б и в).

Аналогичные функции выполняют многоярусные фурмы, также как и первый рассмотренный вариант, фурмы имеют ограниченное применение. Литературные данные показывают, что при более высокой сложности в изготовлении фурмы при промышленном применении имеют меньший ресурс.

Выполненный аналитический литературный обзор и анализ ресурса «Интернет» позволил выделить, несколько конструкций фурм, обеспечивающих решение поставленных технологических задач, при этом установлено, что тепловой баланс конверторной плавки улучшается путём применения многоярусных фурм. Параметры дутьевых отверстий фурм и их количество оптимизировано для условий лучшего рафинирования ванны. Предварительный анализ показал, что фурмы спроектированы со значительными углами отклонения сопел от оси, в таких условиях на центральную часть ванны будет приходиться минимальная кинетическая энергия струи.

По этой причине операция нанесения гарнисажа на футеровку конвертора будет мало эффективной. Наилучшее применение для этой цели универсальной фурмы будет обеспечено при получении рациональной величины кинетической энергии при сохранении приемлемых параметров реакционной зоны

Изучив опыт металлургических предприятий, применяющих такие фурмы для раздувки шлака, позволит признать их конструкцию не оптимальной. На это указывает применение для создания гарнисажа отдельных специальных фурм. В свете этого является актуальными исследования в направлении совершенствовании конструкции наконечника фурмы для универсальности ее применения.

Литература:

1. Баптизманский В.И. Фурмы для продувки мартеновской ванны и их работа / В.И. Баптизманский, А.Г. Величко, А.В. Шибко // Бюл. НТИ. Черная металлургия. – 1990. – № 5 – С. 24–33.
2. Сущенко А.В. Моделирование процесса дожигания монооксида углерода в кислородном конвертере при различных вариантах подвода дутья / А.В. Сущенко, А.С. Безчерев А.С. // Вісник ПДТУ. – Вип.. 14. – 2004. – С. 44–48.
3. Кислородная фурма для продувки конвертерных плавов в условиях нестабильных параметров шихты и производства / А.В. Сущенко, В.И. Ганошенко, А.Б. Ковура и др. // Труды шестого конгресса сталеплавателей. – М.: АО «Черметинформация», 2001. – С. 104–107.

ИССЛЕДОВАНИЕ НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОГО ПИРОЛИЗА УГЛЕЙ С ВЫСОКИМ ВЫХОДОМ ЛЕТУЧИХ ВЕЩЕСТВ

Котов А.Ю., Русанов И.Ф.

Донбасский государственный технический университет

В настоящее время в качестве основного твердого топлива для агломерации используется коксовая мелочь и антрацит марок АШ и АС. Из-за малого выхода коксовой мелочи на коксохимических заводах и высокой цены антрацита в агломерационную шихту вводят отсев кокса из доменного цеха. Качество топлива в большинстве случаев не соответствует требованиям агломерационного производства [1]. В связи с этим возникает необходимость подготовки топлива специально для агломерационного производства. В частности, такое топливо может быть получено в результате предварительного пиролиза углей с высоким содержанием летучих веществ, при этом необходимо подобрать нужный режим пиролиза (время и температуру), а также выбрать исходную крупность угля, при которых полученный полукокс отвечал бы требованиям агломерационного процесса.

В результате проведенных в ДонГТУ исследований установлено, что пиролиз углей с высоким содержанием летучих веществ начинается при температуре 320 – 350°C. Наиболее интенсивно процесс протекает при температурах близких к температуре зажигания топлива. Время пиролиза обратно пропорционально температуре, при которой он проводится.

Исследования влияния исходного угля на ход процесса его пиролиза и качество полученного полукокса проведены с использованием двух фракций угля марки Д – менее 5 мм и 10 – 20 мм. Исходная проба массой 0,5 кг помещалась в металлический стакан и выдерживалась в шахтной печи при температурах 600°C до полного удаления летучих веществ из угля. Контроль за выделением летучих веществ осуществлялся по их горению. При температуре 320°C наблюдалось самовоспламенение летучих веществ, которое прекратилось при их полном выгорании. Для полного выгорания летучих из крупного угля требовалось примерно на 20 минут времени больше.

Несмотря на более продолжительное время нахождения при высокой температуре крупные куски угля спекались хуже, образуя полукокс со множеством трещин. Мелкий уголь спекался образуя однородную плотную твердую массу (см. рисунок).

В результате раздавливания отдельных кусочков размером около 30 мм на лабораторном прессе установлено, что твердый остаток фракции 10 – 15 мм выдерживал нагрузку до 4 кг/кусок и его структура не изменялась, а по достижении давления свыше 4 кг/кусок образовались трещины и материал разрушался. Твердый остаток мелкой фракции выдерживал большее давление – до 7 кг/кусок, после чего разрушался. Это связано с тем, что в кусочке угля мелкой фракции меньше трещин. Если опираться на такой показатель качества

как прочность угля, то более целесообразно использовать для пиролиза фракцию угля 0 – 5 мм.



а



б

Рисунок – Вид твердых остатков: а – фракция 10 – 20 мм, б – фракция <5 мм

Уголь, подверженный пиролизу был подроблен на лабораторной щековой дробилке. Размер щели составлял 3 мм. По результатам анализа ситового состава следует, что из фракции 10 – 20 мм значительная часть угля будет не пригодна для агломерации и часть должна быть повторно отправлена на дробление, так как при спекании агломерата нежелательно использовать топливо размером менее 0,5 мм и крупнее 3 мм [2]. Более целесообразно использовать для пиролиза фракцию <5 мм, так как выделяется меньше пыли, а также выход крупного топлива меньше, чем для навески угля 10 – 15 мм.

Таким образом, на основании данных исследований установлено, что энергетические угли с высоким выходом летучих веществ могут рассматриваться как топливо для агломерации после обработки их предварительным пиролизом при низких температурах.

Библиографический список:

1. Петрушов С.Н. Анализ применимости углей с высоким выходом летучих при агломерации / С.Н. Петрушов, И.Ф.Русанов, Н.В. Русанова // Сб. науч. трудов. Вып. №41 – Алчевск: ДонГТУ. 2013.– С. 94–98.
2. Вегман Е. Ф. Теория и технология агломерации / Е. Ф. Вегман. – М.:Металлургия, 1974. – 287 с.

МИНИ-ЗАВОДЫ - ПРОГРЕССИВНОЕ НАПРАВЛЕНИЕ РАЗВИТИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ

Лобач В.В. Заика В.И.

ГПОУ Донецкий электрометаллургический техникум

В настоящее время для производства высококачественной продукции металлургическими предприятиями разрабатывается концепция мини-заводов с полным циклом производства, главным процессом которого является получение железа прямого восстановления (ПВЖ)

Сочетание передовых технологий позволяет металлургам воспользоваться преимуществами кратчайшего пути от железной руды до готовой продукции.

По сравнению с традиционной схемой, основанной на использовании доменных печей, сочетание технологических процессов прямого восстановления железа, выплавки стали в электродуговых печах, литья металла и горячей прокатки позволяет: значительно сократить выбросы CO_2 ,

а также обеспечить энергетическую эффективность по всему производственному циклу, а значит и быструю окупаемость инвестиций.

Основными участками мини-завода являются:

- установка получения ПВЖ

- электродуговая сталеплавильная печь+ установка «печь-ковш»

- литейно-прокатный агрегат с МНЛЗ для литья готовой продукции.

Железо прямого восстановления характеризуется высоким содержанием металлического железа и почти полным отсутствием примесей других металлов, нежелательных при выплавке стали. В сочетании с современной металлургической технологией, это позволяет получать высококачественную продукцию и надежно освоить производство сложных марок стали ответственного назначения.

Процесс выплавки стали в электродуговых печах обеспечивает оптимальное высокоэффективное использование электроэнергии. Непосредственная подача железа прямого восстановления при температуре более 700°C в электродуговую печь дает возможность дальнейшего сокращения производственных расходов и повышения производительности печей. Такой процесс позволяет уменьшить энергетические затраты до 70% по сравнению с традиционными процессами непрерывного литья и горячей прокатки, а также позволяет обеспечить максимальный выход годного.

Поскольку железо встречается в природе в виде оксидов, то задачей металлургов является восстановление железной руды, то есть удаление из нее кислорода. В роли восстановительного агента используется природный газ, движущийся по схеме противотока. Основными элементами установки ПВЖ являются шахтная печь, установка реформинга, а также системы газоочистки и теплообмена. В шахтную печь непрерывно загружается железная руда. Внутри печи шихта движется сверху вниз, а восстановительный газ, состоящий в основном из водорода и монооксида углерода, движется в противоположном

направлении – снизу вверх. Результатом этого процесса является железо прямого восстановления ПВЖ, иногда называемое также губчатым железом. В реформере очищенный технологический газ из печи смешивается со свежим природным газом, нагревается и в ходе каталитической реакции разлагается на водород и моноокись углерода. Полученная горячая смесь газов поступает непосредственно в шахтную печь.

В зависимости от способа последующего использования и логистики сырьевых материала ПВЖ может подвергаться горячему брикетированию для получения горячебрикетированного железа. При другом варианте ПВЖ охлаждают и загружают в электродуговую печь в холодном состоянии.

ПВЖ отличается высоким содержанием металлического железа и почти полным отсутствием примесей и других металлов, нежелательных при выплавке стали. Это позволяет достигать высоких результатов при проведении металлургических процессов и надежно выплавлять сложные марки стали ответственного назначения.

Технология выплавки стали в электродуговых печах основана на сочетании конструктивных преимуществ печей и передовых технологий. Печь отличается оптимальным использованием электроэнергии и применением кислородных горело-инжекторов, что позволяет достигать высокой производительности при низких производственных затратах.

Система управления технических процессом позволяет минимизировать суммарные расходы. Прямые капиталовложения в электродуговую печь окупаются благодаря её эффективной конструкции, ускоренному освоению и вводу в эксплуатацию, кратчайшему периоду вывода на рабочий режим в достижении гарантированной производительности. Эксплуатационные расходы снижаются благодаря максимизированной производительности, минимизированному времени от плавки до плавки, уменьшенному энергопотреблению, сокращению продолжительности простоев и максимальному использованию производственных возможностей цеха.

Использование в шихте электродуговой печи 100% горячего ПВЖ позволяет уменьшить расход электроэнергии примерно на 20кВтч/ т жидкой стали для каждых 100 °С повышения температуры загрузки. Таким образом, при температуре загрузки ПВЖ, равной 650 °С, экономия электроэнергии составит около 140 кВтч/т жидкой стали по сравнению с холодной загрузкой. На рис.1 показана зависимость между температурой загрузки ПВЖ и расходом электроэнергии.

С точки зрения охраны окружающей среды для технологической схемы прямое восстановление железа - плавка в электродуговой печи, основанной на использовании природного газа, характерны меньшие выбросы CO₂ чем для схемы доменная печь – кислородный конвертер. Загрузка горячего ПВЖ электродуговую печь позволяет дополнительно снизить выбросы CO₂.

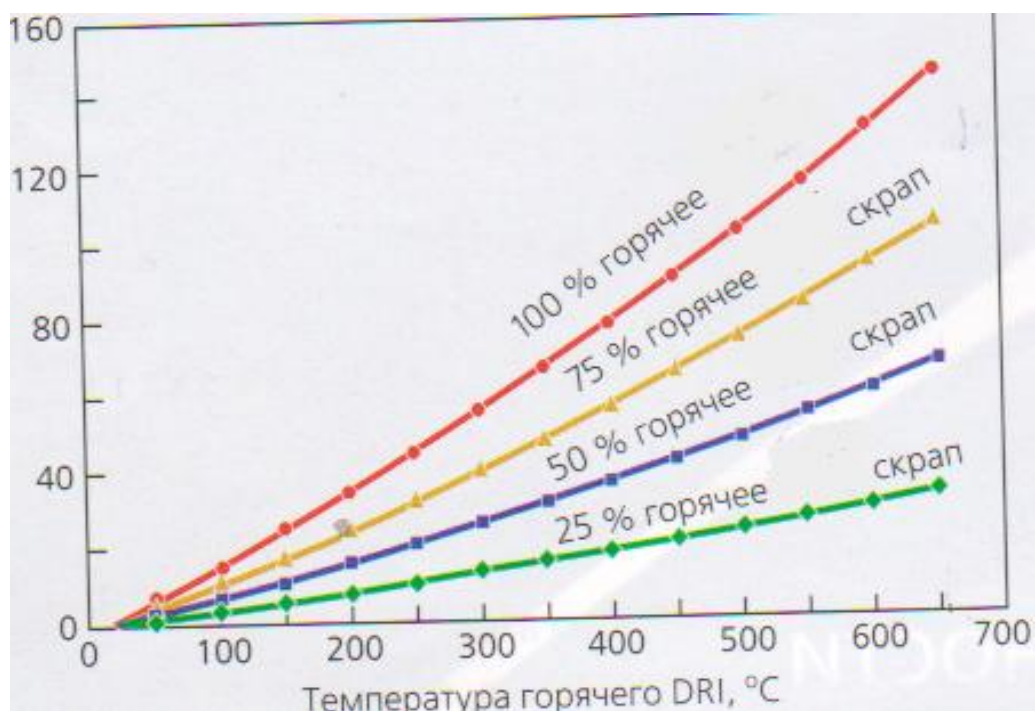


Рис. 1 Зависимость расхода электроэнергии от температуры загружаемого ПВЖ и его доли в шихте в ДСП

В дальнейшем, разработана технология обработки металла с использованием литейно-прокатных агрегатов.

Она представляет собой непрерывный процесс, в ходе которого из жидкой стали получают прокат заданного профиля и размеров.

Залогом успеха новой технологии является обработка стали в заданном температурном интервале, наличие кристаллизатора МНЛЗ с гидравлическим приводом механизма качания; обжатие заготовки с жидкой сердцевиной и последующую прокатку на специализированных прокатных станах. Экономические показатели такого процесса значительно превосходят показатели традиционной технологии; снижение энергозатрат может достигать 70%, производственные затраты – до 25% и капиталовложения – до 50%

Мини-заводы, работающие по указанной выше схеме уже во многом, существуют как в фирмах Западной Европы, США, Китае и др, так и в отечественных предприятиях.

Таких образом, на ближайшие будущее просматривается явно выраженная тенденция производства сталей с использованием мини-заводов, работающих на экономически эффективных технологиях.

Литература:

1. Металлургические мини-заводы / А.Н. Смирнов, В. М. Сафонов, Л.В. Дорохова и др. – Донецк: ДонНТУ, 2005.-469с.

СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫМ ПРОЦЕССОМ НА БАЗЕ СОВРЕМЕННЫХ СРЕДСТВ ВЫЧИСЛИТЕЛЬНОЙ ТЕХНИКИ

Мазур С.А., Пономаренко А.Г.
Донецкий национальный технический университет

Компьютеры проникают все глубже и глубже в нашу жизнь. Они незаменимы в области космических исследований, связи, медицине, металлургии, информационных технологий и промышленности. В основных направлениях экономического и социального развития становится задача развивать производство электронных устройств регулирования и телемеханики, исполнительных механизмов, приборов и датчиков систем комплексной автоматизации сложных технологических процессов, агрегатов, машин и оборудования. Опыт, накопленный при создании автоматизированных и автоматических систем управления, показывает, что управление различными процессами основывается на ряде правил и законов, часть из которых оказывается общей для технических устройств, живых организмов и общественных явлений.

В условиях современных форсированных процессов сталевар уже не успевает учесть все факторы и условия производства, что приводит к частым ошибкам в управлении. Решение таких задач является прерогативой второго уровня управления.

Ещё в середине XX в. интенсивные исследования в области термодинамики и физической химии металлургических систем создали теоретическую базу для превращения металлургии из области, основанной преимущественно на опыте и интуиции, в науку, опирающуюся на строгий математический фундамент. В настоящее время на огромном числе конкретных примеров показано, что практически весь комплекс физико-химических процессов металлургической технологии поддается расчету с точностью, достаточной для построения высокоэффективных информационно-вычислительных систем управления плавкой и проектирования технологии. В сочетании с возможностями современных средств вычислительной техники это делает реальным резкое сокращение традиционного разрыва между теорией и производственной практикой, превращение теории в удобный и надежный инженерный инструмент управления и выработки новых технологических решений.

На современном этапе развития металлургических предприятий, сталеплавильный агрегат представляет собой высокомеханизированный комплекс, включающий, кроме основных реакторов (ДСП, конвертер, ковш), целый ряд вспомогательных устройств (дозировочные и загрузочные устройства, фурмы, горелки, манипуляторы, системы управления движением электродов, характеристиками дуги и т.п.). Все эти устройства снабжены весьма совершенными локальными средствами автоматики, которые в совокупности образуют так называемый первый уровень (или технические средства)

управления. Существующие системы первого уровня позволяют с достаточной надежностью реализовать все технологические операции плавки по сигналам, поступающим от оператора или от управляющей системы второго уровня, основная функция которых состоит в выработке решений по управлению технологическим процессом и его оптимизации.

Управление процессами при помощи АСУ ТП, как известно, основывается на моделировании, эту функцию выполняет модуль прогноза, опирающийся на систему уравнений — математическую модель процесса. Этот модуль предсказывает состав продуктов плавки на основе данных о загруженных в печь материалах. Качество работы этого модуля определяет показатели и возможности системы управления в целом. При выработке оптимальных решений по управлению процессом та же система уравнений решается в обратном направлении: состав металла задан, а находятся оптимальные значения входных (управляющих) параметров при минимальном (или максимальном) значении выходного параметра, выбранного в качестве целевой функции, например, при минимуме суммарных затрат на материалы и энергоносители.

Более современные интеллектуальные системы позволяют, в частности, реализовать принцип ситуационного управления, который схематически состоит в следующем. Управление процессами выплавки и внепечной обработки начинается с проектирования очередной плавки. В качестве входной информации используются марка (или состав) стали, перечень материалов, имеющихся на складе, характеристики оборудования и дополнительные ограничения, диктуемые условиями производства (состояние оборудования, условия смежных переделов, директивные ограничения и др.). После получения задания на плавку АСУ ТП выдает расчетный график будущей плавки с детальной проработкой режимов работы всех управляющих органов, оптимальных масс вводимых материалов, полную калькуляцию затрат по переделу, и выдает сообщения технологам, обеспечивающим службам и другим по заранее согласованному списку. При поступлении замечаний эта процедура повторяется до полного согласования. После получения согласия (или по умолчанию), АСУ ТП в назначенный момент приступает к реализации плана, непрерывно отслеживая текущие промежуточные результаты в сопоставлении с расчетными (фактические показания датчиков, замеры температуры, поступающие химические анализы и др.). При возникновении существенных отклонений от расчетного графика АСУ ТП сигнализирует об этом, повторяет расчет с учетом изменившихся условий, проводит согласование и продолжает плавку по измененному графику. В любой момент времени оператор может взять управление на себя или вернуться в автоматический режим. Во время перехода на ручное управление АСУ ТП продолжает работу в том же режиме, дополнительно учитывая действия сталевара, выводя свои рекомендации на экран, т.е. в режиме советчика, оставаясь при этом готовым снова принять управление "на себя".

Ряд параметров объекта, необходимых для управления, мы не можем ввести заранее, поскольку они индивидуальны для каждого агрегата и, главное, изменяются во времени (кинетические коэффициенты, тепловой КПД, эффективность дутьевых устройств и т.д.). Их значения могут быть найдены лишь статистически путем обработки данных массива прошлых плавов, относящихся к данному агрегату. Накопление таких коэффициентов и их использование в качестве "констант" или "характерных величин" может приводить к существенным ошибкам в управлении из-за непостоянства во времени (разгар футеровки, износ или замена отдельных узлов оборудования, неоднородность поступающего сырья, сезонные изменения и т.п.). В таких системах все необходимые для работы коэффициенты определяются по ограниченному массиву последних плавов и обновляются по окончании каждой плавки. Это позволяет при планировании очередной плавки использовать не только наиболее достоверные значения, констант, но и учитывать при необходимости их тенденции, дисперсию и другие статистические характеристики. Эту функцию выполняет система динамической адаптации.

Система управления плавкой, построенная на основе физико-химической модели, в режиме реального времени генерирует технологические решения, поддерживая работу агрегата в любых «нештатных» ситуациях (аварийные остановки печи, занятость оборудования, отсутствие материала и т.п.), совместимых с принципиальной возможностью выполнения поставленного задания (получение металла заданного состава и температуры). Адекватность управляющих команд такой системы обеспечивается за счет обратной связи (адаптация, самообучение). Кроме того, появляется возможность «проигрывать» различные варианты плавки при проектировании новой технологии – функция, принципиально недоступная для статистических моделей.

АСУ ТП может быть использована при управлении самыми различными процессами производства стали, однако в первую очередь её следует применять на ключевых этапах технологической цепи – для управления плавкой в ДСП и внепечной обработкой.

Также стоит знать, что в основу модели сталеплавильного процесса положена последовательная реализация метода Гиббса. В этом методе химическая термодинамика полностью основывается на уравнениях классической механики Ньютона-Лагранжа.

Исходя из вышесказанного, целью работы является – изучение существующих автоматических систем управления ДСП и поиск новых решений, которые смогут способствовать их развитию.

МЕТОДЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ И ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ВЫПЛАВКИ СТАЛИ В ДСП

Макаревич А.Н., Ратников П.Э.

Белорусский национальный технический университет

В современной электрометаллургии наиболее мощными электропечными установками являются дуговые сталеплавильные печи (ДСП), руднотермические печи (РТП), а также агрегаты внепечной обработки стали (АВОС), также называемые установками «печь-ковш». Максимальная единичная установленная мощность ДСП составляет 300 МВА, РТП – 120 МВА, АВОС – 50 МВА. В таких установках одной из главнейших задач является повышение их энергоэффективности, направленное на снижение электрических, тепловых и технологических потерь.

Рассматриваемые электропечные установки представляют собой сложные электро-технологические комплексы, в которых одновременно протекают множество физико-химических процессов. Среди них можно выделить пять основных процессов – технологический (термодинамика и кинетика химических реакций), энергетический (выделение тепловой энергии от горения различных видов топлива и преобразование электрической энергии в тепловую), теплообменный (распределение теплового потока в виде теплопроводности, конвективное перемещение газообразных и жидких масс, волновые процессы радиационного теплообмена), гидрогазодинамический (явления механики газов и жидкостей) и механический (механика твердых тел). При этом взаимосвязи между этими процессами к настоящему времени изучены не полностью.

Проблемам повышения эффективности электропечных установок посвящено достаточное количество работ. Однако большая часть работ посвящена усовершенствованию технологических режимов или отдельных параметров и узлов электропечных установок, при этом системологические требования для повышения эффективности их работы не всегда учитываются.

Для повышения интенсивности массо- и теплообмена в современных печах (в большей части в ДСП) применяются различные способы внешних воздействий на ванну печи, способствующие интенсификации процесса плавления:

- дополнительный подогрев шихты в «холодных» зонах топливными горелками (плазмотронами);
- ввод в печь дополнительных источников экзотермических реакций (углерод, природный газ и т.п.);
- продувка расплава инертными газами;
- электромагнитное перемешивание расплава;
- электромагнитное управление направлением горения дугового разряда.

Производство стали в электропечах не требует наличия жидкого чугуна, печи работают полностью на 100 % твердой шихте с применением 2-х – 3-х

завалок – подвалок. Классический способ производства изменился коренным образом, применяется окислительный период, а восстановительный период по удалению вредных примесей с раскислением жидкого полупродукта перенесен в ковшевой процесс, вне агрегата.

Высшая технология предусматривает приспособление печи к работе с максимальной мощностью трансформатора, применение водяного охлаждения стеновых панелей, свода, электрических консолей с минимальным электрическим сопротивлением компенсаторов реактивной мощности, предполагает максимальное быстроедействие механизмов самой печи и всего вспомогательного оборудования. Полностью исключает любые технологические операции, которые можно выполнить вне печи после выпуска, а также любые виды ожидания из-за синхронизации технологических этапов.

Основные признаки технологии электроплавки высшего уровня:

1. Электропечь предназначена лишь для расплавления шихты и выплавки жидкого полупродукта, все рафинировочные операции, легирование, доводка металла по химическому составу и температуре осуществляется вне печи методом ковшевой металлургии;

2. Жидкий старт, под этим термином понимают начало плавки, в которой используется остаток расплава от предыдущего цикла. Оставление части металла и шлака в печи имеет свои собственные существенные достоинства:

а) остаток металла закрывает подину печи, защищает ее от опасности воздействия ударов тяжеловесного лома, прожоги мощными дугами и позволяет за короткое в течение 2 – 3 мин. выйти на предельную мощность;

б) наличие оставленного шлака облегчает шлакообразование, прикрывает электрическую дугу, способствует стабильному горению дуги;

в) обеспечивается возможность эффективной подачи кислорода с самого начала плавки.

3. Применяется одношлаковая технология электроплавки. Появление этой технологии связано с увеличением мощности трансформатора и применением мощных средств внепечного рафинирования

4. Максимальная вводимая мощность самой дуги в течение всего периода плавания, максимальное заполнение объема печи шихтой, что минимизирует тепловые потери излучением на стены

5. Применение топливно – кислородных горелок в холодных зонах печи с переходом на инъекцию кислорода и одновременного вдувания углерода, однозначно ускоряет процесс плавания

6. Постоянная работа агрегата на вспененных шлаках позволяет экранировать электрическую дугу и применять длинные дуги, защищать футеровку печи и водоохлаждаемые панели

С усложнением технологии и сокращением длительности плавки обслуживающему персоналу труднее своевременно и адекватно реагировать на текущую информацию о ходе процесса и состоянии оборудования. Комплексная автоматизация и оптимизированное управление, включающее регулирование электрических параметров дуги и перемещение электродов,

расчет оптимальных расходов кислорода, топлива, шлако- и пенообразующих присадок, режим использования горелок, вдувание кислорода, водяного охлаждения, давления под сводом, ввода материалов в печь и др. должна быть направлена на сокращение потерь времени для принятия оперативных решений, как неотъемлемое условие максимальной производительности и минимальных энергозатрат. Мгновенные расчеты энергетического и материальных балансов возможны лишь на базе современной вычислительной техники.

Испытания с ручным вводом информации подтвердили их достаточную точность для использования в качестве основы системы управления плавкой. При использовании в качестве «советчика» система позволяет существенно снизить затраты на легирование, уменьшить число проб и замеров температуры, оптимизировать структуру технологического процесса.

Сейчас широко используется для интенсификации процесса выплавки стали модульные системы. Разработана модульная система для оптимизации подачи природного газа, кислорода и угольной пыли, уменьшения воздействия на экологическую обстановку отходящих газов.

Технология ведения плавки с применением донной системы заключается в добавлении энергии от экзотермических реакций к энергии электрической дуги и включает оборудование, необходимое для подачи (инъекции) кислорода, природного газа и угольной пыли из фиксированных точек в каркасе ДСП.

Среди последних научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ касающихся снижения используемой энергии можно выделить следующие основные направления:

1. Улучшение конструктивных показателей коротких сетей.
2. Применение источников постоянного напряжения или напряжения пониженной частоты.
3. Усовершенствование способов и средств компенсации реактивной мощности.

В заключении можно сделать вывод, что вопросы модернизации производства, внедрения новых технологий и применения альтернативных топлив в металлургии актуальны и их исследованию должно уделяться большое внимание, так как без досконального и глубокого изучения этих проблем, совершенствование и рост металлургии как отрасли трудно представить.

УПРАВЛЕНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИМ ПРЕДПРИЯТИЕМ НА БАЗЕ СОВРЕМЕННЫХ СРЕДСТВ ВЫЧИСЛИТЕЛЬНОЙ ТЕХНИКИ

Михненко А.Е., Пономаренко А.Г.

Донецкий национальный технический университет

В любой технологической области задачи управления производством всегда имеют важное значение. Актуальность связанных с ними проблем и уделяемое их решению внимание объясняются насущными потребностями повышения эффективности управления.

Целью работы является совершенствование оперативного планирования и управления сталеплавильным производством на основе применения современных экономико-математических методов.

Системы, на которые можно подразделить АСУ :

- автоматизированная система управления производственно-хозяйственной деятельностью (АСУ ПХД);
- автоматизированная система управления технической подготовкой производства (АСУ ТПП);
- система управления ходом автоматизированного производства (АСУ АП);

Главным компонентом АСУ, обеспечивающим управление организационно-экономическими процессами предприятия на всех уровнях, является автоматизированная система управления производственно-хозяйственной деятельностью (АСУ ПХД). В ее состав входят такие подсистемы как: технико-экономическое планирование, управление финансовой деятельностью, бухгалтерский учет, оперативное управление основным производством, управление кадрами, управление вспомогательным производством.

Далее следует технико-экономическое планирование. Основной функцией этой подсистемы является информационное обеспечение персонала, принимающего решения в этой сфере деятельности предприятия в целом и его подразделений на основе комплексов автоматизированных расчётов. Так же осуществляется при планировании: разработка перспективного плана в целом с разбивкой по годам и контроль за ходом выполнения этих планов, выбор наиболее эффективных путей достижения высоких производственных результатов

Автоматизированная система технической подготовки производства (АСУ ТПП) предназначена для обеспечения проектных работ, выполняемых на стадии технической подготовки производства, включает в себя: конструктивную, технологическую, материальную подготовку производства.

Объектами автоматизации являются: процессы проектирования изделий; процессы разработки управляющих программ для оборудования с программным управлением; процессы организационного управления службами технической подготовки производства.

Следующая система – система управления технологическими процессами в автоматизированном производстве (АСУ АП), должна обеспечить комплексное управление протеканием наиболее существенных производственных процессов.

Процессы охватываемые этой системой: выполнение работ на технологических участках; комплектация компонентов производственного процесса; испытания, приемки и упаковывания изделий; складирования и транспортировки грузов в пределах предприятия.

Управление участками и другими производственными комплексами, состоящими из высокоавтоматизированного оборудования, осуществляется в автоматическом режиме от компьютера или от компьютерной сети.

На предприятиях черной металлургии, для которых характерны высокая концентрация производства, сложный и неустойчивый характер многих производственных процессов, весьма разнообразен сортамент продукции, проблемы управления особенно сложны.

Масштабы металлургического производства оказывают решающее влияние на сложность проблемы управления. С ними связан объем капитальных затрат и материально-производственных запасов, более эффективное использование которых может обеспечить весьма значительную экономию средств.

Неопределенность производственного процесса приводит к отклонениям его фактического хода от планового.

Все эти факторы, характерные для металлургического производства, приводят к значительным потерям по организационным причинам, вызванным следующими обстоятельствами: несвоевременностью поступления и недостаточностью информации о факторах, имеющих важное значение при решении соответствующих вопросов управления; недостаточностью времени для просмотра большого количества вариантов управления в темпе с процессом.

Для заводов черной металлургии вышеперечисленные проблемы имеют свою специфику и требуют разработки методов планирования и управления, отличных от применяемых для заводов, выпускающих рядовой металл.

В наибольшей степени эта специфика проявляется в сталеплавильном производстве машиностроительных заводов. Это связано с тем, что в отличие от заводов большой металлургии, в характерном для них малотоннажном и мелкосерийном производстве необходимо учитывать следующие факторы: более широкий сортамент марок стали, более высокие требования к ее качеству, разнообразие технологии выплавки, специализацию электросталеплавильных печей, невозможность выплавлять различные марки стали на одной печи в произвольной последовательности и другие.

Таким образом, создание автоматизированных систем управления металлургическими предприятиями представляет собой важную логистическую задачу, решение которой позволит значительно улучшить экономические показатели работы завода.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕМЕШИВАНИЯ МЕТАЛЛА В СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОМ КОВШЕ ПРИ ПРОДУВКЕ ИНЕРТНЫМ ГАЗОМ

Панюта А.А., Салмаш И.Н.

Донецкий национальный технический университет

Исследование процессов, происходящих при продувке сталеразливочного ковша инертным газом является очень актуальной темой в современной металлургии. Благодаря исследованиям в этой области мы можем выяснить: оптимальное расположение продувочных отверстий; необходимый расход вдуваемого газа; определить вероятный износ футеровки, в зависимости от расположения продувочного отверстия и интенсивности продувки. Данные исследования позволят оптимизировать расход газа, увеличить срок эксплуатации футеровки сталеразливочного ковша.

Мы провели исследование по существующей математической модели, которая выполнена в прикладном пакете Ansys. Данная модель в полной мере позволяет оценить гидродинамическое и тепловое состояние расплава. Это достигается благодаря получению векторных картин скоростей движения расплава на двухмерной модели, что позволяет количественно оценить характер перемещения жидкости. В данной модели использовался метод конечных элементов.

Были использованы следующие нагрузки и граничные условия задаваемые для расчётной области жидкой стали (см. рис.1). Далее приведены обобщённые данные о скоростях движения потоков расплава, пристеночная турбулентность, благодаря чему мы можем рассчитать траекторию движения твёрдых частиц в жидкой ванне и оценить турбулентную кинетическую энергию.

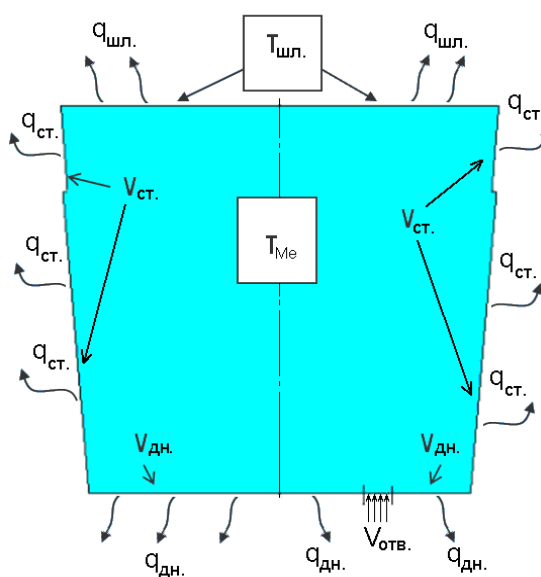


Рисунок 1 – Схема внутренней полости ковша с начальными и граничными условиями

Где $q_{шл.}$ - тепловой поток, который контактирует со шлаками;

$q_{ст.}$ – значение теплового потока на поверхностях, которые прилегают к стенкам ковша;

$q_{дн}$ - значение теплового потока слоёв металла прилегающих к днищу ковша;

$T_{шл}$ - постоянная температура шлака;

$T_{Ме}$ - температура расплава стали;

$V_{отв}$ - вертикальная составляющая скорости на поверхности соответствующей продувочному отверстию;

$V_{дн}$ - составляющие скорости движения потоков металла на поверхностях соответствующих днищу ковша;

$V_{ст}$ – составляющая скорости движения потоков металла возле стенок ковша;

Благодаря такой модели мы имели возможность оценить вязкость, кинетическую энергию расплава в пристеночной зоне.

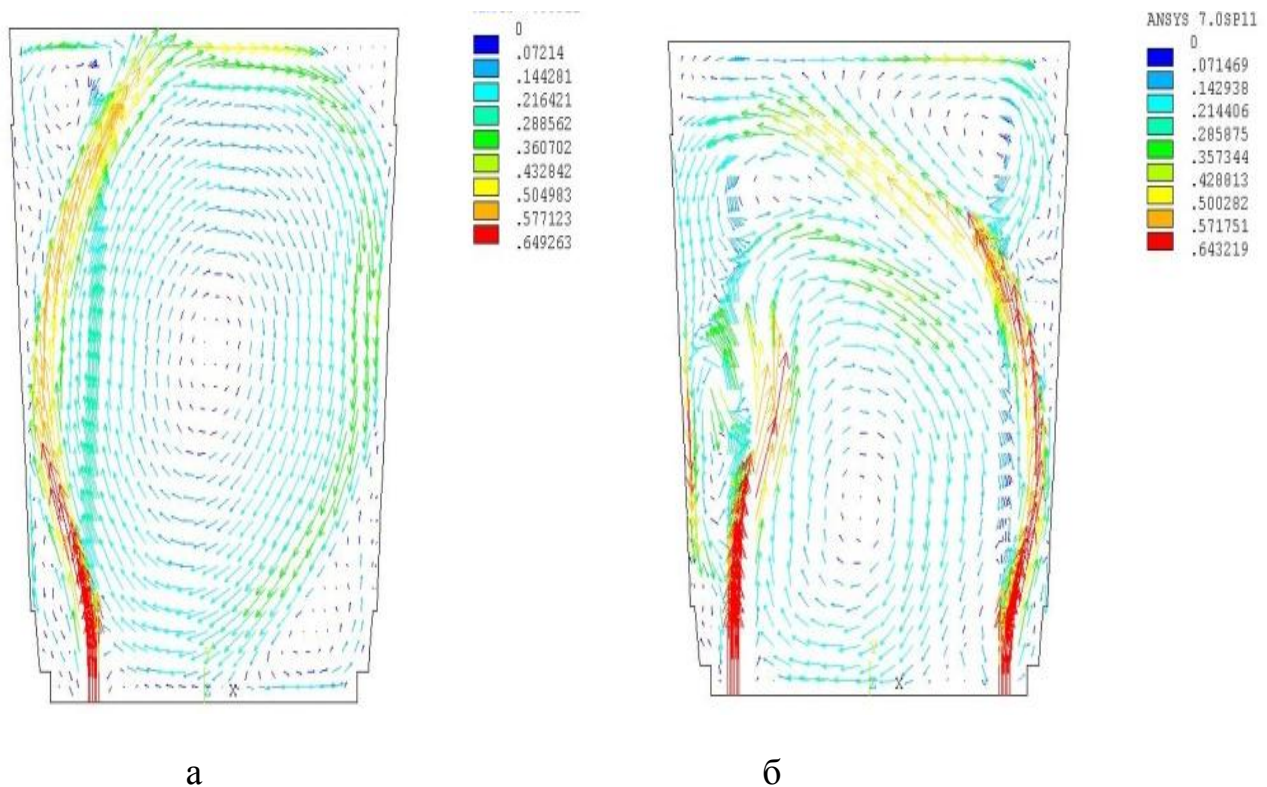


Рисунок 2 – Типичные векторные изображения скоростей потоков расплава, полученные на двумерной модели ковша, при продувке через один – а) и два – б) узла

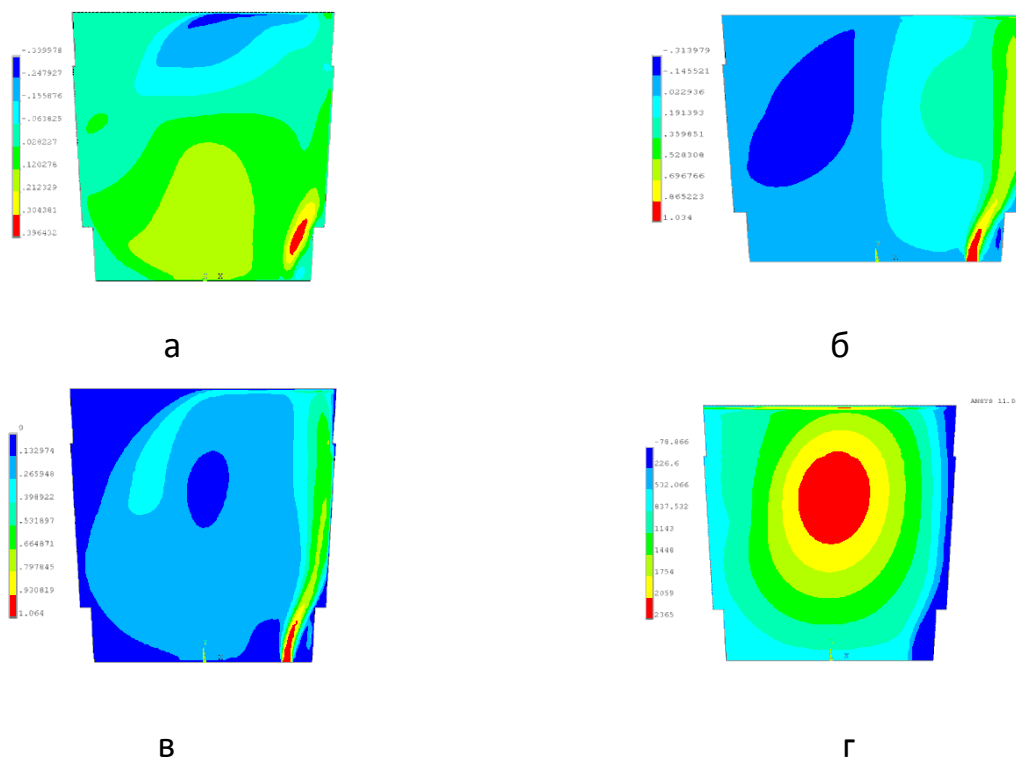


Рисунок 3 – Контурные картины составляющих скорости движения расплава: а) направление по оси x; б) направление по оси y; в) результирующая скорости движения расплава; г) контурное изображение линий тока в расплаве

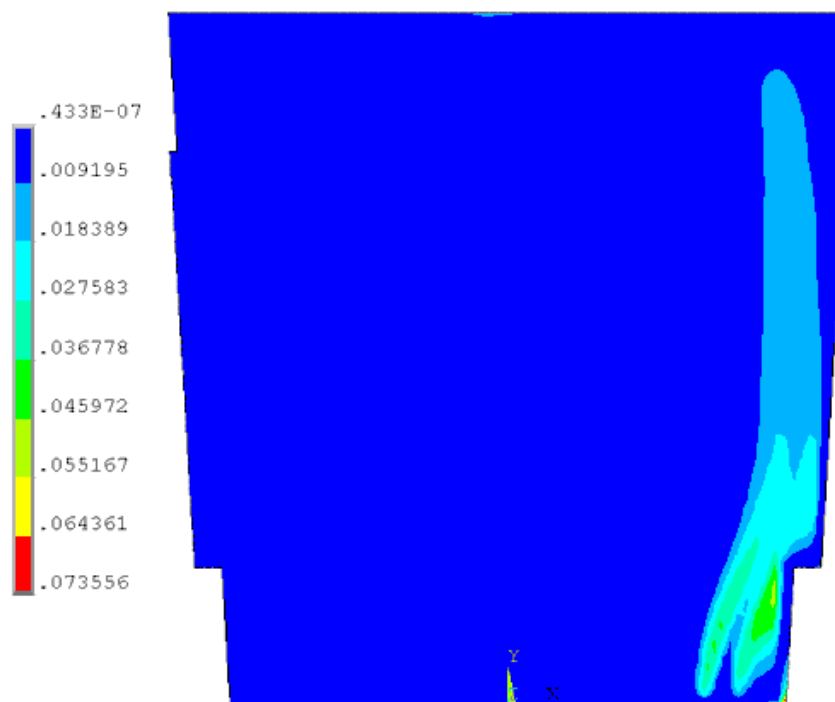


Рисунок 4 – Распределение турбулентной кинетической энергии по сечению ковша

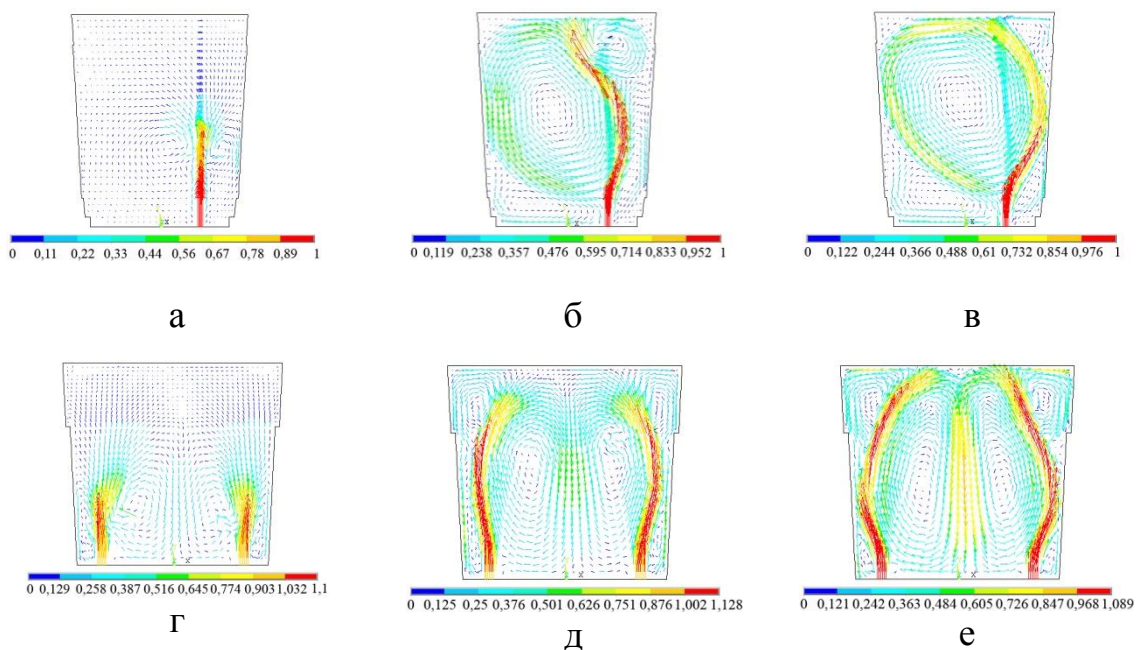


Рисунок 5 – Развитие потоков при перемешивании жидкой стали в процессе продувки инертным газом через: а, б, в – одно продувочное отверстие, г, д, е – два продувочных узла

После анализа полученных данных мы можем сделать вывод о характере движения потоков металла. Самые большие скорости расплава наблюдаются в восходящей области потока, в близи от продувочных отверстий, далее поток металла развивается, вовлекает большие слои металла в движение, и формируются циркуляционные зоны. Процесс стабилизируется.

Наиболее полное перемешивание расплава наблюдалось при продувке через два продувочных отверстия со смещением продувочных отверстий $r_n/R_n = 0,6...0,95$, то есть ближе к стенкам ковша. В этом случае наблюдалось движение потоков металла вдоль футеровки ковша, что является благоприятным фактором, так как самые горячие верхние слои металла попадали в осевую зону жидкой ванны. При таком расположении продувочных отверстий наблюдалась небольшая доля малоскоростных потоков, которые располагались в придонной части и в зоне шлакового пояса. Благодаря всем этим факторам наблюдался меньший износ футеровки шлакового пояса и минимизация вовлечения шлака в глубь расплава. Так же исследования показали, что изменение интенсивности продувки практически не повлияло на характер перемешивания расплава. А наиболее интенсивному воздействию потоков металла подвержена рабочая футеровка ковша немного ниже шлакового пояса. Однако, не смотря на это, данное расположение продувочных отверстий является наиболее оптимальным.

СТАЦИОНАРНЫЕ СИСТЕМЫ ВИБРАЦИОННОГО КОНТРОЛЯ

Подоприхин Д.Ю., Сидоров В.А.
Донецкий национальный технический университет

Обеспечение непрерывного наблюдения за техническим состоянием механизмов, получение данных о параметрах вибрации в точках недоступных для измерения во время технологического процесса – основные функции стационарных систем вибрационного контроля.

Использование проксиметров и пьезоэлектрических датчиков при измерении параметров вибрации позволило создать одноканальные аналоговые системы вибрационной защиты. Одноканальные электронные вибрационные выключатели выполняют предупреждение о повышении одного или нескольких параметров вибрации до опасного (заданного) уровня. Контролируемым параметром в таких системах является: СКЗ виброскорости, пиковое значение виброперемещения, СКЗ виброускорения, параметры состояния подшипников качения.

При одновременном контроле нескольких взаимодополняющих параметров по одному агрегату используют блочный принцип, основанный на единой элементной базе и конструкторском решении. Наиболее характерно данное построение для механизмов роторного типа. Контролируемые диагностические параметры: параметры вибрации корпусов подшипников, биения вала, орбита движения вала, частота вращения, температура смазочного материала. Сигнализирующая система встроенного контроля предполагает участие оператора и дополнительный спектральный анализ для точной постановки диагноза.

Если количество точек возрастает, их контроль однотипен и выполняется по определённой программе, наиболее целесообразным является соединение измерительной (датчики, линии связи, предусилители), коммутационной (промежуточные блоки связи) и вычислительной (персональный компьютер) систем. По данной схеме (рисунок 1) построены практически все системы вибрационного контроля.

Система состоит из датчиков, устанавливаемых на контролируемых узлах оборудования, соединенных кабельными трассами с блоками коммутации, устанавливаемых, как правило, в непосредственной близости от контролируемого оборудования.

В одноканальных системах существует следующее ограничение - в зависимости от режима работы и измеряемого значения цикл измерения составляет 0,25 секунд при работе с одним каналом измерения и 6...20 секунд для двух каналов. Увеличение количества датчиков увеличивает период опроса и стационарные системы вибрационного контроля перестают быть системами непрерывного контроля.

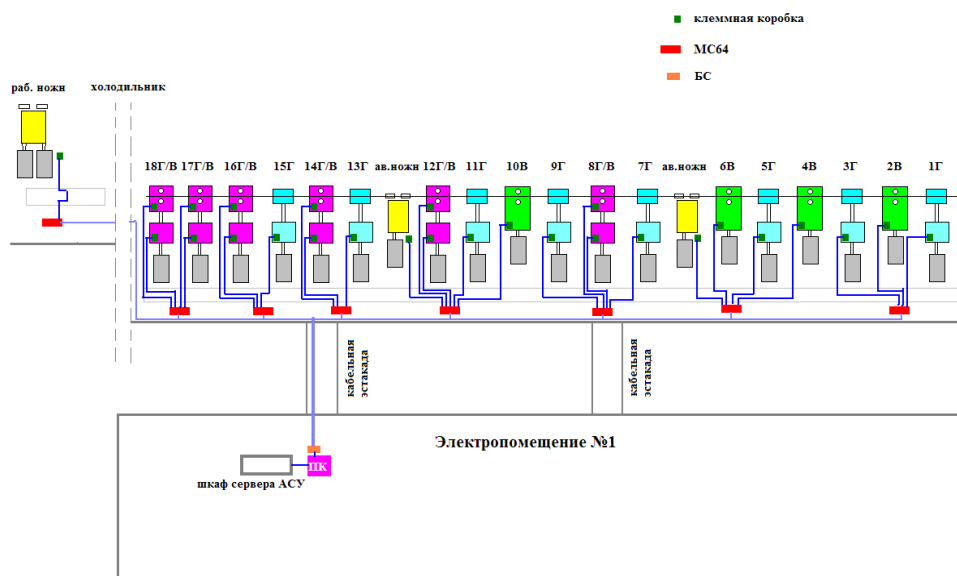


Рисунок 1 – Системы с большим количеством датчиков

Из опыта практических работ на различных видах оборудования следует, что для роторного оборудования не требуются дорогостоящие системы с функциями параллельного опроса каналов и защиты в режиме реального времени. Наиболее оптимальным решением по соотношению «цена – функциональность – достоверность диагностики» для эффективного решения задач мониторинга и оценки технического состояния в этом случае являются системы с последовательным опросом каналов, обеспечивающие периодичность сбора данных 15 – 20 минут. Иногда возникает необходимость фиксации однократного механического удара в спектре вибрации (например, при обрыве клапана у компрессора, лопатки у турбины и т. д.).

В данных системах контроль общего уровня вибрации дополняется анализом спектров механических колебаний, что расширяет функции контроля и позволяет диагностировать подшипники качения, валы, зубчатые передачи и др. Ряд научно-практических исследований, указывает на высокую информативность дополнительных режимных характеристик, таких как температура, потребляемый ток, частота вращения и т.д. Возможность контроля широкого перечня дополнительных «невибрационных» величин позволяет получить дополнительную информацию о текущем состоянии контролируемого оборудования, что повышает эффективность работы стационарных систем.

Состав систем остается неизменным практически с 90-х годов. Системы стационарного контроля по своей структуре практически идентичны. Конфигурация измерительных блоков включает: датчики, средства коммутации. Дополнительно измерительные блоки могут иметь контрольные выходы для подключения переносных приборов.

Использование стационарной системы контроля для защиты оборудования от превышения нормативных параметров работы обосновано: в случае недоступности оборудования для осмотра, многофакторной зависимости

технического состояния и необходимости постоянного контроля параметров состояния. Повышенная надежность системы достигается благодаря: самодиагностики, буферизации данных в случае сбоя компьютера, распределения вычислительных мощностей, защиты от несанкционированного доступа.

Рациональным следует признать двухуровневый вибрационный контроль:

- измерение общего уровня вибрации и временного сигнала любой длительности;
- детальное диагностирование контролируемых узлов; спектральный анализ.

Успешная диагностика невозможна без использования специализированного программного обеспечения с функциями автоматизированного анализа и обработки данных, так называемого «экспертного» модуля, который позволяет в автоматическом режиме проводить фильтрацию и классификацию данных, а также рассчитывать основные частоты неисправностей, анализировать тренды и на основании заложенных диагностических моделей выдавать заключения о текущем состоянии оборудования и наличии развивающихся дефектов.

Решаемые задачи: контроль и сигнализация о превышении заданных значений (параметров вибрации, температуры и др.); использование для контроля технического состояния токовых характеристик и частоты вращения валов приводных двигателей; анализ текущих значений вибрационных параметров, распознавание спектрального состава вибрационного сигнала, характера возможных повреждений и определение трендов развития повреждений; анализ временной реализации вибрационного сигнала и определение степени накопления повреждений при ударных процессах; оценка технического состояния контролируемых механизмов, определение времени и объемов ремонтных воздействий; накопление и анализ информации о содержании проведенных ремонтов, эффективности воздействий, периодичности замен элементов; диагностирование правильности функционирования стационарной системы и предупреждение о возможных неисправностях.

Отсюда следует вывод о необходимости тесной работы специалистов службы диагностирования, использующих данные стационарных систем вибрационного контроля, с ремонтной службой участка, цеха, предприятия, как основного потребителя информации о техническом состоянии. Имеющееся программное обеспечение должно быть модернизировано с учетом данных потребностей. Требуется дооснащение установленного программного пакета модулями ремонтов (ремонтным журналом) и автоматизированной диагностики.

Классификация систем технической диагностики, проведенная с учетом главных выполняемых функций, изложенных в работах [4, 5], позволяет выделить следующие уровни диагностических систем:

1. Отображение состояния - обнаружение отклонений в работе механизмов по признакам, которые определяются органами чувств человека.
2. Контроль и защита - измерение контролируемого параметра, сравнение его с заданной (нормативной) величиной и защитное отключение оборудования при достижении нормативной величины.
3. Управление техническим состоянием по фактическим характеристикам контролируемых параметров оборудования и технологического процесса во времени.
4. Прогнозирование – идентификация и управление явлениями, предшествующими появлению диагностических признаков развитых повреждений.
5. Оптимизация - управление работой оборудования и технологическим процессом по диагностическим признакам.

Высокая стоимость, большие объёмы неиспользуемой информации, затраты на поддержание в работоспособном состоянии и высокой уровень квалификации обслуживающего персонала ограничивают объём использования стационарных систем.

В настоящее время реализация стационарной диагностической системы оборудования имеет 2-й уровень, выполняя функции контроля, а при необходимости защиты. Создание алгоритмов управления по диагностическим параметрам оборудования является актуальной задачей современности. Возможности системы (разработка экспертного модуля и соответствующего программного обеспечения) позволяют выполнить развитие системы (на той же элементной базе) до 3-го и далее до 4-го уровня, что предполагается реализовать на последующих этапах.

Список литературы:

1. Розенберг Г.Ш. Вибродиагностика: Моногр. / Г.Ш. Розенберг, Е.З. Мадорский, Е.С. Голуб и др. Под ред. Г.Ш. Розенберга. - СПб: ПЭИПК, 2003. – 284с.
2. Сушко А.Е. Методология внедрения аппаратно-программных средств мониторинга технического состояния и диагностики прокатных станов по различным параметрам вибрации // А.Е. Сушко. Сталь. 2011. №5 С. 60 – 65.
3. Сушко А.Е. Вибродиагностика в системах технического обслуживания по фактическому состоянию оборудования металлургических производств / А.Е. Сушко, М.А. Демин. Вибрация машин: измерение снижение защита. 2005. №1 – С. 6- 9.
4. Ніщета В.В. Класифікація вібростем. Нафтова та газова промисловість / В.В. Ніщета, В.А. Сидоров. Київ, 2009р., №1 – С. 47-50
5. Нищета В.В. Системы автоматизированного управления – классификация и применение / В.В. Нищета. Вибрация машин: измерение, снижение, защита. 2009. №4. – С. 36-41.

НЕПРЕРЫВНАЯ РАЗЛИВКА СТАЛИ – ОДИН ИЗ ПЕРСПЕКТИВНЫХ СПОСОБОВ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА СОРТОВОЙ ЗАГОТОВКИ

Поляруш А.С., Мовчан Л.Ф.

Государственное профессиональное образовательное учреждение
«Донецкий электрометаллургический техникум»

Сортовая заготовка и длинномерный прокат пользуются повышенным спросом на мировом рынке. В этом плане весьма актуальным представляется анализ тенденций развития технологии и оборудования для непрерывного литья сортовой заготовки.

В металлургической практике под сортовой заготовкой принято понимать продукт металлургического производства в виде стальной балки квадратного, прямоугольного или круглого сечения (максимальный размер меньшей стороны не более 180-200мм), полученной при заливке на МНЛЗ или путем прокатки из слитка на блюминге. В дальнейшем сортовая заготовка используется в качестве исходной заготовки для прокатки на различные профили (круг, арматура, квадрат, швеллер и пр.).

В группе длинномерной продукции сосуществуют крупные производства на интегрированных металлургических заводах и гибкие металлургические предприятия сравнительно небольшого годового объема производства.

Разливка стали на сортовую заготовку осуществлялась в промышленных масштабах еще в начале 1960-х гг., но ее широкое распространение началось значительно позднее – в середине 1980-х гг., что связано с повышением производительности сортовых МНЛЗ, достигаемой за счет повышения скорости вытягивания заготовки до 5-6 м/мин и числа ручьев. Современная сортовая МНЛЗ обеспечивает разливку 200-250 тыс. т. заготовки в год на один ручей, что создает предпосылки для организационного совмещения с конвертерами и дуговыми печами.

Обеспечение требуемого качества длинномерной продукции имеет особое значение, так как подвергается многократному переделу промежуточными и окончательными переработчиками, как правило, крупными партиями и без проведения индивидуального входного контроля, а уровень качества исходного продукта отображается только результатами выборочных испытаний конечной продукции. В этих условиях технологический уровень производства и разливки стали приобретает особенно важное значение.

Разливка стали осуществляется как открытой, так и закрытой струей. Совместно с технологией разливки сверхдлинными сериями это позволяет уменьшить удельные затраты только на огнеупоры примерно в 2-3 раза. Разливка стали закрытой струей применяется при литье качественных и специальных марок сталей, склонных к вторичному окислению (например, раскисленных алюминием), и осуществляется с помощью защитной трубы между сталеразливочным и промковшом, а также погружных стаканов между промковшом и кристаллизатором. Наиболее сложно расположить погружной

стакан в полости кристаллизатора малого сечения (100x100 или 120x120 мм) с регламентируемым зазором между стаканом и стенками кристаллизатора. Для реализации такой схемы используются специальные погружные стаканы, которые изготавливаются методом изостатического прессования, рабочая часть которых выполняется из оксида циркония. Стойкость стаканов ограничивается толщиной стенки, составляющей 12-15 мм.

В связи с растущими требованиями к эффективности работы сортовых МНЛЗ технологические функции промковша становятся все более обширными, чем это было предусмотрено первоначальными проектами, в том числе дополнительными металлургическими процессами: удаление неметаллических включений, введение добавок, модифицирование стали кальцием. При этом необходимо известные решения привязать к конкретным: конфигурации промковша, количеству ручьев, требованиям к качеству стали по загрязненности неметаллическими включениями, падению уровня металла в процессе замены сталеразливочного ковша, интенсивности и характеру износа рабочего слоя огнеупоров промковша.

Длительность разливки стали из одного промковша сортовой МНЛЗ лимитируется, главным образом, двумя технологическими факторами: износом стаканов-дозаторов и опережающим износом футеровки промковша в зоне падения струи. Первый решается оптимизацией технологии подготовки стали к разливке и применением устройств для быстрой замены стаканов-дозаторов, которые в настоящее время полностью отработаны несколькими зарубежными фирмами. Такие устройства предполагают расположение под днищем промковша специальной кассеты, имеющей, по крайней мере, два стакана-дозатора, быстрая установка которых в рабочее положение (цикл перемещения стакана-дозатора составляет около 0,2-0,3 с) осуществляется с помощью специального гидропривода. Применение устройства для быстрой замены стакана-дозатора обеспечивает повышение стабильности процесса литья за счет хорошей организации течения струи и постоянного расхода стали, а также минимизации вторичного окисления металла на участке промковш-кристаллизатор.

Высокая скорость вытягивания заготовки (5-6 м/мин) обеспечивается применением параболических (многоступенчатых) гильзовых кристаллизаторов, длина которых составляет 1,0-1,1 м, внутренний профиль, которых учитывает изменение размеров заготовки вследствие усадки. При этом величина воздушного зазора между поверхностью гильзы кристаллизатора и заготовкой сокращается до минимума, а скорость вытягивания заготовки увеличивается в 2,0-2,5 раза по сравнению с одноконусной и двухконусными гильзами.

Гильзы кристаллизаторов современных сортовых МНЛЗ выполняются с высокой размерной точностью, а на их рабочую поверхность наносится специальное износостойкое покрытие на основе Cr, Ni и других металлов. При использовании параболических и многоступенчатых гильз может наблюдаться повышение трения заготовки на выходе из нее и износ стенок гильзы при

значительной конусности. Поэтому разливка с применением параболических кристаллизаторов требует строго регламентируемых параметров литья.

Гильзы кристаллизаторов охлаждаются водой высокого качества, часто деминерализованной, и снабжены обратной системой, которая должна обеспечивать скорость потока воды в каналах системы охлаждения не менее 7-8 м/с. Дальнейшим развитием системы охлаждения гильз кристаллизаторов может стать спрейерное охлаждение. Для спрейерного охлаждения требуется на 30 % меньше воды, чем для кристаллизаторов с водяной рубашкой, а стойкость гильзы кристаллизаторов повышается в 1,5-2,0 раза.

Вследствие прилипания корочки к стенке кристаллизатора возможен ее разрыв, заполняемый жидким металлом. Это соединение не достаточно прочное и обычно разрывается при выходе из кристаллизатора. Минимизации прилипания твердой корочки удастся достигнуть в том случае, когда усилие трения между поверхностью заготовки и стенками кристаллизатора оказывается ниже определенного критического уровня при определенной частоте и амплитуде. В последнее десятилетие основная часть новых и реконструированных сортовых МНЛЗ оснащается кристаллизаторами с гидроприводами, которые позволяют осуществлять несинусоидальный режим качаний, повышает скорость разливки и улучшает качество поверхности и подповерхностных слоев заготовки.

Если внутренние напряжения в твердой корочке заготовки достигают предельных значений, то вдоль ее угла может образоваться вертикальная продольная трещина, обуславливаемая износом донной части кристаллизатора, неравномерным охлаждением заготовки в кристаллизаторе, повышенной температурой стали в промковше, высоким содержанием вредных примесей (S, P, Sn, Pb, Sb). Установлено, что при разливке с высокими скоростями величина перегрева металла в промковше оказывает значительно большее влияние на весь технологический процесс разливки, чем при разливке с обычными скоростями.

Это связано с тем, что толщина твердой оболочки формирующейся заготовки на выходе из кристаллизатора уменьшается и повышается вероятность прорывов металла.

Интенсивность охлаждения во вторичной зоне должна выбираться таким образом, чтобы температура поверхности заготовки в процессе ее перемещения по ней медленно уменьшалась, а тепловой поток через корку слитка и теплоотвод на поверхности слитка получались примерно одинаковыми. На сортовых МНЛЗ, как правило, применяется охлаждение струями воды, разбрызгиваемой через специально установленные форсунки.

В последнее время предусматривают водовоздушное охлаждение в конце ЗВО. Распылитель представляет собой две независимые форсунки – для воды и воздуха, струи от которых пересекаются, образуя факел мелкодисперсных капель воды. Воздух обеспечивает распыление воды и сообщает каплям высокую кинетическую энергию. Характер распыления воды определяется расходом и давлением воздуха и поддается регулированию в широком диапазоне параметров.

В последние 10-15 лет для подавления осевой пористости и ликвации все большее применение получает метод «мягкого обжата» («soft reduction») непрерывно литой заготовки в нижней части ЗВО при наличии 30-50 % жидкой фазы. Максимальный эффект подавления осевой ликвации достигается при минимальном колебании параметров разливки и, соответственно, выпучивания заготовки в зоне обжата. Это достигается постоянным контролем соприкосновения поверхности роликов с поверхностью заготовки.

Возможности мягкого обжата для снижения ликвации в осевой зоне заготовки ограничены способностью корочки к удлинению на границе твердой и жидкой фаз. Так как повышенная нагрузка на корочку в зоне фронта затвердевания приводит к образованию внутренних трещин, величина отдельных стадий деформации не должна превышать максимально допустимого значения. Усилить эффект «мягкого» обжата удастся посредством оптимизации геометрической формы внутренней полости кристаллизатора.

Одним из эффективных методов повышения качества непрерывно литой сортовой заготовки является электромагнитное перемешивание (ЭМП) жидкой стали и перемешиваниями нейтральными газами, что улучшает качество подповерхностной и осевой зоны непрерывно литых заготовок.

ЭМП обеспечивает обработку поверхностных и подповерхностных слоев непрерывной заготовки, уплотнение внутренней структуры. В первом случае применяют вертикальное перемешивание металла в кристаллизаторе, а во втором – вращательное в горизонтальной плоскости.

Таким образом, на металлургических предприятиях отдается предпочтение получению заготовок на высокоскоростных сортовых МНЛЗ, в основном, малого сечения. Для дальнейшего повышения качества металла необходимо применять способы защиты его от вторичного окисления, а также конструктивных усовершенствований МНЛЗ.

Литература:

1. Металлургические мини-заводы / А.Н. Смирнов, В. М. Сафонов, Л.В. Дорохова и др. – Донецк: ДонНТУ, 2005. -469с.
2. Смирнов А.Н., Сафонов В.М. Современный уровень и будущее электросталеплавильного производства// Сталь. – 2009 - № 1. – С. 47-51

ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПРОДУВКИ СТАЛИ В ПРОМЕЖУТОЧНОМ КОВШЕ СЛЯБОВОЙ МНЛЗ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ ВАРИАНТАХ ПРОДУВКИ АРГОНОМ

Серёгин С.А., Жук В.Л.

Донецкий национальный технический университет

Важным технологическим узлом современной МНЛЗ является промежуточный ковш (ПК), его конструкция оказывает значительное влияние на качество продукции. В настоящее время использование ПК расширяется до функций универсального металлургического агрегата для дополнительного рафинирования стали [1]. В связи с этим развитие теоретических и практических аспектов разработки технологии рафинирования металла в ПК является актуальной задачей.

Важным элементом исследований процессов непрерывной разливки стали является физическое моделирование гидрогазодинамических процессов, происходящих в ванне ПК, которое в настоящее время становится темой пристального внимания ученых-металлургов. Многие отечественные и зарубежные исследователи изучают поведение металла и шлака в ванне ПК и гидродинамические особенности процесса разливки с использованием современных физических моделей [2-3].

Цель данной работы заключается в теоретическом и экспериментальном исследовании процессов протекающих при аргонном рафинировании стали в ПК МНЛЗ с использованием физического моделирования.

Для исследования процессов, происходящих в ПК, была использована физическая модель промежуточного ковша, созданная на кафедре МОЗЧМ ДонНТУ, имитирующая промежуточный ковш двухручьевого слябовой МНЛЗ ПАО «АМК» вместимостью 60 т. Из условий гидродинамического подобия и соблюдении равенства для неё и натурального объекта, критериев Фруда и гомохронности, геометрический масштаб модели составляет 1:5. Модель изготовлена из прозрачного материала (оргстекла), что позволяет наблюдать за процессами, происходящими в ванне ПК, и включает в себя основные функциональные узлы, которые имеются в промышленном объекте (рисунок 1).

При создании модели для обеспечения подобия потоков с учетом сил поверхностного натяжения учитывалось соблюдение равенства чисел Вебера.

Расчет скорости разливки на модели проводился с учетом действия сил тяжести (критерий Фруда). После расчета масштаба скорости был определен масштаб времени с учетом критерия гомохронности, характеризующего время протекания нестационарных процессов. Исходя из условия неразрывности потока, определяли величину расхода жидкости[4].

В качестве рабочей жидкости, моделирующей жидкую сталь, использовали воду при температуре 18-25 °С, а в качестве жидкого шлака – моторное масло. Выбор воды в качестве моделирующей жидкости объясняется тем фактом, что значения вязкости воды и стали в области температур выпечной обработки

достаточно близки друг к другу. Выбор в качестве шлака моторного масла объясняется его свойствами, которые заключаются в высоком поверхностном натяжении и изменении вязкости в зависимости от температуры в широком диапазоне значений, что позволяет изучать процесс выхода пузырьков вдуваемого газа на поверхность жидкой ванны и оценить возможность вовлечения покровного шлака в перемешивание. Известно, что система «вода - моторное масло» широко используется многими исследователями для моделирования поведения шлака.

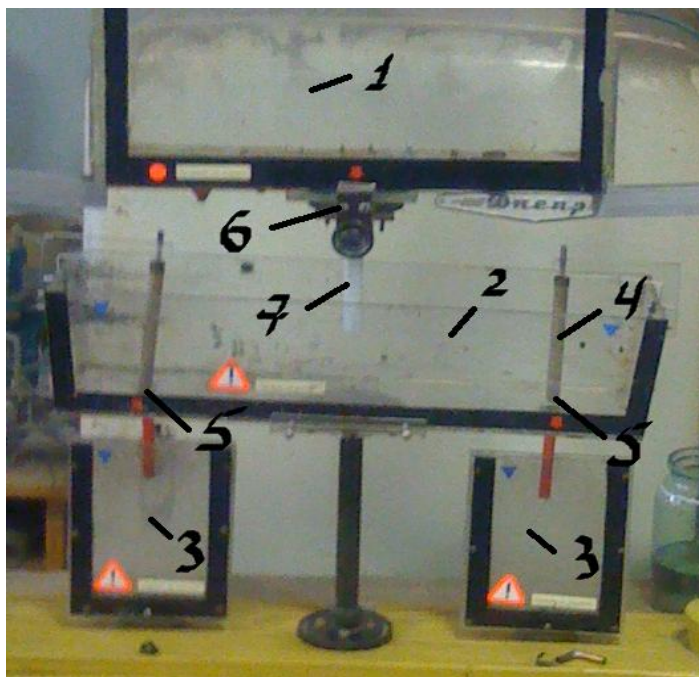


Рисунок 1 – Общий вид экспериментальной установки для исследований гидрогазодинамических процессов в ПК: 1 – емкость, моделирующая сталеразливочный ковш; 2 – модель ПК; 3 – модель кристаллизаторов; 4 – стопор-механизм; 5 – выпускное отверстие; 6 – регулятор расхода жидкости из сталеразливочного ковша; 7 – модель защитной трубы.

Выбор в качестве шлака моторного масла объясняется его свойствами, которые заключаются в высоком поверхностном натяжении и изменении вязкости в зависимости от температуры в широком диапазоне значений, что позволяет изучать процесс выхода пузырьков вдуваемого газа на поверхность жидкой ванны и оценить возможность вовлечения покровного шлака в перемешивание. Известно, что система «вода - моторное масло» широко используется многими исследователями для моделирования поведения шлака.

Согласно проведенным расчетам, для диаметра пузырька в момент прохождения через слой шлака равного 10-11 мм (оптимальная величина пузыря аргона), диаметр пузырька в момент отрыва составляет 4,0-4,9 мм [5]; диаметр отверстия кольцевой фурмы $d_0=1,5$ мм, а односопловой – 1,8 мм. Расстояние между отверстиями $L=10d_0$ [6]. Подача воздуха осуществлялась

через лабораторный компрессор с ресивером при трех величинах расхода – 10, 12 и 15 л/мин.

В ходе экспериментов выполнялась визуальная оценка траектории движения пузырьков в жидкой ванне ПК из металла в шлак при продувке через фурму снизу и при продувке через кольцевую фурму сверху.

Динамика распространения потоков жидкости показана на рисунке 2.

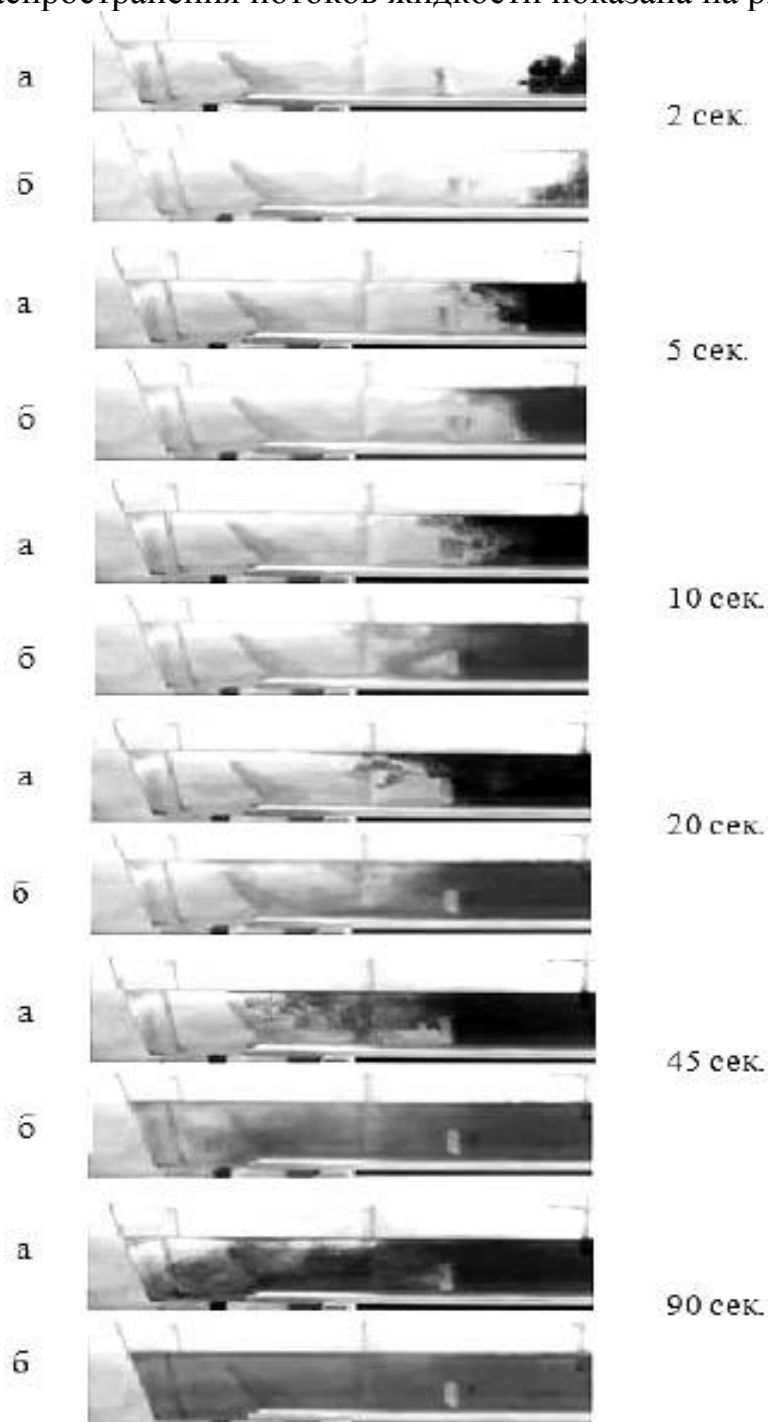
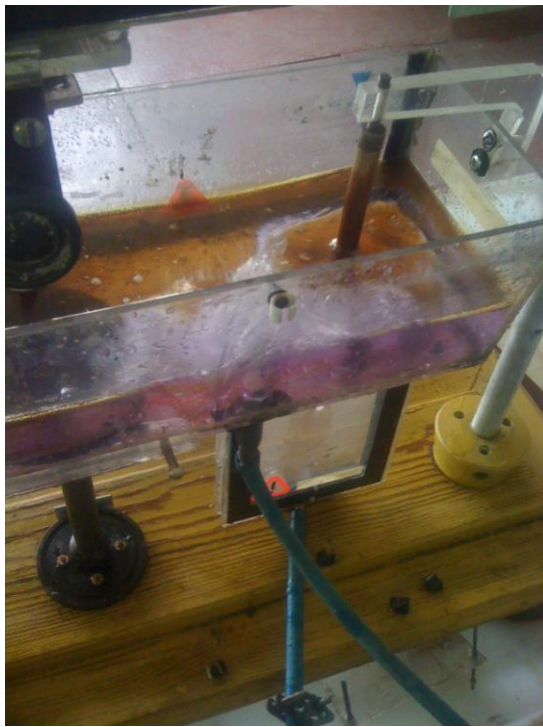


Рисунок 2 – Динамика распространения потоков жидкости во время продувки аргоном сверху и снизу

На рисунке 3 показаны варианты продувки жидкой ванны в ПК через различные устройства снизу и сверху.



а)



б)

Рисунок 3 – Продувка жидкости в ПК через фурму снизу (а) и сверху (б)

Как следует из рисунков (2 – 3), процесс продувки через кольцевую фурму сверху значительно эффективнее продувки снизу в виду того, что шлак начинает отодвигаться к стенкам промковша, тем самым давая свободный доступ для металла, вытекающего из сталеразливочного ковша, не позволяя шлаку попадать в сталеразливочный стакан ПК, в то время как продувка снизу распределяет шлак только вблизи места продувки. Кроме того продувка снизу требует определённого контроля за интенсивностью продувки, так как возможны выплески металла из ковша, в то время как кольцевая фурма лишена этого дефекта и может осуществлять процесс продувки в более спокойном режиме.

Литература:

1. Смирнов А.Н. Процессы непрерывной разливки стали / Смирнов А.Н., Пилюшенко В.Л., Минаев А.А. и др. – Донецк: ДонНТУ, 2002. – 536 с.
2. Еронько С.П., Быковских С.В. Физическое моделирование процессов внепечной обработки и разливки стали. – К.: Техника, 1998. – 196 с.
3. Еронько С.П., Ошовская Е.В., Штепан Е.В. и др. // *Металлургические процессы и оборудование*. – 2009. - №4(18). – С.20 – 32.
4. Научно-практическая конференция «Инновационные технологии внепечной металлургии чугуна и стали» / Смирнов А.Н., Кравченко А.В., Куберский С.В., Кузнецов Д.Ю, 2011. – 182 с.
5. Дейч М.Е. Техническая газодинамика / М.Е. Дейч. – М.: Госэнергоиздат, 1974. – 671 с.
6. Кутателадзе С.С., Стыркович М.А. Гидродинамика газожидкостных систем / С.С. Кутателадзе, М.А. Стыркович. – М.: Энергия, 1976. – 296 с.

ВЛИЯНИЕ НЕРАВНОМЕРНОСТИ ВЯЗКОСТИ ШЛАКА ПО ОБЪЕМУ ГОРНА НА ВЫСОТУ СЛОЯ ПРОДУКТОВ ПЛАВКИ В ДОМЕННОЙ ПЕЧИ №1 ПАО «АЛЧЕВКИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ»

Суслов К.Э., Диментьев А.О.

Донбасский государственный технический университет

На работу нижней части доменной печи оказывает влияние множество факторов, одним из которых является количество остаточного шлака, находящееся в горне в момент закрытия чугунной лётки, уменьшение которого приведет к повышению производительности печи и снижению расхода кокса за счет снижения частоты и продолжительности простоев печи.

Для повышения эффективности работы доменной печи и технико-экономических показателей производства в ряде исследований предложено изменять последовательность и периодичность выпуска продуктов плавки на разные чугунные летки, регулировать кинетическую энергию дутья, увеличивать порозность коксовой насадки, вести борьбу с застойными и малоактивными зонами и т.д., но данные способы не позволяют эффективно влиять на остаточный объем шлака при нормальной работе металлургического агрегата [1–4].

Снизить количество остаточного шлака в горне можно путем создания зоны вязкого расплава в секторе металлоприемника над чугунной леткой через которую будет осуществлен выпуск продуктов плавки.

С этой целью были проведены эксперименты на холодной физической модели горна доменной печи №1 ПАО «Алчевский металлургический комбинат» (ПАО «АМК»), которая имеет объем 3000 м^3 и выполнена из прозрачного материала, что позволяет визуально оценить уровень жидкости в ней.

В результате проведенных экспериментов были получены уровни остаточной жидкости в момент закрытия выпускного канала при наличии зоны вязкого шлака над чугунной лёткой и без нее. На основании которых определено, что предложенная неравномерность шлакового расплава приведет к изменению формы депрессионной воронки в слое продуктов плавки. Средний объем выпущенной жидкости в первой и во второй серии опытов соответственно составил 840г и 970г, а средняя продолжительность выпуска 119 с и 138 с.

Согласно результатов проведенных экспериментов можно сделать вывод, что создание зоны вязкого шлака в горне доменной печи №1 ПАО «АМК» приведет к увеличению объема выпущенных продуктов плавки на 13,4 %, а продолжительность их выпуска возрастет на 13,8 %.

На основании данных о работе доменной печи №1 ПАО «АМК» в период с декабря 2010 по январь 2011 года были посчитаны средний объем поступающих продуктов плавки в горн и среднее количество выпущенного расплава, которые составили $1,26 \text{ м}^3/\text{мин}$ и $1,72 \text{ м}^3/\text{мин}$ соответственно.

Используя результаты проведенных экспериментов определено, что длительность выпуска при создании зоны вязкого шлака должна увеличиться на 8 минут, а объем выпущенных продуктов плавки на 3,82 м³, соответственно в горне произойдет снижение средней высоты остаточного расплава, рассчитать которое можно по формуле

$$\Delta H_p = \frac{\Delta V}{S_{\text{горна}} \cdot \varepsilon} = \frac{3,82}{98,47 \cdot 0,33} = 0,12 \text{ м}$$

где ΔH_p – изменение высоты слоя остаточных продуктов плавки, м;

$\Delta V_{\text{вып}}$ – разница между объемами выпущенных продуктов плавки при наличии зоны вязкого шлака и при ее отсутствии, м³;

$S_{\text{горна}}$ – площадь горна доменной печи №1 ПАО «АМК», м²;

ε – порозность коксовой насадки.

Так как в слой шлака находящийся в горне погружена коксовая насадка, в расчете учитывается ее порозность.

На основании проведенных расчетов можно сделать вывод, что создание зоны вязкого шлака в секторе горна над чугунной леткой в доменной печи №1 ПАО «АМК» позволит снизить высоту остаточных продуктов плавки на 0,12 м.

В дальнейшем целесообразно провести исследования по определению влияния размеров зоны вязкого шлака на выпуск продуктов плавки и работу доменной печи.

Литература:

1. Новохатский А.М. Анализ влияния режима выпусков на дренажные условия в горне доменной печи / А.М. Новохатский, А.О. Диментьев, Г.Д. Михайлюк, А.В. Карпов // Сборник научных трудов ДонГТУ. – Алчевск, 2013. – Вып. 41. – С. 86-93.

2. Металлургия чугуна / [Вегман Е.Ф., Жеребин Б.Н., Похвиснев А.Н. и др.]; под ред. Ю.С. Юсфина. – [3-е издание]. – М. : ИКЦ «Академкнига», 2004. – С. 275-383.

3. Диментьев А.О. Порозность коксовой насадки в слое чугуна / А.О. Диментьев, А.М. Новохатский, В.Н. Дорофеев, А.В. Карпов // Сборник научных трудов ДонГТУ. – Алчевск, 2012. – Вып. 38. – С. 133-139.

4. Новохатский А.М. Математическая оценка движения жидких продуктов плавки при наличии малоактивной зоны в центре горна доменной печи / А.М. Новохатский, А.О. Диментьев // Металл и литье Украины. – Киев, 2013. – № 8. – С. 13-15.

5. Новохатский А.М. Аналитический метод определения изменения размеров шлаковой депрессионной воронки в период выпуска продуктов плавки из горна доменной печи / А.М. Новохатский // Металл и литье Украины. – 2008. – №5. – С.45-50.

ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ УСОВЕРШЕНСТВОВАННОЙ СИСТЕМЫ ПОДАЧИ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ В РАЗЛИВОЧНЫЙ КОВШ ПРИ ВЫПУСКЕ СТАЛИ ИЗ КИСЛОРОДНОГО КОНВЕРТЕРА

Цегельник В.А.

Донецкий национальный технический университет

Необходимость снижения энергетических и материальных затрат в сталеплавильном производстве предполагает разработку и практическую реализацию мероприятий, направленных на обеспечение рациональных режимов технологического процесса получения жидкой стали во всех его стадиях, начиная с загрузки шихтовых материалов и заканчивая выпуском расплава в разливочный ковш. Этим обусловлена необходимость поиска технических решений, позволяющих достичь требуемого результата при минимально возможных расходах материалов и энергоносителей. Выполненный сопоставительный анализ различных вариантов реализации технологии выплавки стали в кислородных конвертерах позволил выявить потенциальные возможности обеспечения рационального потребления ресурсов. Как известно, в соответствии с получившей в последнее время распространение технологией производства стали, в кислородных конвертерах получают полупродукт, доведение которого до кондиции готового металла осуществляют на установках ковш-печь, а при необходимости и вакуумной обработки.

При такой технологии производства качественной стали затруднена организация ее серийной разливки, так как суммарная продолжительность внепечной обработки стали (в среднем 107 мин) может значительно превысить длительность ее разливки на МНЛЗ (в среднем 62 мин) [1]. Поэтому целесообразно часть операций рафинирования стали осуществлять во время ее выпуска, используя энергию падающей струи металла, а также одновременно осуществляя продувку расплава в ковше аргоном в дискретном режиме через установленную в его днище пористую пробку. Причем во время продувки расход инертного газа необходимо постепенно увеличивать по закону, учитывающему текущие значения объема перемешиваемой жидкой ванны и массы вводимых в нее твердых реагентов. Тепло-массообменными процессами, которые протекают в ковше при такой схеме выпуска металла из кислородного конвертера, являются нестационарными, поскольку сопровождаются изменением агрегатного состояния присаживаемых материалов, площади контактной поверхности различных фаз и интенсивности движения циркуляционных потоков стали [2]. Поэтому задача обеспечения возможности управления указанными процессами весьма актуальна, а для ее успешного решения необходимы комплексные исследования, основанные на математическом и физическом моделировании. Предметом таких исследований является текущие удельные мощности перемешивания, развиваемые падающей

струей металла и потоком инертного газа, вдуваемого через донную пористую пробку в ванну сталеразливочного ковша.

На кафедре механического оборудования заводов черной металлургии Донецкого национального технического университета предложена автоматизированная система управления процессом продувки стали в ковше аргоном во время ее выпуска из кислородного конвертера [3], разработанная с учетом математической модели, описывающей условия массопереноса в перемешиваемой ванне при взаимодействии газовой струи с расплавом для различных режимов ее истечения.

Корректность положений предложенной математической модели процесса перемешивания полупродукта в ковше проверили путем физического моделирования на лабораторной установке, выполненной в масштабе 1 : 20 (фото на рис. 1). Она включала модель 160-т кислородного конвертера, снабженного поворотным затвором для отсечки конечного шлака во время выпуска в модель разливочного ковша, установленную на модели сталевоза. Для подачи сыпучих материалов в модель ковша служила система вертикального трубопровода, снабженного подающим носком, имеющим возможность поворота в заданном секторе с помощью кривошипно-рычажного механизма. Модель сталеразливочного ковша оборудовали донным продувочным устройством, посредством гибкого трубопровода через ресивер связанным с компрессором. Контроль и регулирование расхода газа осуществляли соответственно с помощью ротаметра и клапана с электрическим приводом. Для непрерывного измерения силы тяжести поступающей в модель ковша жидкости использовали тензорезисторный преобразователь, смонтированный в опоры модели сталевоза, и электрически связанный с системой автоматизированного управления работой регулировочного клапана. В состав системы управления входили два усилителя, аналого-цифровой преобразователь (АЦП), ЭВМ и цифровой аналоговый преобразователь (ЦАП).

Обеспечиваемая степень гомогенизации жидкости, моделирующей расплав, оценивали с помощью химического метода, предполагающего измерение с помощью двух датчиков разности концентраций раствора в контролируемой точке жидкой ванны и в эталонном сосуде.

Во время проводившихся лабораторных исследований моделировали обработку стали в ковше твердыми шлакообразующими смесями (ТШС). Слив имитатора металла (вода) из модели кислородного конвертера проводили с симуляцией двойной отсечки шлака. Удержание первых порций шлакового расплава, моделируемого машинным маслом, в начальный момент наклона модели конвертера обеспечивали перекрытием его выпускного канала с помощью поворотного затвора (рис. 1 б). После открытия затвора и начала истечения модельной жидкости из модели плавильного агрегата (рис. 1 в) в модель разливочного ковша подавали зернистую соль (имитатор ТШС) и



а



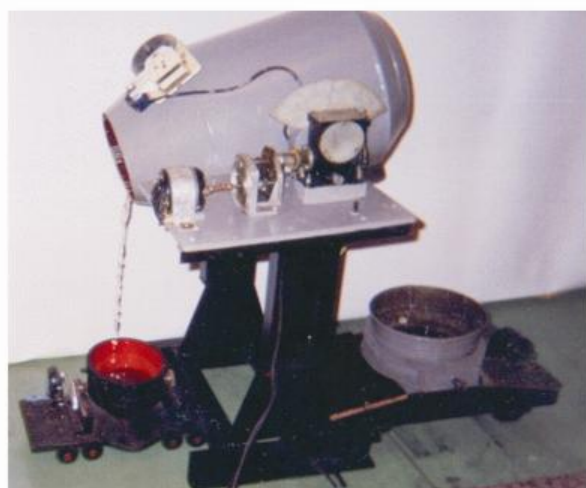
б



в



г



д



е

Рисунок 1 - Относительное положение комплекса физических моделей оборудования при имитации процесса выпуска стали из кислородного конвертера по новой технологической схеме

начинали продувку жидкой ванны воздухом (имитатор аргона). В момент появления на зеркале жидкости в модели разливочного ковша масляного пятна, осуществляли отсечку конечного шлака перекрытием выпускного канала поворотным затвором (рис. 1 г). Оставшийся имитатор технологического шлака сливали в чашу, поворачивая модель конвертера в обратную сторону (рис. 1 д).

Опыты провели по двум вариантам, предусматривающим реализацию процесса продувки жидкости в модели сталеразливочного ковша с постоянным расходом газа и в дискретном режиме, при котором последовательно осуществляли включение и прекращение подачи воздуха, т.е. обеспечивали чередование разгона и торможения модельной жидкости, благодаря чему возникал значительный градиент скоростей взаимодействующих фаз, способствующий эффективной передаче энергии газового факела жидкостной системе.

После завершения процесса продувки жидкой ванны с помощью химического метода по методике, приведенной в работе [4], контролировали в характерных ее точках концентрацию солевого раствора, образовавшегося в результате растворения в модельной жидкости равномерно подававшегося в заданном объеме порошка Na_2CO_3 при двух вариантах проведения донной продувки в модели ковша. Результаты измерений свидетельствовали о том, что обеспечиваемая степень гомогенизации модельных растворов в обоих случаях была одинаковой, однако общий расход газа на ее достижение при дискретной подаче имитатора аргона удавалось снизить в 1,7 – 2 раза в сравнении с вариантом вдувания газа с постоянным расходом.

Таким образом с использованием физического моделирования удалось подтвердить возможность снижения энергетических затрат при равномерном вводе ТШС в разливочный ковш во время выпуска стали из кислородного конвертера с одновременной ее продувкой инертным газом в дискретном режиме.

Список использованных источников:

1. Сокращение продолжительности внепечной обработки на АКOC путем десульфурации стали твердошлаковыми смесями / О.К. Токовой, Д.В. Ахметов, Д.В. Шабуров и др. // Сталь.-2013.- № 3.- С. 21 – 22.
2. Свяжин А.А., Крушке Э. Перемешивание металла и массообмен при выпуске полупродукта из конвертера // Металлург.- 2005.- № 11.- С. 42 – 44.
3. Особенности построения автоматизированной системы управления процессом продувки стали газами в разливочном ковше / С.П. Еронько, С.В. Быковских, Ю.Г. Полонская и др. // Измерительная и вычислительная техника в технологических процессах.- 2000.- № 3.- С. 193 – 195.
4. Моделирование процесса продувки стали в ковше газом в дискретном режиме / С.П. Еронько, С.В. Быковских, Ю.Г. Полонская и др. // Математическое моделирование.- 2001.- № 1.- С. 31 – 34.

ПРИМЕНЕНИЕ ИНЕРТНОГО ГАЗА

Шевченко А.А., Лебедев Е.Н.

Донецкий национальный технический университет

Современная технология сталеплавильного производства широко использует инертный газ на всех этапах технологического процесса. Газ применяется при комбинированной продувке металла в конвертере. Подача его через дно конвертера обеспечивает более полную реализацию окисления углерода в агрегате. В последнее время его применение стало частью нанесения защитного гарнисажа на футеровку при верхней продувке.

Подача аргона или азота через специальное продувочное устройство в дне ковша одновременно выполняет две функции: газ способствует равномерному растворению и распределению ферросплавов и легирующих элементов в объеме металла ковша. Образующиеся при этом неметаллические включения под воздействием пузырьков успешно захватываются частицами шлака, способствуя очищению металла.

Схематически взаимодействие пузырька газа и жидкости представлено на изображении (рис. 1), причем левый рисунок по данным Бойченко характеризует зарождение, рост и отрыв пузырька. Результатом его взаимодействия является образование направленных потоков металла, способствующих его рафинированию.

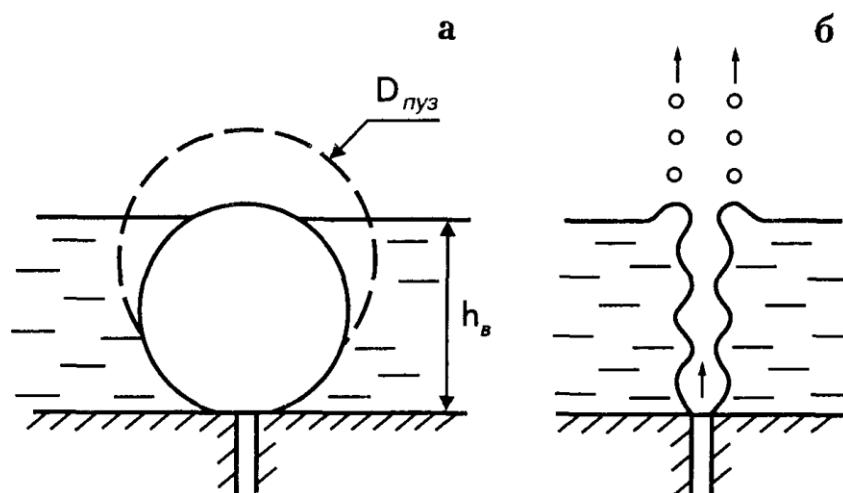


Рисунок 1 – Взаимодействие пузырька газа при донной продувке.

Правый рисунок характеризует наименее эффективный с позиции рафинирования режим продувки ванны. Наибольшей эффективностью донная продувка инертным газом обладает тогда, когда достигается наибольшая площадь контакта металла и пузырьков газа. Сочетание этих параметров является рациональным только для определенного типа агрегата с присущей ему гидродинамикой.

Устройство, предназначенное для подачи газа отличается многообразием конструкций. Их выполняют в виде пористых пробок из огнеупорных материалов. Благодаря этому обеспечивается одновременный выход из продувочного устройства параллельных струй газовых пузырьков.

Дополнительному дроблению газового потока способствует применение нескольких одновременно работающих продувочных пробок. В первую очередь это касается сталеразливочных ковшей.

Напряженность производственной программы в сталеплавильном цеху вынуждает применение инертного газа на установках «ковш-печь». Здесь сконцентрирован целый ряд технологических приемов, выполнить которые в полном объеме удастся только благодаря продувке металла инертным газом.

Ставшее обычным применение продувки металла в промежуточном ковше является свидетельством того, что на одной из стадий технологического процесса не полностью реализуются рафинирующие возможности продувки.

Резервом является режим продувки газа на установке «ковш-печь». Широкий диапазон изменения расхода газа (100-1000 л/мин) не удастся полностью реализовать ввиду того, что перед началом разливки металла расход газа вынуждено сокращается. К этому времени все операции по легированию и раскислению закончены. Металл находится под слоем сформированного шлака. Из анализа литературных источников следует, что процесс рафинирования металла от неметаллических включений по времени превышает время пребывания металла на установке «ковш-печь». В процессе ожидания передачи металла на разливку расход инертного газа вынужденно сокращается. В первую очередь это связано с тем, что начинается процесс охлаждения металла в ковше. Минимизировать потери тепла удастся реализовав поочередную подачу газа в разные продувочные пробки, при этом его расход не должен вызывать образование продувочных пятен, способствующих усилению охлаждения металла.

Поэтому актуальной задачей является путем физического моделирования на прозрачной модели сталеразливочного ковша определение допустимого рационального расхода инертного газа для сохранения функций рафинирования и предотвращения потерь тепла в ковше перед началом разливки.

Литература:

1. Явойский В.И., Дорофеев Г.А., Повх И.И. Теория продувки сталеплавильной ванны. – М.: Металлургия, 1974. – 495с.
2. Охотский В.Б. Физико-химическая механика сталеплавильных процессов. – М.: Металлургия, 1993. – 150 с.
3. Бойченко Б. М., Охотский В. Б., Харлашин П. С. Конвертерное производство стали. – Днепропетровск: РИА «Дніпро-ВАЛ», 2006. – 454 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕМПЕРАТУРНЫХ ГРАНИЦ ДВУХФАЗНОЙ ЗОНЫ ПРИ ЗАТВЕРДЕВАНИИ СТАЛЬНЫХ СЛИТКОВ

Шенец С. Л., Кабищов С.М.

Белорусский национальный технический университет

Согласно данным Б.А. Баума [1] в любом расплаве даже после расплавления всех компонентов продолжают осуществляться переходы от различных типов ближнего порядка компонентов шихты к более однородной атомной структуре. Допустимо предположить, что формирование кластеров будет сопровождаться вытеснением некоторой доли примесей в межкластерную зону, как это происходит при фазовом переходе. Как следствие, при снижении температуры до границы ликвидуса в твердую фазу в первую очередь будут переходить кластеры, не загрязненные примесями. Очевидно, что температуры кристаллизации для кластеров и жидкости в межкластерной зоне будут различны.

В некоторых работах, например [2], приведены экспериментальные значения температур ликвидуса и солидуса для различных сталей. Но при проведении теоретических исследований и на практике необходимо знать, каким образом изменение концентрации различных легирующих элементов и примесей в расплаве отражается на значениях температур ликвидуса и солидуса. В работе [3] для расчета температур ликвидуса и солидуса сталей предлагается использовать следующую зависимость:

$$T_L = T_{\text{плав Fe}} - (\Sigma(a_0 + a_1 \cdot [i] + a_2 \cdot [i]^2)), \quad (1)$$

где $T_{\text{плав Fe}}$ – температура плавления чистого железа (в соответствии с большей частью известных рекомендаций $T_{\text{плав Fe}} = 1539$ °С); a_0 – коэффициент приведения температуры плавления чистого железа (вводится в случае принятия значения температуры плавления железа отличного от приведенного выше); a_1 и a_2 – коэффициенты значимости 1-го и 2-го порядка для соответствующего элемента i , содержащегося в стали данной марки; $[i]$ – содержание элемента i в стали данной марки, %.

Значения коэффициентов a_0 ; a_1 и a_2 , приведенные в различных источниках, отличаются. И их применение порой приводит к существенной погрешности расчетных значений по сравнению с экспериментальными данными. Согласно данным, представленным в статье [4], наиболее высокой точностью при расчете температуры ликвидус углеродистой стали с повышенным содержанием хрома, марганца и других элементов обладают методики [5] и [6].

Кроме информации о температуре ликвидуса сплава на практике часто необходимы данные о температуре, при которой завершается кристаллизация металла. В монографии [7] для расчета температур ликвидуса и солидуса предлагается использовать зависимость, согласно которой снижение точки плавления железа под влиянием примесей равно:

$$\Delta T = \frac{(1 - k_0) N_L R T_s^2}{L},$$

где N_L – мольная доля примесного элемента в железе; R – газовая постоянная ($R = 8,319$ Дж/(моль·К)); T_S – температура плавления чистого железа, К; L – мольная скрытая теплота затвердевания ($L = 1,53655 \cdot 10^4$ Дж/моль).

Коэффициент k_0 для каждого элемента при расчете температур ликвидуса и солидуса определяются с помощью соответствующей бинарной диаграммы.

Оценим точность расчетных результатов на примере стали ШХ15СГ. Так расчет температуры ликвидус для стали ШХ15СГ, состав которой приведен в таблице 1, с применением коэффициентов согласно рекомендациям [5] и [6] дал следующие результаты:

$$T_L = 1385,89 \text{ } ^\circ\text{C} [6], T_L = 1432,42 \text{ } ^\circ\text{C} [7].$$

Таблица 1 – Химический состав стали ШХ15СГ

Элемент	C	Si	Mn	Cr	Cu	Ni	P	S
Содержание, %	1,0	0,55	1,0	1,45	0,2	0,2	0,022	0,015

Согласно данным [8] температура ликвидус шарикоподшипниковой стали ШХ15СГ равна $1450 \text{ } ^\circ\text{C}$. Как видим, оба значения имеют довольно большую погрешность. Расчет температуры ликвидуса с применением коэффициентов, приведенных в работе [9] дает более точные результаты. Так для стали ШХ15СГ $T_L = 1451,7 \text{ } ^\circ\text{C}$. Погрешность относительно экспериментальных данных составляет чуть более 1 % и может объясняться тем, что состав стали ШХ15СГ, который использовался в расчетах, отличается от того, что рассматривался в работе [10]. Погрешность расчетных значений температуры ликвидус для углеродистых и других низколегированных сталей не превышает 3–5 %. Таким образом, формула (1) с коэффициентами, приведенными в работе [9], может использоваться для оценки температуры ликвидуса сталей, в то числе и с повышенным содержанием хрома, марганца и других элементов.

Значение температуры солидуса согласно экспериментальным данным, приведенным в работе [10], для стали ШХ15СГ составляет $1317 \text{ } ^\circ\text{C}$, а стали ШХ15 – $1331 \text{ } ^\circ\text{C}$.

Расчет по методике [9] для стали ШХ15СГ дает результат $T_S = 1370 \text{ } ^\circ\text{C}$. В данном случае применение коэффициентов, рекомендованных в работе [9], не позволяет получить результаты с приемлемой погрешностью.

Учитывая предположение относительно вытеснения примесей из кластеров, температуру солидуса сплава можно рассчитать, как температуру кристаллизации жидкости в межкластерной зоне [11].

$$T_S = T_L - \Sigma(a_0 + a_1 \cdot [i] \cdot (1 + k_i)) \quad (2)$$

где k_i – коэффициент распределения элемента между твердой и жидкой фазой при кристаллизации [9].

С целью проверки точности коэффициентов из работы [9] при расчете температуры ликвидус и предлагаемой формулы (2) при расчете температуры солидус выполним расчеты для некоторых сталей. Полученные значения приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Расчетные и экспериментальные [2] значения температур ликвидуса и солидуса сталей

Марка стали		ШХ15СГ	P18	Сталь 20	20ХН3А	12Х13
T_L	расчет	1451,78	1450,91	1516,14	1509,18	1507,94
	эксперимент	1451	1454	1518	1508	1504
T_S	расчет	1312,96	1313,09	1480,62	1468,24	1465,29
	эксперимент	1317	1312	1480	1470	1470

Сравнение полученных результатов и опытных данных показывает достаточно высокую точность предложенной методики. Так для стали ШХ15СГ измеренные температуры ликвидуса и солидуса равны 1451 °С и 1317 °С соответственно, а расчетные – 1451,78 °С и 1312,96 °С. Полученные расхождения объясняются тем, что в расчетах принимался усредненный состав стали, который, вероятнее всего, отличается от экспериментального.

Литература:

1. Баум Б.А. Взаимовлияние жидкого и твердого состояний сплавов /Б.А. Баум, Е.Г. Клименков, Г.В. Тягунов // Изв. АН СССР. Металлы. 1986. – №3. – С. 19-24.
2. Баландин, Г.Ф. Основы теории формирования отливки. // М.: Машиностроение, 1976. – 328 с.
3. Задумкин С.Н. Приближенная оценка критических температур металлических жидкостей // М.: Metallurgy, 1960. – 63 с.
4. Смирнов А.Н. Расчет температуры ликвидус стали / Смирнов А.Н., Неделькович Л., Джурджевич М. [и др.]// Сталь, 1996. – №3. – С.15-19.
5. Hirai M., Kanamru K., Mori H. II Tetsu to Hagane 52, 1969 – P. 85.
6. Andrews K. W. Solidification ranges of steel // A note submitted to the alloy phase diagram date Committee of the Metals Society, 1981. – P. 1–8.
7. Yayas, A., Chipman, J. Trans. AIME, – 1939. – 135 с.
8. Хасин Г.А., Дьяконова Л.В.. Теплофизические и электрические характеристики ряда легированных сталей и сплавов при высоких температурах. Сб. Проблемы стального слитка. 1969. том 4. с. 71 – 85.
9. Смирнов А.Н. Крупный слиток: [монография] / [Смирнов А.Н.](#), Макуров С.Л., Сафонов В.М., Цупрун А.Ю.// Донецкий национальный технический ун-т. – Донецк : Вебер, 2009. – 279 с.
10. Самойлович, Ю.А. Стальной слиток. Т. 2. Затвердевание и охлаждение /Самойлович Ю.А., Тимошпольский В.И., Труслова И.А. [и др.]// Мн.: Беларуская навука, – 2000. – 637 с.
11. Кабишов, С.М. Определение границ двухфазной зоны углеродистых и легированных сталей/ Кабишов С.М. [и др.]// Литье и металлургия. – 2015. – №2. – С. 82-88.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЛИЯНИЯ КОЛЕБАНИЙ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА ЧУГУНА НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Шинкарев Д.В., Должиков В.В.

Донбасский государственный технический университет

Условия протекания доменной плавки таковы, что исследователь располагает весьма ограниченными возможностями для экспериментального изучения взаимосвязей тепловых и химических процессов, происходящих внутри печи.

Эффективным средством обобщения результатов работы доменных печей в производственных условиях являются методы математической статистики. Статистический анализ металлургических процессов может проводиться с целью создания и уточнения технологии, поиска путей повышений качества изделий и увеличения производительности агрегатов. [1]

Возможности математической статистики как метода анализа явлений доменной плавки освещены П. Г. Русаковым в одной из первых его работ, которым дана вероятностная характеристика условий и показателей доменной плавки, проанализирована точность и полнота информации о доменном процессе, выполнен статистический анализ влияния условий работы доменной печи на параметры плавки.[2]

Для повышения эффективности работы доменной печи и технико-экономических показателей производства авторами предложено повысить контроль качества сырья, более эффективно управлять ходом плавки доменной печи.

В связи с этим для оценки влияния химического состава сырья было проведено статистическое исследование доменной печи отечественного комбината. Для анализа было взято два последовательных периода: первый продолжительностью 10 месяцев, второй – 11 месяцев.

Основные характеристики продуктов плавки в разные периоды приведены в таблицах 1 и 2.

Таблица 2. Статистические характеристики продуктов плавки (1 период)

Показатель	Значения за 1 период				
	кол-во данных	среднее значение	минимум	максимум	стандартное отклонение
Si, %	4210	0,80	0,10	2,60	0,311
Mn, %	4210	0,60	0,042	5,33	0,638
S, %	4210	0,033	0,006	0,200	0,019
Основность шлака	4215	1,18	0,820	1,43	0,065
Темп. чугуна, °С	4147	1483	1390	1550	31

Таблица 3. Статистические характеристики продуктов плавки
(2 период)

Показатель	Значения за 2 период				
	кол-во данных	среднее значение	минимум	максимум	стандартное отклонение
Si, %	5020	0,70	0,18	4,25	0,212
Mn, %	5020	0,209	0,016	0,51	0,071
S, %	5020	0,041	0,008	0,23	0,019
Основн. шлака	5019	1,17	0,97	1,34	0,051
Темп. чугуна, °С	4907	1486	1390	1560	27

Для проверки предпосылок статистических методов был проведен анализ распределений частот. Для всех характеристик продуктов плавки распределения статистически являются нормальными. Это позволяет описывать их средними значениями и стандартными отклонениями. Проверка на нормальность проводилась по статистическим критериям.

Полученные данные свидетельствуют об уменьшении колебаний в содержании Si во 2 периоде. Уточнение показало, что в 1 периоде Si изменялся под действием различных факторов случайным образом в интервале 0,4 – 1,4%. Во 2 периоде интервал случайных колебаний сузился в 1,5 раза.

Вне интервалов случайных колебаний содержание кремния в чугуне изменялось из-за регулируемого воздействия (либо сознательно, либо как следствие перерегулирования).

Существенно уменьшились колебания в содержании марганца (в 9 раз), менее – в основности шлака (на 20%) и температуре чугуна (на 10%).

Известно, что уменьшение колебаний химического состава и температуры продуктов плавки – свидетельство более стабильной работы доменной печи, как правило, сопровождается и большей производительностью. По отчетным данным за сравниваемые периоды прирост производства во втором периоде составил 1,4%. Более тесными во втором периоде оказались и статистические связи между параметрами, которые по теоретическим предпосылкам являются причинными, например основность шлака и содержание серы в чугуне. Это служит основой эффективного управления ходом плавки, т. е. процесс стал более предсказуем и управляем.

Наблюдаемые малые значения коэффициентов корреляции температуры чугуна с содержанием Si и Mn могут служить основанием для дополнительных исследований.

Литература:

1. Коробов В. И. Статистические исследования доменного процесса М.: Металлургия, 1977. 184 с
2. Применение математических методов и ЭВМ для анализа и управления доменным процессом / И. Г. Товаровский, Е. И. Райх, К. К. Шкодин и др. М.: Металлургия, 1987. 192 с.

ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ



АНАЛИЗ СПОСОБОВ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНОЙ СТРУЖКИ

Бандурка Т.С., Пасечник А.Ю.

Донецкий национальный технический университет

Переработка вторичного сырья на сегодняшний день является актуальной проблемой промышленности. В процессе производства определенного продукта может оставаться стружка, которая является побочным продуктом любой механической обработки металлических заготовок, например, сверления или фрезеровки. Во время этого процесса образуется два вида стружки – витая или сыпучая.

Многие предприятия самостоятельно не утилизируют стружку, а сдают её перерабатывающим компаниям. Причинами этого являются такие объективные факторы как низкое качество и большая засоренность стружки, большой угар во время плавки и сильное загрязнение окислами. В результате чего предприятие едва ли покрывает свои расходы на ее перегрузку и транспортировку.

Для того, что бы экономически целесообразно было перерабатывать стружку на предприятии, повысить эффективность производства, уменьшить угар сырья и получать качественный продукт, необходимо провести подготовительные процедуры перед плавкой металлургических отходов.

Подготовка стружки: Измельчение витой стружки - для этого используют принцип измельчения стружки за счет трения витков друг о друга, без резания режущим инструментом или ударов молотков. Они подходят для дробления стальной стружки из углеродистой и легированной стали, нержавеющей стружки, алюминиевой и медной стружки, а также стружки из титановых сплавов и других редких металлов. Измельчение металлической стружки позволяет уменьшать занимаемый объём в несколько раз снижая транспортные затраты, а также подготавливает стружку к таким операциям как осушение в центрифуге и брикетирование.

Осушение стружки – происходит в центрифугах. Материал загружается в вертикальный барабан центрифуги, и центробежная сила распределяет стружку по стенке барабана, где СОЖ отводится через решетчатый экран. Сухой материал из центрифуги подается к извлекающему конвейеру, а жидкость сливается через патрубок и может использоваться для дальнейшей работы. Применение центрифуг для извлечения смазочно-охлаждающих жидкостей из стружки позволяет возвращать в производство дорогостоящие СОЖ (особенно на основе масла), что снижает затраты на покупку новой.

Брикетирование происходит на брикетировочных прессах. Основные преимущества брикетирования стружки: повышение стоимости брикетированной стружки, снижение объема стружки, и как следствие уменьшение затрат на обработку и транспортировку, снижение остаточной влажности брикетированной стружки, извлечение смазочно-охлаждающей жидкости из стружки, пониженный угар при переплавке брикетов, и при этом

снижается опасность пожара из-за самовозгорания мелкой металлической стружки из таких материалов как магний, алюминий и т.д.

После завершения подготовительных этапов, стружку можно отправлять на дальнейшую переработку. В зависимости от металла, его свойств, необходимо выбирать агрегаты, которые позволят получить наиболее качественный продукт. Медная, латунная и бронзовая стружка может быть переработана пирометаллургическим и гидрометаллургическим способом. В первом случае это переплавка, во втором - химическая переработка. Чистый медный лом, свободный от органических загрязнителей, пригоден для переработки в отражательной подовой печи, шахтной печи с применением технологического оборудования непрерывной плавки. Эти процессы переработки признаны наилучшими имеющимися методами по структуре технологической схемы с надлежащими системами сбора и очистки отходящих газов, но и имеют свои недостатки.

Шахтное плавление медьсодержащего лома и отходов, на самом деле является процессом сложным, требующим большого опыта и внимания рабочих при его проведении. Небольшие отклонения от режима вызывают осложнения и неполадки в работе печи и нередко выводят ее из строя. К основным недостаткам шахтной плавки необходимо отнести расход дорогого и дефицитного топлива (кокса), обеспечение своевременного выпуска металла и шлака, слежение за температурой, количеством и качеством (составом) продуктов плавления.

Особенностью дуговых печей являются повышенный угар металла, его газонасыщение. У тигельных индукционных печей малая производительность, низкий тепловой КПД, повышенный расход электроэнергии. Для канальных индукционных печей необходимость наличия постоянного уровня так называемого «болота», что создает трудности при переходе с одной марки сплава на другую. Для отражательных печей характерны большой расход топлива, большая трудоемкость обслуживания, значительное окисление металла при плавке. Вакуумные плавильные печи имеют сложное и громоздкое оборудование.

Этих недостатков лишен способ переработки отходов стружки в печах ЭШП.

Процесс электрошлакового переплава – метод специального переплава, при котором сварной расходуемый электрод расплавляется в слое жидкого шлака, или в случае применения мелкокусковой шихты (например, стружки) переплав ведут нерасходуемым графитовым электродом. Изменяя состав применяемого флюса можно в широких пределах регулировать температуру расплава, а, соответственно, и угар легкоплавких металлов (например, цинка в латунях или олова в оловянных бронзах); при переплаве сплавов на основе меди расплав не загрязняется материалом тигля; высокая теплопроводность; из-за легкой обрабатываемости графита стоимость тиглей меньше чем из других материалов.

Для получения высококачественного продукта, при переработке медь содержащих отходов, рекомендуется использовать метод прецизионного рафинирования.

Технология прецизионного рафинирования включает в себя операции поочередной загрузки флюсов на зеркало расплава и реакционный период с последующим снятием образующегося шлака. В качестве флюсов применяют гексаметафосфат натрия, карбонаты кальция и магния. После окислительного периода огневого рафинирования и снятия шлака с поверхности расплава проводят первую стадию рафинирования путем добавления гексаметафосфата натрия. Флюс должен быть равномерно распределен по поверхности расплава. Добавка гексаметафосфата способствует снижению активности продуктов реакции окисления вредных примесей и позволяет в 2...3 раза увеличить степень удаления свинца (до 77...82%), олова (до 75...80%), железа (до 65...70%), кадмия (до 70...75%) и серы (до 46...50%). Вторая стадия рафинирования расплава меди включает добавление флюса, в состав которого входит фосфид меди. Обработка расплава фосфидом меди позволяет сформировать кислый рафинировочный шлак на основе пентаоксида фосфора. В результате химического взаимодействия шлака с основными оксидами возрастает степень рафинирования расплава. На этой стадии рафинирования удаляется кадмий (на 90...100%), железо (на 94...98%), цинк (на 85...90%), свинец (на 80...85%) и частично никель (на 40...45%). На третьей стадии рафинирования расплав обрабатывают карбонатом кальция с целью создания основного рафинировочного шлака. Вступая в химическое взаимодействие с кислыми оксидами, шлак увеличивает степень рафинирования от олова (90...95%), сурьмы (80...85%), мышьяка (90...100%) и серы (60...65%).

Список литературы:

1. Колобов Г.А., Бредихин В.Н., Чернобаев В.М., Сбор и обработка вторичного сырья цветных металлов. Учебник для вузов./– М.: Металлургия, 1993. – 228 с.
2. Переработка отходов производства и потребления: Справочное издание/ Под ред. докт. техн. наук, проф. Б.Б, Бобовича. – М.: «Интернет Инжиниринг», 2000. – 496 с.
3. Современные печные агрегаты по переработке лома и отходов цветных металлов / В. Н. Бредихин, Б. И. Демедюк // [Металлург.игорноруд. пром-сть.](#) - 2003. - № 2. - С. 75-78. - рус.

ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ СПЛАВОВ ЦАМ

Гапоненко Я.С., Пасечник С.Ю.

Донецкий национальный технический университет

Наибольшее распространение получили антифрикционные цинково-алюминиево-медные сплавы. Их применяют как в литом, так и в деформированном (прокатанном или прессованном) состоянии.

Отличаясь высокими антифрикционными свойствами и достаточной прочностью при комнатной температуре, эти сплавы служат хорошими заменителями бронз при работе в узлах трения, температура которых не превышает 80...100°C. При более высоких температурах сплавы сильно размягчаются и намазываются на вал.

Из цинковых антифрикционных сплавов в основном изготавливают литые монометаллические и биметаллические детали. Из сплава ЦАМ 10-5 изготавливают прокат. При изготовлении литых деталей используют чушковые сплавы либо приготавливают сплав из первичных материалов с использованием оборотов литейного производства и переплава. Плавку рекомендуется проводить под слоем древесного угля. В качестве флюса принимают хлористый аммоний в количестве 0,1...0,2 % от массы плавки. Большее количество флюса добавляют при загрязненной шихте.

Металл нельзя перегревать выше 480°C, так как при более высокой температуре происходит сильное насыщение расплава газами. Температура литья цинковых антифрикционных сплавов — 440...470°C.

Монометаллические литые детали можно получать отливкой в землю, в кокиль, центробежным способом и литьем под давлением. При разработке технологии отливки изделий следует учитывать, что сплавы ЦАМ 9-1,5 и ЦАМ 10-5 склонны к образованию горячих трещин, поэтому следует избегать форм, создающих затрудненную усадку.

Изделия, отлитые в землю, отличаются от изделий, полученных кокильным литьем, большим количеством пор и более крупными размерами зерен. Наблюдается значительный разброс характеристики механических свойств. Поэтому литье в землю целесообразно применять только для деталей сложной конфигурации, которые трудно отливать в кокиль.

При центробежном литье (линейная скорость на периферии 6...8 м/с, скорость литья 2...2,5 кг/с) следует учитывать возможность получения в отливке зоны столбчатых кристаллов с пониженными механическими свойствами. С увеличением скорости структура становится мелкозернистой, но наблюдается заметная ликвация структурной составляющей сплава, богатой алюминием. Поэтому для получения ответственных деталей центробежное литье нужно применять с осторожностью.

Биметаллические литые детали, состоящие из цинкового антифрикционного сплава и стали, изготавливают путем заливки сплава на сталь через подслои чистого цинка, наносимого способом горячего цинкования. Для

получения прочного соединения необходимо обезжирить и протравить стальную поверхность. После флюсования (температура флюса не должна превышать 150 °С) стальное основание подогревают, оцинковывают (в цинковую ванну добавляют 0,5% алюминия; содержание железа в ванне не должно превышать 0,5 %), устанавливают в форму и заливают сплавом.

Существенно повышается коэффициент использования металла при изготовлении деталей из проката. Сплав ЦАМ 9-1,5 хорошо обрабатывается в холодную, тогда как вырубку и штамповку сплава ЦАМ 10-5 лучше проводить при температуре 100...150 °С, при которой этот сплав весьма пластичен. Биметаллический прокат с обоими сплавами обрабатывается без осложнений в холодную. Усталостная прочность деформированных сплавов, особенно в биметалле, намного выше, чем литых сплавов. Поэтому изделия из них также могут работать в более тяжелых условиях.

ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ЦИНКА ЦАМ4-1

Особенности получения цинка ЦАМ4-1: марка относится к сплавам системы Zn-Al-Cu. К промышленным сплавам этой системы также относятся сплавы ЦАМ4-3, ЦАМ10-5, ЦАМ9-4,5. Сплавы типа ЦАМ при плавке в тигельных печах готовят следующим образом.

В тигель, предварительно очищенный и разогретый до 400...500 °С, или в печь, подогретую до 500...600 °С, загружают примерно 2/3 необходимого по расчету количества цинка, алюминиево-медную лигатуру (50 % Al и 50 % Cu), а также чистые алюминий и медь в количествах, определяемых расчетом шихты в зависимости от марки сплава. Шихту засыпают хорошо прокаленным древесным углем. По мере расплавления загруженной части шихты сплав перемешивают, и при температуре 480...500°С догружают остальной частью цинка (1/3 от общего количества).

Готовый сплав при 470...490°С рафинируют хлористым цинком или хлористым аммонием (0,1-0,2 % от массы шихты). После отстаивания и удаления с поверхности расплава шлака сплав направляют на разливку.

Плавку ведут при 470...500°С. Сплавы цинка, в которых основным легирующим компонентом является медь (ЦАМ4-3, ЦАМ10-5), допустимо выплавлять при более высоких температурах (500...550°С).

ОСОБЕННОСТИ ЛИТЬЯ ИЗДЕЛИЙ ИЗ ЦИНКА ЦАМ4-1

Особенности литья изделий из цинка ЦАМ4-1: цинковые сплавы для литья под давлением должны обладать высокой жидкотекучестью при небольшом перегреве, не взаимодействовать с металлом пресс-форм и камер прессования, не привариваться к пресс-формам. Сплавы должны обладать малым интервалом кристаллизации, прочностью при высоких температурах, так как отливки подвергаются значительным нагрузкам при усадке и плотном обжатии металлических стержней, при снятии со стержней и выталкивании из пресс-формы.

Точность отливок зависит от правильного исполнения размеров полости пресс-формы с учетом усадки сплава и степени износа формы при эксплуатации. Усадка цинковых сплавов для отливок со стенками толщиной 1...3 мм составляет 0,4...0,5 %; при большей толщине стенок отливки усадка составляет 0,5...0,6 %. Состав сплава, температура сплава и формы, продолжительность выдержки металла в форме также оказывают влияние на точность отливок. Класс точности цинковых отливок, получаемых литьем под давлением, зависит от их номинальных размеров. С увеличением размеров отливок точность уменьшается. Размерам отливок до 30 мм соответствует 4-й класс точности, размерам 30...120 и 120...360 мм - 5-й и 7-й классы соответственно.

Чистота поверхности отливок зависит от чистоты поверхности пресс-формы. При литье под давлением цинковых сплавов чистота поверхности отливок достигает 7...8-го класса. Однако по мере износа пресс-формы чистота поверхности ухудшается. Средние значения чистоты поверхности отливок соответствуют 6-му классу.

Литература:

1. Производство точных отливок /И. Дошкарж, Я. Габриель, М. Гоушть, М. Павелка. М.: Машиностроение, 1979 — 296 с.
2. Цветное литье: Справочник/ Под общ. ред. Н. М. Галдина. — М.: Машиностроение, 1989 —528 с.
3. Могилев В. К., Лев О. И. Справочник литейщика. — М.: Машиностроение, 1988 — 272 с.
4. Титов Н. Д., Степанов Ю. А. Технологий литейного производства. М., «Машиностроение», 1974 - 472 с.
5. Липницкий А. М., Морозов И. В. Справочник рабочего-литейщика. Л., «Машиностроение» (Ленингр. отд-ние), 1976 - 344 с.
6. Горюнов И. И. Пресс-формы для литья под давлением. Справочное пособие. Л., «Машиностроение», 1973 - 256 с.
7. Обеспыливание в литейных цехах машиностроительных предприятий/В. А. Минко, М. И. Кулешов, Л. В. Плотникова и др.— М.: Машиностроение, 1987— 224 с
8. Основы теории металлов: учебное пособие/Абрикосов А.А./ФИЗМАТЛИТ / 2010 год - 601 с.
9. Химия и химическая технология металлов платиновой группы: учебное пособие/Борбат В.Ф., Шиндлер А.А./Издательство Омского государственного университета им. Ф.М. Достоевского /2008 год-176 с.

АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩЕЙ ТЕХНОЛОГИИ УТИЛИЗАЦИИ ЭЛЕКТРОЛИТА СВИНЦОВЫХ АККУМУЛЯТОРОВ

Дробышев А.Ю., Маняк Н.А.

Донецкий национальный технический университет

Практически все предприятия в развитых странах перерабатывают аккумуляторы, заполненные электролитом. Это диктуется жестким экологическим законодательством. Создание промышленных технологий и оборудования по утилизации электролита, сливаемого из старых аккумуляторов, имеет важное значение как с экологической, так и с экономической точек зрения. Отсутствие таких технологий приводит к неорганизованному сливу электролита в водоемы, грунтовые почвы, канализацию, что наносит существенный вред окружающей среде.

Существуют два принципиальных пути утилизации сернокислотного электролита: нейтрализация с последующим сбросом в стоки и регенерация с получением серной кислоты, как товарного продукта.

Нейтрализация сернокислотного электролита основана на реакциях взаимодействия H_2SO_4 с нейтрализующими агентами. В качестве последних наибольшее применение нашли кальцинированная сода Na_2CO_3 , каустическая сода $NaOH$, известь $CaCO_3$, гидроксид кальция $Ca(OH)_2$. В результате реакций образуется растворимый сульфат натрия и не растворимый сульфат кальция.

Слив электролита из аккумуляторов осуществляется в приемные емкости, объем которых зависит от количества перерабатываемых аккумуляторов. Приемные емкости могут быть выполнены из любого кислотостойкого пластика (винипласта, стеклопластика) или футерованы рольным свинцом. После заполнения приемной емкости электролит с помощью насоса перекачивают в емкость для отстоя (осветления). Отстой электролита производится с целью осаждения частиц шлама, состоящего, в основном, из диоксида свинца, то есть частиц положительной активной массы аккумуляторов. Отстой ориентировочно продолжается в течение суток.

В зависимости от объема нейтрализуемого электролита и организации производства могут быть использованы попеременно наполняемые две или три приемные емкости, в которых может осуществляться также и его отстой. При приготовлении раствора реагента в емкость первоначально заливают воду, а затем небольшими порциями вводят расчетное количество нейтрализующего агента. Раствор агента вводят при периодическом перемешивании деревянной или пластиковой мешалкой.

Процесс нейтрализации контролируется с помощью универсальной индикаторной бумаги по величине водородного показателя.

Сливную емкость (отстойник) и нейтрализатор по мере накопления шламов очищают от осадков. Осадки направляют на металлургическую переработку. Следует учесть, что процесс нейтрализации сернокислотного раствора происходит с большим выделением тепла. Поэтому выбор объема

нейтрализующего раствора должен осуществляться с учетом его разогрева. Нейтрализованный электролит направляют в стоки.

Содержание компонентов в нейтрализованном растворе не должно превышать следующих показателей: соединения свинца — 0,1 мг/л; взвешенные частицы — до 50 мг/л. РН раствора должен быть равным 6, 5÷8, 0.

При регенерации серной кислоты огневым способом, происходит ее высокотемпературное расщепление. Способ универсален и высокоэффективен. При огневом способе используется концентрированная серная кислота, поэтому предварительно проводят упаривание отработанного электролита до необходимой концентрации.

Предварительное обезвоживание (концентрирование) отходов серной кислоты осуществляют в контактных теплообменниках за счет теплоты выходящего из огневого реактора сернистого газа.

Процесс термического расщепления кислоты проводят при 950... 1200 °С, для чего в огневом реакторе сжигают топливо.

По этой технологии серную кислоту с помощью форсунок распыляют в потоке продуктов сгорания топлива в огневом реакторе. Туда же с помощью воздухоподогревателя подается воздух, предварительно пропущенный через воздухоподогреватель. Органические примеси, имеющиеся в электролите, при термообработке окисляются с образованием углекислого газа и воды, а серная кислота расщепляется с образованием сернистого газа и воды. Сернистый газ из огневого реактора поступает в котел-утилизатор, а из него - в систему очистки, где очищается от пыли, серноокислотного тумана и подвергается сушке, после чего с помощью газодувки подается в узел получения кислоты. Насыщенный пар из котла-утилизатора подается в пароперегреватель, а оттуда - потребителям. Очищенные дымовые газы с помощью дымососа выбрасываются в атмосферу через дымовую трубу. Регенерация серной кислоты позволяет одновременно с обезвреживанием отходов получать товарную продукцию высокого качества, снижая затраты на 25...30% по сравнению с ее производством из первичного сырья (элементарной серы).

При сборе, хранении, нейтрализации отработанной серной кислоты от аккумуляторных батарей следует учитывать особенности ее эксплуатации степень опасности.

Растворы серной кислоты, оказывают вредное воздействие на организм человека.

При нагревании серной кислоты образуются пары сернистого ангидрида, которые, соединяясь с парами воздуха, образуют кислотный туман. При вдыхании паров серной кислоты раздражаются и прижигаются слизистые оболочки верхних дыхательных путей. Поэтому работники, занятые в этом производстве, должны быть обеспечены индивидуальными средствами защиты.

О КРИСТАЛЛАХ ХИМИЧЕСКИХ ЭЛЕМЕНТОВ

Евтушенко Н.Ю., Корицкий Г.Г.

Донецкий национальный технический университет

С давних пор кристаллы привлекали человека «правильностью» и совершенством своего строения. Вначале кристаллом (от греч. *krystallos* - "прозрачный лед") называли прозрачный кварц (горный хрусталь), встречавшийся в Альпах. Его принимали за лед, затвердевший до такой степени, что он уже не плавится. Главную особенность кристаллов видели в их прозрачности и этим словом обозначали все прозрачные природные твердые тела.

В конце 17 в. было подмечено, что кристаллы выделяются симметричностью конструкции. Было установлено также, что некоторые непрозрачные минералы также имеют естественную правильную огранку и что форма огранки характерна для того или иного минерала. Возникла догадка, что форма может быть связана с внутренним строением. В конце концов кристаллами стали называть все твердые вещества, имеющие природную плоскую огранку. Интерес к природным кристаллам способствовал появлению в 18 веке науки кристаллографии, которую связывают с именем французского аббата Р. Гаюи. Со времен Гаюи было принято как гипотеза, что в правильной форме кристалла находит отражение упорядоченное внутреннее расположение частиц.

Научное подтверждение эта теория получила лишь в 1912 году, когда М.фон Лауэ описал явление дифракции рентгеновских лучей на атомных плоскостях внутри кристалла. С тех пор термин "кристалл" стали употреблять в применении ко всем твердым веществам с упорядоченной внутренней структурой. Некоторые ученые предпочитают называть твердые вещества "кристаллическими", а под "кристаллами" понимают, как и прежде, твердые вещества с природной огранкой.

В настоящее время принято считать, что кристалл представляет собой правильную трехмерную решетку, составленную из атомов или молекул. Геометрия такой решетки является многократным повторением элементарной ячейки. Известно 14 вариантов конструкции таких ячеек. Их называют решетками Браве. А какие из них можно встретить в мире химических элементов?

Нами была собрана и проанализирована информация о кристаллических системах химических элементов. Источниками информации послужили: Химическая энциклопедия: В 5 т. /Ред. Кол. :Кнунянц И.Л. (гл. ред.) и др. -М.; Справочник Химическая термодинамика в цветной металлургии, В 7 т. Я.И.Герасимов, А.Н.Крестовников, С.И.Горбов. М., "Металлургия"; Справочник "Физикохимические свойства элементов" (под ред. Г.В.Самсонова), -К. :Изд-во "Наукова думка",1965; Справочник «Самсонов Г.В. Свойства элементов. Ч.1 (1976)».

классифицировали по виду кристаллической ячейки. Количественный состав полученных группировок приведен в таблице 2. Группу термочувствительных полиморфных элементов классифицировали по виду самой высокотемпературной кристаллической ячейки. Количественный состав полученных группировок приведен в таблице 3.

Таблица 1 Количественный состав группировок химических элементов по склонности к полиморфизму.

Мономорфные элементы	Полиморфные элементы	
Всего элементов 118 (100%)		
40 (34%)	56 (47%)	
	Термочувствительные 50 (89,3%)	Тензочувствительные 6 (10,7)
Примечание: данные по 22 элементам (19%) отсутствуют		

Таблица 2 Количественный состав мономорфных элементов по типу кристаллической решетки.

Тип высокотемпературной кристаллической решетки	Количество элементов	
	Абсолютная величина	Доля
Кубическая	43	0,86
Ромбоэдрическая	3	0,06
Гексагональная	1	0,02
Ромбическая	1	0,02
Тригональная	1	0,02
Тетрагональная	1	0,02

Таблица 3 Количественный состав термочувствительных полиморфных элементов по типу высокотемпературной кристаллической решетки.

Тип высокотемпературной кристаллической решетки	Количество элементов	
	Абсолютная величина	Доля
Кубическая	25	0,625
Гексагональная	11	0,275
Ромбическая	3	0,075
Тетрагональная	1	0,025

СОВРЕМЕННЫЕ СПОСОБЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТИТАНОВОЙ СТРУЖКИ

Лелека М.В., Пасечник А.Ю.

Донецкий национальный технический университет

Титановая стружка образуется в результате механической обработки литых и кованных заготовок. Как правило стружка сливного типа, имеет небольшой удельный вес – до 1 г/см^3 . Поверхность стружки окислена, поскольку Ti склонен к поглощению газа, имеет высокое сродство к кислороду, кроме того поверхность загрязнена СОЖ. Эти факторы существенно затрудняют переработку данного материала. В настоящее время утилизация стружки осуществляется по следующим направлениям: использование стружки в качестве шихтовых материалов для выплавки вторичных Ti сплавов (сплавы ТВ); получение порошков титана; получение твердых сплавов на основе карбидов титана.

Вне зависимости от способа переработки проводят операции очистки стружки от механического засора, остатков смазочно-охлаждающих жидкостей (СОЖ) и поверхностной оксидной пленки.

Механический способ очистки поверхности стружки от остатков СОЖ, основанный на отгонке масел и эмульсий с помощью центробежных сил, используется в комплексе с досушкой другими способами для возможности использования титановой стружки в металлургическом переделе. Вакуумное обезжиривание экономически оправдано для глубокой очистки титановой стружки при ее подшихтовке для выплавки слитков титана и его сплавов. Гидрохимический (реагентный) способ, заключающийся в отмывке масел с поверхности стружки моющими составами включает очистку стружки от масел и эмульсий в содово-фосфатном растворе и удаление поверхностного окисленного слоя травлением в хлоридно-фторидном растворе. При сравнительно низких температурах, небольшой продолжительности и глубине травления достигается достаточно полное удаление нежелательных примесей, остаточное содержание которых не более %: 0,15 кислорода; 0,030 азота; 0,035 углерода.

Переплав стружки включает в себя следующие основные операции: дробление, промывка, сушка, магнитная сепарация, брикетирование, герметизация в капсулах, горячая экструзия. При повышенных требованиях к пластичности компактного металла, прессованные брикеты из стружки переплавляются в вакуумных дуговых печах, а полученные слитки по традиционной технологии перерабатываются горячей ковкой или прокаткой.

Основные преимущества этого способа это: экономия затрат за счет изготовления полуфабрикатов из стружки, а не из первичной губки; снижение себестоимости продукции на 20-30% за счет сокращения расхода энергии и трудозатрат.

Для получение порошка титана исходную стружку металлического титана насыщают водородом до содержания от 340 до 370 см³ H₂ на 1 г титана,

соответствующего формуле гидрида титана $TiH_{1,45}$ - $TiH_{1,58}$. Полученный губчатый гидрид измельчают до требуемого гранулометрического состава помолом в шаровой мельнице. Удаление водорода из порошка гидрида проводят термическим вакуумным дегидрированием в две стадии. Первую стадию дегидрирования осуществляют при температуре от 450 до 550°C до остаточного содержания водорода в металле от 150 до 260 см³ H₂ на 1 г титана. Состав гидрида по ходу дегидрирования контролируют по величине равновесного давления водорода над гидридом. Для чего периодически отсекают систему вакуумирования и проводят измерение давления, установившегося в аппарате дегидрирования. По окончании первой стадии дегидрирования спек порошка гидрида титана разрушают помолом в шаровой мельнице. Вторую стадию дегидрирования осуществляют при температуре от 450 до 550°C до требуемого остаточного содержания водорода в титане. Полученный в результате дегидрирования спек порошка титана разрушают помолом в шаровой мельнице. Готовый порошок просеивают через сито с размерами ячеек 0,04 мм. Выход готового продукта, при остаточном содержании водорода до 4 см³ H₂ на 1 г титана, составляет не менее 90% от массы исходного металла.

Карбид титана представляет собой химическое соединение металлического титана с углеродом. Традиционно выделяют 3 способа получения этого синтетического материала.

Карботермический синтез вещества восстановлением диоксида титана. Этот способ является основным на сегодняшний день. Однако он имеет свои недостатки: во-первых, реакция возможна лишь при высоких температурах (примерно 2000°C), а во-вторых, в продукте остается большое количество кислорода, извлечь который очень трудно. Для получения карбида титана таким способом необходимо тщательное соединение двух реагентов, что делает процесс достаточно дорогостоящим. Есть и еще один недостаток – это малая скорость химических реакций.

Второй способ подразумевает получение материала непосредственно спеканием самого титана и углерода. Это также происходит под воздействием высоких температур. Один из подвидов синтеза этим способом – получение вещества из смеси порошков титана и сажи. Однако для этого необходимо использовать титановый порошок, который имеет высокую стоимость. Также для этого нужно специальное оборудование.

Плазмохимический способ, при котором происходит восстановление газовой смеси в водородной среде. Этот способ будет несколько дешевле предыдущих, однако и он имеет свои недостатки: низкая производительность, так как на титане образуется очень тонкая пленка, и неравномерное покрытие, в особенности, на поверхностях нестандартных форм.

Значение этих способов переработки будет постоянно возрастать, так как потребление титана в промышленности постоянно увеличивается. В тоже время потребуется разработка и новых технологий переработки, позволяющих получать более качественную продукцию.

ТИТАН – МЕТАЛЛ СЕГОДНЕШНЕГО ДНЯ

Зорин Е.А., Маняк Н.А.

Донецкий национальный технический университет

Английский священник Вильям Грегор и немецкий химик Мартин Генрих Клапрот, открывшие в конце XVII века новый химический элемент не могли себе представить, что через два столетия без этого металла не могли бы развиваться такие отрасли, как авиа- и ракетостроение, атомная энергетика, электроника и медицина. В настоящее время это же можно сказать и об автомобилестроении.

Сегодня потребление титана является показателем уровня научно-технического прогресса, экономического развития государства и его обороноспособности.

Титан, как конструкционный материал обладает хорошим сочетанием высоких механических свойств и сравнительно малой плотностью. Сплавы титана отличаются высокой термостойкостью.

Благодаря этим свойствам, титан находит широкое применение в аэрокосмической области. Его используют в производстве газовых турбин для самолетостроения, деталей двигателей (роторные лопатки, диски, кольца, корпуса и т.д.).

Повышение уровня эксплуатационных свойств наиболее нагруженных и дорогостоящих деталей и узлов проточной части турбины ГТД, изготовленных из жаропрочных материалов, является наиболее важной задачей авиационного двигателестроения.

В последнее время титан нашел широкое применение для изготовления опор морских нефтедобывающих платформ (титановые платформы вдвое гибче стальных), глубоководных бурильных райзеров, трубопроводов, фильтров насосов и систем забора воды, теплообменного оборудования, сосудов высокого давления, высокопрочных гибких растяжек для крепления платформ.

Разработка жаропрочных материалов на основе титана с температурами работы выше 600° С является весьма актуальной, поскольку позволяет расширить диапазон применения титановых сплавов в двигателе- и самолетостроении. В этом направлении ведутся интенсивные работы, позволяющие ожидать довольно хорошие результаты. В этом отношении наиболее перспективными являются алюминиды титана.

Уже сейчас этот металл востребован автомобильной промышленностью в изготовлении двигателей для гоночных машин, витых авторессор, выхлопных систем, поршневых штоков и крепежей. В Японии разработано более полутора десятков новых сплавов титана с добавками в них алюминия циркония, ниобия, тантала, молибдена и гафния, которые широко используют в медицине.

Титановые часы, впервые внедренные на рынок японскими производителями, сейчас являются одним из наиболее доступных и признанных потребительских товаров.

Мировое потребление титана в производстве традиционных и, так называемых, нательных украшений измеряется несколькими десятками тонн. Потребление титана и его сплавов в ювелирном деле становится все более заметным.

Потребительская электроника (корпуса портативных компьютеров, плазменных телевизоров с плоским экраном и другое электронное оборудование) является достаточно новым и быстро растущим рынком для титана. Во многих случаях применение титана на этом рынке вызвано не только его великолепными свойствами, но и привлекательным внешним видом.

Использование титана в производстве динамиков обеспечивает лучшие акустические свойства в связи с легкостью титана по сравнению со сталью.

Среди всех «архитектурных» металлов титан имеет наибольший срок службы благодаря высокой коррозионной устойчивости. Там, где другие материалы имеют ограниченные сроки службы ввиду воздействия кислотных дождей, промышленных выбросов, агрессивных атмосферных условий, титан более стоек, чем другие материалы. Низкий коэффициент теплового расширения, близкий соответствующим параметрам стекла, бетона, кирпича и камня, делает титан хорошо совместимым с этими материалами. Несмотря на то, что титан, как высокотехнологичный металл является относительно новым в архитектуре, в Японии его уже более 25 лет используют в сотнях сооружений. В последние годы потребление титана в этих областях возросло не только в Японии, но и в других странах.

Титан может подвергаться анодированию, что позволяет получать различные цветовые гаммы. Много художников работают с титаном для производства изделий, скульптур, декоративных предметов и мебели.

Нитрид титан используют для покрытий режущего инструмента, такого как шаровые коронки.

В настоящее время достигнут значительный прогресс в области создания конструкционных титановых сплавов по следующим перспективным направлениям: многослойные композиционные материалы с внутренним и внешним армированием. Продолжаются наиболее высокие темпы роста потребления титанового проката в неавиационном секторе: химическая и энергетическая промышленность. Он широко используется для сооружения опреснительных установок в странах Среднего Востока. В США появились установки, позволяющие оперировать в магниторезонансном поле. Традиционные стальные инструменты искажают картину диагностики, да и оперировать ими в магнитном поле сложно. А титан не обладает магнитными свойствами и, в отличие от пластмасс, является более прочным.

Кроме того, титан широко используют в черной металлургии в качестве раскислителя и легирующей добавки.

Таким образом, титан действительно можно назвать металлом сегодняшнего дня.

ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ АЛЮМИНИЯ И ЕГО СПЛАВОВ ИЗ ШЛАКОВ

Орлов С.В., Пасечник С.Ю.

Донецкий национальный технический университет

В последние годы разработано достаточно много эффективных способов извлечения металлического алюминия из шлаков. Однако известные способы и применяемое оборудование рассчитаны на очень большие объемы перерабатываемых шлаков, что требует для их внедрения значительных капитальных затрат. Кроме этого, для известных технологий, одним из условий эффективности является наличие металлического алюминия в шлаке не менее 35%. Поэтому задача переработки отходов алюминиевого производства непосредственно в условиях литейных цехов и заводов остается пока практически не решенной. В то же время переработка даже бедных шлаков с низким содержанием металлического алюминия (ниже 35%) непосредственно на месте с использованием новых технических решений может быть достаточно эффективной.

На ЗАО "ЗАЛ" ежемесячно образуется не более 25...30 тонн алюминиевого шлака, поэтому его реализация на перерабатывающие предприятия оказывается низко рентабельной. Переработка шлаков внутри завода дает возможность дополнительного получения вторичных алюминиевых сплавов собственного производства по более низкой себестоимости.

Для переработки небольших промышленных партий в АлтГТУ разработан способ электродугового переплава алюминиевых шлаков в однофазной электродуговой печи переменного тока. Ведение дугового процесса осуществляется с использованием модернизированной установки А-550МУ конструкции ИЭС им. Е. О. Патона. Источником питания электрической дуги служит серийный сварочный трансформатор типа ТШС-3000-1. Электродуговой процесс ведется с использованием графитовых электродов диаметром 100...150 мм.

Принятая на установке система автоматического регулирования позволяет поддерживать стабильное горение электрической дуги переменного тока между графитовым электродом и шлаковой массой во время всего процесса переплава. Процесс ведется при допустимом напряжении на дуге и плотностях тока на электроде. Для переплава алюминиевых шлаков и накопления металлической ванны используется керамический тигель, футерованный огнеупорной массой на основе шамотного порошка и имеющий токопроводящий электрод (поддон). Тигель оборудован механизмом поворота, необходимым для его опрокидывания и слива получаемого жидкого алюминиевого сплава. Внутренняя емкость используемых тиглей составляет 0,2...0,25 м³.

Разработанная для ЗАО "ЗАЛ" технология электродуговой переработки алюминиевых шлаков включает несколько этапов. Первый этап заключается в подготовке шлаковой массы к переплаву.

В переработку используется шлаковая масса, содержащая в себе оксиды алюминия металлического вида. Куски шлака "песчаного" вида, т.е. зольный засор, для переработки непригодны. Поэтому перед переплавом производится измельчение крупных кусков шлака на специальном гидравлическом прессе и его сепарация с удалением кусков зольного засора и других инородных включений, в частности отходов черных металлов. Затем крупные фрагменты шлаковой массы передаются для дополнительного измельчения на щековой дробилке. Наиболее благоприятный для переплава размер кусков шлака после дробления составляет по диагонали 40...50 мм. Перед передачей на переплав, шлаковая масса дополнительно проходит обработку на выбивной решетке, где отделяется зольный засор мелкой фракции, с размером частиц до 1,5...2,0 мм.

Процесс переплава алюминиевых шлаков начинается с возбуждения электрической дуги между графитовым электродом и подиной плавильной емкости (тигля). Старт процесса осуществляется с алюминиевого скрапа, либо с алюминиевой стружки. После возбуждения и стабилизации электрической дуги в рабочее пространство тигля порционно с массой навески до 10 кг подается алюминиевый шлак. В не разогретом состоянии и при малой концентрации металлического алюминия в шлаке он не электропроводен. После предварительного прогрева первых порций электрической дугой он становится электропроводным и осаживается в тигле.

При перемешивании загруженной шлаковой массы в тигле достигается ее прогрев электрической дугой; кроме того, происходит обновление шлаковой массы под электродом, где протекают основные физико-химические процессы выделения алюминия из шлака.

Одним из основных процессов, способствующих выделению алюминия из шлака, является катодное распыление окисных пленок на поверхности шлака, развивающееся при воздействии на него электрической дуги переменного тока. Кроме этого, в дуговом промежутке термодинамически возможен процесс непосредственного восстановления металлического алюминия из его оксидов в шлаке. Получаемый жидкий алюминий в разогретом дугой шлаке концентрируется в отдельные капли. Капли большого размера сразу скатываются в жидкую металлическую ванну, образовавшуюся на дне тигля, а капли маленьких размеров остаются предварительно в шлаковой массе для дальнейшего роста и достижения соответствующего размера.

Для интенсификации протекающих процессов и истечения расплавленного алюминия из разогретой шлаковой массы, а также для обновления шлаковой массы под электродом, производится периодическая осадка и перемешивание шлаковой массы. Затем производится завалка в тигель свежей порции шлаковой массы и обработка ее электрической дугой. Длительность обработки одной завалки шлака ≈ 10 кг не превышает 10 минут. Большой выход жидкого металла из шлака достигается при небольших порциях

завалки (3...6 кг) и полном прогреве шлаковой массы, а также более интенсивном ее перемешивании. Максимально полная завалка тигля шлаком не превышает 100 кг. После полного заполнения тигля алюминиевым шлаком и по завершении процесса его переплава электрической дугой производится окончательное, полное перемешивание шлаковой массы, обеспечивающее стекание остатков металлического алюминия в ванну с жидким расплавом. Окончательное перемешивание шлаковой массы производится при снятой нагрузке электродуговой печи. Время полного цикла обработки 100 кг загрузки алюминиевого шлака не превышает одного часа. После этого производится слив полученного алюминиевого сплава из тигля, с последующим удалением из плавильной емкости остатков отработанного шлака.

Опытно-экспериментальные плавки показали, что в электродуговой печи переменного тока дополнительно развивается процесс восстановления алюминия из оксидов шлака с получением алюминиевого сплава, переходящего в жидкую металлическую ванну. Выход годного в сравнении с известными технологиями переплава алюминиевых шлаков увеличивается до 10%.

При использовании электродуговой технологии для переплава бедных алюминием "черных" шлаков выход годного составляет до 30...35%, а при переплаве более богатых алюминием "белых" шлаков выход годного достигает до 45...50%. Богатые алюминием съемы с большим содержанием металлического алюминия до 70...90% переплавляются ЗАО "ЗАЛ" на специальном оборудовании. Отжатые съемы и образующиеся шлаки дополнительно проходят обработку электродуговым способом.

Остаточное содержание алюминия в шлаках, переплавленных в электродуговой печи, не превышает 1,5...2%. Расход электроэнергии на получение вторичного алюминиевого сплава из шлака при электродуговом переплаве составляет от 1,5 до 2,0 кВт · ч / кг.

Разработанная технология переплава алюминиевых шлаков в электродуговой печи переменного тока внедрена с 2001 года в условиях ЗАО "Завод алюминиевого литья" и позволяет реально получать до 100...150 тонн вторичных алюминиевых сплавов в год. Срок окупаемости дополнительных капиталовложений не превышает одного года.

ПРОБЛЕМЫ ГОРЯЧЕГО ЦИНКОВАНИЯ

Семергей Д.В., Пасечник С.Ю.
Донецкий национальный технический университет

Горячее цинкование является одним из основных способов антикоррозийной защиты металлоконструкций. Обычный срок службы оцинкованных изделий составляет 50-70 лет. Цинковые покрытия нашли широкое применение в областях, где требуется надежность и долговечность металлоконструкций.

Под термином «горячее цинкование» понимают нанесение цинкового покрытия на поверхность металлических изделий, преимущественно из стали, ковкого, а также серого чугуна, путем погружения изделия в расплав цинка [1].

Как любая обработка поверхности, горячее цинкование требует правильной подготовки поверхности для того, чтобы во время погружения деталей в ванну цинкования реакция железа и цинка была однородной. Подготовка включает в себя кислотное обезжиривание, травление, промывку, флюсование, сушку. Именно после такой тщательной подготовки поверхности адгезия (прочность сцепления) цинкового покрытия с основным металлом очень высока, а, значит, оцинкованный металл будет на долгие годы защищен от воздействия коррозии [2].

После всех предварительно описанных операций, можно считать, что контакт между сталью и жидким цинком будет обеспечен наилучшим образом.

Затем только металлоконструкцию помещают в ванну горячего цинкования.

Во время горячего цинкования сталь полностью погружается в расплавленный цинк, все ее поверхности остаются покрытыми, включая внутренние части, углы, щели и мелкие детали, труднодоступные с помощью других техник покрытия. Становится возможным защитить полностью, включая внутреннюю поверхность, трубы и полые элементы или, при необходимости, только их наружную часть.

Основные параметры успешной операции:

- 1) качество стали;
- 2) качество цинка;
- 3) температура цинкового расплава;
- 4) продолжительность погружения;
- 5) скорость погружения и поднятия;
- 6) охлаждение.

Присутствие в стали отдельных элементов может существенно изменять характер взаимодействия между расплавленным цинком и сталью, вызывая изменение строения, толщины и свойств цинкового покрытия. Это все в результате приводит к отслаиванию защитного покрытия.

Известно, что кремний, марганец и фосфор значительно повышают скорость взаимодействия между сталью и расплавленным цинком, в результате чего усиливается рост слоя сплава в покрытии.

Определенное влияние – увеличение скорости роста железоцинковых фаз – оказывают металлы, входящие в состав малолегированных, высокопрочных сталей, все шире применяемых в строительстве.

Изделия из горячекатаной стали являются более предпочтительными, при выполнении требований по химическому составу, покрытие получается блестящим и гладким, при нарушении этого соотношения покрытие будет матовым, иногда с изменением оттенка по длине изделия, но это никак не скажется на защитных свойствах покрытия [2].

Температура цинкового расплава составляет 419 °С, цинкование выполняется в классических пределах от 445 до 460 °С, что позволяет сократить образование штейна, оксидов, гартцинка.

Скорость погружения тоже является важным фактором. Слишком медленная скорость приведет к риску повторного окисления, а слишком высокая скорость погружения приведет к захвату с поверхности остатков солей, флюс не успеет расплавиться и, как следствие, это вызывает образование дефектов.

Технологические нарушения в процессе нанесения цинкового покрытия могут стать причиной множества дефектов, проявляющихся на поверхности металлоконструкций.

Отслаивание защитных покрытий является одной из наиболее актуальных проблем горячего цинкования.

В большинстве случаев отслоения сами по себе плоские, располагаются на верхней поверхности прокатного изделия. После горячего цинкования края отслоений становятся более заметными на верхней поверхности цинкуемого изделия. Такие отслоения возникают во время проката материала. Во время горячего цинкования жидкий цинк проникает в края между покрытием и основным материалом и образование слоя железо-цинкового сплава ведет к тому, что эти края начинают подниматься от основного материала.

Отслоения представляют собой повреждения на цинковом покрытии, на которых само цинковое покрытие, включая также железо-цинковый сплав, отделяется от нижнего основания. Они возникают, главным образом, на оцинкованной поверхности с толстым слоем железо-цинкового сплава, на цинкуемом изделии с очень ровной поверхностью или по краям самого изделия [3].

Отслоения образуются в результате ударов или вследствие упругой или пластичной необратимой деформации обрабатываемой детали. При этом слой железо-цинкового сплава может надорваться и отделиться от нижнего основания, если между ними образовывается напряжение сдвига достаточной величины. Локальная упругая деформация стальной конструкции под трещинами в слое железо-цинкового сплава также способствует отделению цинкового покрытия.

Отслоения могут наблюдаться так же в форме шелушения. Они представляют собой повреждения на цинковом покрытии, на котором внешний слой цинка отделяется от слоя железо-цинкового сплава, находящегося под ним. Причина такого отслаивания цинкового слоя состоит в том, что реакция между цинком и сталью продолжается еще и при температуре ниже точки плавления цинка. При этом цинк диффундирует из внешнего слоя покрытия в слой железо-цинкового сплава, при этом на границе между двумя слоями возникают поры, которые ведут к тому, что слой цинка отделяется и отпадает.

Отслаивания могут встречаться также тогда, когда оцинкованное изделие после горячего цинкования слишком медленно охлаждается. Это часто встречается, когда горячие оцинкованные изделия складывают друг на друга. Отслаивания внешнего слоя цинка возникает, если оцинкованная конструкция длительное время используется при температуре около 200 °С. На отдельных стальных конструкциях такое явление может проявляться с разной силой. Небольшое содержание свинца в цинке способствует возникновению этого дефекта.

Кроме того, на поверхности металлоконструкций могут также проявляться образования в виде пузырей. Пузыри представляют собой небольшие возвышения на оцинкованной поверхности, образовавшиеся в результате отслоения покрытия от стальной поверхности. Это дефект материала, который появляется на поверхности оцинкованного изделия в качестве вздутий из-за расслаивания материала под влиянием водорода. Пузыри встречаются только в стальных изделиях с низкой прочностью. Избежать появления пузырей можно быстрым и сильным травлением.

Таким образом, можно сделать вывод, что для защиты цинкового покрытия от отслаивания необходимо соблюдать все предъявляемые процессу требования: поверхность металлоконструкций не должна иметь изъянов, трещин, шероховатостей, должны быть исключены структурные изменения. На поверхности основного металла не допускаются закатанная окалина, заусенцы, поры, включения, сварочные шлаки, остатки формовочной массы, графита, смазки, металлической стружки, маркировочной краски. Кроме того существует необходимость контролировать состав примесей в стали, подвергающейся горячему цинкованию. Важным условием также является правильная подготовка металлических конструкций к процессу нанесения антикоррозионных покрытий.

Литература:

1. Лайнер В.И. Защитные покрытия металлов. – М.: Металлургия, 1974. – 559 с.
2. Радионова Л.В., Субботина Ю.М. Преимущества и недостатки способа горячего оцинкования стальной полосы. Проблемы цинкования // Машиностроение: сетевой электронный научный журнал, 2013. № 2. – С. 3-8.
3. Организация горячего цинкования. POLYGONAL system engineering [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://polygonal.com.ua/tsinkovanie-info-1.php>

ПОЛИМОРФИЗМ КУБИЧЕСКИХ РЕШЕТОК

Чайка В. Н., Корицкий Г. Г.

Донецкий национальный технический университет

Все металлы являются кристаллическими телами, имеющими определенный тип кристаллической решетки. Различают несколько типов решеток. Наиболее привлекательными для описания и анализа являются кубические решетки. Среди металлов широко распространены относительно сложные типы кубических решеток - объемно центрированная (ОЦК) и гранецентрированная (ГЦК) кубические решетки. Их модели представлены на рис.1.

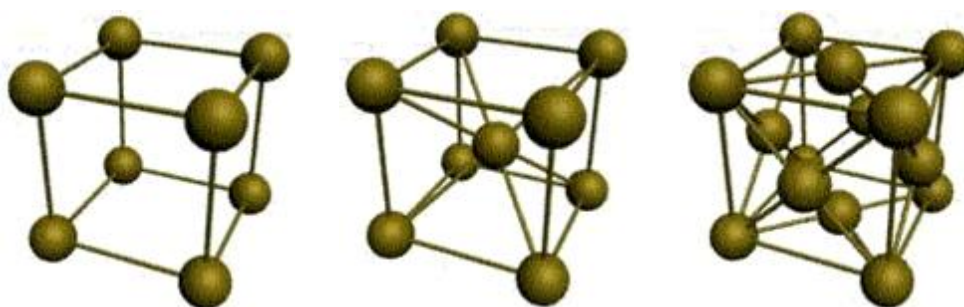


Рисунок 1- Основные типы кристаллических решеток металлов

Основу ОЦК-решетки составляет элементарная кубическая ячейка, в которой атомы металла находятся в вершинах куба, и еще один атом в центре его объема, т. е. на пересечении его диагоналей. Такой тип решетки в определенных диапазонах температур имеют железо, хром, ванадий, вольфрам, молибден и др. металлы. У ГЦК-решетки элементарной ячейкой служит куб с центрированными гранями. Подобную решетку имеют железо, алюминий, медь, никель, свинец и др. металлы.

Сами по себе эти модели кристаллической решетки особого интереса не представляют. Но, принимая участие в полиморфных превращениях, вызывают ряд вопросов. Например, как перестраивается решетка одного и того же металла с изменением базиса (количества объектов, приходящихся на одну ячейку) на 100% (ровно вдвое)?

Насколько изменяются параметр и объем решетки в процессе полиморфного превращения?

Чтобы попытаться ответить на эти вопросы, мы выбрали данные о полиморфных превращениях металлов, включающих схемы переходов ОЦК-ГЦК или ГЦК-ОЦК. Собранные данные представлены в таблице 1 и на рисунках 2 и 3.

Представленные данные показывают, что в результате полиморфного превращения ОЦК-ГЦК параметр кристаллической решетки увеличивается в среднем на 25%, что приводит к увеличению объема ячейки в среднем на

89%...98% - почти вдвое. В итоге следует ожидать соответствующего увеличения объема металлического изделия. Однако, как известно, такого эффекта не наблюдают, хотя плотность ячейки при этом увеличивается всего лишь на 1%...6% за счет того, что базис возрастает вдвое (на 100%).

Исходя из конструкции решеток ОЦК и ГЦК, эффект полиморфного превращения должен сопровождаться значительным переносом массы, отображающим, с одной стороны, увеличение базиса решетки вдвое, а с другой – увеличение ее объема тоже почти вдвое. Противоречие между ожидаемым эффектом и реальным поведением материала можно объяснить переориентацией связей между корпускулами в кристаллической решетке, которые остаются на своих прежних местах. Дефициты объема и плотности ячейки могут быть связаны с возможным поворотом корпускулы, очертания которой наверняка отличаются от сферических.

Таблица 1. Данные об изменении параметров кубических решеток при полиморфных переходах.

Металл	Вид решетки	Параметр ячейки, мкм	Объем ячейки, $V \cdot 10^{-21} \text{ см}^3$	$a_{\text{ГК}}/a_{\text{ОК}}$	$V_{\text{ГК}}/V_{\text{ОК}}$	$\rho_{\text{ГК}}/\rho_{\text{ОК}}$
Li	ОЦК	0,3516	0,0435	- 0,20	- 0,49	-0,01
	ГЦК	0,4413	0,0859	0,25	0,98	0,01
Ca	ОЦК	0,4477	0,0897	- 0,20	- 0,48	-0,03
	ГЦК	0,5582	0,1739	0,25	0,94	0,03
Mn	ОЦК	0,3075	0,0291	- 0,20	- 0,50	-0,01
	ГЦК	0,3862	0,0576	0,26	0,98	0,01
Fe	ОЦК	0,2932	0,0252	- 0,20	- 0,48	-0,04
	ГЦК	0,3647	0,0485	0,24	0,92	0,04
La	ОЦК	0,4260	0,0773	- 0,20	- 0,48	-0,04
	ГЦК	0,5296	0,1485	0,24	0,92	0,04
Ce	ОЦК	0,4120	0,0699	- 0,20	- 0,49	-0,02
	ГЦК	0,5161	0,1375	0,25	0,97	0,02
Yb	ОЦК	0,444	0,0875	- 0,19	- 0,47	-0,06
	ГЦК	0,5486	0,1651	0,24	0,89	0,06
Th	ОЦК	0,4110	0,0694	- 0,19	- 0,47	-0,05

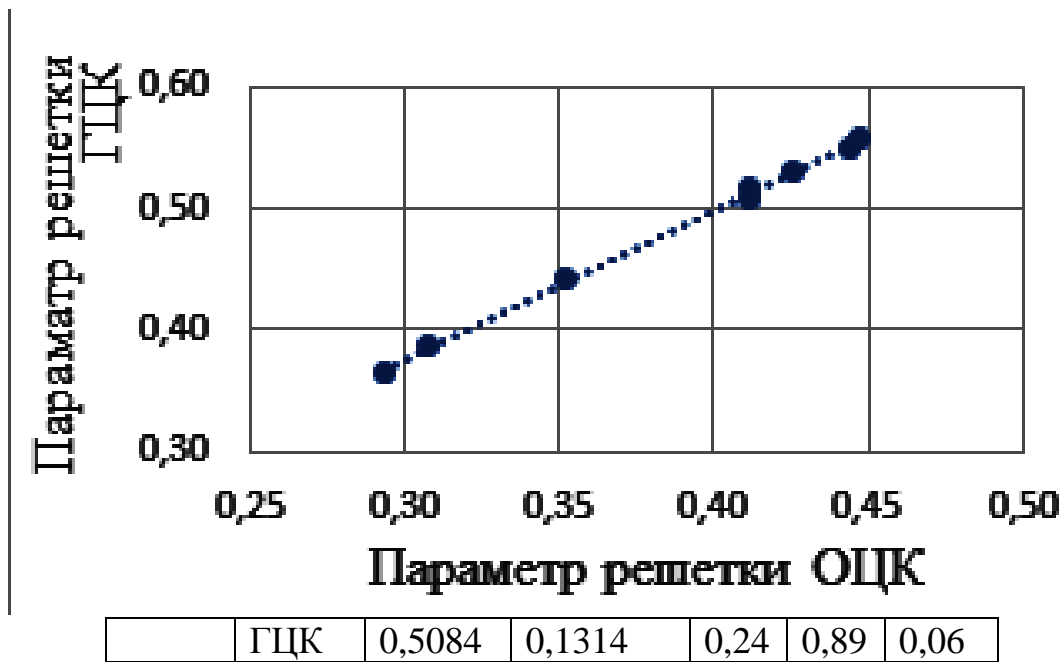


Рисунок 2 - Соотношение параметров решеток при переходе ОЦК-ГЦК.

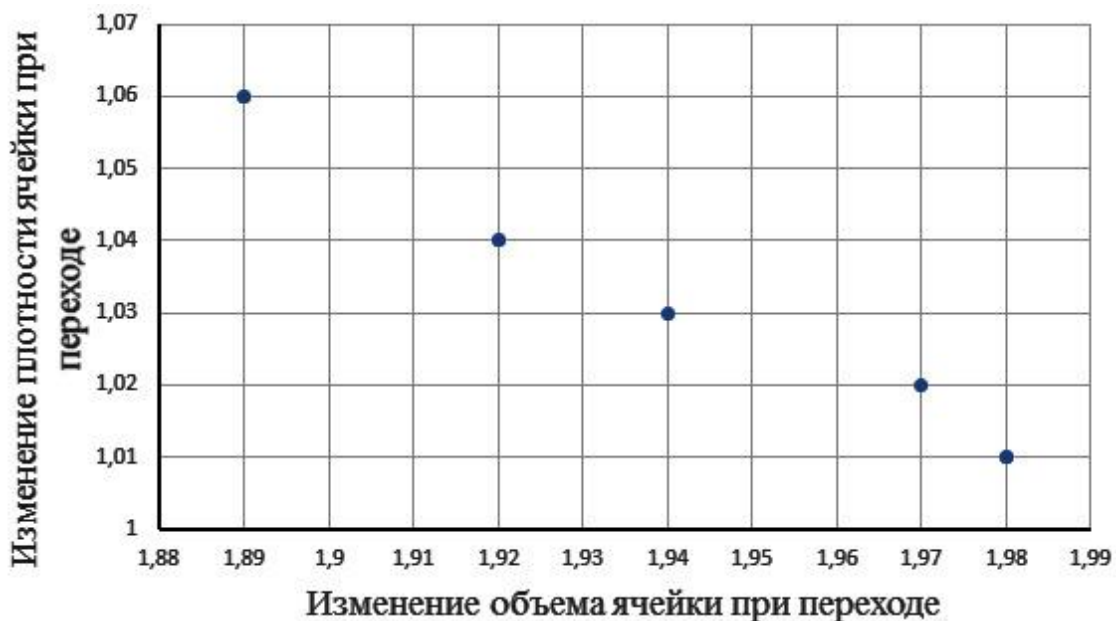
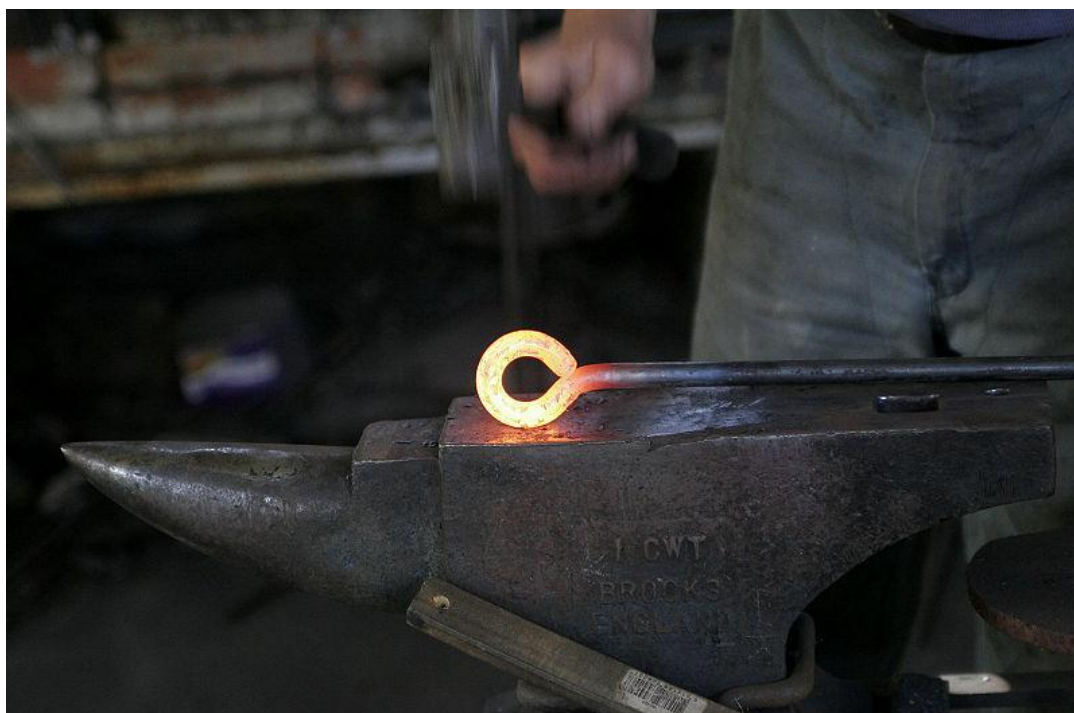


Рисунок 3 - Эффекты полиморфного перехода ОЦК-ГЦК.

ОБРАБОТКА

МЕТАЛЛОВ

ДАВЛЕНИЕМ



МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ ЛИСТА С ПРИМЕНЕНИЕМ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СМАЗОК С ПОМОЩЬЮ МЕТОДА КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ В КОМПЛЕКСЕ ABAQUS

Артемьева М.А., Королев К.Г.

Государственное образовательное учреждение
Высшего профессионального образования
Луганской Народной Республики
«Донбасский государственный технический университет»

Возможность эффективности применения смазок при горячей прокатке ранее рассматривалась с учетом опыта применения технологических смазок при холодной прокатке и совершенно не учитывались особенности условий процесса горячей прокатки, которые могут изменить известные закономерности.

Многочисленные исследования [1] эффективности смазок при горячей прокатке прежде всего обратили внимание на существенное снижение износа валков. Поверхность листа формируется прокатными валками, именно поэтому целесообразность использования технологических смазок в первую очередь определяется их способностью уменьшать выработку валков и улучшать качество поверхности полосы.

При классификации смазочных средств для горячей прокатки за основу должна быть принята совокупность физико-механических и химических свойств. Физико-механические свойства определяют способы подачи и нанесения смазки; химические свойства — образование граничных смазочных пленок, характер окислительных процессов и новообразований на поверхности прокатываемого металла.

Для оценки пригодности минеральных масел как технологических смазок необходимо знание их физических свойств: вязкости; температур вспышки, кипения и застывания; адгезионных характеристик.

Некоторые смазки могут снижать коэффициент трения в 5-6 раз. Антифрикционная эффективность смазки, т.е. степень снижения сил трения, зависит от двух основных факторов: химического состава смазки и толщины образующегося разделительного слоя [4].

Эффективность технологических смазок при горячей прокатке на лабораторных и промышленных станах по энергосиловым параметрам проявляется в уменьшении коэффициента трения и усилия прокатки, снижении крутящего момента и расхода электроэнергии.

Имеющиеся в литературе зависимости для расчета усилия прокатки можно разделить на теоретические и эмпирические. Большинство теоретических формул для расчета контактного давления базируется на дифференциальном уравнении прокатки, которое впервые было получено Т. Карманом из рассмотрения условий равновесия элементарного объема, выделенного в очаге

деформации [5]. В некоторых методиках для нахождения усилия прокатки сделаны допущения, например, в методике А.И.Целикова: дуга захвата заменена хордой, касательные контактные напряжения приняты $\tau_x = \tau_c$, а не $\tau_x = \mu R_{cp}$, при этом τ_x изменяется по линейному закону и в нейтральном сечении $\tau_x = 0$. В методике Р.Б. Симса: по всей дуге захвата имеется прилипание и сила трения принята $\tau_x = \pm k$ при изменении направления τ_x в нейтральном сечении [5]. Таким образом допущения, принятые при разработке модели, в некоторой степени снижают точность расчета.

Для проверки учета влияния коэффициента трения на усилие и момент прокатки с применением технологических смазок была разработана конечно-элементная модель процесса прокатки толстолистовой стали в условиях чистой клетки стана 3000 ПАО АМК с использованием программного комплекса ABAQUS.

Разработанная модель обладает рядом допущений, облегчающих формулировку задачи и сокращающих время расчета: при разработке модели учитывали симметричность процесса относительно плоскостей XY и XZ; валок представлен в виде аналитически жесткого тела; в качестве моделируемого материала использовалась сталь 09Г2С, фактическое сопротивление деформации которой было рассчитано по методике Л.В.Андреюка - Г.Г.Тюленева [5].

Моделировался проход в чистой клетке раската толщиной $H = 40$ мм, шириной $B = 2581$ мм, длиной $L=2000$ мм, диаметр валка $D = 900$ мм, скорость прокатки $V = 3$ м/с, обжатие $\Delta h = 7,5$ мм, температура всего тела раската $T=1007^\circ\text{C}$.

Контакт между раскатом и валком учитывали при помощи модели контакта «surface-to-surface contact» путем задания коэффициента трения $\mu=0,314$ (соответствующий условиям горячей прокатки без учета смазки), $\mu=0,230$ (соответствующий условиям горячей прокатки с применением центрифугированного масла) и $\mu=0,155$ (соответствующий условиям горячей прокатки с применением олефиновых гидроуглеводородов):

$$\tau_{\text{крит}} = \mu p$$

где p – нормальные контактные напряжения в плоскостях сопряжения инструмента и деформируемой заготовки [6].

В результате моделирования процесса получены интегральные характеристики вертикальной силы и момента на валке, сглаженные функцией smooth, чтобы устранить осцилляцию, которая обусловлена особенностями метода конечных элементов и степенью разбиения конечно-элементной сетки (рис.1).

Анализ полученных данных показывает, что изменения коэффициента трения в исследуемом диапазоне снижает усилие и момент прокатки порядка 5 и 10% для условий прокатки с центрифугированным маслом и олефиновыми гидроуглеводородами соответственно, по сравнению с базовым коэффициентом трения, соответствующим условиям прокатки без смазки, что согласуется с экспериментальными данными. Такое незначительное влияние коэффициента

трения объясняется незначительной долей потерь на трение в общих затратах на деформирование при прокатке толстых листов.

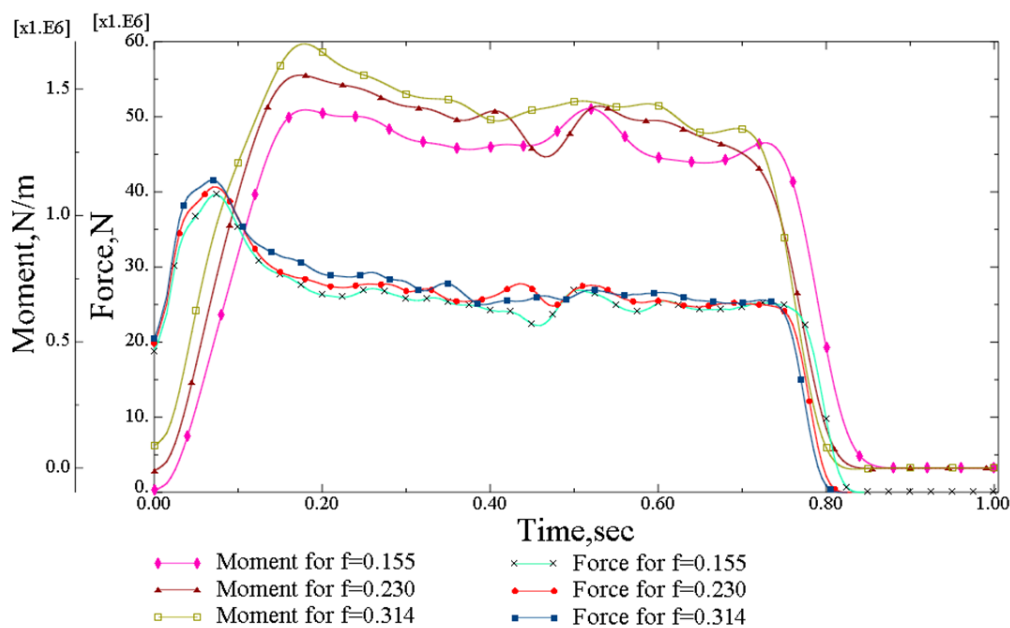


Рисунок 1 – Изменения момента RM3 и усилия RF2 горячей прокатки в зависимости от изменения коэффициента трения.

Таким образом, разработанная модель позволяет проводить исследования влияния технологических смазок на напряженно-деформированное состояние и энергосиловые параметры при прокатке толстых листов в чистовой клети стана 3000 ПАО «АМК».

Литература:

- 1) Патент СССР №703172/15.12.79. А.П.Грудов, В.П.Богатырь, В.Н. Сошников, В.А. Бондаренко, В.Т. Тилик, Н.Г. Бурбело, В.Т. Шевцов, В.С. Мовшович, Г.В. Лейзерович. Способ смазки прокатных валков // 1979. Бюл. №46.
- 2) Патент РФ №2365442/27.08.2009 Манюров Ш. Б., Куклев А. В. Айзин Ю. М., Морозов Ю. Д. Способ защиты поверхности горячекатаного раската от окисления в процессе прокатки // 2009.
- 3) Применение смазочно-охлаждающих технологических жидкостей в производстве прокатки листового материала : учебное пособие / В. Н. Кокорин, Ю. А. Титов. – Ульяновск : УлГТУ, 2004. – 55 с.
- 4) Грудев А.П. Трение и смазки при обработке металлов давлением / А.П. Грудев, Ю.В. Зильберт, В.Т. Тилик. – М.: Metallurgia, 1982. – 310 с.
- 5) Коновалов Ю. В. Расчёт параметров листовой прокатки. Справочник. / Ю. В. Коновалов, А. Л. Остапенко, В. И. Пономарев. М.: Metallurgia. –1986. – 430 с.
- 6) Манилык Т. Практические рекомендации программного комплекса ABAQUS в инженерных задачах. Версия 6.6. / Т. Манилык, К. Ильин. – М. : МФТИ, Тесис, 2006. – 68 с. 7

ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМОИЗМЕНЕНИЕ БИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО ПАКЕТА СОЧИТАНИЯ Ст3 – 15Х13

Бевз А.А., Беседин А.И., Королёв К.Г.

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования Луганской Народной Республики «Донбасский государственный технический университет»

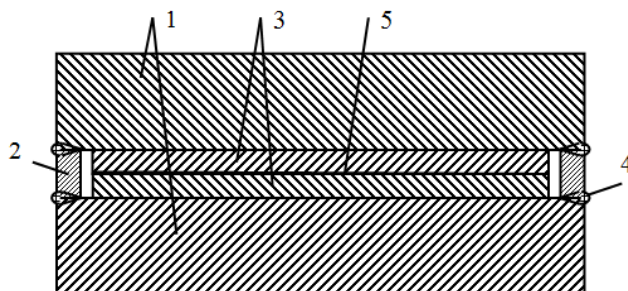
Одной из наиболее насущных задач, является снижение металлоемкости выпускаемой продукции. Применение биметаллов позволяет повысить надежность и долговечность оборудования, значительно сократить расходы на их изготовление в результате экономии дорогостоящих цветных металлов.[1]

Одним из видов производства биметаллов является пакетный, который имеет следующие преимущества:

- 1) возможность получения биметаллических листов из большого количества сочетаний сталей и цветных металлов;
- 2) сборка пакетов производится в отдельных помещениях, что не препятствует основному технологическому процессу;
- 3) поверхность плакирующего слоя не подвергается отрицательному воздействию газов печи при нагреве и валков при прокатке;
- 4) при прокатке отсутствует изгиб раската и коробление при остывании.

К недостаткам относится некоторая ограниченность сортамента по толщине по сравнению со способом литого плакирования, а также наличие разнотолщинности двухслойных листов [2]. Однако применение некоторых технологических приемов, учитывающих особенности производства и состав технологического оборудования на конкретном предприятии позволяет снизить указанные негативные явления [3].

Составляющие пакета приведены на рисунке 1. Длина основного слоя больше длины плакирующего слоя на 130- 200 мм для предотвращения выдавливания планок в процессе деформирования.



1 – слябы из углеродистой стали; 2 – планки; 3 – пластины нержавеющей стали; 4 – сварной шов; 5 – разделительный слой

Рисунок – 1 Четырехслойный пакет конструкции фирмы «Phoenix-Reinrohr».

Было выполнено моделирование четырехслойного пакета с размерами сляба

основного слоя толщиной 100мм и шириной 2000мм, толщина плакирующего слоя 20мм, ширина 1800 мм, длина слоёв 1200мм. Изображение моделируемого пакета приведено на рисунке 2. Материал основного слоя Ст3 , плакирующего слоя 15Х13 приняты изотропными.

Контакт между заготовкой и валком, плакирующем слоем и основным слоем учитывали при помощи модели контакта «surface-to-surface contact» путём задания коэффициента трения $\mu = 0,3$, используя «classical isotropic Coulomb friction model»[4].

Валок представлен в виде аналитически жёсткой недеформируемой поверхности. В процессе моделирования деформации пакета использовали адаптацию сетки в формулировке Лагранжа-Эйлера.

Тип элементов - шестигранные элементы C3D8R и опции Hourglass control – Saffness [5]. В процессе описания данной модели, учитывается симметричность моделируемого процесса относительно плоскости XZ и XY для сокращения времени расчёта.

Было смоделировано обжатие пакета в черновой клетке стана 3000 биметаллического пакета за 7 проходов с суммарным обжатием 52%.

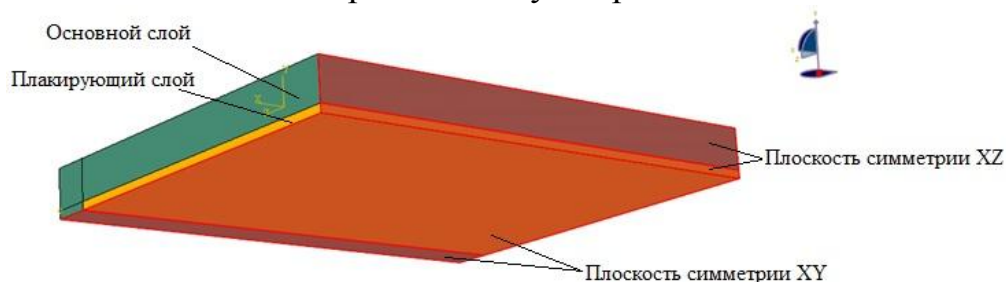


Рисунок 2 – Модель пакета

Исследовалась совместная деформация двух разнородных металлов с целью исследования напряженно-деформированного состояния. Получены поля распределения эквивалентной пластической деформации (рис.3) и напряжений по Мизесу (рис. 4) по проходам.

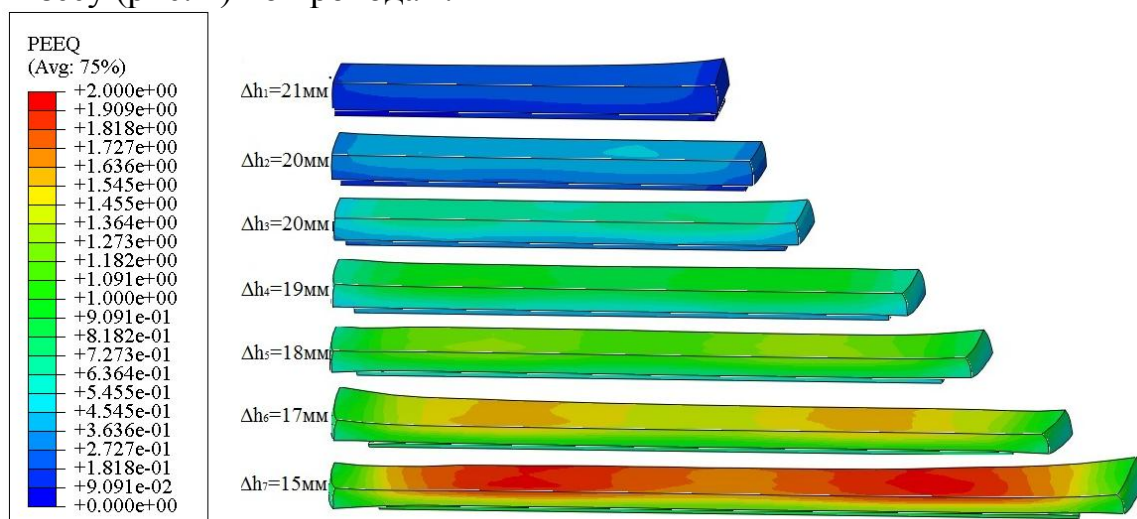


Рисунок 3 – Поля распределения эквивалентной пластической деформации

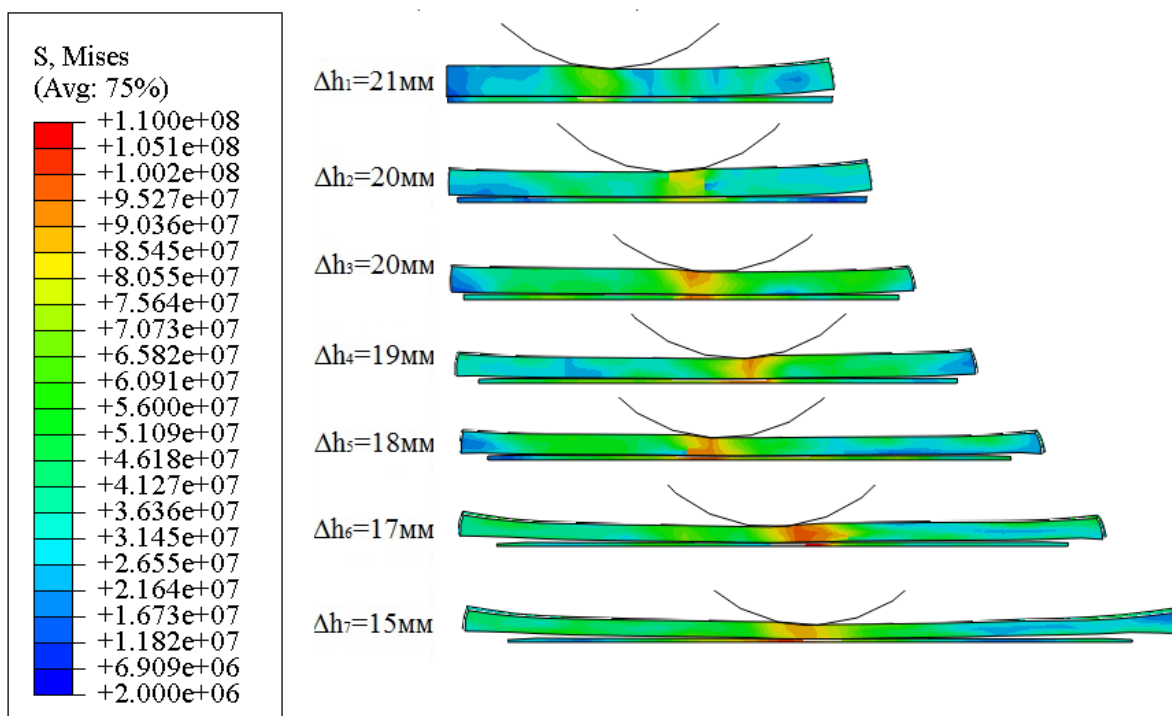


Рисунок 4 – Поля распределения напряжений по Мизесу в очаге деформации при прокатке биметаллического пакета

Из результатов моделирования видно, что вытяжка плакирующего слоя после 7 прохода на 20% меньше вытяжки основного слоя. Деформация не проникает на всю глубину пакета и сосредоточена приконтактных с валком слоях основного слоя. На основании этого можно сделать рекомендацию, что при сборке пакета можно применять плакирующий слой, длина которого будет соответствовать длине плакирующего слоя с учетом фиксирующей рамки, что позволит снизить торцевую обрезь.

Литература:

1. Голованенко С.А. Производство биметаллов. / С.А. Голованенко, Л.В. Меандров. – М.: Металлургия, 1966. – 304 с.
2. Биметаллический прокат. / П.Ф. Засуха, В.Д. Корщиков, О.Б. Бухвалов, А.А. Ершов. – М.: Металлургия, 1991. – 248 с.
3. Производство двухслойных листов: Монография / В.А.Луценко, А.И. Бседин, А.В. Сатонин. – Алчевск: ДонГТУ, 2010. – 423 с.
4. Rodriguez-Ferran A. Arbitrary Lagrangian-Eulerian (ALE) formulation for hyperelastoplasticity / A. Rodriguez-Ferran, A. Perez-Foguet, A. Huerta // Int. J. Numer. Methods Eng, 2002. – № 53 (8). – P. 1831–1851. 9. Armero F. An arbitrary Lagrangian-Eulerian finite element method for finite strain plasticity / F. Armero, E. Love // Int. J. Numer. Methods Eng. – 2003. – № 57 (4). – P. 471–508.
5. Теоретические исследования процессов обработки металлов давлением на основе метода конечных элементов: учебное пособие / П.В. Боровик. – Алчевск: ДонГТУ, 2012 – 170 с.

ОСОБЕННОСТИ ВЛИЯНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СМАЗОК НА СНИЖЕНИЕ ИЗНОСА ПРОКАТНЫХ ВАЛКОВ ПРИ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКЕ

Бурманцев А.Р., Горецкий Ю.В.

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования Луганской Народной Республики «Донбасский государственный технический университет»

Обработка металлов давлением представляет собой важный технологический процесс металлургического производства, обеспечивающий не только придание заготовке необходимой формы и размеров, но и существенное улучшение механических свойств металлов. Важной характеристикой металлопроката является его конкурентоспособность. В условиях жесткой конкуренции на рынке сбыта проката особое внимание уделяется его качеству и экономичности производства. Немаловажную роль в достижении этих целей играет инструмент прокатные валки [1].

Прокатные валки – это основной инструмент, эксплуатационные характеристики которого оказывают влияние на производительность прокатных станков и качество продукции [2].

Расход валков – составная часть себестоимости прокатной продукции. Велико также значение качества валков. Актуальность проблемы повышения эксплуатационных характеристик валков и, в первую очередь, их стойкости постоянно возрастает [3]. Высокие удельные нагрузки, а также расширение сортамента выпускаемой продукции, ведут к износу и поломке оборудования.

Износ валков – важный технологический фактор, величину которого следует учитывать при прокатке листовой стали. Величина и характер износа валков зависят от следующих факторов: силовых, температурных, скоростных условий деформации металла, исходной профилировки прокатных валков и количества прокатываемого металла [4].

Одним из способов снижения износа прокатных валков и энергосиловых характеристик прокатки является использование в технологическом процессе прокатки систем подачи технологической смазки. Важнейшей функцией подачи смазки на валки при горячей прокатке является уменьшение сил внешнего трения (коэффициента трения) на контактных поверхностях в очаге деформации [5]. Из теории и практики прокатного производства известно, что от сил внешнего трения зависят в той или иной мере все кинематические и энергосиловые параметры прокатки. Особенно важно то, что с уменьшением сил трения снижаются усилия на валки и энергозатраты.

Поэтому эффект от применения технологической смазки, выражающийся в уменьшении усилия на валки и энергозатрат, наиболее значителен.

Важной функцией технологической смазки является уменьшение интенсивности изнашивания поверхности прокатных валков. Это назначение

смазки основное во многих случаях горячей прокатки.

Примерам благоприятного воздействия технологических смазок на снижение износа валков, может послужить прокатка на стане 1525 горячей прокатки листов, фирмы "Шаронстил" благодаря использования смазок достигнуто по сравнению с обычной прокаткой увеличение технологических и технико-экономических показателей производства [5]. А именно:

- а) повышение производительности стана в 1,5 раза и увеличение срока службы валков на 57%;
- б) уменьшение съема металла из валков при перешлифовке на 25%;
- в) уменьшение расхода электроэнергии при прокатке на 10%;
- г) повышение качества полос и уменьшения окалины.

Смазки по агрегатному состоянию, используемые в прокатном производстве, можно разделить на три основные группы: масла и водомасляные смеси, эмульсии, твердые смазки.

Масло и водомасляные смеси – применяют в основном как жидкотекучие масла, удобные для нанесения на валки и металл.

Эмульсии – это достаточно устойчивая система из двух жидких фаз, одна из которых распределена в виде мельчайших капелек в другой [5].

Эмульсии нашли широкое применение во всех процессах прокатки. Они выгодно отличаются от масел высокой охлаждающей способностью, возможностью длительного использования в циркуляционных системах, сравнительно низким расходом смазки, а иногда и лучшими антифрикционными свойствами (работающие при трении скольжения и обладающих низким коэффициентом трения).

К твердым технологическим смазкам относятся продукты, имеющие температуру плавления, равную или большую, чем температура поверхности, на которую они наносятся. При меньшей температуре плавления постоянный контакт твердой смазки с нагретой поверхностью валка превратит смазку в жидкотекучее состояние.

К твердым смазкам можно отнести стекло смазки, а также смазки на основе графита или воска [5].

При горячей прокатке применяют:

- 1) Водные эмульсии новых синтетических масел А20, олан т.п., которые разработаны по принципу крепкой связи с металлической поверхностью [6];
- 2) Некоторые минеральные и растительные масла, такие как консистентные смазки, имеющие высокую адгезию к металлической поверхности;
- 3) Исследовательские смазки в виде однородного поверхностно-активного вещества, в которую вводят наполнители.

Исследователем В.И. Каплановым было проведено изучение водных эмульсий и их воздействия на снижение износа прокатных валков [7].

Результаты исследования показали, что водные эмульсии являются наиболее эффективными, поскольку снижают усилие на 10-25%. Это является

основанием рекомендовать их в промышленных условиях как технологичные и экономичные смазки. Лучшие смазочные свойства показала 5% эмульсия А20.

Рациональным и экономичным оказался способ контактной подачи смазки с помощью войлочных промасливателей. При прокатке по этому способу изучалось влияние эмульсии А20 на износ рабочих валков при прокатке листовой стали. На рисунке 1 показаны графики распределения износа рабочих валков чистой клетки стана, после прокатки за три припуска 90 т. стальных полос размером 2,5·820 мм.

Начальный профиль рабочих валков после шлифовки был одинаково вогнут (по параболе). У верхнего валка вогнутость равнялась 0,1 мм, а у нижнего – 0,07 мм. После прокатки по двум вариантам, то есть с применением масла и без него, были получены графики износа поверхности рабочих валков качественно и количественно отличающиеся друг от друга.



Рисунок 1. Износ верхнего (а) и нижнего (б) рабочих валков чистой клетки стана при горячей прокатке стали с 5% эмульсией А20 (а) и баз смазки (б). Штриховыми линиями показано начальный профиль валков.

За счет применения эмульсии А20 износ валков было уменьшено в 1,4 раза, что соответственно можно увидеть на рис.1 (а). Максимальный радиальный износ при прокатке со смазкой меньше, чем при обычной прокатке у верхнего валка, на 0,13 мм, у нижнего - на 0,15 мм. Такое уменьшение глубины износа поверхности бочки валков позволяет сократить расход валков при переточке примерно на 5 кг.

В результате исследования, прокатка (более 20 плавок горячекатаных раскатов) показала, что эмульсией А20 различной концентрации, заметно уменьшается не только износ валков, но и сила тока главного двигателя по припускам на стане. Общее снижение нагрузки на главный двигатель составляет 6,5%. Суммарная нагрузка на главный двигатель стана при использовании 8% эмульсией А20 снизилось на 20%.

В этих опытах также подтверждено положительное влияние эмульсии А20 на качество прокатанной стали и на износ рабочих валков. Общее влияние эмульсии А20, подаваемой через опорные валки к очагу деформации, на качество полос и износ валков оказалось примерно таким же, как и при подаче на рабочие валки.

Износ валков с маслом уменьшился в 1,7 раза, а нагрузка на главный двигатель клетки снизилась на 10-15% [8].

Влияние технологических смазок на трение при горячей прокатке послужило уменьшением в 1,7-3 раза коэффициент контактного трения по сравнению с прокаткой без масла.

Результаты коэффициента трения значительно влияют на прилагаемое к валкам усилие прокатки, что и позволяет уменьшить его и тем самым снизить износ прокатных валков. Также следует отметить, что технологические смазки также благотворно влияют на мощность и момент прокатки, что позволяет не только увеличить износостойкость прокатных валков, но и повысить производительность предприятия за счет снижения потребляемых мощностей.

На основании выше изложенного можно сделать заключение, что износостойкость и регламент работы прокатных валков, возможно увеличить при помощи применения технологической смазки А20 с подачей масла на опорные или рабочие валки с помощью контактного промасливающего устройства, что и обеспечит снижение износа валков, за счет достигаемых эффектов снижения трения и усилия прокатки.

Литература:

1. Коновалов Ю.В., Остапенко А.Л., Пономарев В.И. Расчет параметров листовой прокатки. Справочник. М.: Металлургия, 1986. 430 с.
2. Николаев В.А. Профилирование и износостойкость листовых валков. К.: Техника, 1992. 160 с.
3. Хохлов И., Воробей С.А. Изменение поперечного профиля горячекатаных полос листового проката. М.: Металлургия, 1991. С.37-42.
4. Математическая модель износа рабочих и опорных валков при их взаимодействии в четырехвалковых клетях / В.М.Клименко, С.Н.Никитенко, С.Г.Савицкий, А.А. Меденков // Изв. Вузов. Черная металлургия. 1986. №9. С. 59-62.
5. Грудев А.П., Тилик В.Т. Технологические смазки в прокатном производстве. М.: Металлургия, 1975.
6. Слюсарев А.Т. Капланов В.И. Теоретические основы разработки технологических смазок для холодной прокатки металлов // Обработка металлов давлением. - М.; Металлургия. 1969. - С. 151-157 /Тр. ЖдМИ, вып.
7. Капланов В.И. Горячая прокатка листовой стали с технологическими маслами.
8. Промышленное испытание технологической смазки при горячей Прокатке /Д.И. Старченко, В.И. Капланов, А.В. Шемякин и др.. /Бюл. Ин-та Черметинформация.- ГЭ75.-№ 4 (744). - С. 46-48.

ОЦЕНКА ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ЗУБЧАТЫХ МУФТ ПРИВОДА ПРОКАТНЫХ КЛЕТЕЙ

Гашенко А.В., Ошовская Е.В., Сидоров В.А.
Донецкий национальный технический университет

Основным конструкторским решением при соединении валов металлургических машин, например, механизмов привода прокатных клетей, является использование зубчатых муфт. Это наиболее распространенный вид жестких компенсирующих муфт, применяемых для соединения горизонтальных соосных валов и способных компенсировать незначительные параллельные смещения и угловой излом осей валов. Зубчатая муфта (рисунок 1) состоит из двух зубчатых втулок 1 и 2 с наружными зубьями, находящимися в зацеплении с внутренними зубьями обойм 3 соединенных между собой болтами. На обоймы устанавливаются торцевые крышки с манжетами. Соединяемые зубчатой муфтой валы запрессовываются в отверстия зубчатых втулок, а зубья втулок входят в зацепление с зубьями обойм. Компенсация смещений валов достигается перекосом втулок относительно обойм за счет боковых зазоров и сферической поверхности наружных зубьев.

Надежность зубчатых муфт достаточно велика. За 12 лет эксплуатации непрерывного прокатного стана по 13 клетям черновой группы проведено всего 3 замены зубчатых муфт по причине износа зуба свыше 40...50 % первоначальной толщины. Износ зубьев – наиболее характерный вид отказа зубчатой муфты (рисунок 2), обуславливающий срок её службы.

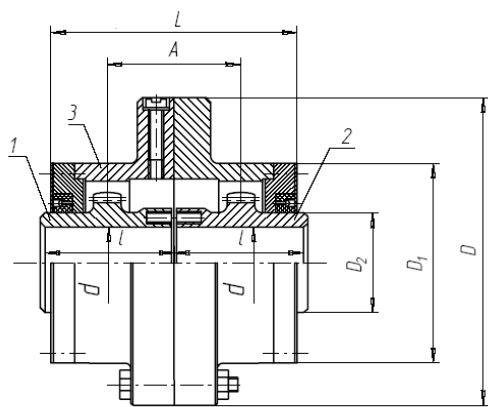


Рисунок 1 – Муфта зубчатая по ГОСТ 5006-94



Рисунок 2 – Износ зубьев зубчатых муфт

Коэффициент запаса, учитываемый при конструировании, позволяет муфте передавать крутящий момент даже с тонкими зубьями. Однако нарушение условий смазывания способствует разрушению поверхностного упрочнённого слоя зубьев и их ускоренному износу, приводящим к поломке зубьев и необходимости замены муфты. Внезапное проявление такого отказа требует

длительной остановки (5...8 часов) оборудования на внеплановый ремонт, что в условиях современных сортовых прокатных станов приводит к значительным потерям. Внезапные отказы зубчатых муфт могут быть предотвращены путем визуального осмотра при периодической остановке оборудования. Однако визуальный осмотр зубьев требует частичной разборки муфты, что снижает её надежность, и не всегда позволяет своевременно определить начальные признаки повреждения. Контроль угловых параметров износа в условиях действующего металлургического предприятия затрудняется. Это определяет актуальность вопроса определения диагностических параметров, позволяющих оценить техническое состояние зубчатых муфт без разборки.

Известно, что [1] методы вибродиагностики позволяют оценивать техническое состояние зубчатых муфт. При этом используют следующие правила.

1. Зубчатое зацепление муфт при значительном износе в момент запуска или изменения нагрузки генерируют механические колебания на частоте $f_{об} \times z$ ($f_{об}$ – оборотная частота вращения вала; z – число зубьев. В исправной зубчатой муфте или при постоянном режиме работы данные колебания не возникают.
2. Износ зубьев муфты, нарушающий форму рабочих поверхностей, на в спектре вибрации появляется в виде рядом расположенных гармоник, например, 15, 16, 17-й от оборотной частоты.
3. При заклинении или даже «сваривании» подвижных элементов муфты в некотором промежуточном рабочем положении из-за накопления отработанного смазочного материала муфта начинает работать как жёсткая. Это приводит к увеличению общего уровня виброскорости подшипников двигателя и быстроходного вала редуктора.

С учетом сведений работ [2, 3] можно предложить следующую последовательность развития повреждений в зубчатой муфте и их проявления при диагностировании по параметрам вибрации.

1. Исправное состояние характеризуется отсутствием значительных по амплитуде зубцовых составляющих.
2. Признаками появления начальных отклонений в работе муфты являются появление различных зубцовых составляющих от муфты; передача зубцовых составляющих от редуктора на подшипник двигателя; изменение акустической картины работы муфты.
3. О необходимости проведения ремонтных операций свидетельствует стабильное проявление зубцовых составляющих редуктора в вибрационной картине двигателя. Увеличение значений и модуляции вибрационного сигнала с частотой вращения выходного вала, фиксируемые на защитном кожухе муфты, отражают нарушение исправного состояния.
4. Замена муфты необходима, если в вибросигнале, измеряемом подшипниках двигателя и редуктора возникают равные по амплитуде зубцовые составляющие, а температура нагрева корпуса муфты достигает 70 °С.

Исходя из данных предпосылок проведено несколько серий измерения диагностических параметров. Исследования проводились на зубчатых муфтах

быстроходных валов приводов трех клетей (№5, 8 и 12) среднесортного прокатного стана. Износ зубьев муфт был известен и составлял для клетки №5 – 30%; №8 – 50%; №12 – менее 10%.

Измерение вибрационных параметров – общего уровня виброскорости и виброускорения с последующим спектральным анализом выявило следующие факты. В вибрационном сигнале по клетке №5 работа зубчатой муфты отображается в виде 16-й гармоники в осевом направлении со стороны двигателя и 32-й гармоники в радиальном и осевом направлениях со стороны редуктора. Отмечено преобладание осевой составляющей виброскорости. В вибрационном сигнале по клетке №8 работа зубчатой муфты отображается со стороны редуктора в виде 33-й гармоники оборотной частоты, со стороны двигателя признаки повреждения отсутствуют. В вибрационном сигнале по клетке №12 работа зубчатой муфты отображается в виде случайного проявления 20, 40, 44, 48, 51-й гармоники. То есть спектральный анализ не позволяет точно установить степень повреждения муфты.

При измерении временного сигнала виброскорости и виброускорения на защитном кожухе зубчатых муфт в периоды холостого хода и при захвате заготовки были отмечены различия в форме и амплитуде (рисунок 3, 4).

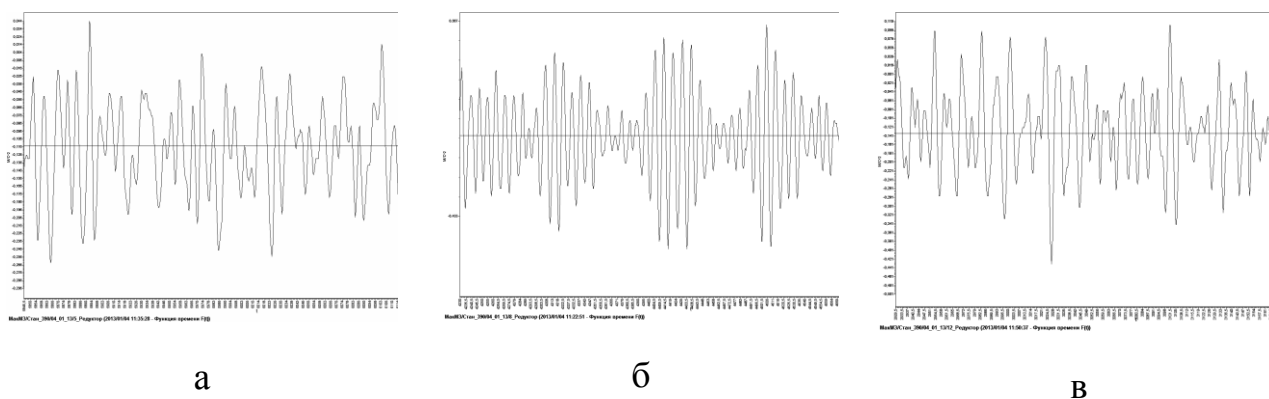


Рисунок 3 – Вид сигнала виброускорения в режиме холостого хода для зубчатых муфт клетей: а) №5; б) №8; в) № 12

Для зубчатой муфты быстроходного вала клетки №8 с износом зуба более 50% первоначальной толщины зафиксировано увеличение значений и модуляции вибрационного сигнала, что можно использовать как признак для предварительного вывода о нарушении исправного состояния.

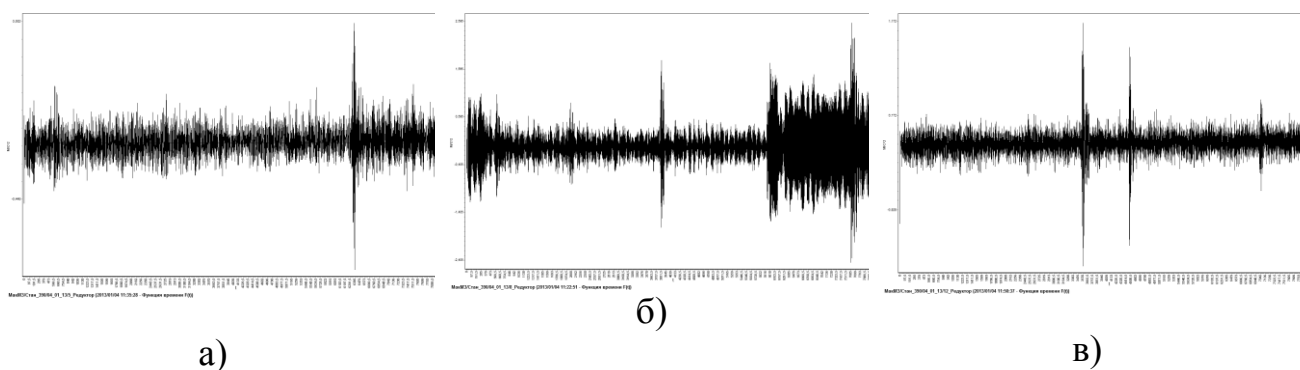


Рисунок 4 – Вид сигнала виброускорения на кожухе муфты при захвате слитка в клетки: а) № 5; б) № 8; в) № 12

С помощью бесконтактного пирометра было выполнено измерение температуры корпуса муфт. Более высокое значение 20 °С (при температуре окружающей среды 0 °С) было зафиксировано для муфты клетки №8. Это позволяет сделать вывод о том, что повышение температуры сопровождает работу зубчатой муфты на последней стадии износа, а значение температуры может быть дополнительным диагностическим параметром технического состояния муфты, но не степени износа.

В целом, оценка технического состояния зубчатых муфт приводов прокатных клетей, как по параметрам вибрации, так и другими методами диагностирования требует дальнейшего изучения и разработки решающих правил, учитывающих специфику металлургического оборудования и позволяющих более точно установить степень повреждения зубьев.

Литература:

1. Русов В.А. Спектральная вибродиагностика: Методическое пособие. – Пермь, 1996. – 174 с.
2. Диагностические признаки дефектов зубчатых муфт и расцентровки роторов. Лопатин А.С. РГУНГ, Марков А.М. ООО «Самараинжиниринг», Смирнов В.А. ООО «Инкотес», Христензен В.Л. Интернет- сайт - http://www.vibration.ru/def_zub.shtml
3. Какие причины вызывают износ в зубчатых муфтах? М. М. Калистрат, Копперс, ОАО, Балтимор, МД. Перевод с английского: Шинакова Е. С. Источник: http://kopflex.com/EPTroot/public/KopFlex_tech_papers/MMC8.PDF

ОТДЕЛЬНЫЕ ПРОБЛЕМЫ РАЗВИТИЯ ПРОКАТНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Герасименко Д.С., Караван И.А.
ГПОУ «Донецкий электрометаллургический техникум»

Проблемы технологии прокатного производства всегда опираются на законное развитие технологии. К ним относятся: развитие и замещение одной технологии другой, более прогрессивной.

К числу главных ограничений, влияющих на развитие технологии прокатного производства, относятся вид, форма и размеры исходной заготовки, требующей, в дальнейшем, пластической деформации для получения готовой продукции; требования рынка к количеству, качеству и видам готовой металлургической продукции.

Примером дифференцирования и объединения процессов в единый конвейер могут служить непрерывные сортовые станы, непрерывные станы спиральной сварки труб, создание непрерывных комплексов при холодной прокатке, в которых отдельные технологические операции производства холоднокатаного листа объединены в непрерывный процесс и т.д.

Объединение отдельных технологических операций в непрерывный процесс имеет ряд ограничений, связанных с возможностью синхронизировать время выполнения отдельных операций, надежностью оборудования, физическими законами.

С увеличением числа перекрытий (числа отказов систем и, следовательно, увеличением времени текущих проектов), т.е. с увеличением числа технологических операций, объединяемых в непрерывный процесс, увеличится число отказов системы и, следовательно, возрастет время текущих проектов.

При прогнозировании возможности появления непрерывных технологических процессов следует учитывать особенности работы такой системы, а также ограничения, накладываемые физическими законами. Вопрос о целесообразности создания дискретно-непрерывного или непрерывного технологического процесса являются вопросом оптимизации при заданных исходных данных.

Таким образом, создание непрерывных металлургических процессов является объективной закономерностью развития металлургической технологии. В то же время степень непрерывности должна приниматься с учётом указанных ограничений.

Экспертные оценки возможности появления научных открытий показывают, что таким направлением при производстве стали через жидкую фазу может быть открытие катализаторов, способных ускорить физико-химические и кинетические процессы жидкой металлургии, а также поиски промышленно пригородных способов воздействия на кристаллическую решетку металла с целью увеличения подвижности дислокаций в поле напряжений, создаваемых пластической деформацией. Однако, необходимо

указать и ограничения (вид, форма и размеры исходной заготовки, подвергающихся пластической деформации).

Время обжимных станов закончилось с появлением установок непрерывной разливки стали. Несмотря на то, что масса садки кислородных конвертеров и электропечей может достигать 200 т и более, заготовка, которую получают для дальнейшей пластической деформации, не требует мощных обжимных станов для пластической деформации.

На характер технологического процесса и состав оборудования влияют появившиеся возможности производить на машинах непрерывного литья полую заготовку для производства труб, фасонную заготовку для производства двутавровых балок и др.

Вторым ограничением являются требования рынка к количеству, качеству и видам готового проката. Оценка влияния рынка на количество выпускаемой стали и видов продукции, производимой из этой стали, является очень сложной задачей.

В настоящее время выработаны определенные критерии по оценке эффективности размещения металлургических предприятий различной мощности в зависимости от сырья, топлива, расстояний до потребителя, наличия трудовых ресурсов и др. Сумма этих критериев определяет возможность появления крупных предприятий металлургии, а также возникновения мини-заводов.

Перспектива развития прокатного производства предполагает в качестве заготовки рассматривать заготовку, полученную из жидкой стали.

В соответствии с общими объемами производства прокатной продукции наиболее целесообразно рассматривать отдельные проблемы развития листопрокатного (горячекатаных и холоднокатаных листов) и сортопрокатного производства.

До недавнего времени наиболее перспективным было производство листов горячей прокатки на крупных заводах с замкнутым металлургическим циклом. Исходной заготовкой является сляб, полученный через установку непрерывной разливки стали, выплавляемой в современных конвертерах. Толщина сляба составляет 150-300 мм.

Усовершенствование технологии производства горячекатаного листа привело к значительному повышению эффективности производства и, в частности, уменьшило трудозатраты на производство 1 т горячекатаной стали. Это стало возможным благодаря усовершенствованию технологии производства горячекатаного листа на непрерывных широкополосных станах (НШС). В то же время повышение эффективности существующих непрерывных широкополосных станов горячей прокатки может произойти за счёт модернизации технологических маршрутов производства на НШС горячей прокатки, предусматривающей, например, установку дополнительного оборудования. В этих случаях эффективность может повыситься на 20-30 %.

Проблемы повышения эффективности работы станов по производству горячекатаного листа нашли также решение в изменении исходной заготовки.

Первым шагом стало производство горячекатаного листа из слябов небольшой толщины 40-80 мм, отлитых на машинах непрерывной разливки после выплавки стали в электросталеплавильных печах.

Логическим продолжением концепции производства горячекатаного листа из тонких слябов являются получение листа непосредственно из расплава за счёт повышения скорости разливки (20-40 м/мин). Эта концепция, в настоящее время, находит всё больше распространение. Необходимо отметить, что при этом возникают трудности освоения указанных технологических схем выбор системы подготовки поверхности полосы, синхронизация процессов производства и др.

Схема получения горячекатаного листа непосредственно из расплава способствует ускорению создания непрерывных комплексов производства холоднокатаного листа из полосы, полученной из жидкой стали. Эффективность такого производства может повыситься на 30-50 %.

Развитие сортопрокатного производства подчиняется тем же объективным закономерностям, что и листопрокатное. Наиболее эффективное, в настоящее время, является непрерывная прокатка сортовых профилей. Реальным путём повышения эффективности является создание комплекса плавильная печь – непрерывный стан. Такой опытно-промышленный комплекс создан в России на заводе «Электросталь». Сортамент выпускаемой продукции 8-15 мм из различных марок сталей. Эффективность такого комплекса на 25 – 30 % выше, чем производство по схеме электроплавильный цех – сортопрокатный цех с непрерывным станом.

Решение проблемы включает два направления: 1) создание машины непрерывной разливки стали с более высокими скоростями разливки; 2) получение из машины непрерывной разливки предварительно профилированной заготовки.

Таким образом, проблема повышения эффективности сортопрокатного производства лежит в том же русле, что и листопрокатного производства: создание комплексов, объединяющих в единый непрерывный технологический процесс производства стали и сортового проката. Отработка этого процесса и значительное повышение эффективности вызовет дальнейшее развитие работ по объединению в непрерывный процесс выплавки, прокатки и отделки сортового проката.

Литература:

1. Стратегия выживания черной металлургии: Материалы конференции – Нью-Йорк, 1986-1990 г.

ГИБКА ПРОФИЛИРОВАННОГО СТАЛЬНОГО УГОЛКА МЕТОДОМ НАВИВКИ НА ПОДВИЖНУЮ ОПРАВКУ

Городко Р.И., Белый А.Н.

Белорусский национальный технический университет (г. Минск)

Экономия и внедрение энерго- и ресурсосберегающих технологий, обеспечивающих получение качественной, конкурентоспособной продукции является первостепенной задачей в условиях сложившейся экономической ситуации в Республике Беларусь. В этой связи, необходимо внедрять новые технологии, позволяющие снизить энерго- и ресурсоемкость производства, например, горловин трансформаторных баков трехфазных трансформаторов. Основной сложностью при производстве которых, является необходимость в изготовлении горловин и , следовательно, баков овальной формы (рисунок 1)

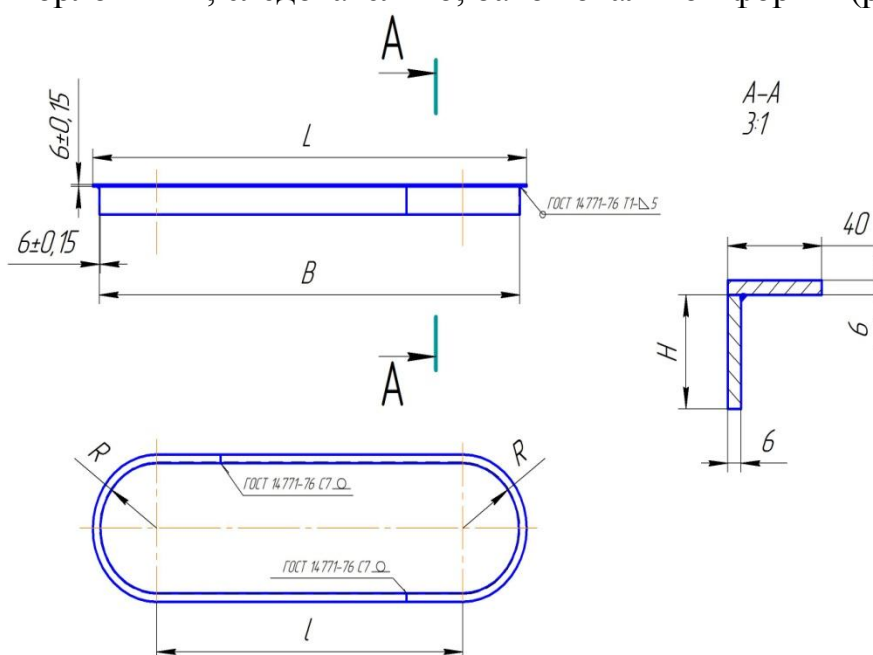


Рисунок 1 – Горловина трансформаторного бака.

Овальная форма трансформаторных баков, в отличие от прямоугольной, способствует более равномерному и эффективному охлаждению обмоток трансформаторных катушек и рациональному использованию трансформаторного масла.

При годовой программе выпуска силовых трансформаторов более 50 тыс. штук и тридцати шести типоразмеров горловин, существует проблема в их изготовлении. Горловины в настоящий момент получают сваркой четырех заготовок из стали 3кп в один узел, причем длина сварного шва составляет 2100...6800 мм, в зависимости от типоразмера и мощности самого трансформатора. В результате большого объема сварочных работ и связанных с ними недостатков (неоднородность и не герметичность шва, скрытые полости и раковины) ,являющихся причиной низкой производительности труда и высокой

энергоемкости производства, имеется брак превышающий 8 % от общего количества изготавливаемых горловин. Так же, данная технология трудно поддается автоматизации [1].

Разработана технология изготовления горловин, которая рассматривается в качестве альтернативной технологии, направленной на уменьшение объема сварочных работ и количества свариваемых в узел заготовок.

Для внедрения нового способа изготовления горловин трансформаторных баков были произведены расчеты и моделирование процесса гибки с помощью метода конечных элементов (МКЭ) в программе DEFORM-3D, которое показало, что горловины можно получить методом навивки на подвижную оправку стального профилированного уголка [2]. Разработаны оснастка и устройство с подвижной оправкой и двумя асимметрично расположенными прижимными валками, обеспечивающими формоизменение при гибке, для получения гнутого уголка данным методом. Оправка имеет диаметр, соответствующий типоразмеру горловины.

Исследование изготовленных по внедряемой технологии партий продукции показали, что максимальные напряжения при деформировании профилированного стального уголка не превышают предела выносливости на разрыв стали 3 кп, увеличивая долю выхода качественной продукции до 99,6%. Благоприятная схема гибки с асимметричным расположением прижимных валков, препятствует началу гофрообразования и потере устойчивости широкой полкой уголка в процессе деформирования [3-5].

Разработанная технология позволяет заменить существующую и уменьшить длину сварного шва с 2100...6800 мм. до 210...250 мм для всех типоразмеров горловин. При этом значительно сокращается энерго- и ресурсоемкость производства горловин и улучшаются экологические показатели в производственных помещениях.

Список использованной литературы

1. Производство и применение гнутых профилей проката: Справочник/ Под ред. И.С.Тришевского. М.:Металлургия, 1975. - 536с.
2. Сабоннадьер Ж. –К., Кулон Ж. –Л. Метод конечных элементов и САПР/ Пер. с франц. В.А.Соколова, М.Б.Блеер; Под ред. Э.К.Стрельбицкого. – М.: Мир, 1989. – 190 с.
3. Мищенко О.В., Производство гнутых профилей с отбортовками в роликах методом интенсивного деформирования/ О.В.Мищенко., В.И.Филимонов. – Ульяновск: УлГТУ, 2011. – 122с.
4. Формообразование гнутых профилей: теория и практика.(2011г.): сборник научных трудов/ под науч. ред. д-ра техн. наук, профессора В.И.Филимонова. – Ульяновск: УлГТУ, 2011. – 166с.
5. Мищенко, О.В. Исследование гнутых профилей на потерю устойчивости/ О. В. Мищенко, В. И. Филимонов // Тезисы докладов 43-й научно-технической конференции УлГТУ «Вузовская наука в современных условиях». – Ульяновск : УлГТУ, 2009. – С. 25.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТРИБОТЕХНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ КОМПОЗИЦИОННЫХ АНТИФРИКЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ С ДОБАВКАМИ НАНО СТРУКТУРИРОВАННЫХ ПОРОШКОВ, ПОЛУЧЕННЫХ МЕТОДОМ ПРОКАТКИ

Денисов Д.Г., Михалюк А.Н., Белявин К.Е.
Белорусский национальный технический университет

Основными требованиями, предъявляемыми к антифрикционным материалам, является минимальный коэффициент трения и высокая износостойкость. Эти свойства определяют минимум потерь энергии в узлах трения и максимальный срок службы. В создании таких материалов порошковая металлургия играет доминирующую роль, позволяя в широких пределах варьировать состав и пористость, соответственно коэффициент трения и износостойкость. Специфика процессов порошковой металлургии включает технологии, позволяющие конструировать новые материалы с уровнем комплекса физико-механических свойств и служебных характеристик, значительно превышающих характеристики материалов, получаемых традиционными методами металлургии.

Традиционно наиболее широкое применение для деталей узлов трения нашли материалы на основе меди [1]. Однако для узлов трения, работающих при высоких скоростях скольжения и механических нагрузках, такие материалы не применяют из-за их недостаточной прочности. Для таких условий работы были созданы порошковые материалы на железной основе с твердыми смазками. Кроме того, технология порошковой металлургии позволяет получать композитные высокопрочные и более дешевые изделия, состоящие из компактной стали и порошкового антифрикционного слоя.

Цель работы – исследование триботехнических свойств композиционных антифрикционных материалов с добавками nano структурированных порошков.

Методика исследования. Для получения двухслойного материала использовали пластины из листовой компактной стали Ст3 толщиной 1,5 – 2 мм. В качестве антифрикционного слоя применяли бронзовый порошок марки БрОФ 10-1, получаемый распылением, фракции 0,3 – 0,4 и 0,4 – 0,63 мм, с 2% nano структурированного порошка MoS_2 .

Перед нанесением порошкового слоя стальные пластины подвергались очистке металлической щеткой и наждачной бумагой для устранения оксидной пленки, проводили пластическую деформацию прокаткой для нанесения рельефа в виде сетки с зубом наклоном 45° , глубиной 0,2 – 0,5 мм для увеличения удельной поверхности, либо наносили гальваническим методом медный слой толщиной 0,1 мм.

Для проведения пластической деформации использовали прокатный стан СПП – 180 (диаметр бочки валков – 150 мм, скорость вращения – 6 об/мин, наибольшее давление металла на валки – 600 кН, мощность электропривода – 14 кВт), с рельефными валками.

Антифрикционный порошковый слой на пластину наносили свободной насыпкой на специальном приспособлении для получения равномерного по толщине слоя. После чего пластины с антифрикционным порошковым слоем подвергали термической обработке (спеканию) в защитно-восстановительной атмосфере эндогаза при температуре 750-780 °С, в течении 50-60 мин.

После термической обработки проводили прокатку на прокатном стане Kalmag (диаметр бочки валков – 200 мм, скорость вращения – 3 об/мин, наибольшее давление металла на валки – 600 кН, мощность электропривода – 14 кВт) (Германия).

Эксперимент проводился по следующим вариантам: предварительная прокатка и спекание; спекание с последующей прокаткой.

Пористость антифрикционного слоя и качество соединения его с компактной сталью исследовали с помощью металлографического анализа на микроскопе MEF-3 (Германия), для чего изготавливались шлифы с поперечном сечении.

Коэффициент трения антифрикционного слоя определяли на установке КФТТ01 (рисунок 1).

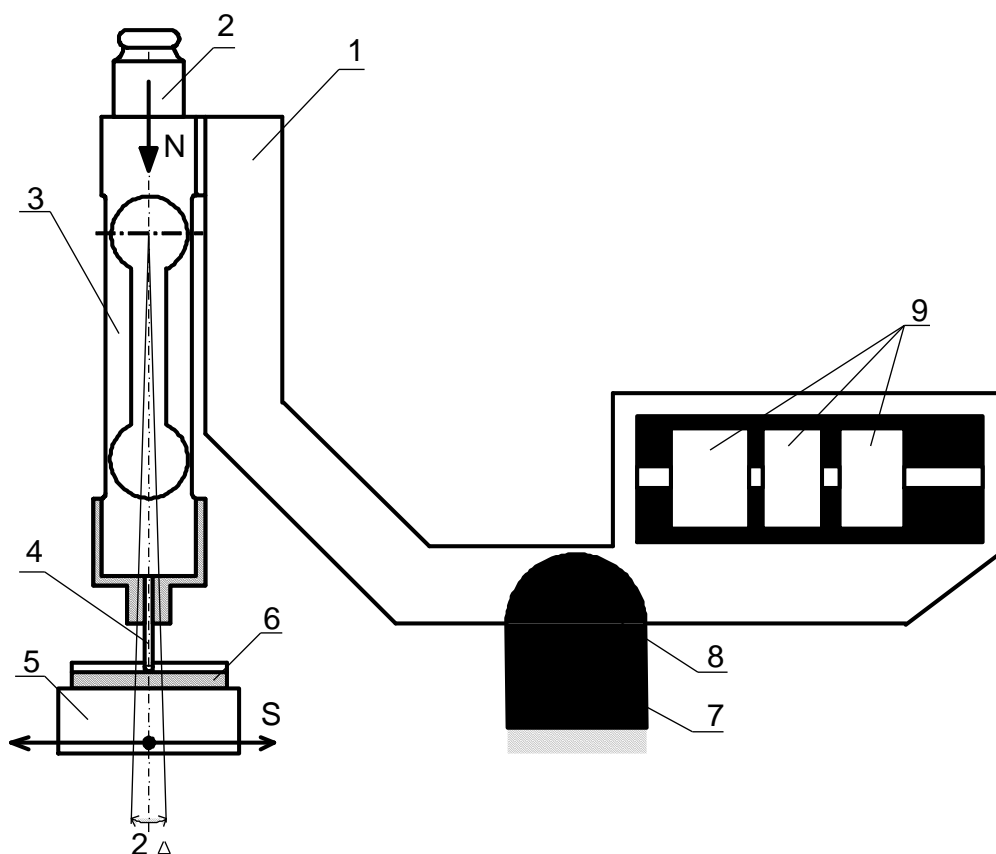


Рисунок 1 – Устройство для измерения силы трения

Установка работает следующим образом. На поверхности столика-держателя 5 закрепляется исследуемый образец 6. С помощью подвижных грузов 9 приводится в равновесие система балансировочный рычаг 1 –

тензодатчик веса 3 – сферический индентор 4. На верхнюю плоскость тензодатчика 3 устанавливается груз необходимой массы 2. Включается механизм возвратно-поступательного движения столика-держателя 5 с исследуемым образцом 6. В качестве контртела служит шарик диаметром 3,18 мм из стали типа ШХ15, который выполняет возвратно поступательные движения относительно исследуемого образца. Шарик прижимается с усилием 98 Н. Количество циклов движения шарика - 750, скорость движения – 5 мм/с, длина трека - 10 мм, путь трения - 14,99 м.

В ходе анализа полученных экспериментальных результатов был определен коэффициент трения образцов. График результатов представлен на рисунке 2.

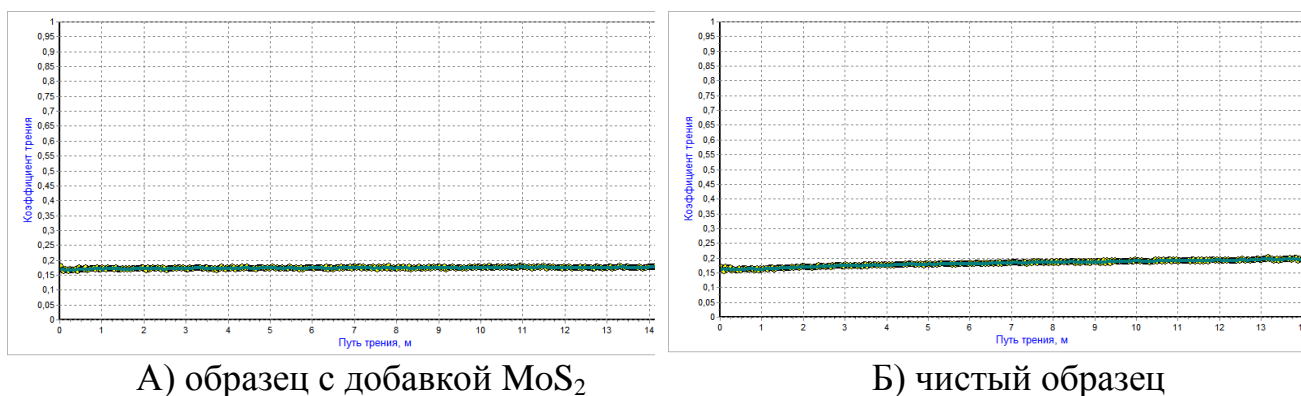


Рисунок 2 - Изменение коэффициента трения при нагружении 10г в зависимости от длины пути индентора по бронзовой поверхности, полученной прокаткой

Проведены микроструктурные исследования полученных образцов, которые показали, в антифрикционном порошковом слое наблюдаются равномерная пористость 12 – 15% с открытыми сообщающимися порами, а также измерен коэффициент трения образцов, который показал, что добавка MoS₂ приводит к снижению коэффициента трения на 30 – 35%.

Литература:

1. Раковский В.С. Основы порошкового металловедения, М.: Оборонгиз, 1962. 87 с.

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЖАТИЙ ПО ВЕРТИКАЛЬНЫМ ВАЛКАМ ЧЕРНОВЫХ УНИВЕРСАЛЬНЫХ КЛЕТЕЙ ШИРОКОПОЛОСНОГО СТАНА

Елисеева Т.И., Руденко Е.А.

Донецкий национальный технический университет

Вертикальные валки (ВВ) черновых универсальных клетей непрерывного широкополосного стана (НШС) предназначены для снятия уширения металла при прокатке в горизонтальных валках (ГВ) и обжатия боковых кромок раскатов во избежание их надрывов. К этому следует добавить и то, что уменьшаются диапазоны колебания ширины по длине раскатов и в партиях раскатов по сравнению с исходными слябами, а также отклонение формы раската в плане от прямоугольной, вследствие компенсации сужения концов раската и образования вогнутости торцов после обжатия в ВВ последующим образованием веерообразного уширения и выпуклости торцов раската после обжатия в горизонтальных валках (ГВ). Исходя из этих соображений величина абсолютных обжатий в ВВ универсальных клетей ШСГП должна находиться в пределах 25–35 мм.

В этой связи рациональное распределение обжатий в ВВ является актуальной задачей.

Изменение ширины на выходе из универсальной клетки δb_i равно:

$$\delta b_i = B_{ei} - b_i = \Delta B_i + \delta b_{cvi} + \delta b_{vni}, \quad (1)$$

где B_{ei} – ширина на входе в ВВ; b_i – ширина на выходе из ГВ; ΔB_i – обжатие в вертикальных валках; δb_{cvi} – свободное (естественное) уширение металла; δb_{vni} – вынужденное уширение, обусловленное обжатием в ВВ.

Требуемое изменение ширины в черновой группе из n клетей δb_{cz} :

$$\delta b_{cz} = B_c - B_n = \sum_{i=1}^n \Delta B_i - \sum_{i=1}^n \delta b_{cvi} + \sum_{i=1}^n \delta b_{vni}, \quad (2)$$

где B_c, B_n – ширина сляба и подката.

Общее изменение ширины во всех клетях δb_{cym} больше требуемого на сумму свободных уширений в ГВ:

$$\delta b_{cym} = \delta b_{cz} + \sum_{i=1}^n \delta b_{cvi}, \quad (3)$$

Уменьшение ширины в одной черновой универсальной клетке вследствие обжатия в ВВ составляет:

$$\delta b_i = \Delta B_i - \delta b_{vni}, \quad (4)$$

Переходя к допустимым величинам уменьшения ширины, (4) примет вид:

$$[\delta b_i] = [\Delta B_i] - [\delta b_{\text{вн}}], \quad (5)$$

Задачу распределения обжатий в ВВ удобно свести к задаче распределения изменений ширины раската по черновым клетям. Примем отношение уменьшения ширины в каждой клетке к суммарному уменьшению ширины в черновой группе как заданный закон изменения ширины по клетям вследствие обжатия в соответствующих ВВ:

$$Z_{\text{распр}} = \delta b_i / \delta b_{\text{сум}}, \quad (6)$$

Решая уравнение (6) совместно с (3) и (4), а также с одной из зависимостей для $\delta b_{\text{вн}}$, например,

$$b_{\text{вн}} = \Delta B_i (0,28 + 0,02 V_i/H_i), \quad (7)$$

получим выражения для определения обжатий в ВВ черновых клеток:

$$\Delta B_i = Z_{\text{распр}} \delta b_{\text{сум}} / [1 - (0,28 + 0,02 V_i/H_i)], \quad (8)$$

Выбор способов определения обжатий раскатов по ширине выполним из условия получения различных характеров распределения их по вертикальным клетям равномерного, уменьшающегося и возрастающего по ходу прокатки с различной степенью. Конкретные зависимости распределения должны содержать только известные технологические параметры, обладающие аддитивными свойствами.

В выбранных способах 1–5 отношение изменений ширины по клетям к суммарному изменению ширины в черновой группе клеток принято равным отношению допустимых обжатий в ВВ (способ 1), толщин раската (способ 2), обжатий в ГВ (способ 3), логарифмов вытяжек в ГВ (способ 4) и произведений скорости прокатки на толщину раската в ГВ (способ 5) к суммарным значениям соответствующих параметров во всех клетях черновой группы

Способ 1:
$$Z_{\text{распр}} = \delta b_i / \delta b_{\text{сум}} = [\delta b_i] / \sum_{i=1}^n [\delta b_i], \quad (9)$$

Способ 2:
$$Z_{\text{распр}} = \delta b_i / \delta b_{\text{сум}} = H_i / \sum_{i=1}^n H_i, \quad (10)$$

Способ 3:
$$Z_{\text{распр}} = \delta b_i / \delta b_{\text{сум}} = [\Delta H_i] / \sum_{i=1}^n [\Delta H_i], \quad (11)$$

Способ 4:
$$Z_{\text{распр}} = \delta b_i / \delta b_{\text{сум}} = \ln \lambda_i / \sum_{i=1}^n \ln \lambda_i, \quad (12)$$

Способ 5:
$$Z_{\text{распр}} = \delta b_i / \delta b_{\text{сум}} = V_i \cdot H_i / \sum_{i=1}^n (V_i \cdot H_i) \quad (13)$$

Из (4,3,6) следует равенство $\delta b_i / [\delta b_i] = \delta b_{\text{сум}} / \sum_{i=1}^n [\delta b_i]$, которое показывает, что способ 1 обеспечивает равномерность загрузки ВВ черновых клетей относительно допустимых уменьшений ширины. Этот способ обеспечивает также равномерность загрузки ВВ относительно допустимых обжатий:

$$\delta b_i / [\delta b_i] = \delta b_{\text{сум}} / \sum_{i=1}^n [\delta b_i] \approx \Delta B_i / [\Delta B_i] = \delta b_{\text{сум}} / \sum_{i=1}^n [\Delta B_i], \quad (14)$$

Результаты расчета режимов обжатий ΔB_i в ВВ стана 2000 НЛМК при прокатке слябов толщиной 250 мм, шириной 1500 мм на подкат толщиной 40 мм приведен в таблице. Там же даны режимы обжатий ΔH_i в ГВ, минимальные допустимые обжатия $[\Delta B_i]$ в ВВ, ширина подката B_n и максимальное уменьшение ширины в черновой группе клетей $\delta b_{\text{сум}}$.

Таблица 1 – Распределения обжатий в ВВ по различным способам (1–5)

Номер способа	Параметр	Значения обжатий по клетям, мм					B_n , м (горяч.)	$\delta b_{\text{сум}}$, мм
		1	2	3	4	5		
1–5	ΔH_i	54	49	51	35	21	–	–
1–5	$[\Delta B_i]$	75	37	47	54	36	1404	123
1	ΔB_i	75	37	45	53	35	1407	120
2	ΔB_i	50	37	28	22	24	1446	81
3	ΔB_i	29	37	32	28	29	1453	74
4	ΔB_i	8	14	17	23	36	1484	43
5	ΔB_i	30	26	26	26	36	1460	67

Как видно из таблицы, способы 1 и 2 предусматривают уменьшение обжатий раската от первой к последней клетке, а способы 4 и 5 – увеличение их с различной степенью. По способу 3 обжатия раската во всех клетях практически постоянны. Из таблицы видно также, что наибольшее почти равное предельному уменьшение ширины раската в черновой группе клетей 120 мм (или 90...100 мм за вычетом суммарного свободного уширения) можно получить, распределяя обжатия по ВВ по способу 1. Остальные способы обеспечивают уменьшение ширины в 1,5...3 раза меньше, чем по способу 1.

Литература:

1. Руденко Е. А. Разработка и адаптация математической модели начальной настройки черновой группы клетей широкополосного стана // Сталь. 1995. № 7. С. 47–50.

ТЕХНОЛОГИЯ ПРОКАТКИ ТОЛСТОЛИСТОВОЙ СТАЛИ ДЛЯ ГАЗО- И НЕФТЕПРОВОДНЫХ ТРУБ КЛАССА ПРОЧНОСТИ К65

Ермачков С.В., Горецкий Ю.В.

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования Луганской Народной Республики «Донбасский государственный технический университет»

Актуальность работ по созданию высокопрочной трубной стали обусловлена значительными перспективами применения труб большого диаметра, особенно при строительстве газопроводов, рассчитанных на повышенные давления, в этом случае становится целесообразным применение сталей повышенной прочности. Создание стали и труб класса прочности К65 позволяет снизить металлоемкость газопроводов по сравнению с газопроводами из труб класса прочности К60 и благодаря этому улучшить многие технико-экономические показатели их строительства и эксплуатации [1].

На данный момент в прокатном производстве существует множество технологических приёмов получения штрипсов с разными параметрами, но их круг существенно сужается при производстве именно стали класса прочности К65. Получение заданных свойств возможно достигнуть при применении термомеханической обработки или термомеханической (контролируемой) прокатки [1].

Таблица 1. Требования к прочностным и пластическим свойствам листовой стали для газопроводных труб высоких классов прочности

Класс прочности	Предел текучести σ_T , Н/мм ²	Временное сопротивление σ_B , Н/мм ²	Относительное удлинение δ , %	σ_T / σ_B
К60	500 – 600	590 – 690	22	0,90
К65	572 – 672	638 – 738	20	0,92
К80	710 – 810	785 – 885	18	0,92

Примечания: 1. σ_T / σ_B для стали контролируемой прокатки; для нормализованной стали σ_T / σ_B не более 0,85;
2. $C_3 \leq 0,43$; $C_3 = C + Mn/6 + (Cr + Mo + V)/5 + (Ni + Cu)/15 + 15B$;
 $P_{ст} \leq 0,25$; $P_{ст} = C + Si/30 + (Mn + Cu + Cr)/20 + Ni/60 + Mo/15 + V/10 + 5B$.

Термомеханическая обработка – процесс изменения структуры стали, цветных металлов, сплавов при нагревании и последующем охлаждении с определенной скоростью. На сегодняшний день целесообразно применять контролируемую прокатку нежели термомеханическую обработку, с целью экономии дорогостоящих ресурсов [1].

Термомеханическая прокатка требует высокого технологического оснащения такого как межклетевого холодильника байпаса и установки контролируемого охлаждения (УКО). На ТЛС 3000 ПАО АМК используют

технология термомеханической прокатки включающая в себя применение байпаса и УКО [1].

Практические варианты технологии термомеханической прокатки для производства листов из стали класса прочности К65 сводятся к следующим трем [2].

Первый — чистовая стадия прокатки осуществляется в γ -области, температура начала последующего ускоренного охлаждения также в γ -области. Структура представляет собой преимущественно продукты промежуточного превращения (рис. 1, а).

Второй — прокатка осуществляется полностью в γ -области, ускоренное охлаждение начинается в $(\gamma+\alpha)$ -области — вероятно, единственный способ закончить деформацию вблизи критической точки A_{r3} и, таким образом, снизить температуру окончания прокатки. В структуре при этом появляется некоторая доля полигонального феррита (рис. 1, б). Это положительный фактор для вязкости стали, поскольку приводит к существованию в структуре дополнительного количества высокоугловых границ.

Третий — завершение прокатки в $(\gamma+\alpha)$ -области, начало ускоренного охлаждения в $(\gamma+\alpha)$ -области: металл характеризуется наличием интенсивной кристаллографической текстуры в феррите (расщепления в изломе), значительной долей феррита, вторая структурная составляющая — бейнит (рис. 1, в).

Хладостойкость обеспечивается в первую очередь за счет особого характера разрушения с формированием «расщеплений» в изломе. При выборе технологической схемы следует учитывать ряд соображений.

Проблемный вопрос при использовании первой схемы — обеспечение хладостойкости, поскольку температура деформации относительно высока. Необходимо знать и использовать технологические приемы для формирования мелкодисперсной и равномерной структуры аустенита перед превращением, при последующем ускоренном охлаждении необходимо сформировать определенный тип бейнита. Основная трудность — значительная толщина проката.

Третью схему следует считать наиболее простым технологическим вариантом обеспечения хладостойкости. В случае прокатки в $(\gamma+\alpha)$ -области необходимо несколько повысить содержание углерода для обеспечения требуемого соотношения σ_T/σ_B . Термомеханическая прокатка с завершением в $(\gamma+\alpha)$ -области обеспечивает хорошую хладостойкость, но при этом вязкость и пластичность существенно более низкие в сравнении с этими свойствами стали с 0,05-0,06%С после термомеханической прокатки в γ -области.

Оптимальным является второй вариант технологии.

Также важно достичь баланса свойств проката с учетом технологических противоречий в достижении сочетаний свойств в системе «прочность-вязкость-хладостойкость» [3].

Анализ требований к основному металлу труб К65 показывает, что общее направление изменения требований после проведения полигонных испытаний

труб в целом обеспечивает повышение надежности, однако в ряде случаев необходимо учитывать существующие связи между требованиями, с одной стороны, и технологией и процессами, проходящими в металле, — с другой.

1. Ограничение содержания углерода ведет к повышению вязкости стали, снижение содержания кремния также полезно.

2. Ограничение значения углеродного эквивалента (C_{Σ} не более 0,45), на первый взгляд, улучшает свариваемость, однако при массовом производстве реально производить партии металла с разбросом углеродного эквивалента 0,03-0,04 (от 0,42 до 0,45), при этом для плавок с низким углеродным эквивалентом, вероятно, придется изменять технологию, как это отмечалось выше.

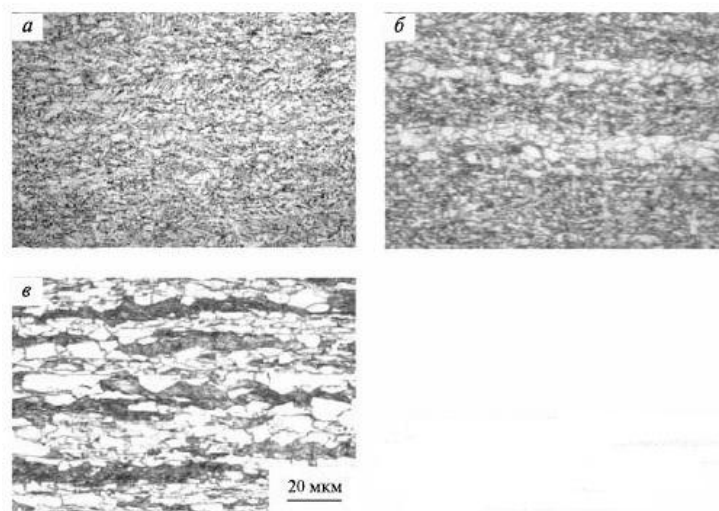


Рисунок 1. Характерная структура стали К65 после различных схем ТМП+УО (x500)

3. Высокие требования по ударной вязкости ($KCV-40 \geq 250$ Дж/см²), безусловно, способствуют повышению надежности трубопровода, однако это не должно достигаться в ущерб хладостойкости.

Также при достижении требуемой прочности листа важное влияние играет режим контролируемой прокатки. Анализ влияния технологических параметров термомеханической прокатки и последующего охлаждения на свойства стали класса прочности К65 позволил установить следующие основные закономерности:

– при использовании ускоренного охлаждения на уровень предела текучести основное влияние оказывает температура окончания прокатки — наблюдается снижение предела текучести стали со снижением температуры окончания прокатки. Эффект обусловлен тем, что при более низкой температуре окончания прокатки превращение аустенита с выделением полиэдрического феррита начинается до начала ускоренного охлаждения, что снижает долю продуктов промежуточного превращения;

– на уровень временного сопротивления значительное влияние оказывает температура окончания ускоренного охлаждения: снижение этой температуры

приводит к повышению временного сопротивления, что обусловлено формированием наряду с квазиполигональным ферритом более низкотемпературных продуктов превращения аустенита: верхнего и нижнего бейнита и даже мартенсита;

– формирование структуры опытных сталей, состоящей из полиэдрического феррита и небольшой доли (12-15%) продуктов промежуточного превращения (преимущественно верхнего бейнита), обеспечивает уровень предела текучести 510-530 Н/мм², что ниже требований для стали класса прочности К65 (570 Н/мм²). Описанная структура формируется при прокатке с завершением в γ -области (780 °С) с последующим охлаждением на воздухе;

– при использовании прокатки с завершением при температуре несколько ниже точки Ar₃ (в $(\gamma+\alpha)$ -области) с последующим интенсивным ускоренным охлаждением наблюдается формирование структуры, состоящей из полиэдрического феррита с низкой плотностью дислокаций, некоторой части феррита с субзеренной структурой и продуктов промежуточного превращения (преимущественно верхнего бейнита). При этом уровень предела текучести определяется долей верхнего бейнита и требуемое его значение обеспечивается, если она превышает 60%.

Таким способом учитывая все параметры технологии (химический состав, режимы контролируемой прокатки, соблюдение требуемой структуры стали) можно получить толстолистовую сталь класса прочности К65 из которой будут производить трубы газо- и нефтепроводов выдерживающие высокие давления и имеющие высокую надежность по сравнению со сталью более низкого класса прочности.

Литература:

1. Науменко А.А., Морозов Ю.Д., Пемов И.Ф., Тихонюк Л.С., Писмарев К.Е., Мартынов П.Г. Опробование производства листового проката класса прочности К65 на ОАО «Алчевский металлургический комбинат» // Металлург. 2009. № 5. С 42-45.

2. Морозов Ю.Д., Науменко А.А., Лясоцкий И.В. Влияние термомеханических режимов прокатки и ускоренного охлаждения на формирование механических свойств листового проката класса прочности К65 // Металлург. 2010. № 10. С. 57-62.

3. Морозов Ю.Д., Науменко А.А. Исследование влияния композиции химического состава на комплекс механических свойств и микроструктуру листового проката класса прочности К65 // Металлург. 2009. К» 11. С. 51-55.

4. Науменко А.А., Морозов Ю.Д. Разработка технологии промышленного производства листового проката класса прочности К65 на ОАО «АМК». Конференция Бернштейновские чтения по термомеханической обработке металлических материалов. 2009. г. Москва.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГИДРОСБИВА ОКАЛИНЫ ПРИ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКЕ ЛИСТОВ

Ильясов Р.И., Горецкий Ю.В.

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования Луганской Народной Республики «Донбасский государственный технический университет»

На сегодняшний день рынком предъявляются высокие требования к качеству листового проката, который широко используется в судостроении, машиностроении, при производстве труб для нефтяной и газовой промышленности, и в других отраслях.

Очень важным показателем качества листового проката является чистота поверхности, которая в свою очередь определяется наличием или отсутствием поверхностных дефектов. Одним из направлений, обеспечивающим выпуск качественной прокатной продукции, является эффективное удаление окалины с поверхности заготовок и раскатов при горячей прокатке.

Окалина образуется на заготовках, в результате взаимодействия поверхности металла с окружающей средой, при нагреве (первичная), а также в процессе прокатки (вторичная). Как правило, она состоит из нескольких различных по составу и структуре фаз [1], соотношение которых зависит от температуры и продолжительности окисления, химического состава металла, окислительной атмосферы, условий предварительной обработки, состояния поверхности и многих других факторов. Если окалина своевременно не удаляется, то она вкатывается при прокатке в раскат, снижая при этом качество поверхности, эксплуатационные и механические свойства проката [1], то есть металл переводится в брак или пониженную сортность, это приводит к снижению эффективности прокатного стана. Вкатанная окалина может иметь глубину, выводящую прокат за пределы минусовых допусков по толщине, а зачистка мелкой окалины, как недопустимого дефекта на готовой продукции, особенно на больших площадях, весьма трудоемка. Получение качественного готового продукта невозможно без периодической очистки поверхности изделия от окалины, поэтому на современных станах горячей прокатки удаление окалины с поверхности металла осуществляют с помощью систем гидросбива, реализующих принцип гидромеханического воздействия высокоскоростных струй воды на слой окалины.

В литературе описывается много различных механизмов, которые могут играть роль при удалении окалины. Данные процессы протекают синхронно и дополняют друг друга [2,3]:

– под воздействием высокой кинетической энергии ударяющей струи воды слой окалины измельчается и разбивается;

– механическая сила водной струи создает касательное напряжение на поверхности раздела материал–окалина, и приводит, таким образом к появлению трещин;

– слой окалины мгновенно охлаждается, и образуется большой перепад температур между основным материалом и оксидным слоем, при этом оксидный слой сжимается и растрескивается;

– вода проникает в трещины в слое окалины и взрывообразно там испаряется, это приводит к откалыванию слоя окалины.

Высокое качество удаления окалины достигается при наиболее полном использовании всех вышеперечисленных механизмов. Количественно влияние этих механизмов может быть представлено в виде, соблюдения минимальных уровней энергосиловых параметров протекания процесса. К этим параметрам относятся: удельная сила удара струи и развиваемая ей удельная энергия удара.

Исполнительным устройством гидросбива является форсунка, назначение которой состоит в создании струи воды, и подвод её в определённой форме и с высокой скоростью к поверхности раската. Правильный выбор форсунок позволяет оптимизировать процесс, достичь лучшего качества поверхности проката, снизить энергоёмкость и переохлаждение проката [4]. Качество форсунок и их расстановка находятся в центре мероприятий возможного улучшения удаления окалины. Для оптимального удаления окалины необходимы форсунки, которые позволят достичь высоких значений сил воздействия струй по всей ширине раската, они должны превращать воду в эффективный «инструмент» и формировать при этом острую как нож, ограниченную во всех контурах плоскую струю. Энергия удаления окалины обуславливается параметрами пятна контакта струи на поверхности проката, т.е. зависит от параметров и типа используемых форсунок, разбрызгивающих характеристик, таких как угол разбрызгивания, толщина разбрызгивания и распределение ударной нагрузки [5].

Одним из самых крупных производителей форсунок для гидросбива окалины является фирма Lechler. Форсунки серии Scalemaster Superior имеют большую скорость потока жидкости, высокие гидродинамические параметры, малые потери динамического напора и оптимальное распределение жидкости в сопле, что приводит к увеличению ударного воздействия струи на 20–30 % по сравнению с предыдущей серией форсунок Scalemaster HP [4].

Данная форсунка состоит из трех компонентов, при этом фильтр и стабилизатор потока, в отличие от традиционных форсунок, изготавливаются цельнолитыми, т.е. представляют единый элемент, выполненный из коррозионностойкой стали [4,5]. Благодаря этому исключается контактная коррозия в местах между соплом и фильтром, увеличивается механическая надежность против гидравлических ударов, увеличиваются интервалы между остановками для замены или ухода. Корпус форсунки изготовлен из закаленной с высокой термостойкостью нержавеющей стали – это позволяет снижать высоту установки форсунок. Поскольку пазы фильтра перестали вырезать, то их нижние концы могут быть расположены теперь глубже в форме с плавными радиусами в направлении потока воды – это позволяет устранять большинство турбулентностей возникающих в старой конструкции, из-за острых кромок, и способствует увеличению скорости потока воды. За счет

дополнительных щелей в крышке фильтра получается более однородный поток воды. [5]

Уникальность новой форсунки заключается в том, что стабилизатор не имеет сердцевин, именно за счет этого устраняется турбулентность потока струи, после того как вода свободно проходит через прорези фильтра (рис. 1). Стабилизатор потока является ключевым компонентом для осуществления качественного удаления окалина, поскольку уменьшая турбулентность потока, он увеличивает ударную силу струи, действующую на поверхность раската. [5]



Рисунок 1 - Форсунка Scalemaster Superior фирмы Lechler [5]

Кончик сопла сделали овальным, что обеспечивает, более реактивное движение воды. Разработанная новая внутренняя форма и геометрия сопла позволяет увеличить ударное воздействие водяной струи, также уменьшает износ сопла, и соответственно продлевает срок службы форсунки [4]. Овальное выходное отверстие сопла исключает появление дополнительных концентраторов напряжений, что делает устойчивой работу форсунки при больших давлениях. Вольфрамонакарбидный сплав с никелевым наполнителем улучшает точность и стабильность геометрических размеров сопла форсунки и одновременно повышает коррозионную стойкость [5]. Сопло обеспечивает равномерное распределение удельной гидромеханической силы струи на очищаемой поверхности, что обеспечивает одинаковую эффективность очистки окалина по всей ширине струи.

Изначально вода под высоким давлением подкачивается насосами в коллекторы гидросбива, затем турбулентный поток поступает из коллектора в щелевой фильтр, где происходит очистка воды от крупных инородных включений. Затем вода поступает в стабилизатор, где турбулентный поток проходит через его продольные прорези, делающие уходящую воду острой, как лезвие. Такой принцип действия присущий всем традиционным форсункам для удаления окалина с горячекатаного металла. Турбулентности возникающие в форсунках оказывают негативное влияние на распыляющуюся струю. Увеличение толщины распыления, вызванного колебаниями струи, увеличивает площадь воздействия, которое впоследствии уменьшает силу удара струи.

При использовании форсунок Scalemaster Superior падение давления воды

можно было бы свести до абсолютного минимума всего 2 бар (рис. 2), где красная зона высокого давления проходит в центре кончика сопла [5].

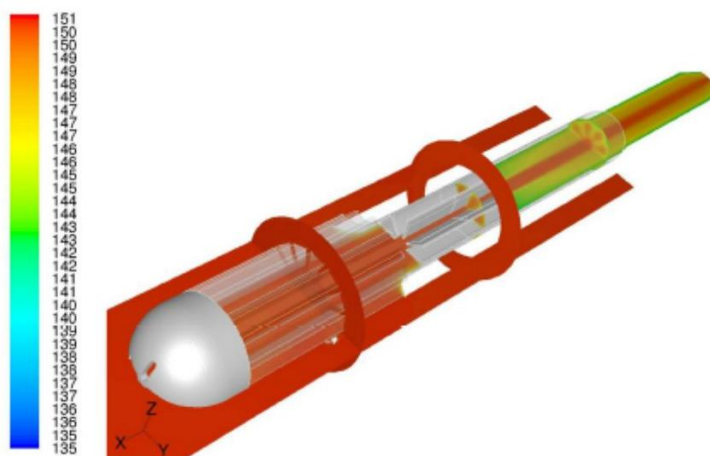


Рисунок 2 - Модель, показывающая пониженное падение давления при использовании новой форсунки Scalemaster Superior [5]

Более высокая скорость выходы воды из сопла обеспечивает значительно более высокую силу ударного воздействия на обрабатываемую поверхность горячего металла. Это стало возможным благодаря оптимизированной геометрии внутренностей форсунки, т.е. ликвидации ядра стабилизатора и использование нового, более прочного сопла. При использовании форсунок Scalemaster Superior внутренние турбулентности всего форсуночного узла почти полностью устранены [5]. В основном это было возможно из-за ликвидации основных причин турбулентности, такие как острые края на фильтре и стабилизатора ядра. Исключив турбулентности, колебания струи также исчезли, это позволило уменьшить толщину распыления и, следовательно, площадь воздействия [5].

Таким образом, одним из главных способов повышения эффективности гидросбива окалины является использование более современных видов водоструйного инструмента, с оптимальными параметрами форсунок, которые позволяют достичь высоких значений ударного воздействия струй.

Литература:

1. Чекулаев Е.Ф., Денщик Р.В. Промышленные исследования энергетических параметров низконапорной машины гидросбива окалины// Восточно-европейский журнал передовых технологий. 2005. С. 21 – 23.
2. Buchele W. Vertical spray height as a parameter of impact in hydro-mechanical descaling // Iron and Steel Review. 1998. № 5. P. 64 – 65.
3. Morris P., Bagshaw P., Marston H. Descaling of steels in rolling mills. Luxembourg.: Official Publications of the European Communities, 1996 –112 p.
4. Шатохин С.Е. Новое поколение форсунок для гидромеханического удаления окалины // Сталь. 2007. № 11. С. 130 – 132.
5. Jurgen W. Frick Optimisation of technologies for hydro–mechanical descaling of stell. Metzingen, Lechler GmbH. 2007. 14 p.

РАЗРАБОТКА БАЗОВОЙ МОДЕЛИ ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ ЛИСТА 12×2000×6000 С ПРОФИЛИРОВАНИЕМ ШИРОКИХ ГРАНЕЙ ДЛЯ УСЛОВИЙ СТАНА 3000 ПАО «АМК» С ПОМОЩЬЮ МЕТОДА КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ

Коваленко М.И., Денищенко П.Н., Королёв К.Г.

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования Луганской Народной Республики «Донбасский государственный технический университет»

Сокращение расхода металла при прокатке толстых листов достигают в большинстве случаев снижением концевой и боковой обреза, одним из способов достижения этого является воздействие на форму листа в плане. Наиболее эффективным методом является изменение продольного профиля листа путём регулирования межвалкового зазора в процессе прокатки автоматизированными электро- и гидроприводами нажимных винтов. Такое регулирование во время процесса пластического деформирования и искусственно созданная разнотолщинность компенсирует искажение формы раската при продольной схеме прокатки (рис. 1) и позволяет улучшить параллельность концевых частей раската, сократить торцевую обрезь и увеличить выход годного [1].

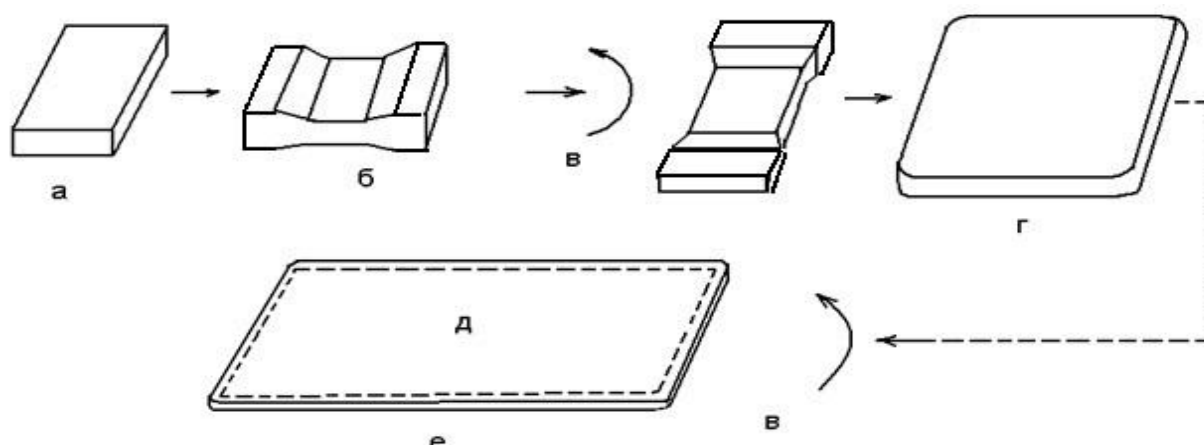


Рисунок 1 - Схема прокатки по способу МАС-процесс: а – исходный сляб; б – продольная прокатка; в – поворот в плоскости на 90°; г – «разбивка ширины» (поперечная прокатка); д – заданный размер листа; е – прямоугольная листовая карта с минимальными потерями на обрезь кромок.

Анализ существующих режимов профилирования на стане 3000 показал, что участки с постоянным обжатием в начале и конце полосы составляют примерно 5% от длины полосы. Величина профилирования в зависимости от схемы прокатки и толщины раската составляет 1-3 мм. Характерный профиль существующего профилирования приведён на рисунке 2. В результате чего форма раската в плане имеет вид, приведённый на рисунке 3. Из этих данных видно, что несмотря на профилирование форма переднего и заднего конца

торцов имеет выпуклую форму, что увеличивает торцевую обрезь и расходный коэффициент металла. Поэтому оптимизация профилирования с целью снижения выпуклости торцов является актуальной проблемой на стане 3000.

Целью работы является разработка базовой модели процесса прокатки листа $12 \times 2000 \times 6000$ мм с профилированием широких граней раската, применительно к условиям стана 3000 ПАО «АМК» при помощи метода конечных элементов (МКЭ) и программного комплекса ABAQUS.

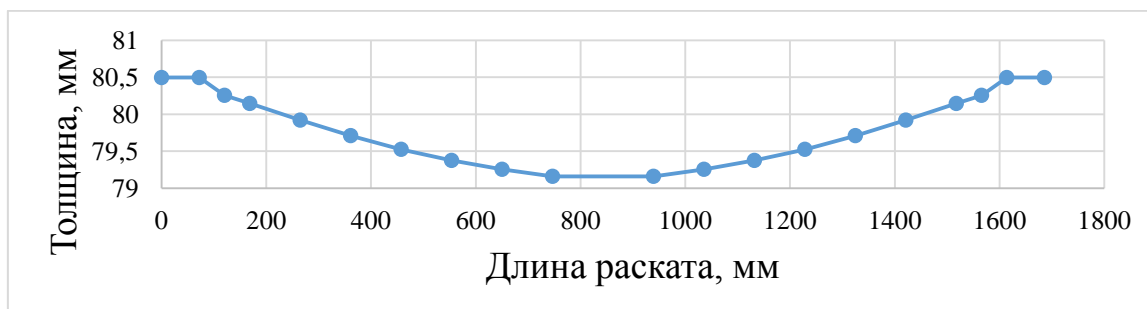


Рисунок 2 –Существующее профилирование на стане 3000 ПАО «АМК»



Рисунок 3 – Формы раскатов в плане, получаемые на стане 3000 ПАО «АМК» после профилирования по существующим режимам

В рамках работы выполнили моделирование формоизменения сляба $250 \times 1300 \times 2120$ мм для прокатки листа $12 \times 2000 \times 6000$ в черновой клети с использованием предложенного нами профилирования, для устранения недостатков существующих режимов профилирования на стане 3000 ПАО «АМК», следующей конфигурации: для выравнивания вытяжки вдоль кромок

листа, участки вначале и в конце полосы с постоянным обжатием увеличили до 20% длины, а глубину профилирования увеличили до 10 мм. Профиль предложенного профилирования для листа 12×2000×6000 приведён на рисунке 4.

Материал прокатываемой полосы принят изотропным с плотностью 7,85 т/м³. Контакт между заготовкой и валком учитывали при помощи модели контакта «surface-to-surface contact» путём задания коэффициента трения $\mu = 0,4$, используя «classical isotropic Coulomb friction model» [2]. Валок представлен в виде аналитически жёсткой недеформируемой поверхности. В процессе моделирования деформации материала заготовки использовали адаптацию сетки в формулировке Лагранжа-Эйлера. Тип элементов - шестигранные элементы C3D8R и опции Hourglass control – Saffness [3]. В процессе описания данной модели, учитывается симметричность моделируемого процесса относительно плоскости XZ для сокращения времени расчёта. Профиль раската после профилирования, с зеркальным отображением относительно плоскости симметрии по предложенному способу приведён на рисунке 5. Форма раската в плане после кантовки (а), форма раската в плане после последнего прохода в черновой клети с профилированием (б) приведены на рисунке 6.

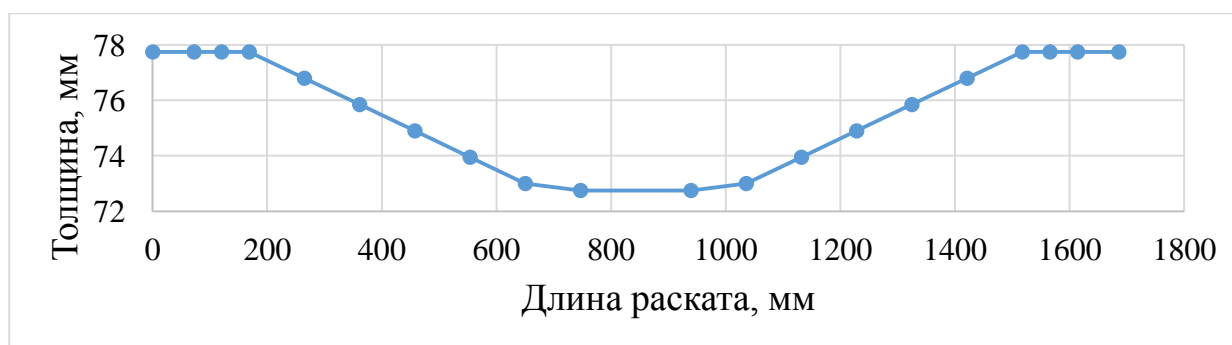


Рисунок 4 – Предложенный профиль профилирования на стане 3000 ПАО «АМК» для листа 12×2000×6000 мм

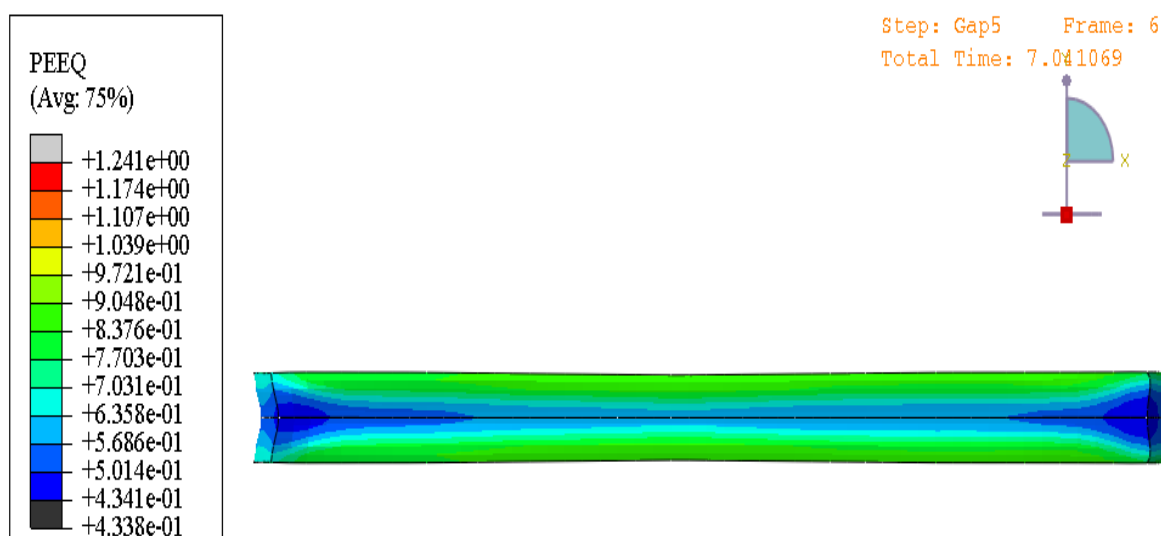


Рисунок 5 – Профиль раската и поле распределений эквивалентной пластической деформации после профилирования

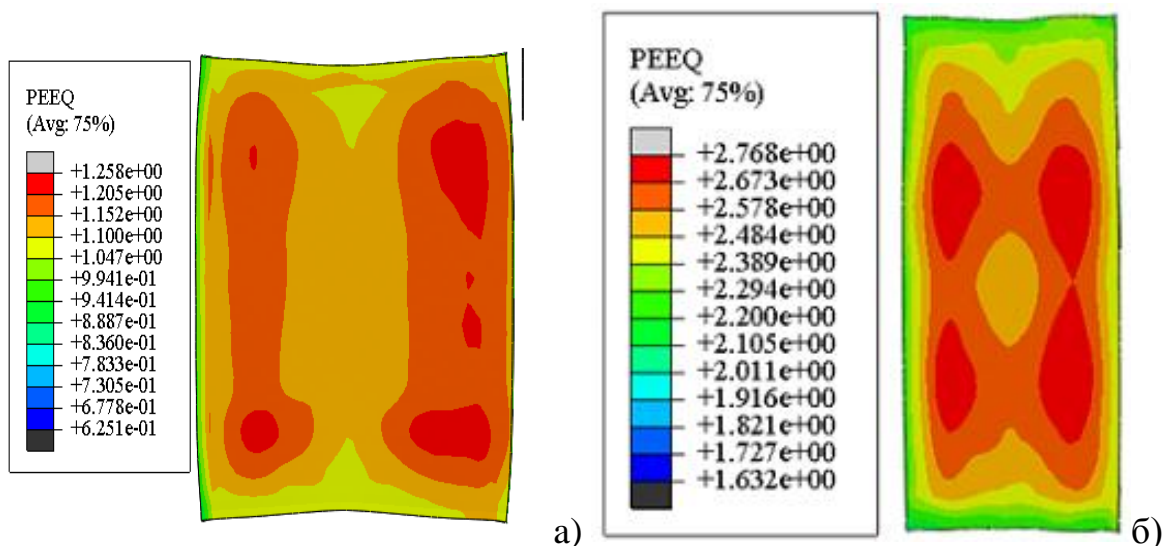


Рисунок 6 – Форма раската в плане и поле распределений эквивалентной пластической деформации после кантовки (а), форма раската в плане после последнего прохода в черновой клетки с профилированием (б)

Полученная форма раската после последнего прохода в черновой клетки с профилированием по предложенному способу имеет лучшее приближение к прямоугольной форме, чем при существующем на стане 3000 ПАО «АМК» способе профилировки, что показывает эффективность предложенного варианта профилировки. На основе разработанной модели планируются дальнейшие исследования формоизменения раскатов с целью сокращения расхода металла и выработке практических рекомендаций.

Литература:

1. Юрьев О.М. / Обоснование параметров профилирования широких граней и формы раскатов при прокатке толстых листов: дис. ... канд. техн. наук: 05.03.05; ГВУЗ "Донец. нац. техн. ун-т". - Донецк, 2008. - 150 л.
2. Манилык Т. Практические рекомендации программного комплекса ABAQUS в инженерных задачах. Версия 6.6. / Т. Манилык, К. Ильин. – М.: МФТИ, Тесис, 2006. – 68 с.
3. Rodriguez-Ferran A. Arbitrary Lagrangian-Eulerian (ALE) formulation for hyperelastoplasticity / A. Rodriguez-Ferran, A. Perez-Foguet, A. Huerta // Int. J. Numer. Methods Eng, 2002. – № 53 (8). – P. 1831–1851. 9. Armero F. An arbitrary Lagrangian-Eulerian finite element method for finite strain plasticity / F. Armero, E. Love // Int. J. Numer. Methods Eng. – 2003. – № 57 (4). – P. 471–508.
4. Компьютерное моделирование процессов обработки металлов давлением / В. Н. Данченко, А. А. Миленин, В. И. Кузьменко, В. А. Гриневич. – Днепропетровск: Системные технологии, 2005. – 448 с.
5. Конечно-элементное моделирование напряженно-деформированного состояния металла при правке непрерывнолитых заготовок / В. А. Федоринов, А. А. Завгородний, С. М. Стриченко, Е. Г. Литвинова // Обработка материалов давлением: сб. науч. тр. – Краматорск: ДГМА, 2011. – № 2 (27). – С. 58–62.

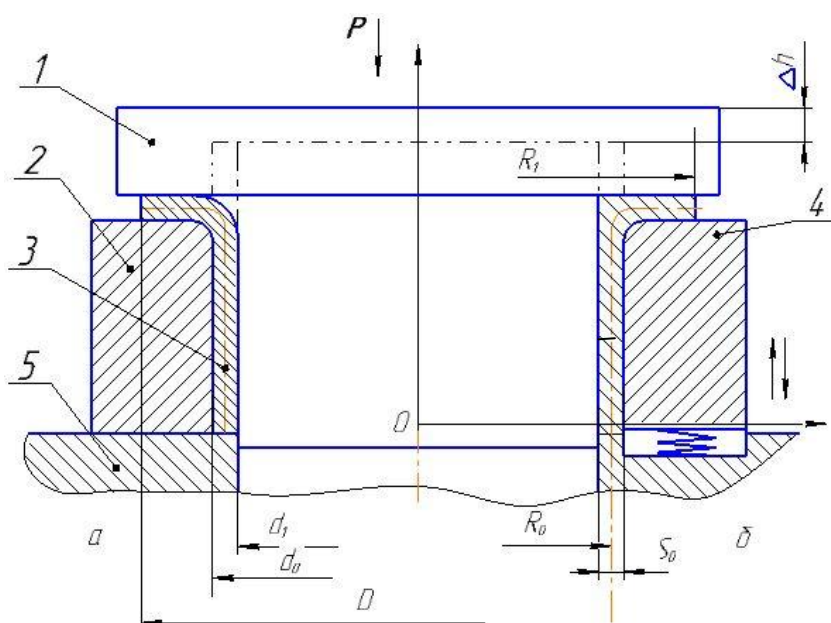
ОТБОРТОВКА ШИРОКИХ ФЛАНЦЕВ В ТРУБНЫХ ЗАГОВОКАХ С НАГРЕВОМ ДЕФОРМИРУЮЩЕГО УЧАСТКА

Колядко С.Д., Исаевич Л.А.

Белорусский национальный технический университет

Формообразование методом пластического деформирования фланцев в трубных заготовках является разновидностью процесса раздачи концов этих заготовок жестким инструментом. При этом конец трубной заготовки подвергается раздаче под прямым или близким к нему углом.

Для осуществления процесса раздачи по данной схеме в деформирующем инструменте необходимо иметь плавный переход от цилиндрической части к плоскости в виде торообразной поверхности (рисунок 1, а). Такая поверхность, естественно, копируется в раздаваемой части заготовки, что в ряде случаев не допускается конструкцией получаемой детали.



а – раздача; б – осадка; 1 – пуансон; 2 – матрица; 3 – заготовка;
4 – матрица подвижная; 5 – плита.

Рисунок 1 – Схема раздачи и осадки трубной заготовки

С целью исправления указанного недостатка и обеспечения острой кромки между цилиндрическим отверстием и фланцевой частью толщину стенки заготовки заранее выбирают увеличенной. После этого за счет удаления избытка металла обработкой резанием получают деталь с острой кромкой в зоне перехода от фланца к цилиндрической полости заготовки. Однако при этом около 40 % металла уходит в стружку, что существенно снижает коэффициент его использования и приводит к повышению себестоимости изготовления деталей.

В связи с этим было предложено техническое решение, суть которого сводится к тому, что после отбортовки по описанной выше схеме производят пластическое формоизменение торообразного участка заготовки за счет осадки ее цилиндрической части (рисунок 1, б). Для этого полученную трубную заготовку 3 с фланцем, перпендикулярным ее оси, содержащую торообразный участок (рисунок 2) между цилиндрическим отверстием и фланцевой частью, устанавливают в подпружиненную матрицу 4. Нижним торцом заготовка опирается на плиту 5.

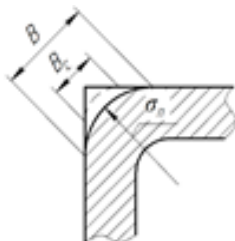


Рисунок 2 – Торообразный переход

При движении пуансона 1 вниз происходит формоизменение торообразного участка заготовки в результате заполнения полости, образующейся над этим участком.

При определении усилия, необходимого для формоизменения торообразованного участка заготовки, процесс деформирования будем рассматривать как открытую прошивку фланца наружным диаметром D трубчатым прошиванием, имеющим наружный диаметр d_1 , а внутренний – d_0 (рисунок 1).

Уравнение равновесия для этого случая запишется в виде

$$\frac{d\sigma_r}{dr} = -\frac{2\tau_k}{h}.$$

Тогда уравнение деформирования будет записано

$$P_0 = \frac{1}{2} \pi \sigma_T \left[\frac{d_1^2 - d_0^2}{4} \left(2 + x + 2.2 \ln \frac{D}{d_1} + \frac{d_1^2 - d_0^2}{2h} \right) + d_1 h \right].$$

Таким образом, с помощью последнего уравнения вполне можно рассчитать усилие формоизменения отбортованного участка трубной заготовки на втором переходе.

Усилие раздачи конца трубной заготовки на первом переходе можно определить по известным формулам, приведенными другими авторами.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ФАЗОВОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ СИСТЕМЫ НЕКОНДИЦИОННАЯ МАРГАНЦЕВАЯ РУДА- УГЛЕРОД

Кураев Р.М., Аринова Д.Б., Естауова А.А., Ахметова Н.Р. Колесников А.С.
Южно-Казахстанский государственный университет им. М. Ауэзова

Марганцевые руды Казахстана представлены железомарганцевыми, окисленными и труднообогатимыми первичными рудами. Причем добываются и перерабатываются преимущественно окисленные марганцевые руды, развитые в верхних частях месторождений и не требующие больших затрат на обогащение и разработку. Окисленные руды представлены пиролюзитом, псиломеланом, браунитом, гаусманитом, имеют низкую прочность, в связи с этим на горно-обогатительных предприятиях и заводах на стадии добычи, транспортировки и обогащения образуется большое количество некондиционной по фракционному составу мелочи марганцевых руд. Доля мелкой фракции составляет свыше 50% от добываемой руды и требует окускования. В настоящее время целесообразно в первую очередь, направить работы недропользователей и научно-исследовательских институтов на разработку эффективных технологий обогащения бедных железомарганцевых руд и окускования мелкофракционных продуктов обогащения окисленных марганцевых руд, скопившихся в районах деятельности крупных горно-обогатительных предприятий [1-3].

Утвержденные запасы месторождения Западный Камыс, расположенного в Жанааркинском районе, в 12 км к западу от ж.д. станции Кызылжар, составляют около 5,0 млн. т. Руды окисленные, с высоким содержанием кремния (до 30%), имеют низкую прочность и представлены в основном пиролюзитом, псиломеланом, гаусманитом, легко обогащаются путем дробления с последующей промывкой и отсадкой [1, 3, 4].

С целью теоретического исследования фазовых превращений в системе марганцевая руда-углерод было проведено термодинамическое моделирование с помощью программного комплекса «Астра 4» [5], основанного на максимуме энтропии в интервале температур 1573-2573К и давлении $P=0,01$ МПа. Основой для моделирования послужил процесс электроплавки в дуговой рудно-термической печи.

Результаты моделирования приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты термодинамического моделирования

Распределение кремния, %										
Фаза/ Т,К	15730	16730	17730	18730	19730	20730	21730	22730	24730	25730
SI	0	0	7,46E-06	0,000115	0,000625	0,002126	0,011737	0,078795	0,486947	0,3822
SI2	0	0	0	5,51E-07	5,06E-06	1,85E-05	0,000196	0,003508	0,028781	0,009138
SI3	0	0	0	0	0	0	1,96E-06	8,55E-05	0,000806	9,75E-05

SIO	0,000176	0,003855	0,754425	4,681295	16,41627	45,37094	68,85123	80,66232	95,13	97,65606
SIO2	0	0	1,97E-06	1,67E-05	0,000114	0,000696	0,000721	0,000338	0,00033	0,000849
SIC	0	0	0	0	0	0	0	6,86E-07	1,02E-05	4,4E-06
SIC2	0	0	0	1,22E-06	1,39E-06	6,48E-07	5,3E-06	0,00017	0,001169	0,000135
SI2C	0	0	0	1,61E-06	9,42E-06	9,16E-06	8,81E-05	0,002628	0,014162	0,001399
SI2C2	0	0	0	0	0	0	0	8,53E-07	6,77E-06	0
SI3C	0	0	0	0	0	0	0	2,54E-05	0,000191	7,82E-06
K*SIO2	50,48708	50,49234	32,48324	25,06646	20,11842	5,625479	0	0	0	0
K*CA2SIO4	0	0	0	0	0	0	0	1,404191	0	0
K*FESI	0	0	0	10,45275	0	0	0	1,167469	0	0
K*FE3SI	0	0	0	0	0	5,499739	5,440991	0	4,337601	1,950106
K*FE5SI3	0	0	9,952471	3,679151	9,942339	0	0	8,898872	0	0
K*MN2SIO4	40,69576	40,68685	0	0	0	0	0	0	0	0
K*CAMNSIO4	8,816972	8,816961	8,817083	8,817066	8,817063	8,817034	4,752886	0	0	0
K*MN5SI3	0	0	47,99277	47,30314	44,70515	34,68395	20,94214	7,781592	0	0
Сумма	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
Распределение марганца, %										
MN	0,001842	0,024127	1,559251	2,833282	7,633062	26,14503	56,03817	85,62171	99,9982	99,99508
MNO	0	0	8,03E-06	2,86E-06	0,000149	0,001312	0,002192	0,001513	0,001796	0,004917
K*MN2SIO4	90,22434	90,20232	0	0	0	0	0	0	0	0
K*MN5SI3	0	0	88,66697	87,39295	82,59304	64,0798	38,69101	14,37677	0	0
K*CAMNSIO4	9,773812	9,773556	9,773773	9,773762	9,773747	9,773864	5,26863	0	0	0
Сумма	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
Распределение железа, %										
FE	3,41E-05	0,00019	0,009967	0,02853	0,115626	0,542822	1,605906	3,559344	21,55868	64,73419
FEO	0	0	0	0	0	3,91E-06	9,47E-06	9,92E-06	6,63E-05	0,000566
K*FESI	0	0	0	63,00861	0	0	0	7,037442	0	0
K*FE5SI3	0	0	99,99003	36,96286	99,88437	0	0	89,4032	0	0
K*FE3C	98,99544	99,99981	0	0	0	0	0	0	0	0
K*FE2P	1,004525	0	0	0	0	0	0	0	0	0
K*FE3SI	0	0	0	0	0	99,45717	98,39408	0	78,44126	35,26524
Сумма	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100

Из приведенных результатов термодинамического моделирования видно что, фазовый состав системы представлен 5 элементами и 25 соединениями.

Таким образом, по результатам проведенных термодинамическим моделированием исследований системы марганцевая руда-углерод можно сделать вывод о том, что из марганцевой руды месторождения Западный Камыс электроплавкой можно получать товарный ферросиликомарганец, в котором испытывает потребность сталелитейная промышленность.

Литература:

1 Ужкенов Б.С. Состояние сырьевой базы железных, марганцевых и хромитовых руд Казахстана и перспективы развития черной металлургии на период до 2030 года / А.К. Мазуров, Е.М. Селифонов // Индустрия Казахстана. 2003. – № 10 (18). – С. 23.

2 Святков Б.А. Становление и развитие марганцевой отрасли Казахстана / М.Ж. Толымбеков, С.О. Байсанов. Алматы: Искандер, 2002. – 416 с.

3 Байсанов С.О. Состояние марганцевого производства в Казахстане / Толымбеков М.Ж., Святков Б.А. и др // Состояние марганцеворудной базы России и вопросы обеспечения промышленности марганцем: сб. науч. тр. – Красноярск. 2001. – С. 32.

4 Толымбеков М.Ж. Прямое легирование стали марганцем. / М.Ж. Толымбеков, Т.Д. Такенов, А.Б. Ахметов – Алматы: НИЦ «Ғылым», 2003. – 304с.

5 Трусов, Б.Г. Термодинамический метод анализа высокотемпературных состояний и процессов и его практическая реализация: дис. ... д-ра техн. наук / Б.Г. Трусов. – М., 1984. – 292 с.

ПОЛУЧЕНИЕ КОМПОЗИЦИОННОГО АНТИФРИКЦИОННОГО МАТЕРИАЛА СТАЛЬ-ПОРОШКОВАЯ БРОНЗА МЕТОДОМ ПРОКАТКИ, С ПОСЛЕДУЮЩИМ ГАЗОПЛАМЕННЫМ НАПЫЛЕНИЕМ ФТОРОПЛАСТА-4

Леонов Р.А., Хведчук Н.С., Белый А.Н.
Белорусский национальный технический университет

Пористые антифрикционные материалы (пористость 12 – 15 %), широко применяющиеся для изготовления подшипников скольжения и представляют собой пористую основу, пропитанную смазкой. Отличительной особенностью является наличие равномерной объемной пористости, которая позволяет получать требуемые эксплуатационные свойства. Смазка поступает из пор на поверхность, и подшипник становится самосмазывающимся, не требуется подводить смазку извне. Это существенно для чистых производств (пищевая, фармацевтическая отрасли и т.д.). Такие подшипники почти не изнашивают поверхность вала, шум в 3...4 раза меньше, чем от шариковых подшипников [1].

Данные антифрикционные материалы работают при скоростях трения до 6 м/с и при нагрузках до 600 МПа. При меньших нагрузках скорости скольжения могут достигать 20...30 м/с. Коэффициент трения подшипников – 0,04 – 0,06.

Также применяют металлопластмассовые антифрикционные материалы: спеченные бронзографиты, титан, нержавеющей стали пропитанные фторопластом.

Фторопласт имеет низкий коэффициент трения (коэффициент трения фторопласта-4 составляет 0,03–0,05). Он обладает высокой химической стойкостью, способен работать в диапазоне температур от –250°С до 300°С [1]. Несмотря на это, фторопласт в чистом виде применяют весьма редко. Это объясняется его низкой прочностью и небольшой твердостью, что в свою очередь приводит при трении к деформированию его поверхностных слоев. В результате деталь изнашивается достаточно быстро. Срок службы металлопластмассовых материалов вдвое больше, чем материалов из чистых пластмасс.

Однако, процесс пропитки пористых материалов фторопластами весьма сложен и включает:

- вакуумирование деталей не менее 1 ч.;
- вакуумирование суспензии;
- подача суспензии после вакуумирования в сосуд, где проводят пропитку;
- повышение давления;
- выдержка деталей, залитых суспензией, под давлением;
- снижение давления в сосуде, где проводят пропитку, до атмосферного;
- промывка деталей дистиллированной водой.

В свою очередь, предложенный метод отличается простотой реализации и не требует наличия специализированного оборудования.

Антифрикционный порошок слой на пластину наносили методом свободной насыпки и подвергали спеканию в защитно-восстановительной атмосфере эндогаза при температуре 750-780 °С, в течении 50-60 мин, после этого проводили прокатку на прокатном стане Kalmag (диаметр бочки валков – 200 мм, скорость вращения – 3 об/мин, наибольшее давление металла на валки – 600 кН, мощность электропривода – 14 кВт) (Германия). Обжатие при прокатке со степенью 35 – 45 % позволяет получить пористость антифрикционного слоя 12 – 15 %, обеспечивающую максимальные триботехнические свойства за счет оптимального заполнения смазкой пористого антифрикционного слоя.

Напыляемый материал (фторопласт-4) в виде порошка вдувается в пламя горелки; при этом его частицы нагреваются до расплавленного состояния. Попадая на подготовленную поверхность, эти частицы сцепляются с ней, образуя плотную пленку, а также проникают в поры.

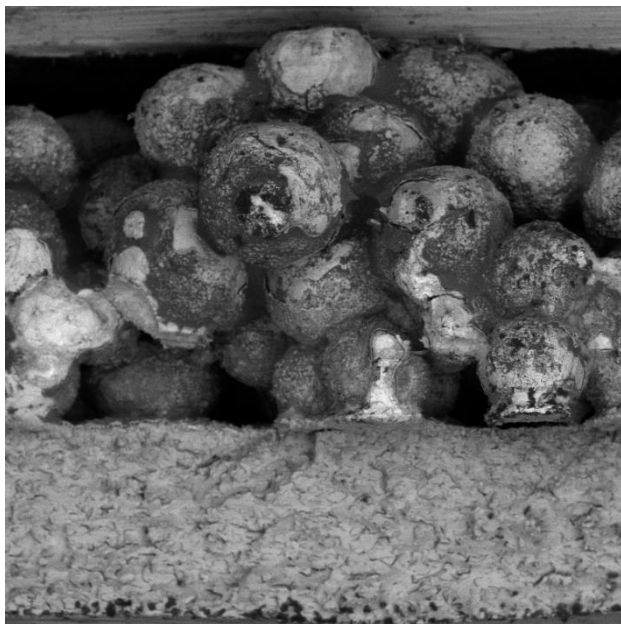
Для порошкового напыления применялся аппарат УПН-6-63 - для напыления легкоплавких покрытий [2].

При нанесении покрытия основным фактором, влияющим на его качество, является тепловой режим процесса. Мощность пламени, подачу порошка, расстояние горелки от поверхности (обычно 150-200 мм) и скорость перемещения горелки следует подбирать так, чтобы наносимые на поверхность частицы порошка плавилась и, сливаясь вместе, образовывали бы сплошной слой покрытия. Если частицы на поверхности оплавилась не полностью, необходимо этот участок слегка подогреть пламенем горелки без подачи порошка для полного оплавления слоя.

Фрактограммы хрупких изломов полученных образцов изучали на сканирующем электронном микроскопе VEGA II LMU (Чехия).

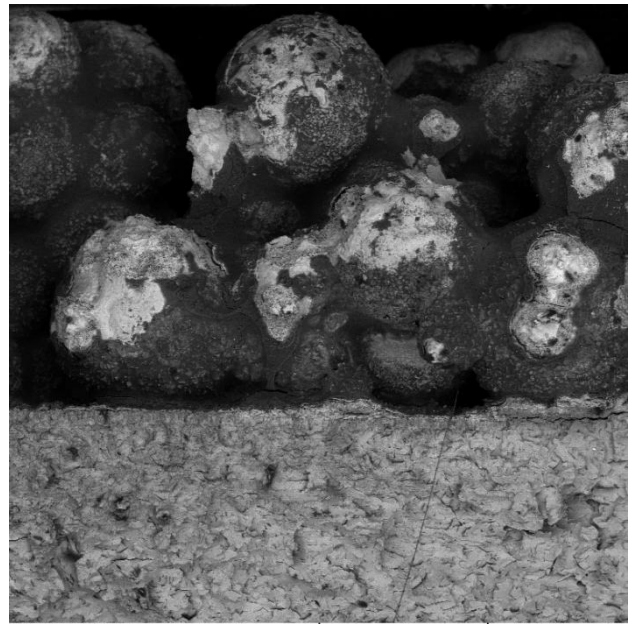
Проведенные исследования показали, что прокатка двухслойного материала после спекания обеспечивает уплотнение порошкового антифрикционного слоя (пористость 12–15%) и образование сплошного слоя, не отслаивающегося при изгибе (рисунок 1, а). В антифрикционном порошковом слое наблюдается сквозная по всей толщине пористость (рисунок 1, б). Поры равномерно заполнены смазкой (фторопласт-4).

Дальнейшая работа направлена на изучение триботехнических свойств полученного материала и отработку технологии формирования готового изделия.



SEM HV: 20.00 kV WD: 13.0390 mm
View field: 2.06 mm Det: BSE Detector
SEM MAG: 96 x Date(m/d/y): 02/09/16 VEGA\\ TESCAN

а)



SEM HV: 20.00 kV WD: 14.1600 mm
View field: 1.83 mm Det: BSE Detector
SEM MAG: 108 x Date(m/d/y): 02/09/16 VEGA\\ TESCAN

б)

Рисунок 1 – Фрактограмма излома двухслойного материала сталь Ст.3 – порошковый слой из БрО10Ф1 после пропитки фторопластом (× 100)

Литература:

1. Материалы для узлов трения [Электронный ресурс] // А. Третьяков. Полимеры-Деньги. – Режим доступа: http://www.newchemistry.ru/printletter.php?n_id=1858 – Дата доступа: 12.03.2016.
2. Газопламенная металлизация и напыление неметаллов [Электронный ресурс] // Центральный металлический портал РФ – Режим доступа: http://metallicheckiy-portal.ru/articles/zashita_ot_korrozii_metalla/metallizacia/gazoplammennaa_metallizacia_i_napilenie_nemetallov – Дата доступа: 12.03.2016.

ДИАГНОСТИРОВАНИЕ ПОДШИПНИКОВ КАЧЕНИЯ КОМБИНИРОВАННЫХ РЕДУКТОРОВ ПРОКАТНЫХ СТАНОВ

Лозко А.П., Бедарев С.А., Сидоров В.А.
Донецкий национальный технический университет

Современный сортовой прокатный стан включает от 15 до 30 клеток (рисунок 1а), имеющих индивидуальный или групповой привод. Мощность привода прокатной клетки - 300...1000 кВт, частота вращения входного вала – 300...1000 об/мин, частота вращения выходных валов 10...1000 об/мин, а для чистовых блоков мелкосортных станов может составлять 1000...10000 об/мин. Часто используется схема привода с комбинированным редуктором (рисунок 1б), совмещающим функции редуктора и шестеренной клетки.

Основным элементом, определяющим безотказность функционирования данного механизма, являются подшипники качения. Поэтому выявление видов и причин повреждения подшипников комбинированного редуктора, выбор методов их диагностирования и формирование решающих правил для распознавания технического состояния являются актуальными вопросами.

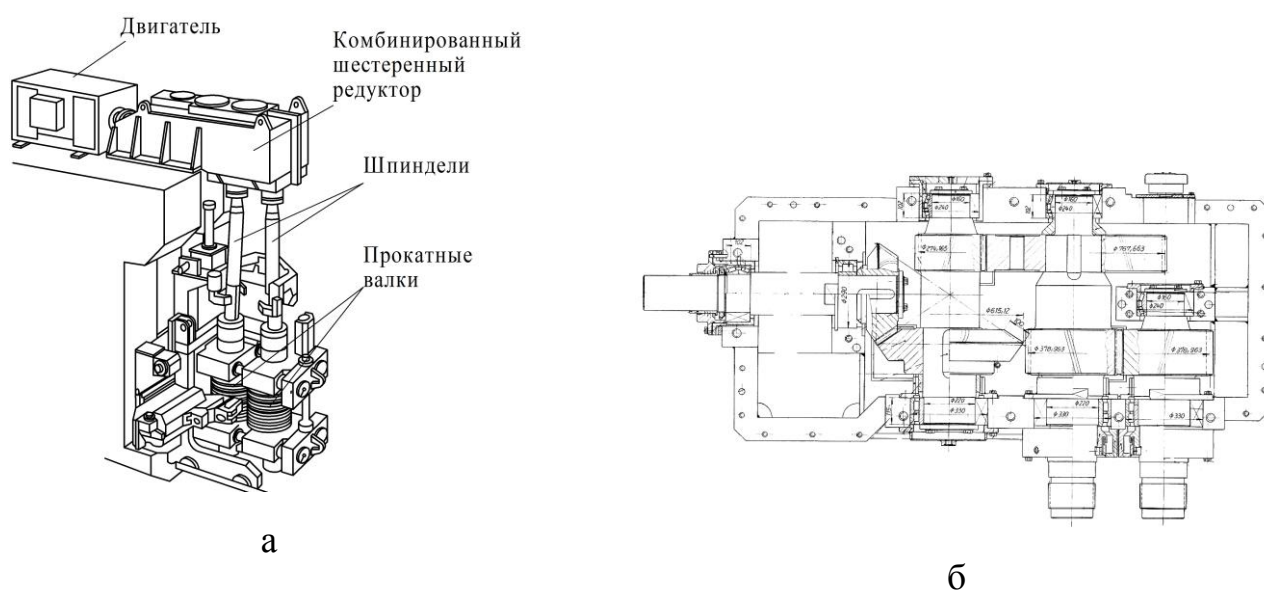


Рисунок 1 – Общий вид прокатной клетки сортового стана (а) и разрез комбинированного редуктора привода (б)

Условия работы комбинированных редукторов – нормальные, т.к. они не подвержены влиянию пыли, окалины, удалены от теплового воздействия со стороны прокатываемой заготовки. Однако, из-за разнообразия сортамента продукции элементы редуктора, в том числе и подшипники качения, испытывают нагрузки, отличающиеся в 3..5 раз. Кроме того, значения нагрузок изменяются в процессе холостого и рабочего хода, а при захвате заготовки происходит резкое увеличение нагрузок.

Опыт эксплуатации прокатных станов такого типа показал, что наиболее

часто встречающимися видами отказов комбинированных редукторов являются: выход из строя подшипников качения; износ зубчатых колёс; ослабление резьбовых соединений; течь смазки из-за повреждённых уплотнений. Среди отказов подшипников можно выделить следующие:

- износ колец и тел качения подшипников;
- усталостное разрушение поверхности колец;
- выкрашивание поверхности колец;
- сколы и повреждения колец;
- разрушение тел качения, сепаратора или колец подшипника.

Причинами перечисленных выше неисправностей выступают нарушение подачи смазки к узлам трения; загрязнение смазки; применение несоответствующего типа смазки [1]. Кроме того встречаются нарушения технологии замены и регулировки подшипников, ослабления резьбовых соединений редуктора.

Установить конкретный вид отказа подшипников возможно только при визуальном осмотре редуктора при остановке на ремонт. Зафиксировать зарождение и развитие дефекта позволяет использование методов и средств вибродиагностики, т.к. повреждения элементов подшипников приводит к возникновению механических колебаний.

В спектре колебаний появляются составляющие с частотой возможных повреждений подшипника:

- 1) повреждения наружного кольца – $f_{нк} = 0,5 \cdot z \cdot f_{вр} \cdot (1 - d \cdot \cos \beta / D)$;
- 2) повреждения внутреннего кольца – $f_{вк} = 0,5 \cdot z \cdot f_{вр} \cdot (1 + d \cdot \cos \beta / D)$;
- 3) повреждения тел качения – $f_{тк} = (D \cdot f_{вр} / d) \cdot [1 - (d \cdot \cos \beta / D)^2]$;
- 4) повреждения сепаратора – $f_c = 0,5 \cdot f_{вр} \cdot (1 - d \cdot \cos \beta / D)$,

где $f_{вр}$ – частота вращения вала; z – число тел качения; d – диаметр тел качения; β – угол контакта (соприкосновения тел качения и беговой дорожки); D – диаметр окружности, проходящей через центры тел качения [2].

В таблице в качестве примера приведены значения частот повреждений подшипников комбинированного редуктора.

Таблица – Значения частот повреждений подшипников, Гц

№ подшипника	$f_{вр}$	$f_{нк}$	$f_{вк}$	$f_{тк}$	f_c
1	3.45	37.2	45.6	16.9	1.55
2	9.33	71.4	96.6	30.5	3.97
3	13.1	183.1	222	64.5	5.91

При значительном развитии повреждения появляются гармонические составляющие соответствующих частот. Степень повреждения подшипника определяется числом гармоник.

Для распознавания технического состояния подшипников комбинированных редукторов можно использовать характерные спектрограммы виброускорения,

связанные со степенью повреждения (рисунок 2). Исправное состояние подшипника характеризуется наличием незначительных по амплитуде составляющих в низкочастотной области спектра 10...4000 Гц (рисунок 2а). Начальная стадия повреждений имеет несколько составляющих с амплитудой 1,7...3,5 м/с² в средней части спектра (рисунок 2б). Средний уровень повреждений связан с образованием «энергетического горба» в диапазоне 2...4 кГц с пиковыми значениями до 4,0 м/с² (рисунок 2в). Значительные повреждения подшипника приводят к увеличению амплитудных значений составляющих «энергетического горба» свыше 10 м/с² (рисунок 2г).

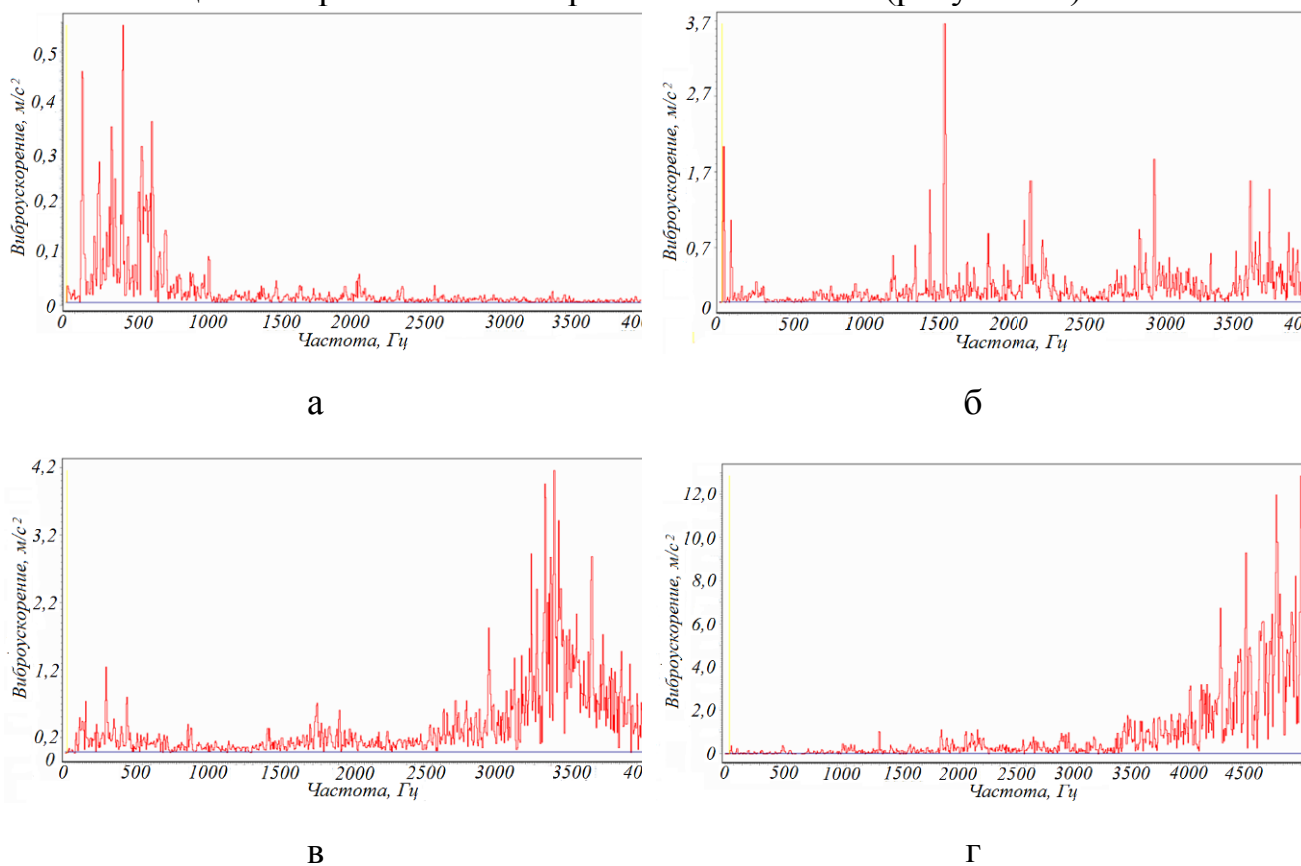


Рисунок 2 – Этапы развития повреждений подшипника качения: а) хорошее состояние; б) начальная стадия; в) средний уровень; г) значительные повреждения

Таким образом, использование спектрального анализа и визуальный осмотр позволяют сформировать информационную базу для распознавания технического состояния подшипников качения комбинированных редукторов прокатных клетей и принятия решений о необходимости ремонтных воздействий.

Литература:

1. Жиркин Ю.В. Надёжность, эксплуатация и ремонт металлургических машин: Учебник. Часть 1. – Магнитогорск: МГТУ, 2005. – 230 с.
2. Розенберг Г.Ш. Вибродиагностика / Под ред. Г.Ш. Розенберга. - СПб: ПЭИПК, 2003. – 284 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ БИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО СОЕДИНЕНИЯ ОБРАЗЦОВ ШТАМПОВОЙ ОСНАСТКИ, ПОЛУЧЕННЫХ СКОРОСТНЫМ ГОРЯЧИМ ВЫДАВЛИВАНИЕМ (СГВ)

Пономарев Т.С., Кисель И.С., Ленкевич С.А.
Белорусский национальный технический университет

Анализ существующих в настоящее время способов и технологических процессов изготовления штампового инструмента показывает, что до настоящего времени основным способом получения такого инструмента на отечественных промышленных предприятиях является слесарно-механический, что ведет к значительному расходу высоколегированных дорогостоящих сталей.

Одним из способов повышения эффективности производства технологической оснастки является расширение возможностей применения обработки металлов давлением, при этом создаются и внедряются новые способы пластического деформирования металла, обеспечивающие получение штампового инструмента с высоким классом качества поверхности и точности размеров, требующих минимальной последующей слесарно-механической обработки или ее отсутствие. Однако выдавливание сложных формообразующих элементов штампового инструмента в высокоуглеродистых и высоколегированных сталях оказывается возможным лишь в условиях благоприятных, мягких схем напряженного состояния, либо с применением нагрева заготовок [1-6].

В современных условиях производства особенно эффективной является возможность создания биметаллического инструмента на основе использования эффектов скоростного горячего деформирования.

Наряду с известными, традиционными способами сварки при соединении разнородных металлов применяют специальные, такие, как сварка давлением.

Основными параметрами, определяющими процесс соединения, являются давление, температура и длительность их воздействия. При сварке давлением не происходит плавления металлов, или если и происходит, то расплав выдавливается наружу, так что в конечном счете при сварке давлением происходит соединение на поверхности твердого тела. При таком соединении разнородных сталей склонных к закалке почти не доставляет беспокойства охрупчивание швов, обусловленное образованием химических соединений, которое представляет проблему при сварке плавлением.

Объектом исследований являлись детали типа «вставка пуансона» с шестигранной формообразующей полостью, которые получили в процессе СГВ из составных заготовок. В результате экспериментальных исследований скоростным горячим выдавливанием были получены биметаллические образцы с композицией сталей 40X+P6M5 и 40X+X12MФ (рисунок 1).

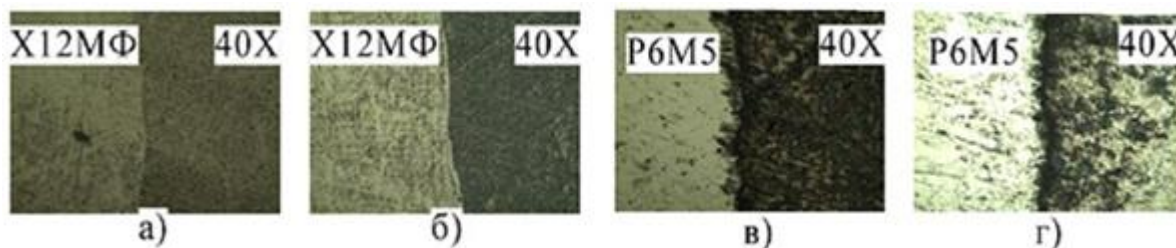


Рисунок 1 – Шлифы биметаллических образцов

В процессе нагрева составных заготовок температура в рабочем пространстве печи контролировалась с помощью платино - родиевой термопары и составляла $T_{\text{пн}} = 1200 - 1220$ °С. Энергия деформирования составляла порядка 3,3 - 3,5 кДж, а режим скоростного горячего выдавливания осуществлялся в диапазоне скоростей 9,5 - 10 м/с.

Условия для получения качественного биметаллического соединения обеспечиваются за счет высоких скоростей деформирования и совместного пластического течения двух сталей с увеличением площади взаимодействия как минимум в два раза. При скоростном нагружении процесс можно считать адиабатическим, т.е. отсутствует теплообмен между инструментом и заготовкой, а за счет интенсивной деформации происходит приращение температуры на контактных поверхностях, что способствует разрушению и удалению оксидных пленок при совместном истечении двух разнородных сталей. Также с увеличением скорости выдавливания повышается и скорость пластической деформации на контактных поверхностях, что приводит к росту плотности и частоты выхода дислокаций в зону контакта соединяемых металлов и увеличению концентрации активных центров взаимодействия. При этом увеличивается вклад механической активации в процесс образования прочного сварного соединения.

На рисунке 2 приведены фотографии микроструктуры биметаллических образцов в зоне шва. Как видно из фотографий качество полученного шва в центре и на краю образцов (металл, вытесненный в кольцевую проточку) практически неизменно, что является доказательством произошедшего физического контакта по всей соединяемой поверхности.



а и б – (сталь 40Х+Х12МФ); в и г - (сталь 40Х+Р6М5);
а и в – центр шва; б и г – край шва

Рисунок 2 - Микроструктура шва биметаллических образцов х 1000

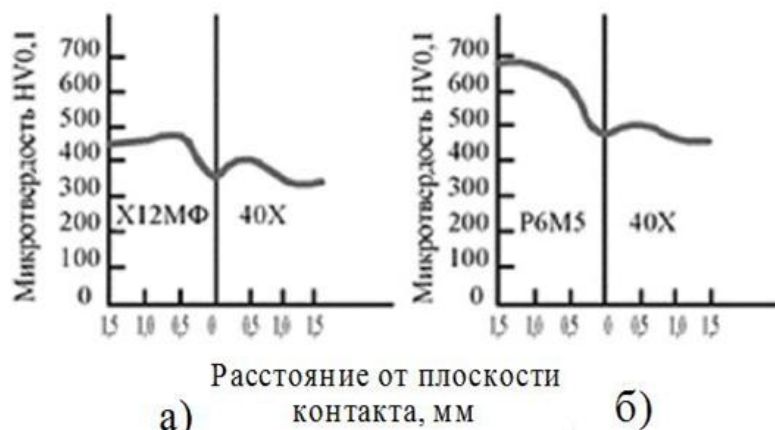
Наиболее высокая прочность сцепления соответствует структуре, в которой не наблюдается граница раздела и имеет место плавный переход от структуры одного металла к другому и плавное изменение микротвердости (рисунок 2, а), б)).

Некоторое понижение прочности сцепления наблюдается при наличии в граничной зоне растворившихся окислов и полосы феррита (рисунок 2 в), г)). В данном случае появление ферритной полосы является результатом диффузии углерода в инструментальную сталь Р6М5, так как она содержит в своем составе большое количество карбидообразующих элементов, что приводит к полному связыванию углерода в плакирующем слое.

Диффундирующий из другого слоя углерод образует вдоль границы раздела явно видную на микрошлифе полосу с мелкими карбидами.

При соединении высоколегированных сталей или сплавов сложного состава, как правило, наблюдается резкая граница раздела, что объясняется сравнительно замедленными диффузионными процессами в этих сталях по сравнению с углеродистыми и низколегированными. В этом случае для получения хорошего контакта и прочного сцепления замедленная диффузия должна быть компенсирована интенсивной пластической деформацией. Такую интенсификацию, в нашем случае, обеспечивает совместное истечение двух разнородных сталей в кольцевую проточку.

На рисунке 3 приведены результаты измерения микротвердости двух образцов в зоне соединения двух сталей.



а) - образец с композицией сталей 40X+X12MΦ;

б) - образец с композицией сталей 40X+P6M5

Рисунок 3 - Распределение микротвердости в граничной зоне

Измерения микротвердости показали, ее уменьшение при приближении к границе контакта как со стороны сталей X12MΦ и P6M5, так и стали 40X (рисунок 3). Наличие более "мягкой", чем свариваемые материалы, зоны в окрестности контакта способствует снижению остаточных напряжений вследствие их релаксации в этой зоне и повышению прочности соединения.

Значение твердости на поверхности рабочей полости, выполненной из стали X12MΦ составило 59 – 61 HRC, а для стали P6M5 – 65 – 66 HRC. Из чего

следует, что, применяя ту или иную штамповую сталь, можно обеспечить требуемый комплекс механических свойств инструмента. При значительных ударных нагрузках сталь Х12МФ обеспечит высокую ударную вязкость инструмента и достаточную твердость рабочей поверхности, а сталь Р6М5 значительно увеличит износостойкость инструмента при умеренных ударных нагрузках. Кроме того, сталь 40Х используемая в качестве основы, с полученной твердостью 39 – 46 НRC (увеличивается от сердцевины к поверхности) будет дополнительно поглощать ударную нагрузку, что увеличит общую стойкость биметаллического инструмента.

Список использованных источников:

1. Качанов, И.В. Скоростное горячее выдавливание стержневых изделий / И.В. Качанов; под ред. Л.А. Исаевича. – Мн.: УП «Технопринт», 2002. – 327с. – ISBN 985 – 464 – 225 – 9.
2. Здор, Г.Н. Технологии высокоскоростного деформирования материалов: монография/ Г.Н. Здор, Л.А. Исаевич, И.В. Качанов. – Минск: БНТУ, 2010. – 456 с.
3. Качанов, И.В. Скоростное горячее выдавливание стержневых изделий с плакированием торцовой части / И.В.Качанов, Г.Н.Здор, Л.А.Исаевич, В.Н.Шарий. – Минск, БНТУ, 2011 – 198 с.
4. Капранов, В.Н., Особенности высокоскоростного горячего выдавливания формовочного инструмента повышенной точности. / В.Н. Капранов, В.Я. Осинных. // Повышение качества и эффективности изготовления технологической оснастки методами пластического деформирования. Сборник тезисов всесоюзной научно-технической конференции.– Таллин, 1977.– С.125-129с.
5. Кахар, А.Ю. Полугорячее выдавливание полостей матриц из легированных инструментальных сталей. А.Ю. Кахар. // Повышение качества и эффективности изготовления технологической оснастки методами пластического деформирования. Сборник тезисов всесоюзной научно-технической конференции.– Таллин, 1977.– С.69-75с.
6. Лясников, А.В. Образование полостей пресс-форм и штампов выдавливанием / А.В. Лясников – Санкт-Петербург.: Внешторгиздат, 1993. – 312 с.

ОСОБЕННОСТИ ПЛАСТИЧЕСКОГО ДЕФОРМИРОВАНИЯ ДВУХСЛОЙНОЙ СОСТАВНОЙ ЗАГОТОВКИ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ ВЫТЯЖКЕ ПОЛЫХ ДВУХСЛОЙНЫХ ИЗДЕЛИЙ

Пригара П. В., Высево В. А., Любимов В.И.
Белорусский национальный технический университет

В настоящее время существуют два направления получения штамповкой полых двухслойных изделий: из биметаллического проката (листы, трубы) и из составных заготовок. Для изготовления полых многослойных изделий из составных листовых заготовок может успешно использоваться комбинированная вытяжка. Данный метод позволяет использовать составные заготовки без специальной подготовки контактных поверхностей.

При совместном пластическом деформировании составной двухслойной заготовки ввиду отсутствия жесткой металлической связи между слоями слой из материала с меньшим пределом текучести (мягкий слой) получает большую степень утонения, а слой из материала с большим пределом текучести (твердый слой) – меньшую степень утонения (рисунок 1).

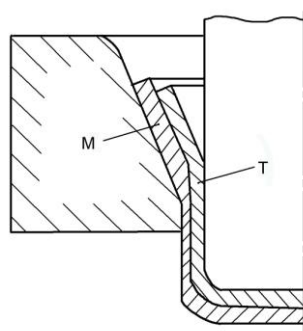


Рисунок 1. Схема комбинированной вытяжки двухслойной заготовки: М – мягкий слой; Т - твердый слой

В процессе вытяжки исходное соотношение напряжений текучести материалов слоев составной заготовки непрерывно изменяется вследствие различной интенсивности деформационного упрочнения. В результате изделия получаются с неравномерной толщиной слоев вдоль образующей стенки изделия: толщина слоя с большей интенсивностью упрочнения увеличивается по направлению к верхней кромке изделия, а толщина слоя с меньшей интенсивностью упрочнения уменьшается в этом направлении (рисунок 2).

Можно выделить три типовых ситуации, возникающих при совместном деформировании двухслойной заготовки. Первая – когда отношение сопротивлений деформированию слоев остается постоянным на протяжении всего процесса деформирования (показатели упрочнения обоих материалов одинаковы); вторая – когда показатели упрочнения материалов слоев неодинаковы, но сопротивление деформированию одного слоя больше

сопротивления деформирования другого слоя на всем протяжении совместной деформации; третья – когда в процессе совместной деформации сопротивление деформированию одного слоя становится больше сопротивления деформированию другого.

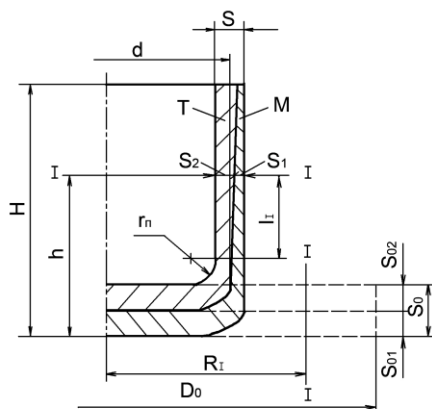


Рисунок 2. Изменение соотношения толщин мягкого (М) и твердого (Т) слоев по высоте стенки двухслойного изделия

В первом случае соотношение толщин слоев будет постоянным по всей длине стенки изделия. Во втором случае толщина слоя с большим показателем упрочнения будет монотонно увеличиваться по направлению к кромке стакана. При сочетании материалов, у которых в процессе вытяжки напряжение текучести одного компонента становится больше напряжения текучести другого, характер деформации слоев усложняется. При входе двухслойного полуфабриката в зону утонения мягкий слой получает большую деформацию, а твердый - меньшую. В то же время, поскольку показатель упрочнения мягкого слоя больше показателя упрочнения твердого слоя, различия в напряжениях текучести совместно деформируемых материалов постепенно уменьшаются, т.е. $\bar{\sigma}_{SM} \rightarrow \bar{\sigma}_{ST}$, а затем наступает момент, когда $\bar{\sigma}_{SM} = \bar{\sigma}_{ST}$, а затем $\bar{\sigma}_{SM} > \bar{\sigma}_{ST}$. Такое изменение соотношения напряжений текучести материалов слоев сопровождается перераспределением послойных деформаций.

Проведенные экспериментальные исследования подтвердили вышеприведенные выводы. На рисунке 3 приведены эпюры распределения толщины стального слоя по длине стенки двухслойных стаканов, полученных комбинированной вытяжкой из плоских составных заготовок, составленных из стали 08кп толщиной 0,72 мм в сочетании с отожженным алюминием АДН толщиной 0,69 мм и отожженной латуной Л63 толщиной 0,71 мм. Вытяжке подвергали двухслойные пакеты: с наружным стальным слоем и внутренним слоем из отожженного алюминия (С + А_о); с наружным слоем из отожженного алюминия и внутренним слоем из стали (А_о + С); с наружным слоем из стали и внутренним слоем из отожженной латуни (С + Л_о). Соотношение пределов текучести алюминия и стали $\bar{\sigma}_A/\bar{\sigma}_C = 0,33$, латуни и стали $\bar{\sigma}_Л/\bar{\sigma}_C = 0,71$. Способность металлов к упрочнению оценивали величиной $\Psi_{ш}$, характеризующей относительное уменьшение площади поперечного сечения

образца при испытаниях на растяжение. Соотношение показателей упрочнения алюминия и стали $\Psi_A/\Psi_C = 0,7$; латуни и стали $\Psi_{Л}/\Psi_C = 1,36$.

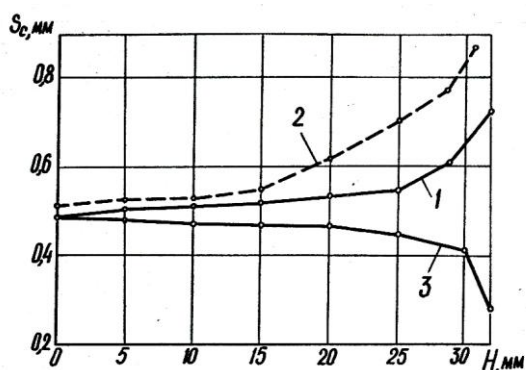


Рисунок 3. Изменение толщины стального слоя по высоте стенки стаканов вытянутых из пакетов: C + A₀ (1), A₀ + C (2), C + Л₀ (3)

Вытяжку осуществляли с коэффициентом вытяжки $m_d = 0,5$ и коэффициентом утонения стенки $m_s = 0,66$. Толщина стенки полого двухслойного стакана составляла 0,94 мм. Начало координат соответствует месту перехода придонного скругления в стенку. Из приведенных эпюр следует, что толщина слоя с большим показателем упрочнения возрастает по направлению к кромке стакана. Кроме того, интенсивность изменения толщин слоев увеличивается по мере приближения к кромке стакана.

Наибольшие трудности возникают при вытяжке двухслойных изделий с малой толщиной мягкого слоя при наружном его расположении и большой разнице механических свойств материалов слоев. При вытяжке таких изделий может происходить полное передавливание мягкого слоя твердым слоем либо в самом начале процесса вытяжки, либо на его промежуточной стадии.

Процесс вытяжки составной заготовки при отсутствии жесткой металлической связи между слоями сопровождается относительным скольжением слоев, что отличает его от процесса вытяжки биметаллической заготовки. Следствием относительного скольжения слоев является возникновение на межслойной поверхности сил контактного трения.

В слое, движущемся в очаге деформации с большей скоростью, силы межслойного трения направлены противоположно направлению его перемещения, а в слое, движущемся с меньшей скоростью, направления сил трения и его перемещения совпадают. При комбинированной вытяжке большую скорость перемещения имеет слой с большим сопротивлением пластическому деформированию (более твердый). В результате силы межслойного трения создают в твердом слое дополнительные растягивающие, а в мягком — дополнительные сжимающие напряжения. Значения дополнительных напряжений в слоях заготовки, вызванных силами межслойного трения, зависят от степени их утонения.

Силы трения на поверхностях контакта составной заготовки с инструментом ориентированы противоположно направлениям перемещения

слоев. В соответствии с этим, в зоне утонения действие контактных сил трения на прилегающий слой будет различным. Наружный слой скользит по матрице, следовательно, контактные силы трения здесь ориентированы противоположно направлению вытяжки. В то же время за счет утонения заготовка удлиняется и внутренний слой скользит по пуансону противоположно вытяжке, а, следовательно, контактные силы трения здесь ориентированы по направлению вытяжки. Действие межслойных сил трения приводит к увеличению меридиональных растягивающих напряжений в твердом слое и к уменьшению их в мягком слое. В связи с этим предельная степень утонения твердого слоя снижается, а мягкого – увеличивается по отношению к предельной степени утонения при однослойной вытяжке этих материалов.

На рисунке 4 приведены схемы действия контактных и межслойных сил трения в зоне утонения.

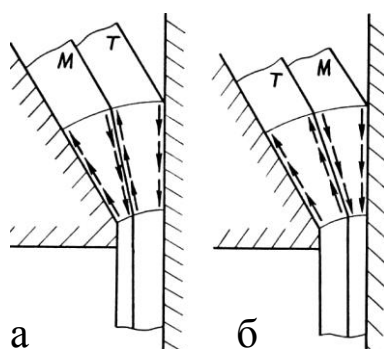


Рисунок 4. Схема действия контактных и межслойных сил трения в зоне утонения при внутреннем (а) и наружном (б) расположении твердого слоя

ие

действия контактных и межслойных сил трения на мягкий слой аналогично направлению действия сил трения при однослойной вытяжке. При этом твердый слой играет роль пуансона по отношению к мягкому слою. Растягивающее действие межслойных сил трения на твердый слой в некоторой степени компенсируется противоположным действием контактных сил трения по пуансону. При наружном расположении твердого слоя (рисунок 4,б) растягивающее действие контактных и межслойных сил трения на него суммируется, а мягкий слой разгружается не только действием сил трения по пуансону, но и действием сил межслойного трения.

Таким образом, независимо от компоновки составной заготовки, наружный слой находится в более неблагоприятном состоянии и вероятность его обрыва больше, чем внутреннего. При этом большие предельные степени вытяжки и утонения могут быть достигнуты при наружном расположении твердого слоя в изделии.

РАЗРАБОТКА БАЗОВОЙ КОНЕЧНО-ЭЛЕМЕНТНОЙ МОДЕЛИ ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ ПОПЕРЕЧНОЙ РАЗНОТОЛЩИННОСТИ ТОЛСТЫХ ЛИСТОВ ПРИМЕНИТЕЛЬНО К УСЛОВИЯМ СТАНА 3000 ПАО «АМК»

Сорокин А.С., Королёв К.Г., Беседин А.И.

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования Луганской Народной Республики «Донбасский государственный технический университет»

Большинство стандартов не регламентируют параметры поперечного сечения как горячекатаных, так и холоднокатаных листов, и полос. Их требованиям удовлетворяют листы, которые имеют разницу в замерах толщины в любых двух точках по ширине и длине, не превышают допуски по толщине.

Рациональной с точки зрения точности прокатки и металлоемкости листового проката является прямоугольная форма поперечного сечения с одинаковой толщиной по всей ширине полосы. Однако получение такого профиля затруднительно даже на современных листовых станах [1].

Форма поперечного сечения листового проката определяется формой образующей рабочих валков во время обжатия металла, которая зависит от исходной профилировки рабочих и опорных валков, изнашивания, теплового расширения и упругой деформации валков, настройки стана и распределения температуры по ширине полосы, а превышение допусков по поперечной разнотолщинности приводит к беззаказной продукции [2]. Уменьшение поперечной разнотолщинности влияет на экономию металла (прокатка в поле минусовых допусков и отгрузка по фактической длине) и на повышение качества продукции.

Математическое моделирование валковых систем подразумевает определение в них величины и распределения упругих деформаций по длине бочки во взаимосвязи вызвавших эти деформации сплошных нагрузок (межвалковых давлений и давлений обжимаемое полосы). В самом общем виде решение такой задачи требует описания трехмерного упругого деформирования валков и пластического формоизменения полосы. Для этой цели была разработана базовая конечно-элементная модель для исследования поперечной разнотолщинности толстых листов применительно к условиям стана 3000 ПАО «АМК».

Разработанная модель характеризуется рядом допущений, благодаря которым значительно уменьшается установка задач. Так, материал представляется изотропным с равномерным распределением химических элементов по всему объему прокатываемого металла. При описании данной модели учитывалось симметричность моделируемого процесса относительно плоскостей XY и XZ.

Использованы следующие физико-механические свойства материала: плотность $7,85 \text{ т/м}^3$, пластические свойства стали 15ХСНД задавались кривой упрочнения полученной на основе методики Андреюка-Тюленева. Коэффициент трения на контакте принят постоянным $f=0,3$, скорость прокатки

составляет 1,784 м/с. Профилировка валков – цилиндрическая. Опорный и рабочий валок моделировали со следующими физико-химическими свойствами: плотность 7,85 т/м³. Рабочий валок диаметром 900 мм и длиной бочки 3000 мм может перемещаться по оси Y и все усилие в процессе прокатки принимал опорный валок диаметром 1650 мм и длиной бочки 2800 мм.

Использовались шестигранные элементы типа C3D8R и опция Hourglass control – Stiffness. При решении поставленной задачи для повышения качества получаемых результатов использована формулировка Лагранжа-Эйлера (ALE), которая реализуется через адаптацию сетки для всей области деформированного материала. Моделировался чистовой проход раската размерами 40x1940x1500 мм с обжатием $\Delta h = 6$ мм. В результате моделирования были получены поля распределения напряжений по Мизесу возникающие в прокатываемом металле, рабочем и опорных валках (рисунок 1). Также была получена профилограмма поперечной разнотолщинности (рисунок 2), осцилляция которой обусловлена, во-первых, особенностями самого метода конечных элементов, а во-вторых, степенью разбиения конечно-элементной сетки.

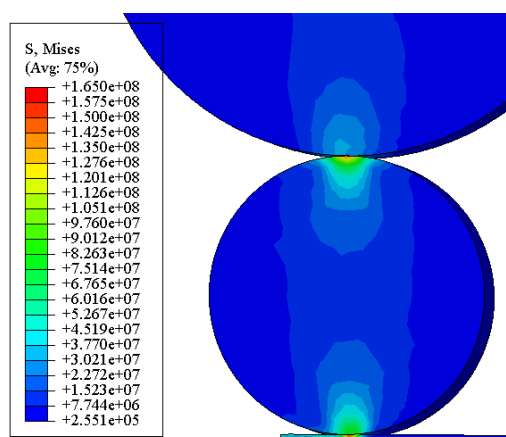


Рисунок 1 – Распределение напряжений по Мизесу.

Также был проведен расчет валков на деформацию: рассчитана стрела прогиба на опорах, которые проходят по осям нажимных винтов по методике А.И. Целикова [5]:

$$f_a = \frac{P}{18,8 \cdot E \cdot D_{оп}^4} \cdot \left\{ 8a^3 - 4ab^3 + b^3 + 64c^3 \left[\left(\frac{D_{оп}}{d_{оп}} \right)^4 - 1 \right] \right\} + \frac{P}{\pi \cdot G \cdot D_{оп}^2} \cdot \left\{ a - \frac{b}{2} + 2c \left[\left(\frac{D_{оп}}{d_{оп}} \right)^2 - 1 \right] \right\},$$

где P – усилие прокатки, Н;

E – модуль упругости 1-го рода;

G – модуль упругости 2-го рода;

b – ширина раската;

Стрела прогиба по краям бочки валка:

$$f_L = \frac{P}{18,8 \cdot E \cdot D_{оп}^4} \cdot (12aL_6^2 - 8L_6^3 + b^3) + \frac{P}{8 \cdot G \cdot D_{оп}^2} (2L_6 - b);$$

Стрела прогиба по краям раската:

$$f_b = \frac{P}{18,8 \cdot E \cdot D_{оп}^4} \cdot (12ab^2 - 7b^3) + \frac{P \cdot b}{8 \cdot G \cdot D_{оп}^2};$$

Разность сближения осей рабочего и опорного валков по формуле Тсу Тао-Лу:

$$\Delta L_b = \frac{1 - \nu}{2 \cdot \pi \cdot G} \cdot q \cdot \left(1 - \frac{b}{L_b}\right) \cdot \frac{2 \cdot x}{L_6} \cdot \ln \frac{4 \cdot \pi \cdot G (D_p + D_{оп})}{q \cdot (1 - \nu) \cdot e};$$

Суммарный прогиб валковой пары:

$$f_{\Sigma} = f_a + \Delta L_b$$

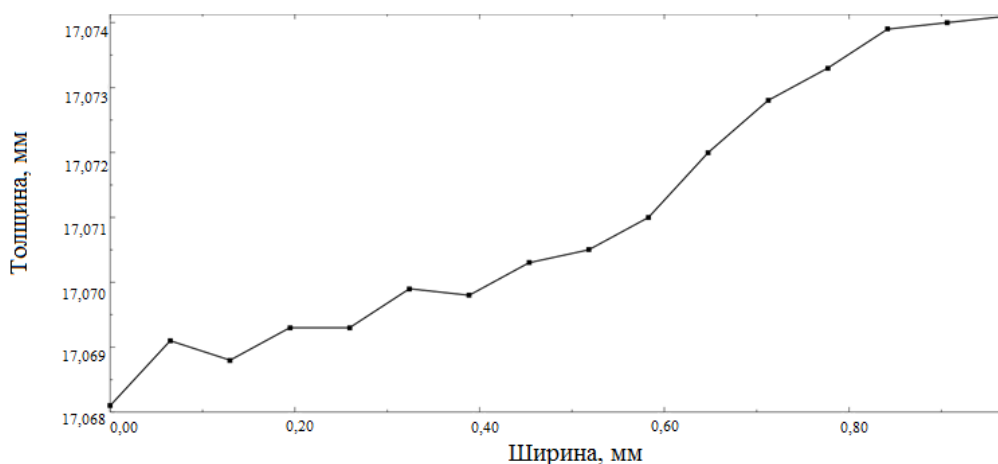


Рисунок 2 – Профилограмма поперечной разнотолщинности.

Результаты расчета по приведенной методике и моделирования показали хорошую сходимость, что говорит о адекватности и пригодности разработанной модели для дальнейших исследований в задачах минимизации поперечной разнотолщинности, в частности моделирование принудительного изгиба валковой системы.

Литература:

1. Браунштейн Олег Евгеньевич. Усовершенствование технологии прокатки и методов расчёта её усилий при производстве горячекатаного листа : диссертация на соискание степени кандидата технических наук : 05.16.05.- Новокузнецк, 2007.- 130 с.: ил. РГБ ОД, 61 07-5/3648
2. Мазур В.Л., Сафьян А.М., Приходько И.Ю., Яценко А.И. Управление качеством тонколистового проката: Киев: Техніка, 1997. — 384 с. — ISBN 966-575-051-8.
3. Сборник трудов магистрантов Донецкого национального технического университета. Выпуск 4. – Донецк, ДонНТУ Министерства образования и науки Украины, 2005. – 469 с.
4. Теоретические исследования процессов обработки металлов давлением на основе метода конечных элементов: учебное пособие / П.В. Боровик. – Алчевск: ДонГТУ, 2012 – 170 с.
5. Расчет и исследование прокатных валков. 2-е изд. Третьяков А.В., Гарбер Э.А., Давлетбаев Г.Г. М., «Металлургия», 1976. 256с

РЕГУЛИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СМАЗЫВАНИЯ КОМБИНИРОВАННЫХ РЕДУКТОРОВ ПРОКАТНЫХ СТАНОВ

Сухина Н.Ю., Ошовская Е.В., Сидоров В.А.
Донецкий национальный технический университет

В чистовой группе непрерывных сортовых станов использование комбинированных клетей с вертикальными и горизонтальными валками позволяет обеспечить выпуск широкого сортамента продукции и быстро осуществлять перестройку режимов прокатки. Главная линия комбинированной клетки включает: прокатную клеть; комбинированный с шестерёнкой коническо-цилиндрический редуктор, оснащённый механизмом переключения; приводной электродвигатель. Мощность привода прокатной клетки 880 кВт, частота вращения входного вала – 300...1000 об/мин, выходных валов 10...1000 об/мин.

Для смазывания узлов трения комбинированных редукторов используется циркуляционная система жидкой смазки (рисунок 1). Основные параметры системы смазки: расход масла – 68 л/мин; температура - 40⁰С, давление - 1,2...1,6 бар.

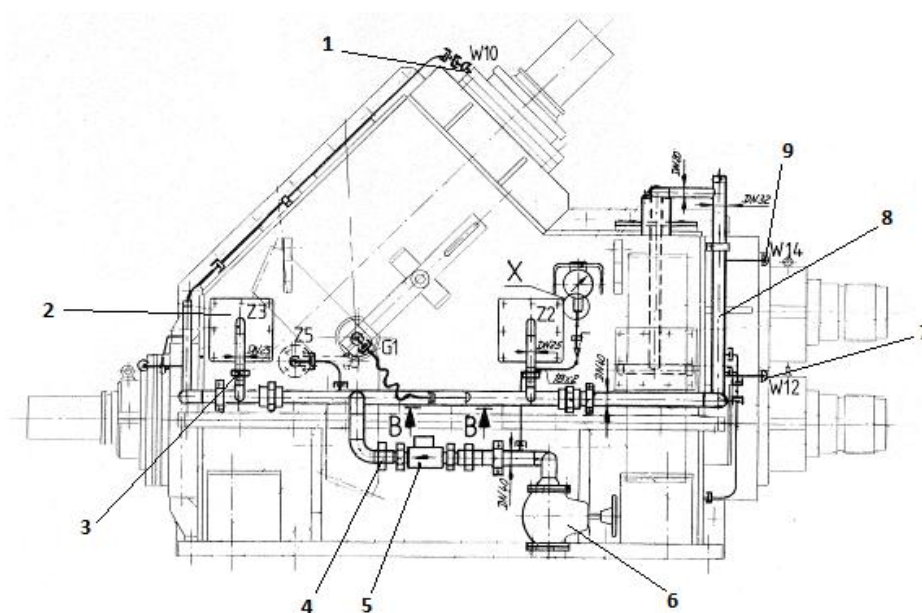


Рисунок 1 – Схема системы смазки комбинированного редуктора:

1, 7, 9 – точки смазывания; 2 – форсунки; 3, 4 – трубодержатели;
5 – переключатель потока жидкости; 6 – запорный клапан; 8 – трубопровод

Изменение прокатываемого профиля проката на среднесортном стане приводит к изменению действующих сил и как следствие к необходимости изменения режима смазывания. При воздействии переменных нагрузок в системе смазывания необходимо предусмотреть функции регулирования, что позволит повысить эффективность смазки. Технические характеристики

системы смазки комбинированного редуктора соответствуют современным требованиям, приведенным в работах [1–5], и позволяют осуществлять регулировку режима смазывания в широком диапазоне. В статье рассматриваются возможность и варианты практической реализации регуляторов смазки для применения в комбинированных редукторах прокатных станов.

При разработке системы регулирования смазки комбинированных редукторов прокатных станов необходимо решить ряд вопросов.

1. Выбор объекта и постановка задачи регулирования.

Систему регулирования смазки целесообразно использовать в механизмах, работающих при переменных нагрузках и частотах вращения. Этому условию соответствуют чистовые прокатные клетки, ориентированные на выпуск широкого сортамента продукции, и комбинированные редукторы их привода.

Основная задача регулирования для системы смазывания прокатных клеток в целом – стабилизация технических характеристик смазочного материала, компенсация последствий старения и окисления, очистка от механических примесей, уменьшение количества воды в масле до необходимых значений. Эти задачи успешно решаются с использованием традиционных и современных технологий фильтрации, очистки, нагрева или охлаждения смазочного материала, включая контроль наличия механических загрязнений и качества смазочного материала.

Для редуктора привода клетки задачи регулирования определяются как обеспечения стабильного коэффициента трения (толщины масляной пленки) при изменении частоты вращения и действующих сил, контроль состояния и защита узлов трения от перехода в режим сухого трения. Смазка отдельных узлов трения требует равномерной подачи смазочного материала и регулировки расхода в ручном или автоматическом режиме.

2. Разработка общей структуры регулятора.

С учетом существующей системы смазывания комбинированного редуктора для осуществления регулирования в её структуру следует ввести: датчики состояния смазочного материала, блок управления регулятором смазки и исполнительный элемент.

3. Изменение вязкости смазочного материала.

При изменении прокатываемого сортамента меняются силы и контактные давления взаимодействующих деталей, влияющие на толщину масляной плёнки. Это приводит к изменению коэффициента трения f , зависящего от безразмерного параметра Герси ($\eta \cdot \omega / p$), где η – динамическая вязкость смазочного материала, Па·с; ω – частота вращения, с⁻¹; p – контактные напряжения, Па [3]. Следовательно, при изменении относительной скорости движения поверхностей и давлений на контактирующих поверхностях обеспечить неизменную толщину масляной плёнки возможно путём изменения вязкости смазочного материала.

Задачу изменения вязкости смазочного материала можно решить изменением температуры смазочного материала с помощью

терморегулирующего трехходового клапана. Принцип действия клапана основан на регулировании положения затвора термоэлементом, что обеспечивает смешивание холодного и теплого масла и доведение температуры смазки до заданного значения. Зависимости изменения вязкости смазочного материала от температуры известны [1], что позволяет использовать их в системе управления.

4. Изменение расхода смазочного материала.

При изменении режима работы клетки меняется количество тепла, выделяемого в подшипниках прокатных валков и комбинированного редуктора привода, которое можно оценить по формуле [2]:

$$Q = P \cdot R \cdot \mu \cdot \omega,$$

где P – действующая сила; R – средний радиус подшипника; μ – коэффициент трения; ω – угловая скорость вала.

Подача смазочного материала с соответствующим расходом (при работе циркуляционной системы смазки) обеспечивает дополнительный отвод тепла. Рациональной температурой подаваемого смазочного материала, в данном случае, является диапазон $+30...40$ °С. Температура смазочного материала на выходе из редуктора в сливном трубопроводе не должна превышать температуру на входе более, чем на $5...8$ °С.

Изменение расхода возможно периодически или постоянно при использовании регулируемых дросселей. При этом необходима информация о качестве смазывания узлов трения, что обеспечивается датчиками состояния.

5. Выбор датчиков состояния.

Оценка состояния качества смазывания требует наличия в системе регулирования датчиков. В настоящее время известны следующие способы их реализации:

- тепловое сканирование, позволяющее выявить места перегрева в механизме;
- определение разницы температуры смазочного материала на выходе и входе системы смазки комбинированного редуктора для оценки средней интенсивности процессов образования тепла в механизме;
- измерение сопротивления в цепи «вал - корпус», отражающего емкостные параметры масляной плёнки, толщину её слоя, несущую способность, при уменьшении которых возникает граничное трение и появление металлического контакта между валом и корпусом;
- установка датчиков, встроенных в элементы оборудования, в частности подшипники качения [6];
- измерение вибрационных параметров и ударных импульсов при помощи датчиков стационарной системы диагностирования.

Наличие информации о состоянии смазки узлов трения позволяет оптимально решать вопросы управления техническим состоянием редуктора, т.е. смазка выступает как основной элемент воздействия на техническое состояние механической системы.

7. Введение дополнительных присадок в смазочный материал целесообразно использовать на начальном этапе приработки узлов трения для

исключения аварийного повреждения деталей редуктора. При этом могут применяться традиционные противозадирные присадки, сухие смазки, геомодификаторы поверхности.

8. Подача смазочного материала.

Для отдельных узлов трения комбинированного редуктора на уровне конструкции следует обеспечить стабильную подачу смазочного материала. Смазывание зубчатых передач наиболее эффективно при помощи разбрызгивателей, оснащённых плоскоструйными форсунками. Для смазывания подшипников качения используются полноструйные форсунки, локально направляющие поток смазочного материала. В процессе эксплуатации необходимы периодическая настройка форсунок и контроль качества смазывания, включающие возможность регулировки зоны разбрызгивания смазочного материала и очистку форсунок.

С учётом рассмотренных вопросов выполняется разработка алгоритма для блока управления системой смазывания комбинированного редуктора. Основу алгоритма составляет сравнение текущих и заданных значений параметров системы (температура, вязкость, расход смазочного материала и др.) и в соответствии с установленными закономерностями выдача регулирующего воздействия исполнительному элементу.

Таким образом, переменные нагрузки и частоты вращения, возникающие при работе чистовых прокатных клетей сортовых станов, служат основанием для регулирования режима смазывания узлов трения комбинированных редукторов их приводов. Проведенный анализ компонентов регуляторов показывает возможность их практической реализации в рамках существующих систем смазывания комбинированных редукторах. Внедрение рассмотренных предложений позволит повысить стабильность работы комплекса механизмов прокатных станов, за счёт обеспечения безотказной работы и повышения долговечности узлов трения.

Литература:

1. Гаркунов Д.Н. Триботехника (пособие для конструктора): Учебник для вузов / Д.Н. Гаркунов. – М.: Машиностроение, 1999. – 336 с.
2. Трение, износ и смазка (трибология и триботехника) / А.В.Чичинадзе, Э.М.Берлинер, Э.М.Браун и др.; Под общ. ред. А.В.Чичинадзе. – М.: Машиностроение, 2003. – 576 с.
3. Жиркин Ю.В. Надёжность, эксплуатация и ремонт металлургических машин: Учебник. Часть 1. – Магнитогорск: МГТУ, 2005. 230 с.
4. Епифанцев Ю.А. Смазка металлургического оборудования: Учеб. Пособие / Ю.А. Епифанцев. СибГИУ. – Новокузнецк, 2008. – 53 с.
5. Иоффе А.М., Мазур И.А. Гидравлическое, пневматическое и смазочное оборудование металлургических цехов: Учебник / А.М. Иоффе.- М.: ЗАО "Металлургиздат", 2009, - 960 с.
6. Подшипники со встроенными датчиками SKF [Официальный сайт] / URL: <http://www.skf.com>

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДА АНАЛИЗА ТОЧНОСТИ ФОРМУЛ РАСЧЕТА НАПРЯЖЕНИЯ ТЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛА ПРИ ГОРЯЧЕЙ ПЛАСТИЧЕСКОЙ ДЕФОРМАЦИИ

Тимофеева Е.А., Яковченко А.В.

Донецкий национальный технический университет

Точность расчета напряжения течения металла σ при его горячей пластической деформации в зависимости от степени и скорости деформации, а также температуры зависит от вида выбранной формулы для аппроксимации экспериментальной пластометрической информации и методов, которые используются в процессе расчета входящих в нее констант.

Широкое распространение получили формулы и указанные выше методы, которые предложены в работах Андреюка Л.В. и Николаева В.А. В них расчет констант выполняется в зависимости от химического состава стали. Известна также формула, разработанная Зюзиным В.И. в процессе создания метода термомеханических коэффициентов.

В работе [1] предложена новая методика по расчету констант, выбираемых исследователем формул, на базе методов планируемого эксперимента, наименьших квадратов и сплайн-интерполяции экспериментальной информации по σ , а в работе [2] – метод анализа точности этих формул.

Настоящая работа посвящена совершенствованию метода анализа точности формул расчета напряжения течения металла.

На основе методики [1] определили константы формул Зюзина В.И. и формул в виде полинома второй степени для трех марок сталей: У8, 10ХН, стали 45.

Для выполнения анализа точности этих формул использовали специализированную компьютерную программу, окна которой представлены на рисунках 1-4 [1, 2]. Указанные три марки сталей исследовали на основе экспериментальной информации по кривым упрочнения [3, 4]. Программа предназначена для создания базы данных, на основе которых возможно хранение полной информации о пластометрических кривых упрочнения сталей и сплавов и расчет констант формул в соответствующих окнах (см. рисунки 1-4).

На рисунке 1 приведен расчет констант, которые входят в формулу Зюзина В.И. расчета напряжения течения металла для стали У8; на рисунке 2 приведен расчет констант, которые входят в формулу полинома второй степени для стали 10ХН; на рисунках 3, 4 приведен расчет констант, которые входят в формулы Андреюка Л.В. для стали 10ХН и Николаева В.А. для стали 45. Результаты расчетов констант представлены в таблицах 1-3, а в таблице 4 даны средние относительные погрешности по всем формулам.

Для формул Андреюка Л.В. и Николаева В.А. выполнили анализ их точности по отношению к экспериментальной информации, которая не использовалась при разработке этих формул. Для формулы Зюзина В.И. и

полинома второй степени выполнен анализ точности аппроксимации экспериментальной информации.

Аппроксимация экспериментальной информации на основе формулы проф. Зюзина В.И.

Имя файла: КАТАЛОГ\на статью\У8 .[1], стр 156, рис. 107

Пределы изменения факторов

e_{min}	e_{max}	U_{min} (1/с)	U_{max} (1/с)	T_{min} (град.С)	T_{max} (град.С)
0.050	0.500	0.5	50	900	1200

Кодовые и натуральные значения факторов

Кодовые значения факторов	-1.2154	-1	0	+1	+1.2154
Натуральные значения факторов	e	U (1/с)	T (град.С)	$S_{эксп}$ (МПа)	D (%)
	0.050	0.0899	0.2750	0.4601	0.500
	0.5	4.886	25.250	45.614	50
	900	926.584	1050.000	1173.416	1200

План-матрица эксперимента

	X1	X2	X3	e	U (1/с)	T (град.С)	$S_{эксп}$ (МПа)
1	-1	-1	-1	0.0899	4.886	926.584	94.970
2	+1	-1	-1	0.4601	4.886	926.584	136.144
3	-1	+1	-1	0.0899	45.614	926.584	140.462
4	+1	+1	-1	0.4601	45.614	926.584	214.294
5	-1	-1	+1	0.0899	4.886	1173.416	44.997
6	+1	-1	+1	0.4601	4.886	1173.416	62.927
7	-1	+1	+1	0.0899	45.614	1173.416	68.856
8	+1	+1	+1	0.4601	45.614	1173.416	102.845
9	-1.2154	0	0	0.050	25.250	1050.000	75.419
10	+1.2154	0	0	0.500	25.250	1050.000	129.239
11	0	-1.2154	0	0.2750	0.5	1050.000	53.746
12	0	+1.2154	0	0.2750	50	1050.000	139.715
13	0	0	-1.2154	0.2750	25.250	900	173.387
14	0	0	+1.2154	0.2750	25.250	1200	73.605
15	0	0	0	0.2750	25.250	1050.000	114.437

Результаты расчета

S_p (МПа)	92.373	2.735
D (%)	135.695	0.330
	143.308	2.026
	210.518	1.762
	44.439	1.240
	65.280	3.740
	68.943	0.126
	101.276	1.525
	77.068	2.187
	132.560	2.570
	53.260	0.905
	131.701	5.736
	179.628	3.599
	73.815	0.285
	115.149	0.622
D_{cp} (%)	1.959	

$$\sigma = \frac{A \cdot e^{n1} \cdot U^{n2}}{e^{n3 \cdot T}}$$

A	1859.708310453974490
n1	0.235537481872300
n2	0.196595805933772
n3	0.002964429174884

Мак. число итераций: 300, Выполнено: 6

[Выполнить] <<Назад >>Далее>>

Рисунок 1 – Окно расчета констант формулы Зюзина В.И. (сталь У8)

Таблица 1 – Результаты расчета констант формулы Зюзина В.И.

Марка стали	A, МПа	n_1	n_2	n_3
1	2	3	4	5
У8	1859,7	0,23553	0,19659	0,002964
10ХН	2290,4	0,23028	0,11156	0,002867
Сталь 45	1600,8	0,19160	0,12885	0,002566

Аппроксимация экспериментальной информации полиномом второй степени

Имя файла: КАТАЛОГ\на статью \Сталь типа 10ХН.[2], стр 129, рис 63

Пределы изменения факторов

e_{min}	e_{max}	U_{min} (1/с)	U_{max} (1/с)	T_{min} (град.С)	T_{max} (град.С)
0.1	0.5	0.3	10	800	1200

Кодовые и натуральные значения факторов

Кодовые значения факторов	-1.2154	-1	0	+1	+1.2154
Натуральные значения факторов	e	U (1/с)	T (град.С)	$S_{эксп}$ (МПа)	D (%)
	0.1	0.1354	0.3000	0.4646	0.5
	0.3	1.160	5.150	9.140	10
	800	835.445	1000.000	1164.555	1200

План-матрица эксперимента

	X1	X2	X3	e	U (1/с)	T (град.С)	$S_{эксп}$ (МПа)
1	-1	-1	-1	0.1354	1.160	835.445	136.431
2	+1	-1	-1	0.4646	1.160	835.445	169.962
3	-1	+1	-1	0.1354	9.140	835.445	161.633
4	+1	+1	-1	0.4646	9.140	835.445	219.978
5	-1	-1	+1	0.1354	1.160	1164.555	49.315
6	+1	-1	+1	0.4646	1.160	1164.555	58.284
7	-1	+1	+1	0.1354	9.140	1164.555	66.832
8	+1	+1	+1	0.4646	9.140	1164.555	93.494
9	-1.2154	0	0	0.1	5.150	1000.000	87.233
10	+1.2154	0	0	0.5	5.150	1000.000	123.633
11	0	-1.2154	0	0.3000	0.3	1000.000	98.853
12	0	+1.2154	0	0.3000	10	1000.000	136.269
13	0	0	-1.2154	0.3000	5.150	800	216.785
14	0	0	+1.2154	0.3000	5.150	1200	70.775
15	0	0	0	0.3000	5.150	1000.000	120.312

Результаты расчета

S_p (МПа)	139.208	2.035
D (%)	172.222	1.329
	164.085	1.517
	221.913	0.879
	48.016	2.634
	56.467	3.117
	65.208	2.430
	91.352	2.291
	85.520	1.963
	123.624	0.007
	97.458	1.411
	135.944	0.239
	209.217	3.491
	76.622	8.262
	122.933	2.178
D_{cp} (%)	2.252	

$$\sigma = a_0 + a_1 \cdot e^2 + a_2 \cdot u^2 + a_3 \cdot T^2 + a_4 \cdot e \cdot a_5 \cdot u + a_6 \cdot T + a_7 \cdot e \cdot u + a_8 \cdot e \cdot T + a_9 \cdot u \cdot T + a_{10} \cdot e \cdot u \cdot T$$

a0	782.040193037263634
a1	-459.020042166479470
a2	-0.264943489865288
a3	0.000499666723689
a4	546.157340668421966
a5	6.080350275140972
a6	-1.243623842285189
a7	16.326753468771344
a8	-0.217151680900399
a9	-0.001810964406593
a10	-0.008236395435406

Мак. число итераций: 300, Выполнено: 1

[Выполнить] <<Назад >>Далее>>

Рисунок 2 – Окно расчета констант формулы полинома второй степени (сталь 10ХН)

Таблица 2 – Результаты расчета констант полинома второй степени

Марка стали	a_0	a_1	a_2	a_3	a_4	a_5	a_6	a_7	a_8	a_9	a_{10}
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
У8	943,6	-126,66	-0,0196	0,00065	387,66	3,69	-1,554	6,29	-0,2325	-0,0017	-0,0044
10ХН	782	-459,02	-0,2649	0,00049	546,15	6,08	-1,243	16,32	-0,2171	-0,0018	-0,0082
Сталь 45	311,9	-305,82	-0,2511	0,00004	175,30	3,22	-0,293	49,88	0,0213	0,0015	-0,0408

Метод проф. Андреюка Л.В.

Пределы изменения факторов

Имя файла: КАТАЛОГ\на статью \Сталь типа 10ХН.[2], стр 129, рис 63

e_{min}	e_{max}	U min (1/c)	U max (1/c)	T min. (град.С)	T max. (град.С)
0.1	0.5	0.3	10	800	1200

Кодовые и натуральные значения факторов

Кодовые значения факторов	e	U (1/c)	T (град.С)
-1.2154	0.1	0.3	800
-1	0.1354	0.3	835.445
0	0.3000	10	1000.000
+1	0.4646	9.140	1164.555
+1.2154	0.5	5.150	1200

План-матрица эксперимента

X1	X2	X3	e	U (1/c)	T (град.С)	$S_{эксп.}$ (МПа)
1	-1	-1	0.1354	1.160	835.445	136.431
2	+1	-1	0.4646	1.160	835.445	169.962
3	-1	+1	0.1354	9.140	835.445	161.633
4	+1	+1	0.4646	9.140	835.445	219.978
5	-1	-1	0.1354	1.160	1164.555	49.315
6	+1	-1	0.4646	1.160	1164.555	58.284
7	-1	+1	0.1354	9.140	1164.555	66.832
8	+1	+1	0.4646	9.140	1164.555	93.494
9	-1.2154	0	0.1	5.150	1000.000	87.233
10	+1.2154	0	0.5	5.150	1000.000	123.633
11	0	-1.2154	0.3000	0.3	1000.000	98.853
12	0	+1.2154	0.3000	10	1000.000	136.269
13	0	0	-1.2154	0.3000	5.150	800
14	0	0	+1.2154	0.3000	5.150	1200
15	0	0	0.3000	5.150	1000.000	120.312

Результаты расчета

S_p (МПа)	D (%)
161.509	18.381
196.776	15.776
210.791	30.414
256.820	16.748
51.743	4.924
63.042	8.163
67.532	1.047
82.278	11.996
100.699	15.437
130.315	5.405
83.209	15.826
130.809	4.007
257.979	19.002
64.282	9.174
120.076	0.196

$$\sigma = N \cdot U^A \cdot (10 \cdot e)^B \left(\frac{T}{1000} \right)^C$$

N	A	B	C
81.507	0.129	0.160	-3.427

Dcp (%) 11.766

2/3 степени деформ.

<<Назад >>Далее>>

Рисунок 3 – Окно расчета констант, формулы Андреюка Л.В. (сталь 10ХН)

Метод проф. Николаева В.А.

Пределы изменения факторов

Имя файла: КАТАЛОГ\Тимофеева \Сталь 45, [2], стр 104, рис 27

e_{min}	e_{max}	U min (1/c)	U max (1/c)	T min. (град.С)	T max. (град.С)
0.1	0.4	0.3	10	900	1200

Кодовые и натуральные значения факторов

Кодовые значения факторов	e	U (1/c)	T (град.С)
-1.2154	0.1	0.1266	0.2500
-1	0.1266	0.3	0.3734
0	0.2500	5.150	9.140
+1	0.3734	9.140	10
+1.2154	0.4	5.150	1050.000

План-матрица эксперимента

X1	X2	X3	e	U (1/c)	T (град.С)	$S_{эксп.}$ (МПа)
1	-1	-1	0.1266	1.160	926.584	100.421
2	+1	-1	0.3734	1.160	926.584	113.169
3	-1	+1	0.1266	9.140	926.584	130.142
4	+1	+1	0.3734	9.140	926.584	166.614
5	-1	-1	0.1266	1.160	1173.416	50.240
6	+1	-1	0.3734	1.160	1173.416	61.400
7	-1	+1	0.1266	9.140	1173.416	72.887
8	+1	+1	0.3734	9.140	1173.416	87.918
9	-1.2154	0	0.1	5.150	1050.000	85.717
10	+1.2154	0	0.4	5.150	1050.000	113.583
11	0	-1.2154	0.2500	0.3	1050.000	82.292
12	0	+1.2154	0.2500	10	1050.000	118.956
13	0	0	-1.2154	0.2500	5.150	900
14	0	0	+1.2154	0.2500	5.150	1200
15	0	0	0.2500	5.150	1050.000	104.627

Результаты расчета

S_p (МПа)	D (%)	K_T	K_e	K_U
91.927	8.459	1.168	1.052	0.845
121.130	7.035	1.168	1.387	0.845
106.530	18.144	1.168	1.052	0.979
140.372	15.750	1.168	1.387	0.979
48.127	4.206	0.612	1.052	0.845
63.416	3.284	0.612	1.387	0.845
55.772	23.481	0.612	1.052	0.979
73.490	16.411	0.612	1.387	0.979
72.127	15.855	0.868	0.997	0.942
101.537	10.605	0.868	1.403	0.942
61.762	24.948			
99.818	16.088			
130.622	11.356			
58.840	12.867			
91.243	12.792			

$$\sigma = \sigma_0 \cdot K_T \cdot K_e \cdot K_U$$

$$\sigma_0 = 80 + 25 \cdot \left\{ 1 - \left[\frac{5 - M_1}{4.5} \right]^{1.8} \right\}$$

Dcp (%) 13.419

N_1 1.430 σ_0 88.520

<<Назад >>Далее>>

Рисунок 4 – Окно расчета констант формулы Николаева В.А. (сталь45)

Таблица 3 – Расчет констант формул Андреюка Л.В. и Николаева В.А.

Марка стали	Пределы изменения факторов		Формула Николаева В.А	Формула Андреюка Л.В.			
	ε	U, c^{-1}	$\sigma_0, \text{МПа}$	N	A	B	C
У8	0,05-0,5	0,5-50	91,769	77,800	0,150	0,198	-2,992
10ХН	0,1-0,5	0,3-10	95,362	81,507	0,129	0,160	-3,427
Сталь 45	0,1-0,4	0,3-10	88,520	74,449	0,141	0,195	-3,014

Таблица 4 – Средняя относительная погрешность при расчете напряжения течения металла по формулам: а - Зюзина В.И.; б – полиному второй степени; в - Андреюка Л.В.; г – Николаева В.А.

Марка стали	Пределы измерения факторов		$\Delta_{ср}, \%$			
	ε	U, c^{-1}	а	б	в	г
У8	0,05-0,5	0,5-50	2,2	16,8	21,6	10
10ХН	0,1-0,5	0,3-10	7,2	6,6	11,8	11,5
Сталь 45	0,1-0,4	0,3-10	20,9	20,4	6,3	13,4

Разработка компьютерных программ для определения констант рассмотренных формул и компьютерная реализация методов планируемого эксперимента, наименьших квадратов и сплайн-интерполяции экспериментальной информации по σ позволяют выполнить анализ точности указанных формул для широкого сортамента марок сталей и сплавов, по которым имеются кривые упрочнения.

Литература:

1. Яковченко А.В., Пугач А.А., Ивлева Н.И. Формулы расчета напряжения течения металла для конструкционных, инструментальных и нержавеющей сталей // Обработка материалов давлением: сб. науч. тр. – Краматорск: ДГМА, 2012. – Вып. №2(31). – С. 166 – 173.

2. Яковченко А.В., Пугач А.А., Ивлева Н.И. Анализ точности известных методов расчета напряжения течения металла в зависимости от химического состава стали // Вісник Приазовського державного технічного університету. Сер.: Технічні науки: зб. наук. праць. – Маріуполь: ПГТУ, 2011. – Вип.23. – 2011. – С.80 – 91.

3. Полухин П.И. Сопротивление пластической деформации металлов и сплавов / П.И. Полухин, Г.Я. Гун, А.М. Галкин. – М.: Металлургия, 1976. – 488 с.

4. Поздеев А.А. Применение теории ползучести при обработке металлов давлением / А.А. Поздеев, В.И. Тарновский, В.И. Еремеев, В.С. Баакашвили. Изд-во «Металлургия», 1973 – 192 с.

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ФОРМЫ РАСКАТОВ В ПЛАНЕ ПО ПРОХОДАМ НА СТАДИЯХ ЧЕРНОВОЙ ПРОКАТКИ ТОЛСТЫХ ЛИСТОВ

Ткаченко О.Ф., Руденко Е.А.
Донецкий национальный технический университет

Средний расходный коэффициент металла на толстолистовых станах в странах с современными технологиями прокатки находится на уровне 1175 кг/т, а в Японии на станах 5500 – 1085 кг/т. Тогда как на реверсивных толстолистовых станах стран СНГ расходный коэффициент находится в пределах 1180 – 1285 кг/т, что значительно снижает конкурентоспособность производителей. Сокращение расхода металла достигают снижением концевой и боковой обрезки путём управления формой раската в плане на этапе черновой прокатки. Существующие на сегодняшний день управляющие способы прокатки на предприятиях СНГ не реализованы. В основе систем управления формой раскатов в плане лежат математические модели и алгоритмы расчетов параметров формы и управляющих воздействий. Их разработка является актуальной задачей.

Для разработки способа управления формой раскатов в плане применили метод исследования и математическое описание параметров формоизменения концов листового раската в плане в динамике по проходам в горизонтальных валках, основанном на использовании рекуррентного выражения и технологических передаточных коэффициентов.

По этому методу параметры формы концов раската после любого прохода в ГВ можно определить, применяя принцип суперпозиции, как сумму двух составляющих. Первая составляющая является результатом деформации внешней части конца, вторая – условного прямоугольного конца раската. Вписанный прямоугольный раскат показан на рисунке 1.

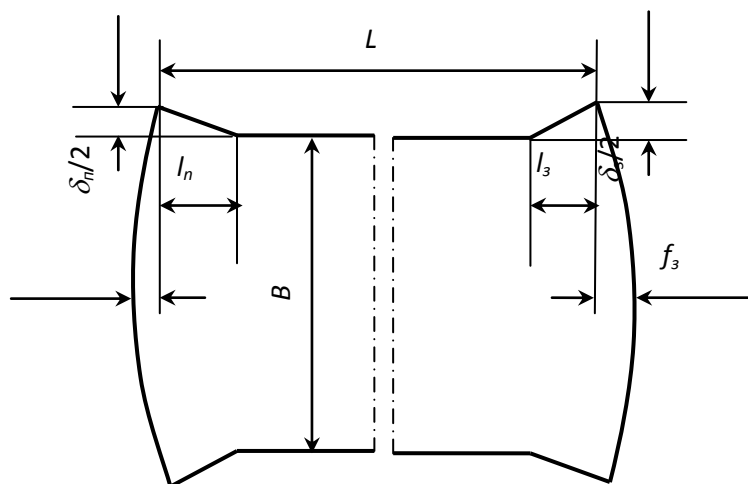


Рисунок 1 – Форма концов раската после обжатия исходного прямоугольного сляба в горизонтальных валках.

На рисунке обозначено:

δ_{no}, δ_{zo} - уширение переднего и заднего концов после обжатия в ГВ;

f_{no}, f_{zo} - выпуклость переднего и заднего торцов раската после ГВ;

l_{no}, l_{zo} - длина переднего и заднего концов раската с переменной шириной после ГВ.

Особенностью формоизменения концов вписанного прямоугольного конца раската является наличие перед ними неполных жестких зон, уменьшающих неравномерность течения металла по ширине.

Рекуррентное выражение для расчета параметров формы переднего и заднего конца раската имеет вид:

$$Z_i = K_{Zi}Z_{i-1} + K_{Z0i}Z_{0i}, \quad (1)$$

где $Z_i = f_{п(з)i}; \delta_{п(з)i}$ - параметры формы переднего (п), заднего (з) концов раската после прокатки в ГВ i -том проходе;

$Z_{i-1} = Z_{п(з)i-1}$ - параметры формы переднего (заднего) конца раската перед i -тым проходом;

$K_{Z0i} = \frac{Z_{0vi}}{Z_{0i}} = K_{Zп(з)0i}$ - коэффициенты передачи (сдерживания неполными жесткими зонами внешнего контура) параметров формы переднего (заднего) конца вписанного прямоугольного раската в i -том проходе в ГВ;

$K_{Zi} = \frac{Z_i}{Z_{i-1}} = K_{Zп(з)i}$ - коэффициенты передачи параметров формы переднего (заднего) конца внешнего контура раската в i -том проходе в ГВ;

$Z_{0vi} = Z_{zn(з)0vi}$ - параметры формы переднего (заднего) конца вписанного прямоугольного раската после деформации в ГВ в i -том проходе;

$Z_{0i} = Z_{zn(з)0i}$ - параметры формы переднего (заднего) конца после деформации в ГВ в i -том проходе.

Параметры формы концов как исходного прямоугольного сляба в плане, так и вписанного прямоугольного раската можно определить по формуле:

$$z_0 = b a_0 \left(\frac{B_0}{H_0}\right)^{a_1} \left(\frac{\Delta H}{H_0}\right)^{a_2} \left(\frac{D}{H_0}\right)^{a_3}, \quad (2)$$

где: $z_0 = \delta_{п(з)0}, f_{п(з)0}, l_{п(з)0}$;

B_0, H_0 - ширина и толщина сляба или вписанного раската;

D_0 - диаметр валков;

b, a_0, a_1, a_2, a_3 - эмпирические коэффициенты, определенные для реальных условий прокатки.

Коэффициенты $K_{\delta_{п(з)i}} = 1$, т.е. расширенные участки концов раската после предыдущего прохода вытесняются в поперечном направлении металлом из вписанного прямоугольного раската и не изменяются в текущем проходе.

Коэффициент передачи параметров формы переднего (заднего) конца внешнего контура раската в i -том проходе в ГВ можно определить по зависимости:

$$K_{f_{п(з)i}} = 1 + 2(\lambda_i - 1)(f_{п(з)i-1}/l_{di} - 0,5), \quad (3)$$

где λ_i - вытяжка в i -том проходе.

Коэффициенты $K_{\delta_{n(з)i}} = 1$, т.е. расширенные участки концов раската после предыдущего прохода вытесняются в поперечном направлении металлом из вписанного прямоугольного раската и не изменяются в текущем проходе.

Коэффициенты передачи (сдерживания неполными жесткими зонами внешнего контура) параметров формы переднего (заднего) конца вписанного прямоугольного раската в i -том проходе в ГВ

$$K_{f_{0п(з)i}} = 1 - 0,36(f_{п(з)i-1}/l_{di}), \quad (4)$$

$$K_{\delta_{0п(з)i}} = 1 - 0,55(f_{п(з)i-1}/l_{di}). \quad (5)$$

Экспериментально установлено, что коэффициенты передачи параметров формы торцов вписанного раската в ГВ $K_{-f_{п(з)oi}} = 1$.

Установлено также, что соответствующие коэффициенты для внешнего контура $K_{f_{п(з)i}}$ функционально зависят от отношения $f_{п(з)i-1}/l_{di}$.

При $0 \leq |f_{п(з)i-1}/l_{di}| \leq (0,4 \dots 0,6)$ коэффициент $K_{-f_{п(з)i}} = 1$; при $|f_{п(з)i-1}/l_{di}| \geq (1,0 \dots 1,2)$ коэффициент $K_{-f_{п(з)i}} \approx \lambda_{zi}$ и если $(0,4 \dots 0,6) < |f_{п(з)i-1}/l_{di}| < (1,0 \dots 1,2)$, то коэффициент $K_{-f_{п(з)i}}$ линейно увеличивается по зависимости

$$K_{-f_{п(з)i}} = 1 + (|f_{п(з)i-1}/l_{di}| - 0,5)(\lambda_{zi} - 1)/0,6 \quad (6)$$

Как и при прокатке раскатов с выпуклыми торцами расширение или утяжка ширины $\delta_{п(з)i-1}$ внешнего контура исходного раската с вогнутыми торцами не изменяется (потому, что между внешним контуром и вписанным прямоугольником отсутствует металл). Тогда следует считать $K_{\delta_{п(з)i}} = 1$. Расширение концов вписанного прямоугольника сдерживается неполными внешними жесткими зонами. Так как угловые участки выходят на внешний контур, то степень сдерживания в этом случае будет меньшей, чем у раската с расширенными выпуклыми торцами. Коэффициент передачи $K_{\delta_{п(з)oi}}$ функционально связан с отношением $f_{п(з)i-1}/l_{di}$.

Алгоритм расчета параметров формы раскатов в плане должен учитывать, что после протяжки сляба и кантовки на 90^0 (перед разбивкой ширины), а также после разбивки ширины и кантовки (перед продольной прокаткой) параметры формы раската должны быть переименованы со сменой знаков следующим образом. Так при повороте фигуры, показанной на рисунке, на 90^0 боковые грани раската становятся торцевыми, а торцевые – боковыми. Следовательно, выпуклости торцов ($+f_{п(з)}$) становятся утяжкой ширины концов ($-\delta_{п(з)}$), а расширение концов ($+\delta_{п(з)}$) – вогнутостью торцов ($+f_{п(з)}$). Ширина раската (B) становится длиной (L), а длина – шириной. Соотношения между параметрами после первой кантовки следующие: $L=B$; $B=L$; $f_n + f_3 = -\delta_n = -\delta_3$; $(\delta_n + \delta_3)/4 = -f_n = -f_3$.

Рассчитанные по данной методике параметры формы раската в плане по проходам и стадиям черновой прокатки сляба 250x1500x2100 мм на раскат 80x2600x12000 мм приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты расчёта параметров формы раската в плане

№ прох.	$\delta_{п, мм}$	$\delta_{з, мм}$	$f_{п, мм}$	$f_{з, мм}$	$\delta_{по, мм}$	$\delta_{зо, мм}$	$f_{по, мм}$	$f_{зо, мм}$
Протяжка								
1	8,48	7,17	8,16	9,7	-	-	-	-
2	14,6	17,37	19,26	16,28	9,26	7,79	9,21	10,86
Разбивка ширины								
3	-5,08	-4,16	3,58	6,71	15,34	13,12	16,85	19,98
4	8,36	9,78	18,61	19,43	15,11	12,9	16,36	19,16
5	21,65	22,51	37,7	34,52	15,52	13,08	16,9	19,5
6	33,37	34,29	51,84	52,71	15,63	13,7	17,6	19,58
Продольная прокатка								
7	67,43	70	-18,7	-20,7	12,42	10,38	12,27	14,0
8	78,84	77,83	-5,81	-5,17	12,57	10,44	12,62	14,03
9	87,93	91	9,39	7,30	12,8	10,52	12,71	14,2

Литература:

1. Шабалов И.П. Исследование формообразования раскатов на толстолистовом стане 2800// Производство проката №8. 2004. – С. 2-8.

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ФАЗОВОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ СИСТЕМЫ CoO- NiO- Fe₂O₃- УГЛЕРОД

Тыныбек Г., Пердебаева Г. Колесников А.С., Батъкаев И.И.
Южно-Казахстанский государственный университет им. М. Ауэзова

На данный момент основу минерально-сырьевой базы мировой никелевой промышленности составляют месторождения двух типов: сульфидные медно-никелевые (40%) и оксидно-силикатные никель кобальтовые (латеритные) 60%. В Казахстане сосредоточены в основном латеритные месторождения никелевых руд. Положительной стороной латеритных руд является залегание ближе к поверхности, что позволяет вести добычу руды открытым способом и значительно снижать себестоимость добычи. Кроме того, латеритные месторождения содержат дорогостоящий кобальт, который можно получать как побочный продукт [1]. Основными составляющими оксидных никелевых руд, являются такие оксиды как NiO, CoO, Fe₂O₃ [2].

С целью теоретического исследования фазовых превращений в системе CoO-NiO-Fe₂O₃-углерод было проведено термодинамическое моделирование с помощью программного комплекса «Астра 4» [3], основанного на максимуме энтропии в интервале температур 573-1773К и давлении P=0,01МПа. Основой для моделирования послужил процесс электроплавки в дуговой рудно-термической печи. Результаты моделирования приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты термодинамического моделирования

Распределение никеля, %							
Фаза/ Т,К	1773	1573	1373	1173	973	773	573
k*Ni	8,780929	8,834217555	8,886420134	8,924753431	8,94860603	8,959279	8,961789324
k*NiO	91,2142	91,16564588	91,11357859	91,07524657	91,051394	91,04072	91,03821068
NiO	9,67E-05	1,09211E-06	0				
Ni	0,004775	0,000135478	1,27607E-06	0			
Сумма	100	100	100	100	100	100	100
Распределение кобальта, %							
k*CoO	99,41675	99,99760514	100	100	100	100	100
Co	0,082338	0,002394856	0				
CoO	0,500909	0					
Сумма	100	100	100	100	100	100	100
Распределение железа, %							
Fe	0,003696	8,08066E-05	0				
FeO	0,000581	0					
k*Fe ₃ O ₄	99,99572	99,99991919	100	100	100	100	100
Сумма	100	100	100	100	100	100	100
Распределение углерода, %							
CO	4,335591	2,989647787	1,767015707	0,867279301	0,31676894	0,069295	0,005428991
CO ₂	95,66441	97,01035221	98,23298429	99,1327207	99,6832311	99,93071	99,99457101
Сумма	100	100	100	100	100	100	100
Распределение кислорода, %							
O	0,000144	2,10995E-06	0				
O ₂	0,000182	0,00018234	0				
CO	0,194118	0,133789541	0,079037751	0,038777422	0,01416067	0,003097	0,00024266

CO ₂	8,566385	8,68260842	8,787827015	8,864759769	8,91237264	8,933464	8,938925729
CoO	0,004508	0					
FeO	1,04E-05	0					
k*Fe ₃ O ₄	2,387805	2,386698918	2,385582875	2,384622905	2,38419499	2,383932	2,383864221
k*CoO	0,894704	0,894992126	0,89456364	0,894203663	0,8940432	0,893945	0,893919166
k*NiO	87,95205	87,90172549	87,85298872	87,81763624	87,7952285	87,78556	87,78304823
NiO	9,32E-05	1,05301E-06	0				
Сумма	100	100	100	100	100	100	100

Из приведенных результатов термодинамического моделирования видно что, фазовый состав системы представлен 6 элементами и 8 соединениями.

Таким образом, по результатам проведенных термодинамическим моделированием исследований системы CoO-NiO-Fe₂O₃-углерод вытекают следующие выводы, что:

- степень перехода Ni в k*Ni достигает 8,96% при температуре 573К и при дальнейшем увеличении температуры до 1773К снижается до 8,78% и начинает переходить в газовую фазу, при этом основная никеля остается в виде оксида;

- степень перехода Co в температурном интервале 573-1373К представлена конденсированной фазой в виде оксида кобальта (k*CoO) на 100% в интервале температуры 1373-1773К Co начинает переходить в газовую фазу в виде Co и CoO;

- степень перехода Fe в температурном интервале 573-1373К представлена конденсированной фазой в виде оксида кобальта (k*Fe₃O₄) на 100% в интервале температуры 1373-1773К Fe начинает переходить в газовую фазу в виде Co и FeO;

- степень перехода углерода в газовую фазу переходит в виде соединения CO от 0,005% до 4,33% при температуре 573К и 1773К соответственно, в CO₂ до 99,99% при 573К с уменьшением до 95,66% при 1773К.

На основе теоретических расчетов системы CoO-NiO-Fe₂O₃-углерод и приведенных выше выводов по итогам термодинамического моделирования восстановление металлов системы видно неполное восстановление металлов, которое связано на наш взгляд с заданным параметром давления (P=0,01МПа) величина которого значительна мала, но при этом обладает значительным ингибирующим воздействием при восстановлении металлов в условиях электроплавки в рудно-термической печи.

Литература:

1 Резюме отраслевого отчета: «Перспективы развития никель-кобальтовой подотрасли Республики Казахстан» АО «Банк Развития Казахстана»,- 35с. [http:// www.kdb.kz](http://www.kdb.kz)

2 Колесников А.С. Термодинамическое моделирование получения ферроникеля из окисленных никелевых руд Казахстана // Вестн. ЮУГУ. 2014. Т. 14, № 1. С. 12–18.

3 Трусов, Б.Г. Термодинамический метод анализа высокотемпературных состояний и процессов и его практическая реализация: дис. ... д-ра техн. наук / Б.Г. Трусов. – М., 1984. – 292 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОТБОРТОВКИ ОТВЕРСТИЙ МЕТОДОМ КОНЕЧНО-ЭЛЕМЕНТНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

Шабельская Л.И., Митичкина Н.Г.

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования луганской народной республики «Донбасский технический университет»

Для изучения процессов листовой штамповки хорошо зарекомендовало себя конечно-элементное моделирование, позволяющее без серьезных материальных затрат производить теоретические исследования. В последнее время повысился интерес к деталям, получаемым отбортовкой внутреннего контура. В работах [1 – 4] проведено всестороннее исследование отбортовки круглого отверстия и предложено производить интенсификацию процесса применением предварительно спрофилированной заготовки, что позволяет снизить утонение получаемого борта. Однако на производстве иногда существует необходимость в получении отбортованных отверстий удлиненной формы. Рекомендаций же по использованию данного метода интенсификации к отверстиям удлиненной формы в литературе нет.

Целью работы является создание адекватной конечно-элементной модели процесса отбортовки отверстий некруглой формы для определения оптимальной формы предварительного профилирования.

Т.к. натурные эксперименты сопряжены со значительными материальными затратами, адекватность конечно-элементного моделирования проверялось на модели отбортовки отверстия круглой формы путем проведения натурального эксперимента по штамповке горловины на заготовке и оснастке идентичной модельной.

Для определения технологических возможностей штамповки горловин круглой формы процесс моделировался с использованием заготовки толщиной 1 мм, диаметром отверстия 27мм, радиусом скругления 5мм. Для моделирования поведения заготовки использовалась библиотечная модель программы аналога стали 08кп – DIN–C–15[70-2200F(20-1200C)], механические свойства которой заданы с учетом температурных, скоростных и других параметров. Заготовка принята пластичной, весь инструмент – жестким. Деформирование проводилось в холодном состоянии при температуре окружающей среды 20°С.

Эксперимент проводился на заготовках из стали 08кп толщиной 1 мм с аналогичными размерами получаемых горловин.

Таблица 1 – Сравнительный анализ заготовок и моделей

	S_0	$d_{от}$	D_r	r_m	r_n	h	H	S_k
	мм	мм	мм	мм	мм	мм	мм	мм
Натурный эксперимент	1	27	51	5	5	9,8	14,8	0,74
МКЭ	1	27	51	5	5	10,6	15,7	0,7

Погрешность получаемых в результате моделирования данных не превышает 7%



а)

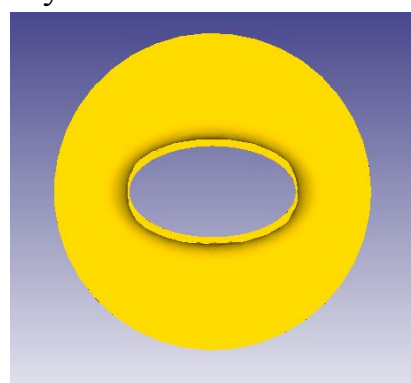
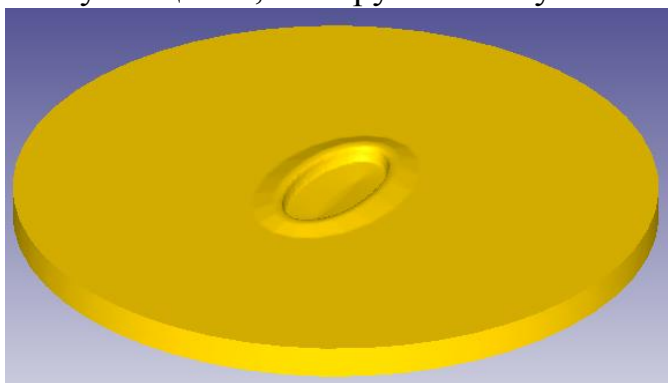
б)

Рисунок 1 – отбортованная заготовка а) заготовки полученная при натурном эксперименте, б) заготовка, полученная МКЭ

Таким образом полученная модель является адекватной. На основании этой модели разработана модель отбортовки отверстия удлиненной формы.

Симуляция выполнена в три этапа: выдавливание спрофилированной заготовки; пробивка перемычки образовавшейся после процесса выдавливания; отбортовка внутреннего контура некруглой формы. Предварительно процесс профилирования моделировался с утолщением по всему периметру будущей горловины, как это описано в работах с цилиндрическими горловинами [3].

Однако, в результате моделирования было получено следующее распределение толщины вдоль кромки горловины: на прямолинейных участках заметное утолщения, на скругленных участках заметное утонение заготовки.



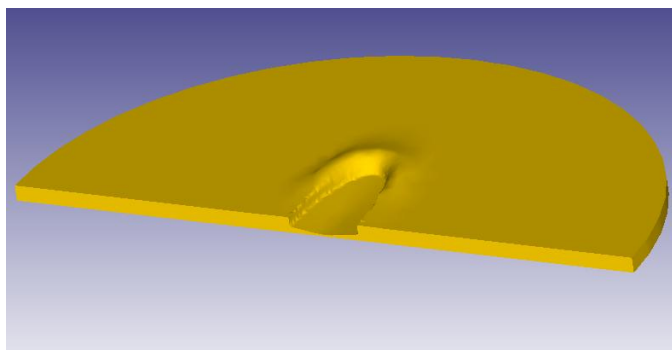
а)

б)

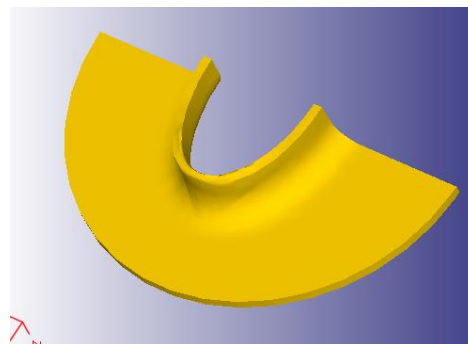
Рисунок 2 – Заготовка с утолщением по всему периметру (а) и горловина после отбортовки заготовки с утолщением по всему периметру отверстия (б)

Это позволило сделать предположение о том, что набор металла при выдавливании должен производиться в местах скругления отверстия.

Проработка структуры металла пластической деформацией проходит по всему объему отбортованной части. Формообразования отбортованной части проходит без разрушения. Анализ разнотолщинности горловины, полученной из оптимально спрофилированной заготовки, показал, что разнотолщинность не превышает 4 %.



а)



б)

Рисунок 3 – Спрофилированная заготовка оптимальной формы (а) и горловина после отбортовки заготовки оптимальной формы (б)

Таким образом, разработана конечно-элементная модель процесса отбортовки удлиненного отверстия, определена оптимальная форма спрофилированной заготовки для получения горловины с минимальной разнотолщинностью. Установлено, что набор толщины во время выдавливания необходимо производить не по всему периметру заготовки, а только на участках скруглений, что обеспечивает низкую (до 4%) разнотолщинность горловины.

Литература:

1. Калюжний О. В. Моделювання методом скінчених елементів процесу відбортування отворів в листових заготовках із сталі 20 / О. В. Калюжний, С. А. Пахолко // *Машинобудування. Тези доповідей загально університетської науково-технічної конференції молодих вчених та студентів.* – НТУУ «КПІ»; ММІ, 2010 р. –С. 60–62.

2. Калюжний О. В. Аналіз процесу формоутворення отворів у листових заготовках холодним видавлюванням двома конічними пуансонами / О. В. Калюжний // *Обработка материалов давлением – №1 (34) – С. 106 – 113*

4. Калюжний А.В. Влияние коэффициента отбортовки на силовые режимы и качество изделий при отбортовке круглых отверстий в традиционной и спрофилированной листовой заготовке // А.В. Калюжний// *Вестник Национального технического университета «ХПИ»*, № 46, 2012. - С. 56-63.

5. Калюжний О. В. Пахолко С. А. Розрахунково-експериментальний аналіз впливу відносної товщини заготовки на силові режими та якість виробів при відбортуванні / О. В. Калюжний // *Обработка материалов давлением – №3 (28) – С. 177 – 183*

ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА И ИНСТРУМЕНТ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ПОКОВКИ ПЕРЕМЕННОГО СЕЧЕНИЯ МЕТОДОМ ПОПЕРЕЧНО-КЛИНОВОЙ ПРОКАТКИ

Шахрай А.А., Дубенец С.С., Белявин К.Е.
Белорусский национальный технический университет

Для успешной работы, а так же дальнейшего развития промышленности, необходимо постоянное повышение конкурентоспособности выпускаемой продукции и качества изделий, снижение затрат на производство, улучшение условий труда, и уменьшение вредных выбросов в окружающую среду.

На данный момент изготовление поковок переменного сечения производится по следующей технологии.

Исходная заготовка из горячекатаного круга стали 25ХГМ ГОСТ 4543-71 диаметром 56 мм и длиной 375 мм, нагревается в пламенной камерной печи до температуры штамповки 1220 ± 50 °С и перемещается к горизонтально-ковочной машине, где производится её штамповка.

Штамповка на горизонтально-ковочной машине происходит следующим образом. Заготовка вставляется в ручей правой полуматрицы. После включения машины на рабочий ход от коленчатого вала и системы рычагов, начинает движение зажимной ползун с левой полуматрицей которая зажимает заготовку. В это же время коленчатый вал двигает через шатун укрепленный на центральном ползуне пуансонодержатель и пуансон, который деформирует заготовку. Матрицы в момент деформации остаются неподвижными [1]. За первый ход ползуна происходит набор металла и заготовке придается форма близкая к окончательной. Затем заготовка поворачивается вокруг своей оси на угол 90 градусов и производится второй ход ползуна. За второй ход происходит окончательная штамповка, где поковке придаётся окончательная форма. Далее поковка переключается в обрезной ручей, где происходит обрезка излишков металла и получение поковки (рис 1).

К недостаткам данной технологии изготовления следует отнести низкий коэффициент использования металла, вследствие больших припусков под последующую механическую обработку, также значительное количество металла расходуется под кузнечные напуски, связанные с особенностями технологии изготовления, низкая производительность, неблагоприятные условия труда и большое выделение вредных веществ в окружающую среду по причине применения пламенного нагрева.

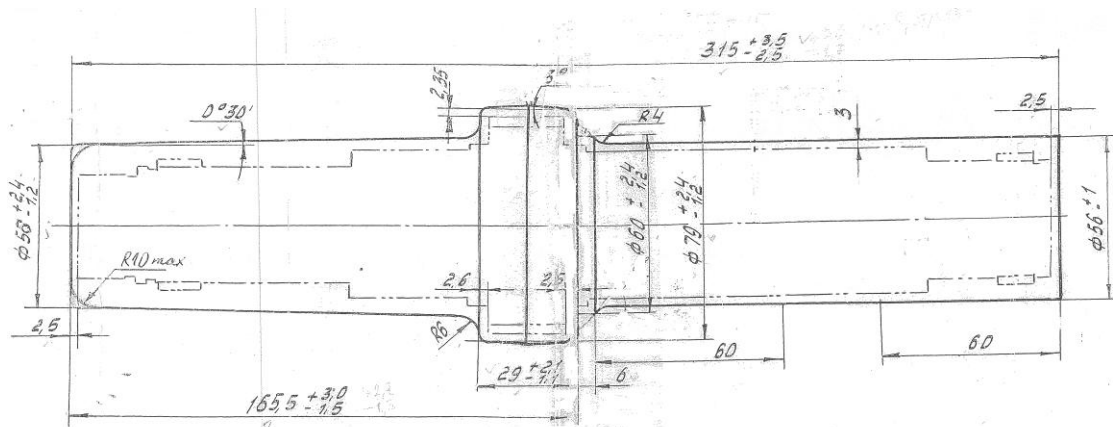


Рисунок 1 - Чертёж поковки штампованной на горизонтально-ковочной машине

Цель работы – разработка технологии изготовления поковки, малоотходным методом пластической деформацией металла – поперечно-клиновой прокаткой.

Методика исследования.

Деталь «Вал» используется в механизме коробки переключения передач трактора МТЗ.

Анализ комплекса требований к физико-механическим характеристикам, а также к показателям точности и чистоты поверхности деталей, показал возможность изготовления поковки методом поперечно-клиновой прокатки с последующей механической обработкой, для получения готовой детали «Вал» (рис 2).

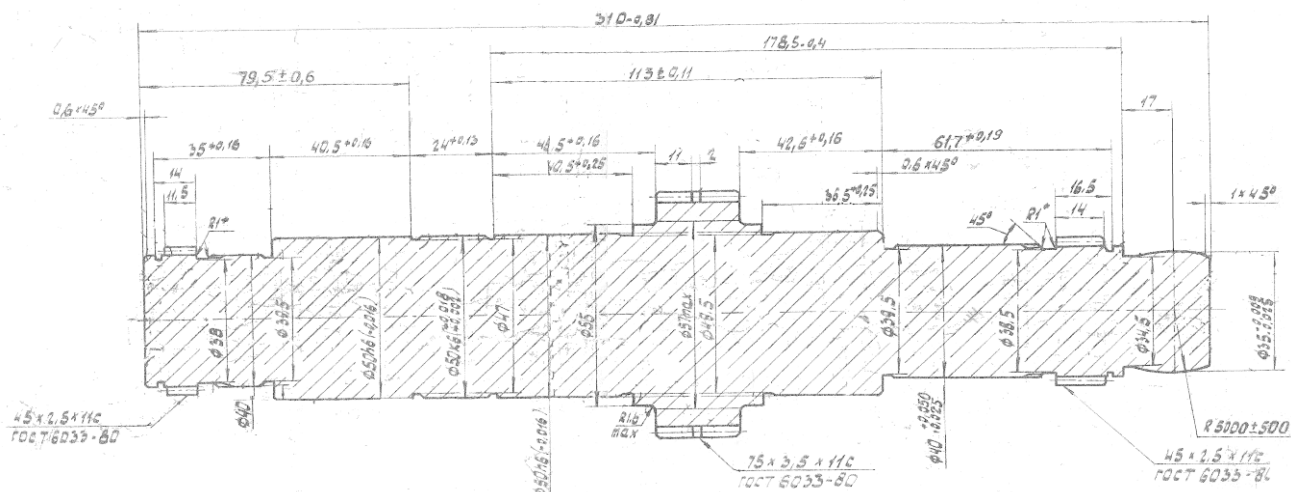


Рисунок 2 – Чертёж готовой детали «Вал»

Конструктивной особенностью данной детали является наличие множества цилиндрических участков различных диаметров, к которым предъявляются высокие требования соосности. Выполнение этих требований при прокатке позволит минимизировать припуска под дальнейшую механическую обработку.

При разработке технологии изготовления и проектировании инструмента для поперечно-клиновой прокатки необходимо учитывать ряд специфических условий, определяемых самим оборудованием и процессом деформирования. Так суммарная длина инструмента и расчётное усилие деформации не должны превышать паспортных данных оборудования. Одновременно геометрические параметры инструмента должны обеспечивать устойчивое протекание процесса, который исключает проскальзывание заготовки и её обрыв при прокатке.

Проскальзывание заготовки происходит в том случае, если сил трения между заготовкой и инструментом не достаточно для её вращения, в результате чего процесс прекращается, и инструмент начинает скользить относительно заготовки.

Когда из-за неправильной геометрии инструмента, растягивающие напряжения в прокатываемой заготовке превышают предел текучести материала, из которого она состоит, в этом случае начинается внеконтактная деформация заготовки, которая завершается её разрывом [2].

Предлагаемая технология изготовления заключается в следующем. Исходная заготовка из горячекатаного круга стали 25ХГМ ГОСТ 4543-71 диаметром 80 мм и длиной 158 мм, помещается в загрузочный бункер. Бункер снабжен наклонным виброподдоном, по которому заготовка перемещаются в ориентатор. В ориентаторе заготовка занимает определенное положение, для возможности её подачи в индукционный нагреватель. В индукционном нагревателе заготовка постепенно нагревается до температуры 1150 ± 25 °С, затем выталкивается на приводной рольганг и транспортируется им до упора, где пирометром осуществляется контроль ее температуры нагрева. В случае нарушения температурного режима нагрева заготовки, манипулятор удаляет заготовку в специально установленную тару для её повторного использования. Если температура заготовки находится в заданном интервале, то она перемещается на приемный лоток нижнего инструмента и подается в рабочую зону. Верхний и нижний клиновые инструменты, перемещаются параллельно на встречу, друг к другу совершают прямолинейное движение, вследствие, чего заготовка прокатывается между двумя клиновыми инструментами [3]. Верхний и нижний инструменты имеют заходные участки для внедрения в исходную заготовку, а также боковые грани, которые заставляют перемещаться избыток металла по направлению к торцам, тем самым, удлиняя заготовку. Калибрующими поверхностями инструмента формируются цилиндрические участки различных диаметров. Для стабилизации положения заготовки в процессе прокатки и придания ей устойчивого вращения боковые грани деформирующих клиньев имеют рифлёную поверхность. Это необходимо для придания прокатываемой заготовке стабильного вращения без проскальзывания [4]. В конце рабочего хода происходит отрезка торцевых отходов при помощи специальных отрезных ножей, которые установлены по обе стороны инструмента. Отделённые концевые отходы удаляются через боковые лотки в тару для отходов, затем поковка (рис 3) выталкивается с нижнего инструмента

на наклонный лоток и транспортером выгружается в тару, а инструмент возвращается в исходное положение.

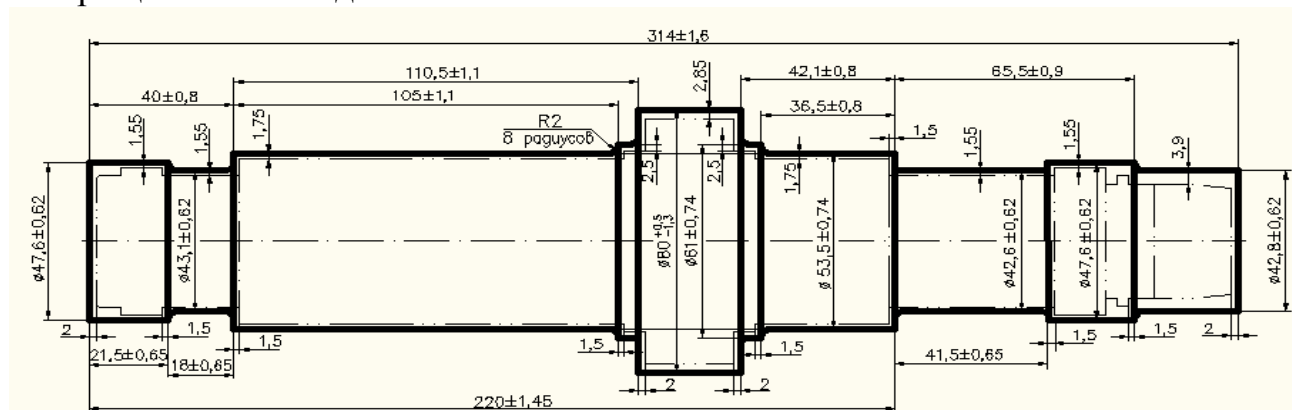


Рисунок 3- Чертёж поковки получаемый после поперечно-клиновой прокатки

С целью экономии дорогостоящей стали, клиновой инструмент изготавливается сборным. Наиболее нагруженные и ответственные элементы изготавливаются из стали X12МФ. Менее нагруженные элементы изготавливают из стали Ст3.

Выводы.

Внедрение метода поперечно-клиновой прокатки в производство позволило:

- повысить коэффициент использования металла на 35%;
- повысить производительность труда;
- получить возможность полной автоматизации процесса;
- получить экономию металла, за счёт уменьшения припусков под последующую механическую обработку;
- повысить эксплуатационные и прочностные характеристики детали;
- снизить затраты на изготовление и ремонт инструмента;
- улучшение условий труда, в следствии низкого уровня шума и отсутствие источников виброколебаний;
- уменьшить выбросы вредных веществ в окружающую среду за счёт применения индукционного нагрева.

Список использованных источников

1. Амиров И.М. «Штамповка на горизонтально-ковочных машинах» Москва, «Машгиз», 1961, 135с.
2. «Современные методы и технологии создания и обработки материалов» Минск, «ФТИ НАН Беларуси», 2011. 378 с.
3. Кожевникова Г.В. «Теория и практика поперечно-клиновой прокатки», Минск, «Беларуская навука», 2010. 291с.
4. Садко В.И. «Поперечно-клиновая прокатка», Минск, «ИВЦ Минфина» 2007, 176с.

РАЗРАБОТКА СПЕЦИАЛЬНОГО ПРЕДЧИСТОВОГО ОВАЛЬНОГО КАЛИБРА ДЛЯ ПРОКАТКИ КРУГЛЫХ ПРОФИЛЕЙ ДИАМЕТРОМ 270 ММ НА ТЗС «900/750-3» ОАО ДМКД

Шугаева Т.И., Яковченко А.В.
Донецкий национальный технический университет

Недостатком известных способов прокатки круглых профилей большого диаметра является то, что в чистовом пропуске в момент захвата не обеспечивается одновременный по периметру круглого калибра контакт с поверхностью овального профиля и при незначительном отклонении оси овала от оси калибра возникает крутящий момент в очаге деформации, что снижает устойчивость раската в калибре и способствует образованию дефектов. Кроме того с целью предотвращения сваливания овального профиля при задаче в круглый калибр его направляют и удерживают в процессе прокатки с помощью вводных линеек. Чем теснее устанавливаются линейки относительно профиля раската, тем устойчивее его положение в калибре. Однако при этом возникает вероятность застревания раската между линейками и образование «задиров» по поверхности чистового профиля [1].

Поставлена задача усовершенствования способа прокатки круглых профилей диаметром 270 мм, в котором за счет повышения устойчивости раската обеспечивается снижение вероятности «сваливания» овального профиля, что приводит к уменьшению количества брака при прокатке круглого профиля.

Поставленная задача повышения устойчивости раската при прокатке круглых профилей диаметром 270 мм (по ГОСТ 2590-2006) в условиях ТЗС «900/750-3» ОАО ДМКД осуществляется за счёт того, что боковые участки овального профиля располагают симметрично относительно главных осей чистового калибра и при этом их обжимают на величину, обеспечивающую в момент захвата одновременный по их ширине контакт металла с калибром.

Указанное обжатие, во-первых, должно быть переменным по ширине профиля, и, во-вторых, должно обеспечить необходимый коэффициент вытяжки в чистовом круглом калибре (на рисунке 1 в окне специализированной компьютерной программы коэффициент вытяжки задан равным $\mu = 1.27$).

При реализации предлагаемого способа [1] приводится в действие механизм самоцентрирования предчистового овального раската при обжатии в чистовом круглом калибре, показанном на рисунках 1, 2. При наклоне овального профиля относительно вертикальной оси чистового круглого калибра первоначально происходит контакт профиля с калибром на участках, расположенных по диагонали. В зонах контакта возникают силы, которые направлены к вертикальной оси калибра. Они и выравнивают овальный профиль в круглом калибре, и предупреждают его от «сваливания».

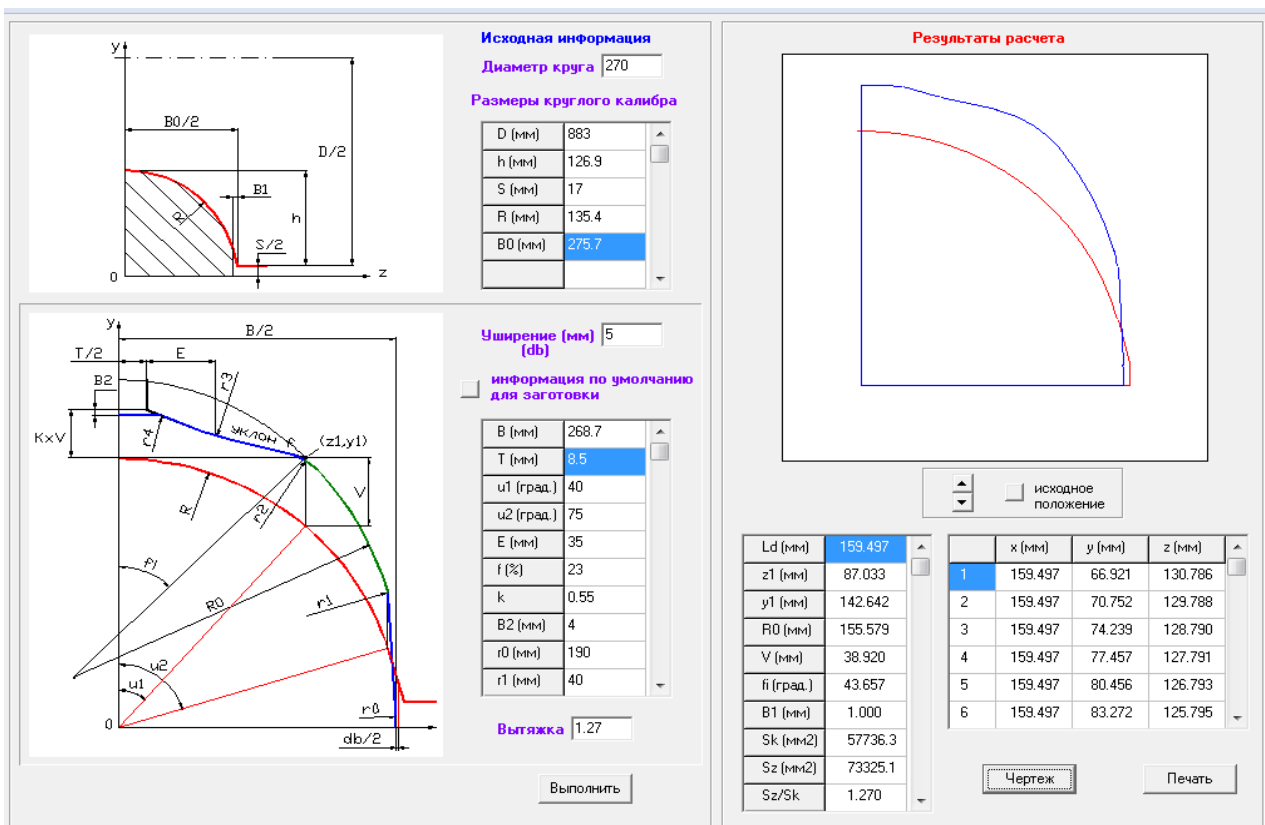


Рисунок 1 – Расчёт параметров предцистового специального овального калибра для прокатки круглых профилей диаметром 270 мм.

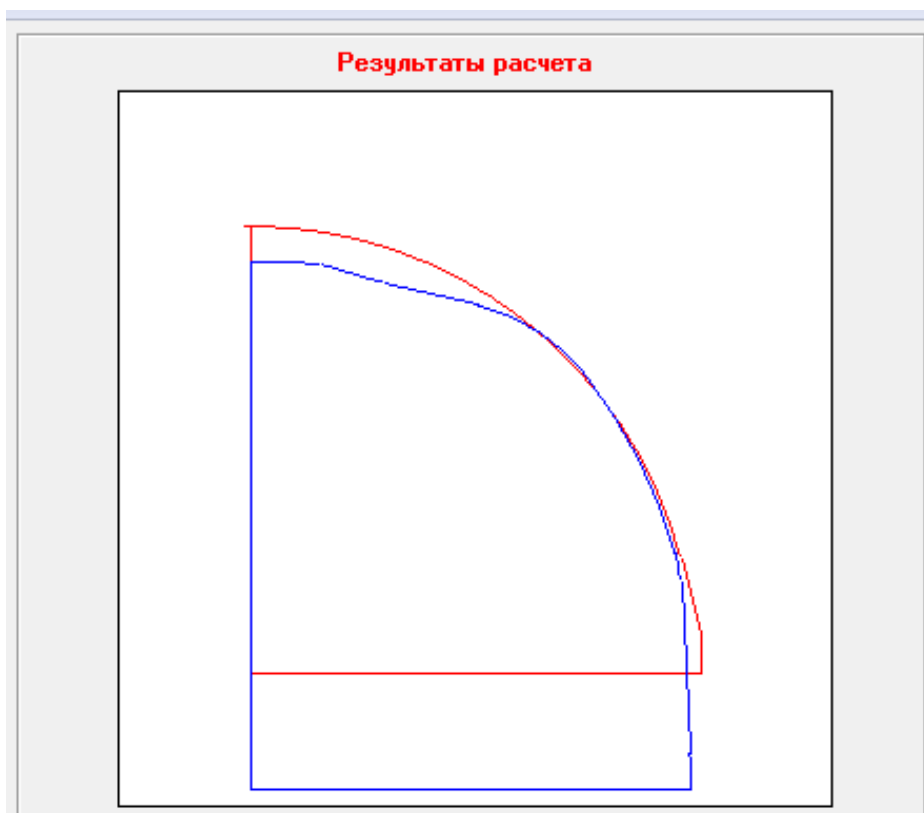


Рисунок 2 – Контрольное построение круглого калибра и овального раската в первый момент контакта металла с валками (для круга диаметром 270 мм).

На рисунках 1 - 3 рассмотрена прокатка круга диаметром 270 мм в предчистовом и чистовом пропусках. Заготовку, полученную в овальном калибре (на рисунках рассмотрена ¼ часть профиля) с боковыми участками, симметрично расположенными относительно главных осей чистового круглого калибра, у которых крайние точки ограничены центральными углами $\alpha_1 = 40^\circ$ и $\alpha_2 = 75^\circ$, после кантовки обжимают в чистовом круглом калибре с обжатиями, показанными в окне контрольного построения на рисунке 1 и на рисунке 3.

Боковой участок предчистового овала, выполненный радиусом $R_0 = 155,6$ мм, обеспечивает на всей его протяженности одновременный захват металла в круглом калибре (см. рисунок 2).

По всей длине указанных боковых участков овального профиля соблюдается равенство длины очага деформации (159,5 мм, см. рисунок 1).

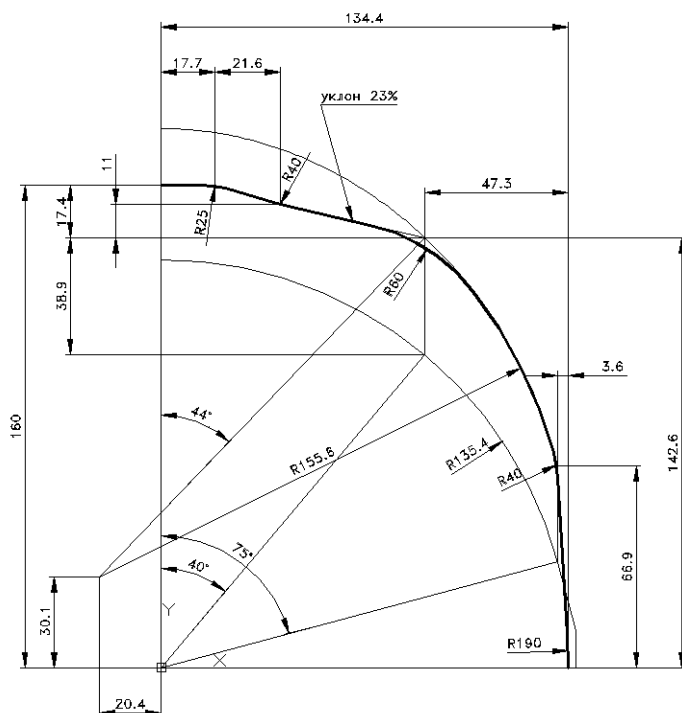


Рисунок 3 – Совмещённое построение чертежей круглого и специального овального калибров для прокатки круглых профилей диаметром 270 мм.

Применение предлагаемого способа [1] позволит снизить вероятность «сваливания» раската, а, следовательно, и количество брака при прокатке круглых профилей диаметром 270 мм, путем обеспечения в момент захвата одновременного по ширине боковых участков овального профиля контакта металла с круглым калибром.

Литература:

1. Шум В.Б., Яковченко А.В., Никишин В.М., Курилов А.В., Гайдук Р.Е., Борискин В.В. Способ прокатки круглых профилей. Пат. 102915 Украина, МПК (2012) В21В 1/02.- № а201200925; Заявл. 30.01.2012; Опубл. 27.08.2013; Бюл. №16.

ПРИКЛАДНОЕ МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ



ВЛИЯНИЕ ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОГО ОТЖИГА НА СВОЙСТВА КАТАНКИ ДЛЯ ХОЛОДНОВЫСАДОЧНОЙ ПРОВОЛОКИ

Алимов В.И., Громенко В.О.

Донецкий национальный технический институт

Установление режимов термической обработки заготовок, в том числе проволочных, для холодно высаживаемого крепежа является актуальным в связи с совершенствованием парка холодновысадочных скоростных автоматов и возрастанием требований, как к технологичности передела заготовки, так и требований к качеству крепёжных изделий, оцениваемому по отсутствию трещин при их глубокой посадке и уровню механических свойств. Это может быть обеспечено не только химсоставом исходного металла, но и его структурным состоянием – типом структурных составляющих, их долевым соотношением, размером элементов зёрненной структуры и особенно размером зерна. Совокупное качество катанки и волоочной проволочной заготовки может быть достигнуто варьированием режимов термообработки с интегральной оценкой этого качества с помощью обобщающих критериев [1].

Для холодной посадки изделий массового производства используют в основном доэвтектоидные стали, микроструктура которых в горячекатаном состоянии состоит из феррита и пластинчатого перлита с разным долевым соотношением. Способность к осадке и штампуемость металла оценивается по вытяжным сферическим лункам по Эриксену, Ольсену, путём проб на расширение отверстия по Зибелю-Помпу и др. [2].

Наиболее показательные исследования влияния термообработки на склонность к осадке холодновысадочной проволоки представлены в работах [1, 3-5].

Для исследований авторы [1, 3-5] использовали катанку диам 6,5 мм с содержанием (% масс.) 0,09 С, 0,47 Мn, 0,4 Si, 0,027 S, 0,032 Р, 0,18 Ni. Часть образцов были в исходном горячекатаном состоянии; другую часть катанки подвергали перекристаллизационному отжигу, полному при оптимальной температуре и высокотемпературному полному отжигу. Температура нагрева при отжиге образцов составляла соответственно 760, 920 и 1000°С. При температуре нагрева образцы выдерживали 2 ч., а затем охлаждали с печью. После подготовки поверхности образцы катанки всех 4-х режимов протягивали в холодную в режиме однократного волочения на заготовки диам 5 мм с суммарным обжатием 41%. Холоднотянутые заготовки подвергали отжигу; отожжённые заготовки диам 5 мм затем калибровали в холодную на проволоку диам 4,5 мм с одноразовым обжатием 19 % [3].

Интегральную оценку качества холодновысадочной проволоки и передельной заготовки для неё производили при помощи функции желательности Харрингтона, которую рассчитывали по формуле (1):

$$D = \sqrt[5]{d_1 d_2 d_3 d_4 d_5}, \quad (1)$$

где d_1 , d_2 , d_3 , d_4 и d_5 – частные функции желательности изучаемых свойств проволоки.

Все режимы отжига заготовки для холодновысадочной проволоки приводят к получению хорошего уровня свойств; однако, лучшие результаты обеспечивает высокотемпературный отжиг на исходной заготовке [1].

Улучшение способности к осадке может быть достигнуто и при других разновидностях термообработки, например при изотермическом отжиге [4]. Получение холодновысадочной проволоки с однородной мелкодисперсной структурой и высокими пластическими свойствами достигается также путем закалки с последующим высоким отпуском [5].

Таким образом, получение достаточного уровня свойств холодновысадочной проволоки из стали с низким содержанием углерода достигается отжигом и прежде всего высокотемпературным.

Целью настоящей работы является установление влияния высокотемпературного отжига на способность к осадке стали с более высоким содержанием углерода.

Для исследований на осадку холодновысадочной проволоки взяли сталь с содержанием (% масс.) 0,18 C, 0,45 Mn, $\leq 0,05$ Si, $\leq 0,05$ S, 0,3 Ni, 0,3 Cr, 0,04 P. Микроструктура исходной катанки диам 6,5 мм приведена на рис. 2 и представляет собой структурно свободный феррит с небольшим количеством перлитной составляющей.

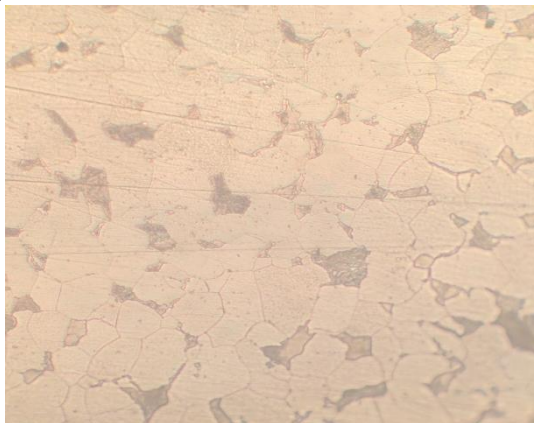


Рисунок 2 – Исходная структура катанки для холодновысадочной проволоки ($\times 100\times 2$).

Способность к осадке холодновысадочной проволоки для крепежных изделий оценивается в соответствии с ГОСТ 8817. Для испытаний на осадку со степенью обжатия до 80% изготавливали образцы высотой равной двум диаметрам. Образцы подвергли высокотемпературному отжигу при температуре $970\pm 5^\circ\text{C}$ с кратковременной выдержкой и последующим охлаждением с печью.

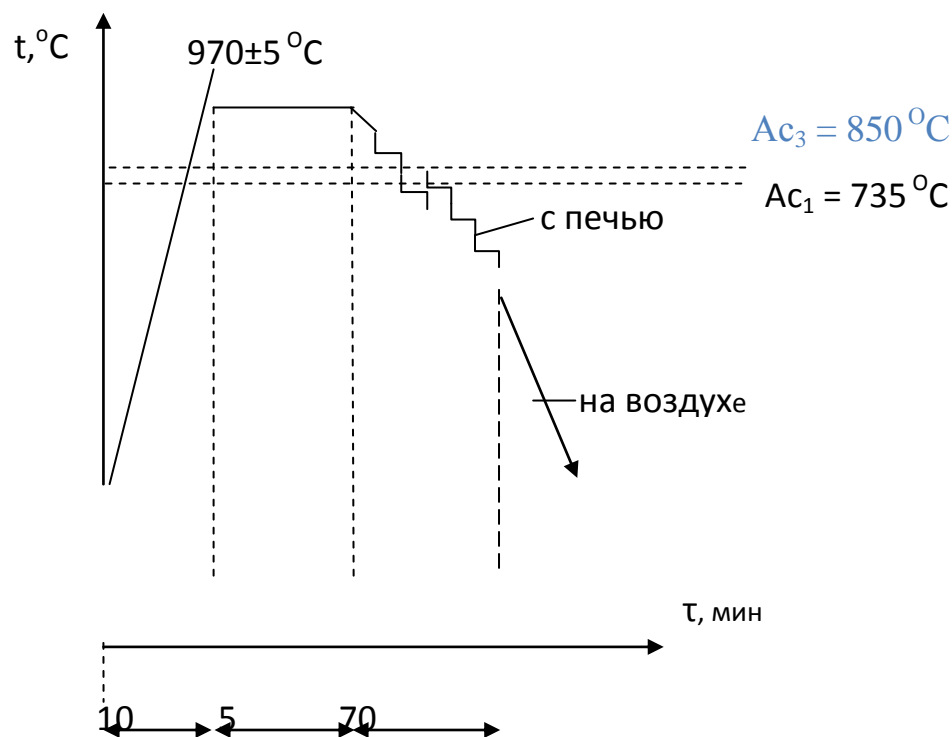


Рисунок 3 – Режим высокотемпературного отжига катаной заготовки для холодновысадочной проволоки

После проведенного высокотемпературного отжига с образцов удаляли окалину и подвергали испытаниям на осадку до $1/2$, $1/3$, $1/4$, $1/5$ и $1/6$ исходной высоты. Сущность испытания состоит в осадке образцов под действием сжимающего усилия вдоль его оси, что позволяет определить способность металла выдерживать заданную степень деформации, а также выявить поверхностные дефекты. Отбор проб для испытания на осадку проводили в соответствии с ГОСТ 7564-73; осадку производили машиной на сжатие типа П-250 (рис. 4).

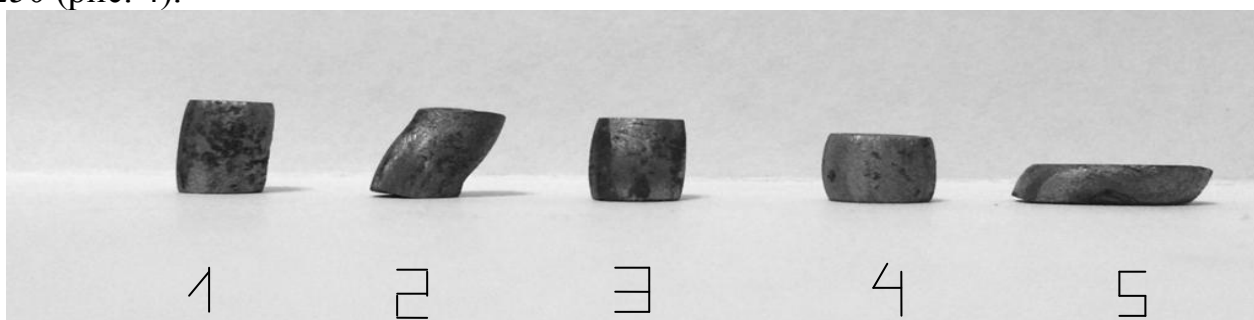


Рисунок 4 – Вид осажённых образцов, (1×1)
Степень осадки: 1 – (1/2); 2 – (1/3); 3 – (1/4); 4 – (1/5); 5 – (1/6).

При визуальном осмотре установлено, что все образцы выдержали испытания, т.е. при осадке со степенью до 83,5% трещинообразование не происходило; при этом степени деформации, оцененные по уменьшению высоты, составляли соответственно 50, 67,75, 80 и 83,5 %.

О том, что расслоение и трещинообразование при осадке связано с содержанием углерода и исходным структурным состоянием позволяет судить данные, полученные при осадке проб из проката, взятого в горячекатаном состоянии (рис.5). Видно, что область предельных параметров осадки без расслоения соответствует удельной нагрузке порядка 900 Н/мм^2 и смещается к меньшей степени деформации с повышением содержания углерода.

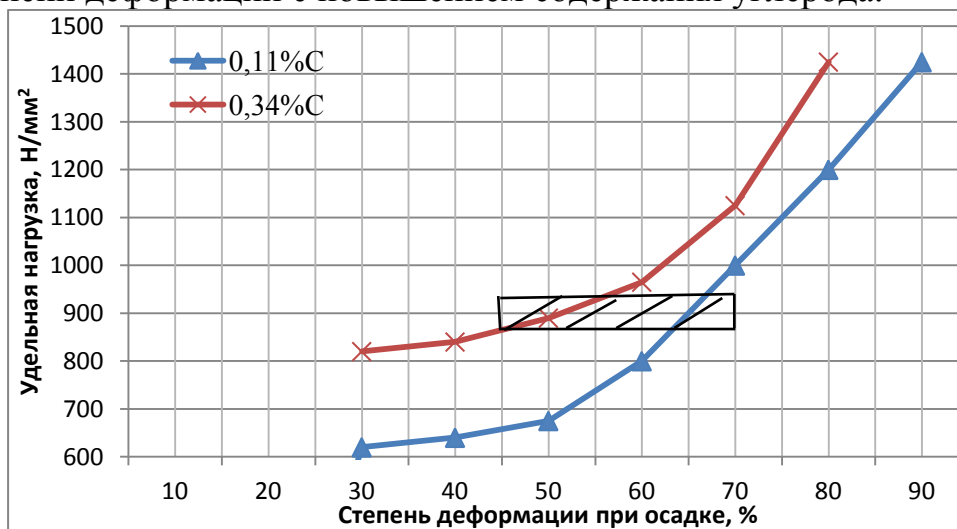


Рисунок 5 – Удельная нагрузка при осадке проб из проката в горячекатаном состоянии в связи с содержанием углерода.

Вывод. Высокотемпературным отжигом может быть повышена пластичность стали с содержанием углерода порядка 0,18% (стали типа Ст3, 15-25, 20Х, 18ХГТ и др.), что улучшает способность катаной заготовки из этой стали к осадке в холодном состоянии.

Литература:

1. Алимов В.И. Критериальная оценка качества проволочной заготовки для крепежных изделий/ В.И.Алимов, О.В.Пушкина // *Металлургические процессы и оборудование*. – 2012. – С. 23 – 27.
2. Братусь С.А. Анализ современных методов оценки штампуемости низкоуглеродистых листовых сталей/С.А.Братусь, А.А.Востриков, Л.А.Никитина, И.В.Надеина//Ин-т «Черметинформация». – М., 1989. – С. 23 – 26.
3. Алимов В.И. К вопросу повышения технологической пластичности холоднодеформируемой стали перекристаллизационным отжигом / В.И. Алимов, О.В. Олейникова (Пушкина) // *Ресурсозберігаючі технології виробництва та обробки тиском матеріалів у машинобудуванні: Збірник наукових праць*. – Луганськ: ВНУ ім. Даля, 2011. – С. 66-71.
4. Шаповалов С.И. Оптимизация режима отжига проволоки для холодной высадки/ С.И.Шаповалов, В.И.Алимов, Ю.С.Эстрин, В.М.Пузенко и др.//*Бюллетень центрального научно-исследовательского института информации и технико-экономических исследований черной металлургии*. – М., 1973. – №15. – С.43-44.
5. Шаповалов С.И. Влияние режима термообработки на механические свойства проволоки для холодной высадки/С.И.Шаповалов, В.И.Скрипниченко, В.И.Алимов, Ю.С.Эстрин и др.//*Сборник научных трудов*. – Магнитогорск, 1974. – №7.– С.68-73.

ВЛИЯНИЕ КРАТНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СМЕСИ ДЛЯ ДИФфуЗИОННОГО ЦИНКОВАНИЯ НА СТРУКТУРУ ПОКРЫТИЯ

Ефремова В.С.

Донецкий национальный технический университет

Цинкование является наиболее распространенным защитным покрытием на сталях. Это объясняется сравнительной дешевизной материала и технологий нанесения, а также удовлетворительной стойкостью покрытия.

Наибольшее применение находят технологии горячего и гальванического цинкования. Первым способом обрабатывают, в основном, прокат, элементы металлоконструкций: лист, профили. Гальванически цинкуют широкую номенклатуру метизных изделий, детали электрооборудования и прочие мелкие изделия.

Недостатками перечисленных технологий являются высокие капитальные затраты, наличие вредных факторов, оказывающих заметное воздействие на окружающую среду и ухудшающих условия труда.

В этой связи обращает на себя внимание технология термодиффузионного цинкования. Она имеет следующие преимущества:

- низкие капитальные затраты;
- безвредные исходные вещества и отсутствие токсичных отходов;
- высокие механические и коррозионные свойства.

Термодиффузионное покрытие характеризуется высоким комплексом свойств. Это обусловлено диффузионной природой покрытия, отсутствием пор, высокой прочностью сцепления и твердостью. Эти особенности в совокупности с фазовым составом обеспечивают повышенную коррозионную стойкость покрытия.

Наиболее распространенной является технология диффузионного цинкования в порошковых смесях. При этом существует два подхода к формированию составов порошковых смесей. Согласно традиционному подходу, смесь содержит определенное количество цинкового порошка и, по мере использования, обновляется свежей [2]. Согласно технологиям, применяемым некоторыми современными производителями, (см., например, [2]) смесь применяется однократно и содержит такое количество цинка, которое необходимо для покрытия заданной поверхности.

Второй подход вызывает закономерные сомнения: не ясно, каким образом выполняется условие постоянного градиента концентрации, необходимого для диффузии.

Вместе с тем, в литературе не достаточно четко оговаривается кратность использования порошковой смеси перед обновлением. Поэтому целью данной работы было изучение кинетики обеднения порошковой смеси для диффузионного цинкования.

Обработку пластинчатых образцов из стали Ст 3 выполняли в герметичном контейнере. Использовали смесь, состоящую из 50% цинкового порошка, 49%

песка и 1% хлористого аммония. Температура обработки составляла 450-470 °С. Длительность – 3 часа.

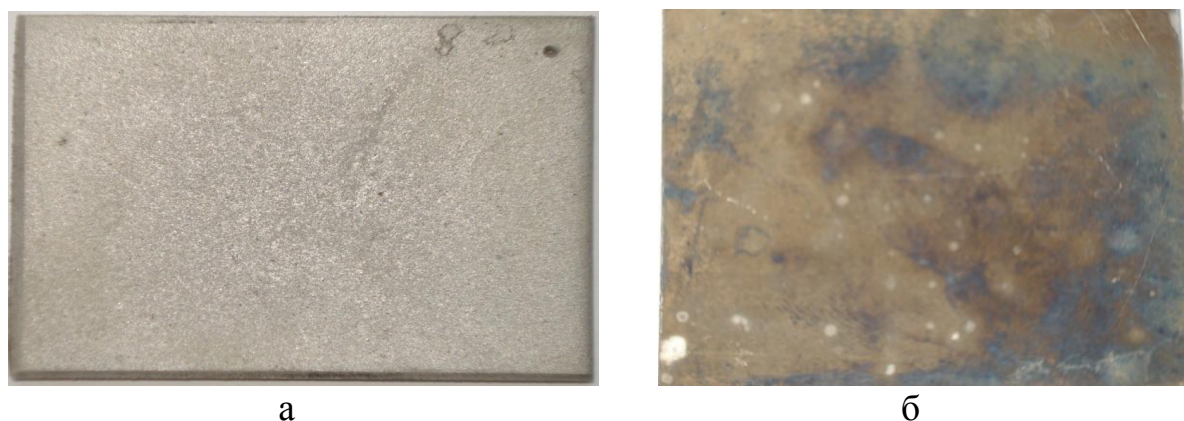
В каждом опыте обрабатывали одинаковое количество образцов с одинаковым расстоянием между ними и стенками контейнера. После каждого опыта смесь тщательно перемешивали для усреднения состава.

Первые образцы имели характерный светло-серый цвет (рис 1 а). Начиная с седьмого опыта, происходит потемнение поверхности и налипание тонкой легко удаляющейся корки. Далее наблюдали появление пятнистой окраски поверхности. Визуально отмечалось снижение шероховатости поверхности.

Начиная с пятнадцатого опыта, начинали появляться темные участки, усилилась неоднородность окраски поверхности. По мере увеличения опытов количество темных участков и неоднородность окраски возрастала. В последних двух опытах наблюдали появления цветов побежалости (рис. 1 б), что говорит о небольшой толщине оцинкованного слоя. При охлаждении воздух неизбежно подсасывается в контейнер. При этом тонкие, с малым содержанием цинка, слои окрашиваются в характерные для железа цвета побежалости.

Диффузное цинковое покрытие состоит из обычных фазовых слоев: δ_1 -фазы, которая часто имеет столбчатое строение (рис. 2) и содержит трещины, появившиеся при изготовлении шлифа, и слоя Γ -фазы.

По мере увеличения количества опытов происходит снижения толщины оцинкованного слоя (рис. 3). При этом происходит изменение относительной толщины фаз. Микроструктура первых образцов представлена преимущественно δ_1 - фазой и тонким слоем Γ -фазы. По мере увеличения кратности использования смеси в структуре появился новый слой, примыкающий к Γ -фазе (рис. 2б), который судя по его морфологии является $\delta_{1к}$ -фазой. Также, с увеличением числа опытов растет толщина слоя Γ -фазы.

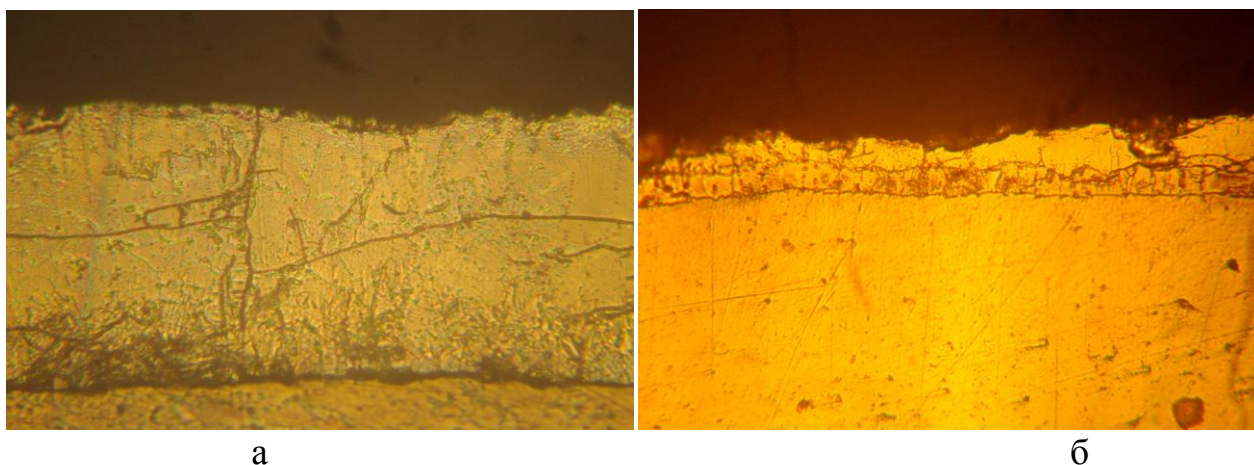


а - опыт 5;
б - опыт 19

Рисунок 1 - Макроструктура оцинкованных образцов, $\times 1$

В последних двух опытах структура слоя двухфазная и представленная светлыми и темными кристаллами, которые чередуются, темные кристаллы

образуют или включения, или темные кристаллы, растущие от подложки к поверхности. Возможно, темная структурная составляющая является Г-фазой.



а - опыт 3; б – опыт 17

Рисунок 2 - Микроструктуры оцинкованных образцов, $\times 500$

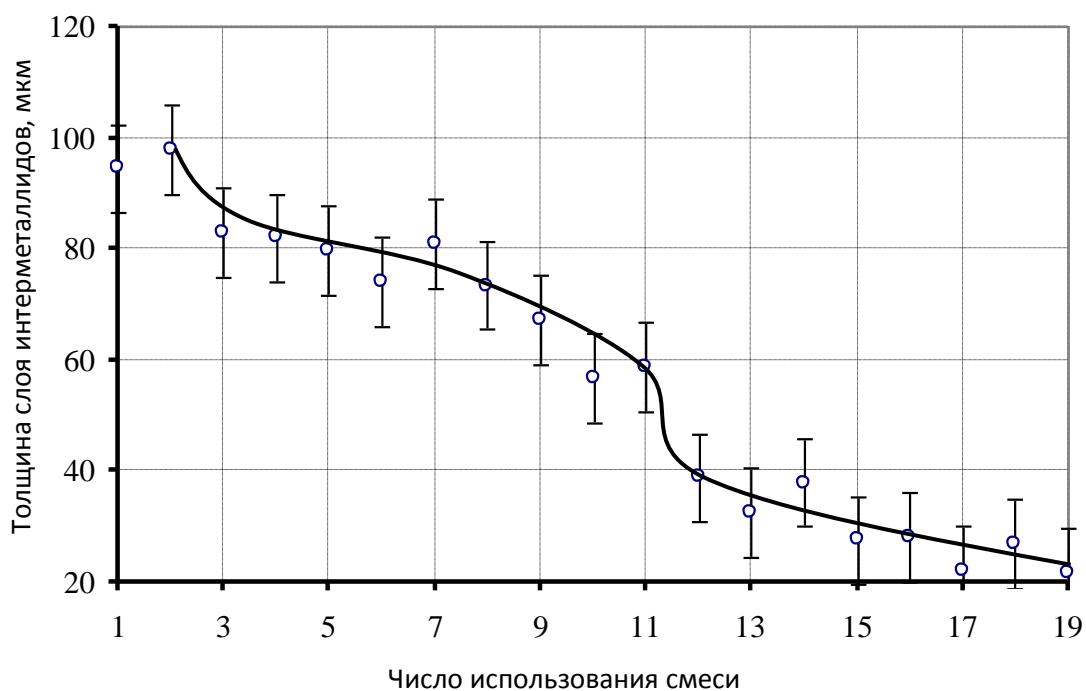


Рисунок 3 – Зависимость толщины слоя интерметаллидов от числа использования порошковой смеси

Влияние кратности использования смеси на содержание цинка в интерметаллидах оценивали по микротвердости, которую измеряли в верхней и нижней части слоя, на расстоянии $1/3$ и $2/3$ толщины (рис. 4). При этом

микротвердость отдельно $\delta_{1к}$ - фазы измерять не удалось. Микротвердость δ_{1-} фазы с увеличением числа опытов снижается (рис. 4).

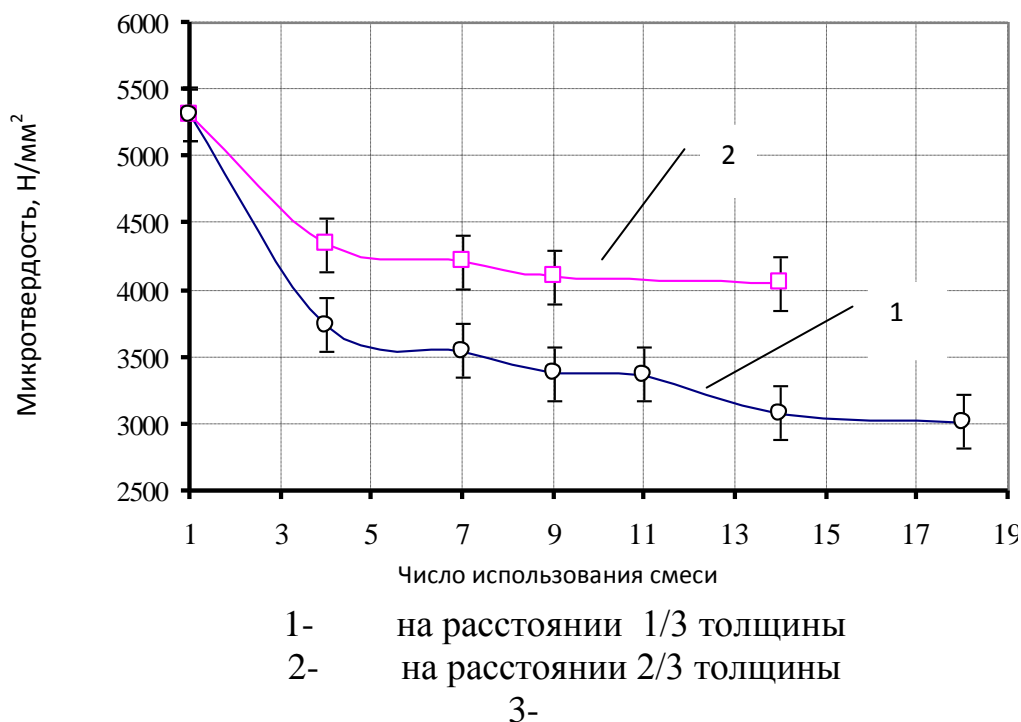


Рисунок 4 - Зависимость микротвердости слоя интерметаллидов от кратности использования смеси

По направлению от поверхности к сердцевине микротвердость слоя δ_{1-} фазы снижается примерно на 20%. Это может быть связано с тем, что δ_{1-} фаза имеет переменный состав и на поверхности содержание Zn выше.

Таким образом, смесь с исходным содержанием цинка 50% можно использовать без заметного ухудшения качества слоя до 15 раз. Эти результаты, в целом, подтверждают данные опубликованные в литературных источниках, которые также говорят о возможности использования одной и той же смеси в течение 10-15 опытов [1].

Литература:

1. Проскуркин Е.В. Цинкование / Е.В. Проскуркин, В.А. Попович, А.Т. Мороз. – М.: Металлургия, 1988. – 528 с.
2. Описание технологии ДИСТЕК / DISTeK thermal diffusion technology & equipment. – Режим доступа: <http://www.distekgroup.com/distek-ru/htm/process.htm/>. – Дата доступа: 12.04.2016. - DiSTeK Technology.

ОСОБЕННОСТИ СТРУКТУРЫ НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ МЕДНОЙ ЗАГОТОВКИ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ЕЕ ДИАМЕТРА

Кирюшкин А. А.

Донецкий национальный технический университет

В настоящее время наметилась тенденция в развитии техники и технологии обработки цветных металлов по переходу от дискретных к непрерывным и совмещенным процессам литья и прокатки. Это позволяет существенно повысить производительность установок, качество продукции, обеспечить существенную экономию дорогостоящих материалов, улучшить технико-экономические показатели. Непрерывными и совмещенными процессами в мире производят 95% медной проволочной заготовки и лишь 5% методом прокатки на сортовом стане. При этом примерно половина всего объема производства рафинированной меди перерабатывается в проволочную заготовку или катанку диаметром от 8 до 20 мм для последующего производства проволоки, кабеля и других проводников тока.

Целью данной работы является изучение особенностей строения непрерывнолитых заготовок из меди марки М1 круглого сечения в зависимости от их диаметра.

Были исследованы образцы непрерывнолитых заготовок из меди марки М1 диаметром 8, 12,5, 16 и 20 мм. В ходе выполнения работы с помощью биологического микроскопа изучались макро- и микроструктуры, также при помощи него измерялись размеры зерен. Микротвердость зерен медных заготовок измерялась на микротвердомере марки ПМТ-3.

На рисунках 1 и 2 представлены макроструктуры в поперечном и продольном сечении заготовок диаметром 8 (а), 12,5 (б), 16 (в), 20 (г) соответственно.

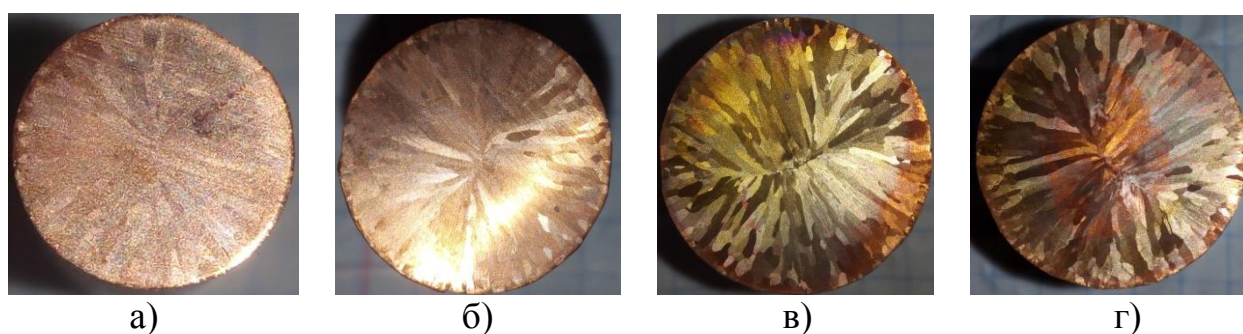


Рисунок 1 – Макроструктура в поперечном сечении заготовок диаметром 8 (а, X4,5), 12,5 (б, X3), 16 (в, X2), 20 (г, X1,5) мм

Из приведенных рисунков видно, что почти вся структура состоит из столбчатых зерен и лишь в центре образцов присутствуют мелкие зерна. Это

свидетельствует о том, что охлаждение заготовок осуществлялось быстро от краев к центру, в котором охлаждение замедлилось.

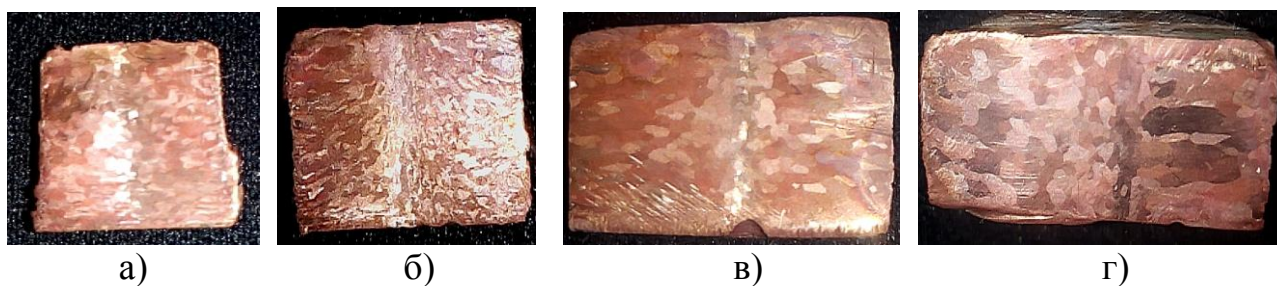


Рисунок 2 – Макроструктура в продольном сечении заготовок диаметром 8 (а, X3), 12,5 (б, X2,5), 16 (в, X2,5), 20 (г, X2,5) мм

При детальном рассмотрении можно заметить, что на некоторых образцах наблюдается смещение центра кристаллизации. Это объясняется тем, что возможно кристаллизатор имел неравномерную температуру.

Для выяснения причины такого распределения зерен в структуре были измерены размеры зерен и их микротвердость. Результаты замеров приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Размеры зерен в продольном направлении и микротвердость (0,2 Н) меди в зависимости от диаметра заготовки

Диаметры заготовки, мм	Размеры зерна, мм				Микротвердость, Н/мм ²	
	Размах значений		Среднее значение		Размах значений	Среднее значение
	Длина	Ширина	Длина	Ширина		
8	0,3-0,5	0,2-0,4	0,4	0,3	628-598	613
12,5	0,7-1,05	0,2-0,35	0,88	0,28	644-598	621
16	1,0-1,3	0,4-0,8	1,15	0,6	613-584	598
20	2,1-3,1	0,5-0,7	2,6	0,6	598-570	584

Из таблицы видно, что с увеличением диаметра непрерывнолитых заготовок увеличивается размер зерна, а микротвердость снижается. Снижение твердости с увеличением диаметра заготовки объясняется замедлением кристаллизации в заготовках с большим сечением в сравнении с заготовками, которые имеют меньший диаметр.

Таким образом, были исследованы особенности формирования структуры в непрерывнолитых медных заготовках разного сечения, и установлено, что с увеличением диаметра заготовки увеличивается размер формируемого зерна и такие зерна имеют меньшее значение микротвердости. Также было установлено явление смещения центра кристаллизации (рис.2 в, г), что объясняется неравномерностью охлаждения медной заготовки в кристаллизаторе.

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ПРОЦЕССОВ АЗОТИРОВАНИЯ КОНСТРУЦИОННЫХ СТАЛЕЙ В УСЛОВИЯХ ОАО «БЕЛАЗ» УПРАВЛЯЮЩАЯ КОМПАНИЯ ХОЛДИНГА «БЕЛАЗ-ХОЛДИНГ»

Лайко А.А., Чайко Ю.В., Стефанович В.А.
Белорусский национальный технический университет

Методы азотирования часто различают по агрегатному состоянию азота в исходном состоянии:

- жидкий: карбонитрирование (цианирование) в расплаве солей;
- газообразный: газовое азотирование и карбонитрирование;
 - ионизированный газ: азотирование и карбонитрирование в плазме тлеющего разряда.

Таблица 1- Сопоставление различных способов азотирования

Способ азотирования	Среда азотирования	Температура обработки, °С	Длительность обработки, ч	Результат
Расплав солей	Цианат/ Цианит	480 560-580	0,2-3	Карбонитрид
Газ	NH ₃	510-540	20-120	Нитрид
	NH ₃ +CO ₂	550-620	1,5-6	Карбонитрид
Плазма	N ₂ +H ₂	300-590	5-60	Нитрид
	N ₂ +H ₂ +CH ₄	500-590	0,2-6	Карбонитрид

Названные методы азотирования имеют, однако, свои достоинства и недостатки, которые должны приниматься во внимание при выборе азотирования как альтернативы цементации в зависимости от требуемых параметров детали и достигаемых свойств в процессе азотирования.

Процесс азотирования в расплаве солей благодаря короткому времени процесса является очень гибким. Этот метод наиболее выгоден в тех случаях, когда на первом месте стоит повышение износостойкости и коррозионностойкости обрабатываемых поверхностей. Однако некоторые недостатки этого процесса ограничивают применение данного метода, в особенности для крупногабаритных деталей:

- большие затраты на мойку после азотирования, восстановление и удаление соли и моечного раствора;
- значительные затраты энергии при работе ванны, что ограничивает размеры рабочего пространства ванны;
- температура обработки ограничена;
- локальное азотирование трудно осуществимо.

Газовое азотирование - это более универсальный процесс азотирования, который в прошедшие 10 лет интенсивно развивался с точки зрения технологии, оборудования и систем управления. Этот метод является очень хорошей альтернативой цементации, в особенности, при обработке

крупногабаритных зубчатых колес. Так как процесс азотирования является финишной операцией в цикле изготовления деталей, то он обеспечивает высокую размерную точность.

Несмотря на высокий технологический уровень метода газового азотирования, имеется несколько моментов, которые ограничивают применимость этого метода с технических, экономических и экологических точек зрения:

- высокое потребление газа;
- использование горючих газов, что требует специальных мероприятий по безопасности;
- нет возможности депассивации поверхности деталей в процессе азотирования;
- невозможно азотирование нержавеющей сталей;
- высокие расходы по нанесению и удалению специальных средств для защиты не азотируемых поверхностей.

Азотирование в плазме (PulsPlasma- азотирование).

Первое применение азотирования в плазме появилось в 30-х и 40-х годах прошлого столетия. Первые установки азотирования в плазме имели холодные стенки камеры и работали с постоянным током. Дальнейший толчок в развитии азотирования в плазме получило в середине 80-х годов с появлением так называемого пульсирующего метода. При этом возбуждение плазмы достигается посредством пульсирующего постоянного напряжения. Появление электрической дуги ликвидируется с помощью постоянного прерывания напряжения. Также необходимо разделять подводимую мощность плазмы и нагрев деталей до температуры обработки. Установки постоянного тока с необходимостью охлаждения стенок камеры для отвода избыточной тепловой энергии (установки с холодными стенками) постепенно теряют актуальность. Установки с горячими стенками с отдельным нагревом стенок камеры являются сегодня стандартом в плазменном азотировании.

При классическом процессе азотирования в расплаве солей и газов происходит диссоциация азотосодержащих компонентов и образование азотированного слоя вследствие термохимического процесса в условиях атмосферного давления или небольшого избытка давления. Для разложения азотосодержащих компонентов, активации процесса и образовании нитридов необходима энергия термической реакции. Для поддержания процесса азотирования существует минимальная температура, при которой процесс насыщения еще не идет или идет очень медленно, что экономически не выгодно. Необходимые температуры процессов приведены в таблице 1.

В противоположность названным выше процессам при **PulsPlasma - азотировании** необходима энергия возбужденного газа (плазма тлеющего разряда), чтобы активировать необходимую реакцию для образования связующего слоя и диссоциации молекул азота на атомы.

Азотируемые детали, сформированные в садку, помещаются в нагреваемую вакуумную камеру. После откачки до рабочего давления (50 до

400 Па) между садкой (катод) и стенкой камеры (анод) прикладывают пульсирующее напряжение более сотни вольт, так что находящийся в камере газ ионизируется и становится электропроводным. В зависимости от величины приложенного напряжения между обрабатываемыми деталями и стенкой камеры зажигается тлеющий разряд, который в зависимости от давления, температуры и газа характеризуется определенным свечением. Активные атомы азота в смеси обрабатывающих газов могут образовывать с атомами железа азотируемой стали химическое соединение. Кроме того, атомы азота диффундируют в зависимости от температуры и времени в глубь стали.

PulsPlasma - азотирование деталей для улучшения износостойкости, коррозионностойкости и для увеличения ресурса работы находит все большее применение в процессах термоупрочнения поверхности по причине своих преимуществ. По сравнению с цементацией и классическим газовым азотированием данный метод азотирования обеспечивает значительное снижение затрат.

Таблица 2- Обзор основных отличий между газовым азотированием и PulsPlasma – азотированием

Оценочный критерий	Газовое азотирование	Ионно- плазменное азотирование (PulsPlasma- азотирование)
Температура обработки	500-600°C	300-600°C
Время обработки, ч	36	32
Расход газа	NH ₃ , CO ₂	N ₂ , H ₂ , CH ₄
Экологическая вредность	Высокая	Отсутствует
Азотирование без образования связующего слоя	Не возможно	Возможно
Изменение размеров	Есть	Незначительное
Защита для частичного азотирования	Дорогостоящие пасты	Легко осуществима
Обработка высокохромистых сталей	Не возможно	Легко осуществимо

Сравнительный анализ экономических и экологических показателей показывает что процесс ионно-плазменного азотирования (PulsPlasma) имеет преимущества перед газовым методом (таблица 2).

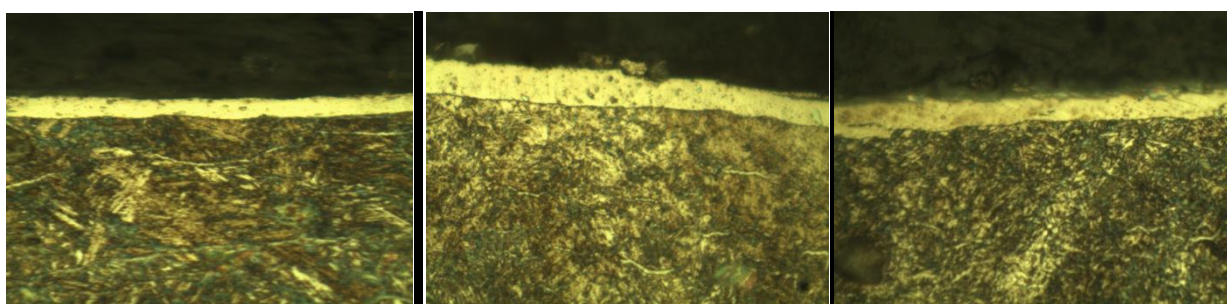
На ОАО «БЕЛАЗ» для упрочнения деталей азотированием используют конструкционные углеродистые стали по двум процессам: ионно-плазменное

азотирование по режиму ($t=520...540^{\circ}\text{C}$, $\tau=31$ час уточнить время) и газовое азотирование в шахтных печах США 8.12/6ЛО1 по режиму ($t=510...520^{\circ}\text{C}$, $\tau=48$ часов). Результаты по твердости и толщине диффузионного слоя при двух способах насыщения представлены в таблице 3.

Таблица 3-Твердость и толщина азотированного слоя после различных методов насыщения.

Марка стали	Газовое азотирование		Ионно- плазменное азотирование (PulsPlasma)	
	HV ₅	Толщина слоя, мм	HV ₅	Толщина слоя, мм
Ст45	403...429	0,3	372...386	0,35
40X	633...689	0,5	595...623	0,6
40XH	516...557	0,5	452...466	0,6
38ХМА	705...739	0,45	653...677	0,5
40ХМФА	623...689	0,45	672...689	0,5

Твердость азотированного слоя после газового азотирования на всех марках стали имеет большее значение, чем твердость азотированного слоя при ионно-плазменном азотировании. Но толщина диффузионного слоя при газовом азотировании на 10-20% меньше. Меньшая твердость азотированного слоя и большая его толщина обусловлена более высокой температурой насыщения. Азотированный слой на конструкционных сталях состоит из ϵ -фазы на поверхности и зоны внутреннего азотирования (рисунок 1). В зоне внутреннего азотирования видны карбонитриды.



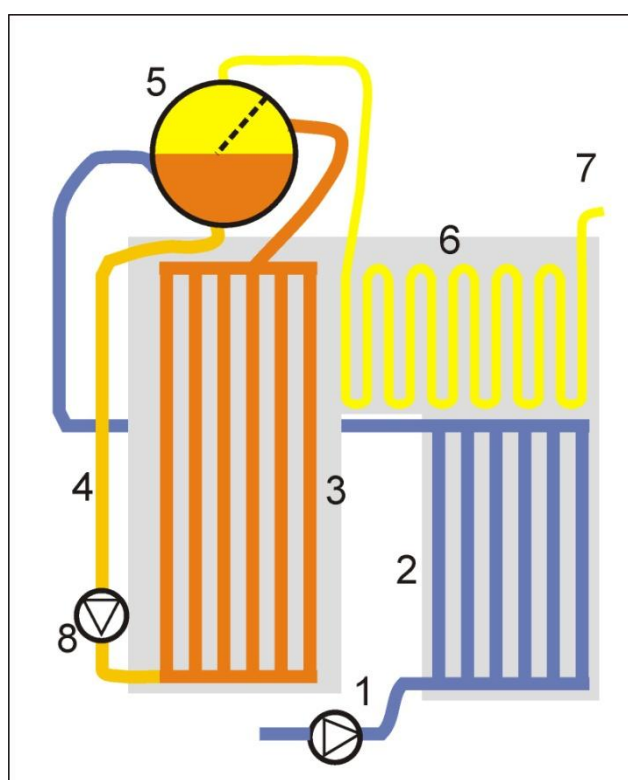
а)

б)

в)

Рисунок 1– Структура сталей после ионно- плазменного азотирования: а– Сталь 40X; б– Сталь 38ХМ; в– Сталь 40ХМФА.

ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА



ОТОПЛЕНИЕ ТЕПЛОТЕХНИЧЕСКИХ АГРЕГАТОВ С ПОМОЩЬЮ ГЕНЕРАТОРНОГО ГАЗА

Авдони́на Д.В., Би́рюков А.Б.

Донецкий национальный технический университет

Газообразное топливо - предпочтительный энергоноситель, поскольку оно имеет достаточную энергоемкость, легко транспортируется, позволяет применять более эффективные энергопреобразующие устройства, является более экологически чистым, и, в конечном счете, его применение всегда эффективно и экономически выгодно.

В представленной работе проанализирована возможность отопления металлургических печей при помощи генераторного газа с целью экономии природного газа.

Наш регион располагает большими запасами угля, однако в то же время не имеет своих запасов природного газа. Это вынуждает промышленные предприятия закупать экспортируемый природный газ, что тяжелым бременем ложится на экономику предприятий и вызывает определенные трудности. В связи с этим задача замены экспортируемого природного газа на газообразный энергоноситель - продукт переработки угля - является важной задачей для большинства промышленных предприятий Донбасса, как в краткосрочном аспекте, так и в связи с необходимостью уже сейчас планировать постепенный долгосрочный переход нашего экологически перегруженного региона на более чистые энергоносители: водородосодержащие газы. На данный момент существует ряд разработанных процессов газификации, которые позволяют перерабатывать твердое топливо в газообразное с получением генераторного газа различной калорийности.

Генераторный газ, как продукт газификации представлен в общем случае следующими горючими компонентами: монооксид углерода, водород, метан и др., и балластными компонентами: азот, диоксид углерода и т.д. Диапазон теплот сгорания генераторных газов, полученных при помощи различных технологий колеблется от 4 до 20 МДж/м³.

Основным применением генераторных газов является их использование в качестве топлива, в том числе для замены природного газа и жидких топлив.

Сегодня известно множество эффективных решений в области малой энергетики. Одним из наиболее распространенных технических решений для выработки сравнительно небольшого количества электроэнергии является использование газотурбинных установок (ГТУ) для привода электрических генераторов. Известно, что наибольшая эффективность ГТУ достигается при одновременной реализации регенерации, промежуточного охлаждения сжимаемого воздуха между ступенями компрессоров и промежуточного подогрева расширяющихся продуктов сгорания. В качестве источника тепла для нагрева рабочего тела в ГТУ используют энергию выделяющегося при сгорании жидкого или газообразного топлива. В качестве последнего обычно

применяют природный газ. Однако ситуация на мировом рынке энергоносителей и национальных рынках вынуждает уже сегодня искать альтернативные виды топлив. В качестве такового может быть использован генераторный газ, произведенный из каменного угля.

Анализ технических и технико-экономических аспектов проектирования, будущего испытания, доводки и промышленной эксплуатации газогенераторов в условиях малой энергетики Донбасса показал, что на ближайшую перспективу имеет смысл сконцентрировать усилия на разработке газогенераторов плотного слоя, использующих смешанное (паровоздушное) дутье, поскольку для этого потребуются сравнительно более простые конструктивные и технологические решения и можно ожидать более быстрое получение положительных результатов.

При создании нового оборудования ставится задача создания технологичных, ремонтпригодных реакторов с как можно более выгодными массогабаритными показателями.

Выполненные расчетные оценки показали, что теплота сгорания произведенного газа (газификация по смешанной схеме) для наихудших условий эксплуатации по углю (низкий выход летучих и высокая влажность) составляет не менее 5,6 МДж/м³.

В качестве примера проиллюстрировано, что для решения технической задачи (замены 1000 м³ природного газа в сутки) для наихудших условий эксплуатации слоевого газогенератора необходимо производство 6360 м³ генераторного газа в сутки. При этом необходимо обеспечить следующие расходы энергоносителей: суточный расход угля составит 2628 кг угля/сутки или 109 кг угля/ч, вентиляторного воздуха – 145 м³ воздуха/ч, водяного пара (производимого непосредственно в установке) – 24 кг пара/ч.

Литература:

1. Кравцов, В.В. Теплотехника термической переработки твердых топлив: Учебное пособие/ В.В. Кравцов, А.Б. Бирюков, И.П. Дробышевская. - Донецк.: Издательство "Ноулидж", 2011.- С. 53-56

АНАЛИЗ ТЕПЛООВОГО СОСТОЯНИЯ МЕТОДИЧЕСКОЙ НАГРЕВАТЕЛЬНОЙ ПЕЧИ В УСЛОВИЯХ ПЕРИОДИЧЕСКОГО РЕЖИМА РАБОТЫ

Барков С.П., Туяхов А.И.

Донецкий национальный технический университет

За последние пять-семь лет в мировой экономике резко сократилось потребление металлопродукции особенно производимой мелкосортными станами металлургических заводов. В частности это сказалось на структуре заказов получаемых Донецким металлургическим заводом на сортовой прокат. Резко сократился объем больших заказов по всем видам прокатного ряда и составляет в настоящее время от сотен до четырех-пяти тысяч тонн на конкретный вид продукции на единичный заказ.

Вынужденные простои нагревательной печи, а значит и прокатного стана могут достигать до 40% календарного времени в год со средней длительностью простоя до 5 суток. Методическая нагревательная печь эксплуатируемая на ДМЗ для нагрева квадратных заготовок под прокатку на стане 400, в отличие от современных печей отличается повышенными тепловыми потерями

Работа нагревательной печи в режиме "нагрев-охлаждение" потребовала определить наиболее рациональный и экономический способ уменьшения тепловых потерь в рабочем пространстве. Эта задача может быть решена как с использованием метода математического моделирования и оперативной диагностики на основе анализа моментальных тепловых балансов [1], так и при помощи инженерных методик. В данной работе создается упрощенная инженерная методика расчета теплосодержания футеровки при вынужденном простое печи. Для таких печей потери тепла формируются по трем принципиально различным направлениям: через огнеупорную кладку, на нагрев атмосферного воздуха, поступающего в рабочее пространство через неплотность конструктивных элементов и огнеупорной кладки, охлаждение глиссажных труб в сварочной и методической зонах печи.

В данной работе исследовалась динамика охлаждения рабочего пространства печи в различных зонах при простое, позволяющая определить тепловое состояние каждой зоны для различных интервалов времени простоя печи. На основе законов теплообмена и с учетом экспериментальных данных составлена методика расчета тепловых потерь и разработана программа, позволяющая определить температуру внутренней поверхности кладки печи и остаточное аккумулированное тепло на любом временном интервале охлаждения печи.

Методика расчета тепловых потерь

- 1 Определение начального теплового потока
- 2 Определение температур на границах слоев
- 3 Определение величины аккумуляции каждого слоя
- 4 Определение общего тепла аккумуляции 1 м^2 кладки печи в начале I

- отрезка времени
- 5 Определение потерь тепла через кладку печи
 - 6 Определение потерь тепла на нагрев атмосферного воздуха, поступающего в рабочее пространство печи
 - 7 Определение потерь тепла через глиссажные трубы
 - 8 Определение потерь тепла за один элементарный временной интервал охлаждения отдельной зоны или всей печи
 - 9 Определение оставшегося аккумулированного тепла в кладке после одного интервала охлаждения
 - 10 Определение оставшегося аккумулированного тепла в первом слое
 - 11 Определение среднemasсовой температуры первого слоя после одного интервала охлаждения
 - 12 Определение температуры внутренней поверхности первого слоя после одного временного интервала охлаждения
 - 13 Определение теплового потока через многослойную кладку при полученной температуре поверхности первого слоя
 - 14 Полученный тепловой поток является началом расчета следующего интервала охлаждения печи

В основу программы расчета было положено допущение о стационарности теплового состояния печи на малом временном интервале, что в первом приближении правомерно ввиду большой тепловой инерции в процессе охлаждения многослойной огнеупорной кладки.

Допущение о последовательном переходе печи от одного стационарного теплового состояния и следующего позволяет значительно упростить тепловые расчеты динамики охлаждения рабочего пространства без применения сложных уравнений Фурье для нестационарного нагрева или охлаждения различных тел. Тем более, что на решение нестационарной теплопроводности для многослойной кладки оказывают влияние три статьи охлаждения: от подсосанного воздуха, охлаждающего действия глиссажных труб, которые функционально связаны с температурным состоянием внутренней поверхности кладки, и потери через обмуровку печи.

Все три компонента охлаждающего действия тесно связаны друг с другом, что не позволяет найти общее дифференциальное уравнение динамики охлаждения печи.

Объем поступающего в рабочее пространство печи атмосферного воздуха можно выразить через формулу расхода для сужающего устройства щелевого типа с малым коэффициентом диафрагмирования и с небольшим значением критерия Рейнольдса:

$$V_{\text{возд}} = \varepsilon \cdot \alpha \cdot F \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot \Delta P}{\rho}},$$

где ε - поправочный множитель на расширения измеряемой среды;

α - коэффициент расхода для щелевых сужений;

F- общее сечение всех неплотностей кладки печи а также крышек рабочих окон, м²;

ΔP - разряжение в рабочем пространстве печи после полного отключения газа и воздуха, Па;

ρ - плотность воздуха, кг/м³.

Температура подогрева воздуха, поступающего в рабочее пространство во время остановки печи и уходящего из рабочего пространства, зависит только от температуры внутренней поверхности кладки. Сложность определения температуры подогрева воздуха расчетным путем затрудняется тем, что нагретый воздух томильной зоной поступает в следующие зоны, смешиваясь с новыми порциями холодного воздуха и на выходе из печи образуя усредненную температуру.

Потери тепла в глиссажных и поперечных трубах, находящихся в сварочной и методической зонах, зависят от температурного состояния печи. Для работающей печи эта система охлаждения отбирает 8-10% тепловой мощности, однако при отключении подачи топлива в связи с вынужденной остановкой и отсутствием металла в рабочем пространстве эти потери сокращаются по расчетным данным в 5-6 раз в самом начале остановки печи. По мере охлаждения печи эти потери должны заметно снижаться из-за отсутствия высокотемпературной газовой среды в рабочем пространстве и отсутствием теплового воздействия стальных заготовок на глиссажные трубы путем излучения и непосредственного контакта металла с глиссажными трубами.

Представлены пробные результаты расчета потерь тепла методической печи стана 400 Донецкого металлургического завода для двух случаев: при охлаждении печи действующей конструкции и для печи, внутреннюю поверхность которой предлагается покрыть изоляционными плитами, толщиной 0,05 м, с коэффициентом теплопроводности 0,06 (Вт/мК).

Потери тепла печи действующей конструкции составили 4308 кВт.

Потери тепла печи с изоляционными плитами - 3896 кВт.

Такой способ изоляции применяется в кузнечных, термических и других печах, работающих в периодическом тепловом режиме а температурный уровень в них не отличается от условий нагрева металла в методической мечи. Опыт эксплуатации таких печей в кузнечных цехах позволил резко сократить потери тепла на разогрев огнеупорной кладки в промежутках между технологическими перерывами и снизить расход топлива.

Разработанная методика позволит с достаточной точностью прогнозировать тепловое состояние футеровки печи после простоев произвольной продолжительности. та информация необходима для определения рациональных технологических параметров по выводу печи в рабочее тепловое состояние.

Литература:

1. Бирюков А.Б. Диагностика нагревательных печей периодического действия на основании построения и анализа моментальных тепловых балансов / А.Б. Бирюков, Е.В. Новикова, Т.Г. Олешкевич // Промышленная теплотехника. - 2014. - Т.36 №2. - С. 29.

ОТОПЛЕНИЕ ТЕПЛОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ АГРЕГАТОВ С ПОМОЩЬЮ КЕРАМИЧЕСКИХ РЕГЕНЕРАТИВНЫХ ГОРЕЛОК

Барткус К.С., Бирюков А.Б

Донецкий национальный технический университет

Регенеративные горелки как устройства для отопления теплотехнологических агрегатов известны достаточно давно [1]. Основным преимуществом регенеративных горелок перед системами с центральным рекуператором является возможность более глубокой утилизации теплоты продуктов сгорания, покидающих печную камеру.

Целью данной работы является анализ принципа действия керамических регенеративных горелок (КРГ) для использования этих материалов при выполнении бакалаврской квалификационной работы, посвященной переводу камерной печи в выкатным подом на отопление регенеративными горелками.

Блок КРГ состоит, как минимум, из двух горелок, двух регенераторов, наполненных шариками из глинозема, системы рециркуляции отработанных газов и соответствующей системы управления [2]. При этом каждая горелка соединена со своим регенератором непосредственно или же через газопровод с огнеупорной футеровкой (как удобнее по месту установки). В то время как одна горелка работает, используя воздух из своего регенератора, другая действует как вытяжка отработанных газов, которые предварительно подогревают ее регенератор (рис. 1). Когда второй регенератор нагревается до нужной температуры, обычно через 60-90 секунд, реверсная система меняет направление потока воздуха сжигания и отработанных газов, так что регенератор, накопивший энергию, включается в режим горения и нагревает поступающий воздух для сжигания, а первый охлажденный регенератор нагревается отработанными газами, которые через его соответствующую горелку поступают из печи.

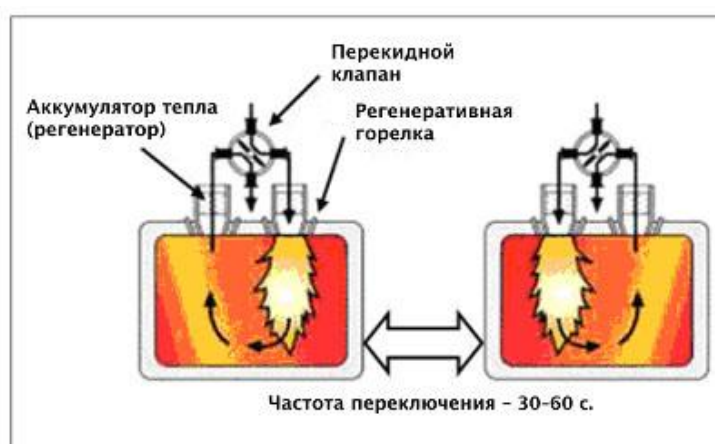


Рисунок 1 – Процесс смены направления потока воздуха

При нагреве воздуха, идущего на горение до температур, составляющих 85-90% температуры печи, расход топлива значительно снижается. Чем выше температура горения, тем больше экономия топлива. При температурах для нагрева стали или штамповки обычно 1300-1400°C, потребление топлива можно снизить на 58-65%, а при переплавке алюминия, 1150°C, возможно достичь экономии топлива порядка 50%.

Так как основная часть тепла отработанных газов остается в регенераторе, их температура на выходе снижается до 150-200°C. При такой низкой температуре можно использовать самые обыкновенные вытяжные вентиляторы стандартной конструкции, к тому же нет необходимости в футерованных газоходах, каминах или рекуператорах. Как альтернативу вытяжному вентилятору можно использовать эжектор, который действует за счет воздуха, нагнетаемого для горения через регенератор.

Благодаря невысокой температуре отработанных газов и способности регенератора улавливать частицы, которые выделяются при таких загрязненных процессах, как переплавка грязных алюминиевых отходов, нет необходимости в мощных дополнительных газоочистных установках (например, установки с рукавными фильтрами). Это большое преимущество с точки зрения капитальных вложений, о чем следует помнить, делая выбор между регенеративными системами и горелками, работающими на холодном или подогретом воздухе. Основные характеристики КРГ некоторых ведущих производителей газогорелочного оборудования представлены в Таблице 1.

Таблица 1 – Технические характеристики современных КРГ

	Расход воздуха - Макс. (м ³ /ч)	370	40	132	558	266	394	531	664	796
	Давление воздуха - Макс. (мб)	6.2	6.2	6.2	6.2	6.2	7	7	7	7
	Длина пламени (мм) приближ.	1000	1500	2000	2500	3000	3500	4000	4300	4500
	Диаметр пламени (мм) приближ.	430	490	525	575	620	720	800	900	900
Природный газ	Давление в горелке (мб)	12.5	12.5	7.5	12.5	7.5	7.5	7.5	7.5	7.5
	Соотношение воздух/газ	10/1	10/1	10/1	10/1	10/1	10/1	10/1	10/1	10/1
	Макс. Избыток воздуха (%)	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000
Газойль (34s. Red.1)	Давление в горелке (мб)	3.74	3.74	3.74	3.74	3.74	3.74	3.74	3.74	3.74
	Соотношение воздух/газ	6/1	6/1	6/1	6/1	6/1	6/1	6/1	6/1	6/1
	Макс. Избыток воздуха (%)	600	600	600	600	600	600	600	600	600
	Давление распыляющего воздуха (бар)	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7
	Объем распыляющего воздуха (метр куб. на литр топлива)	0.187	0.187	0.187	0.187	0.187	0.187	0.187	0.187	0.187

КРГ может работать на природном газе, углеводородном газе, а так же на доменном или коксовом газе. Можно использовать дизельное топливо с вязкостью 34 sec. Red. 1, а также есть конструкции горелок, которые можно использовать для двух типов топлива.

Для всех типов топлива зажигание происходит с помощью пилотной горелки. КРГ снабжена смотровым стеклом и портом для установки ультрафиолетового детектора пламени.

Сферы применения

- Для переплавки алюминия
- Для термообработки
- Для штамповки
- Для повторного нагрева стали
- В производстве стальной ленты
- Для подогрева ковшей
- В производстве стекла
- Для нагрева воздуха до высоких температур
- В установках сжигания мусора
- В печах для обжига керамики

Керамическая регенеративная горелка была разработана как коммерческий продукт в 1982г. Хотворк Девелормент Лтд на базе концепции Научно-Исследовательской Станции Бритиш Газ Мидланд. В связи с этим в 1992 году Хотворк был удостоен Королевской премии за высокие технические достижения.

Таким образом, преимуществами КРГ являются нагрев воздуха, идущего на горение, до более высоких температур и соответственно экономия топлива; возможность использования обыкновенных вытяжных вентиляторов или эжекторов для эвакуации продуктов сгорания из печи; отсутствие необходимости в мощных дополнительных газоочистных установках. Основным фактором, который в настоящее время сдерживает распространение регенеративных горелок является достаточно высокая цена этого оборудования и управляющих алгоритмов к нему.

Литература

1. Бирюков А.Б. Современные аспекты использования регенеративных горелок для отопления пламенных печей / А.Б. Бирюков // Бюллетень «Черная металлургия». – 2015. – №11.– С. 31-36.
2. Христов З. Преимущества работы регенеративных горелок реверсного типа / З. Христов, Д. Уиппл // 5-ый международный семинар по производству качественного металла.– 18-22 марта 2012 г.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПОДХОДОВ К ДИАГНОСТИКЕ ТЕПЛОВЫХ ПРОЦЕССОВ В КРИСТАЛЛИЗАТОРЕ МНЛЗ

Васильева А.В., Бирюков А.Б.
Донецкий национальный технический университет

Одним из важнейших элементов, определяющих рациональную работу сталеразливочного комплекса и качество непрерывнолитой заготовки, является кристаллизатор. Применяются кристаллизаторы различного типа для сортовых и слябовых МНЛЗ, однако общая идея работы этого узла состоит в том, что во внутреннюю полость заливается жидкий металл из промежуточного ковша и часть теплоты расплава через металлическую стенку отводится к охлаждающей воде.

В кристаллизаторе происходит придание заготовке определенной формы путем образования твердой корочки по периметру сечения заготовки, которая должна выдержать механическую нагрузку и ферростатическое давление после выхода из кристаллизатора, а так же обеспечить теплоперенос от сердцевины к поверхности при дальнейшем охлаждении.

Тепло от жидкого металла к охлаждающей воде передается через ряд «последовательно включенных» термических сопротивлений: от расплава к образовавшейся твердой корочке → от внутренней поверхности твердой корки к наружной → от твердой корки к гильзе кристаллизатора → от внутренней поверхности гильзы к наружной → от гильзы к охлаждающей воде.

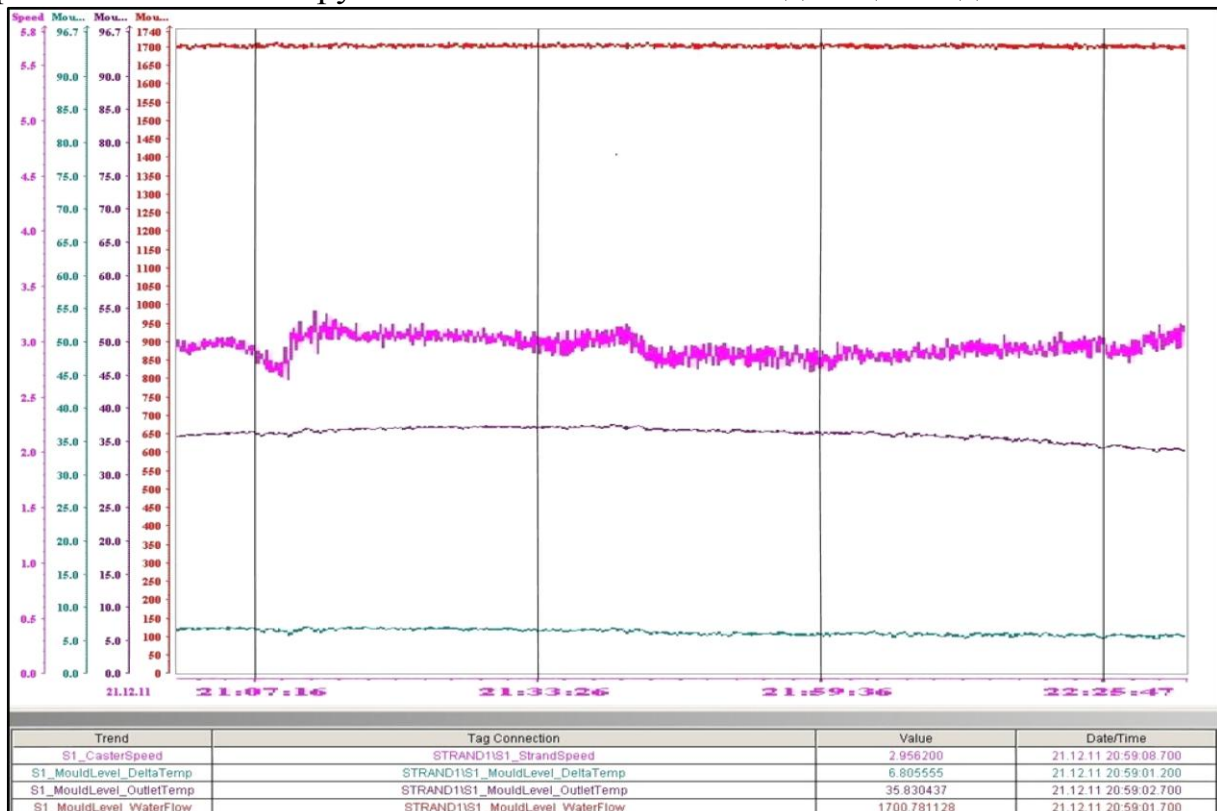


Рисунок 1 – Изменение во времени величин, характеризующих тепловую работу кристаллизатора

Контроль теплоотвода на участке кристаллизатора – существенный момент для осознанного управления процессами, протекающими в кристаллизаторе. Величина отводимого теплового потока и связанные с ним величины позволяют давать оценку процессу охлаждения, его отклонению от нормы (недостаточное, чрезмерное или неравномерное охлаждение). Снижение теплового потока в кристаллизаторе может повлечь за собой подплавление жидким металлом образовавшейся корочки, что чревато ее прорывом на выходе из кристаллизатора.

На практике для контроля теплового потока в кристаллизаторе используется перепад температур охлаждающей воды на входе и на выходе из кристаллизатора. Эта величина характеризует теплообмен между корочкой заготовки и внутренней поверхностью кристаллизатора. Об увеличении количества тепла, отводимого от поверхности заготовки, говорит увеличение перепада температур охлаждающей воды в кристаллизаторе.

Однако различия перепада температур в различные моменты времени могут быть вызваны изменением расхода охлаждающей воды в кристаллизаторе.

Изменение во времени величин, характеризующих тепловую работу кристаллизатора (для условий одного из металлургических предприятий Донбасса), показано на рис. 1. Видно, что для рассматриваемого на тренде временного промежутка расход охлаждающей воды можно принять условно постоянным (1700 л/мин). Для анализа тепловой работы кристаллизатора предложено учитывать величины, более информативные чем перепад температуры охлаждающей воды. В качестве таких величин целесообразно использовать среднюю плотность теплового потока с поверхности заготовки в кристаллизаторе (\bar{q}), среднее значение коэффициента теплопередачи в кристаллизаторе (\bar{k}), средний коэффициент теплоотдачи от корки заготовки к внутренней поверхности гильзы кристаллизатора ($\bar{\alpha}$), эффективную толщину газового зазора ($\delta_{эф}$). Методология определения этих величин, предложенная в работе [1], может быть адаптирована в реальных условиях. Ниже приведен пример расчетного определения усредненных значений названных величин для исходных данных, приведенных на рис.1. Сечение разливаемой заготовки составляет 120x120 мм, а длина кристаллизатора – 750 мм.

Значение средней плотности теплового потока может быть определено из уравнения усредненного теплового баланса кристаллизатора:

$$G \cdot c \cdot \Delta t = \bar{q} \cdot F, \quad (1)$$

где G - массовый расход воды через кристаллизатор, кг/с;

c - теплоемкость воды, кДж/(кг·К);

Δt - перепад температур охлаждающей воды в кристаллизаторе, °С;

F - поверхность контакта заготовки и кристаллизатора, м².

$$\bar{q} = \frac{G \cdot c \cdot \Delta t}{F} = \frac{1700}{60} \cdot 4,2 \cdot 10^3 \cdot 6,325}{0,375} = 2007133 \frac{\text{Вт}}{\text{м}^2}$$

С точки зрения закона теплопередачи средняя плотность теплового потока может быть выражена как

$$\bar{q} = \bar{k} \cdot (t_s - t_w^{av}), \quad (2)$$

где t_s - температура солидуса для разливаемой марки стали, °С;

t_w^{av} - средняя температура охлаждающей воды в кристаллизаторе, °С.

Поскольку в качестве движущей силы теплопередачи в выражении (2) взята разница температур от солидуса до средней температуры охлаждающей воды, значение \bar{k} представляет собой «проводимость» тепловой цепи, включающей в себя термические сопротивления передаче тепла через твердую корку, через газовый зазор, через стенку гильзы кристаллизатора и от ее наружной поверхности к охлаждающей воде [1].

Определив среднюю плотность теплового потока с поверхности заготовки в кристаллизаторе из уравнения теплового баланса (1), можем найти среднее значение коэффициента теплопередачи в кристаллизаторе:

$$\bar{k} = \frac{\bar{q}}{(t_s - t_w^{av})} = \frac{2007133}{(1480 - 33)} = 1387,1 \frac{\text{Вт}}{\text{м}^2 \cdot \text{К}}$$

Используя с некоторым допущением зависимости, справедливые для стационарного теплообмена, можно записать зависимость среднего коэффициента теплопередачи в кристаллизаторе от всех термических сопротивлений

$$\bar{k} = \frac{\bar{q}}{\frac{1}{\alpha_w} + \frac{\delta_m}{\lambda_m} + \frac{1}{\bar{\alpha}} + \frac{\bar{\delta}_k}{\lambda_k}}, \quad (3)$$

где α_w - коэффициент теплоотдачи от внешней поверхности гильзы кристаллизатора к воде, Вт/(м²·К);

δ_m - толщина стенки гильзы кристаллизатора, м;

λ_m - коэффициент теплопроводности материала гильзы кристаллизатора, Вт/(м·К);

$\bar{\delta}_k$ - средняя толщина корки металла в кристаллизаторе, м;

λ_k - коэффициент теплопроводности корки заготовки при ее средней температуре, Вт/(м·К).

При помощи уравнения (3) определяем средний коэффициент теплоотдачи от корки заготовки к внутренней поверхности гильзы кристаллизатора:

$$\bar{\alpha} = \frac{1}{\frac{1}{\bar{k}} - \frac{1}{\alpha_w} - \frac{\delta_m}{\lambda_m} - \frac{\bar{\delta}_k}{\lambda_k}} = \frac{1}{\frac{1}{1987,1} - \frac{1}{5000} - \frac{0,01}{360} - \frac{0,007}{34}} = 3487,1 \frac{\text{Вт}}{\text{м}^2 \cdot \text{К}} \quad (4)$$

Эта величина несет интегральную информацию о тепломеханических процессах, протекающих в кристаллизаторе. Анализ ее значений для кристаллизаторов различной конусности позволит уточнить представления о механизме теплообмена в полости кристаллизатора. Так, зная величину $\bar{\alpha}$, можно определить значение эффективной толщины газового зазора между коркой заготовки и внутренней поверхностью гильзы кристаллизатора ($\delta_{эф}$). Поскольку при использовании величины эффективной толщины газового зазора

для изучения теплообмена в кристаллизаторе предполагается, что тепловой поток от поверхности заготовки формируется только по двум механизмам: излучением и теплопроводностью через газовый зазор, получаем следующее выражение для определения $\delta_{эф}$:

$$\delta_{эф} = \frac{\lambda_3}{(\bar{\alpha} - \alpha_l)} = \frac{0,09}{(3487,1 - 173,59)} = 2,72 \cdot 10^{-5} \text{ м} \quad (5)$$

где λ_3 – теплопроводность газовой прослойки, Вт/(м·К);

α_l – коэффициент лучистой теплоотдачи от корки заготовки к внутренней поверхности гильзы кристаллизатора, Вт/(м²·К) [1].

Величина α_l определяется на основании известной зависимости, описывающей лучистый теплообмен:

$$\alpha_l = \frac{C_{пр} \cdot \left[\left(\frac{T_{п}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_{ст}}{100} \right)^4 \right]}{T_{п} - T_{ст}} = \frac{3,52 \cdot \left[\left(\frac{1340}{100} \right)^4 - \left(\frac{763}{100} \right)^4 \right]}{1340 - 763} \quad (6)$$

$$= 173,59 \frac{\text{Вт}}{\text{м}^2 \cdot \text{К}}$$

где $T_{п}$ – температура поверхности заготовки, К;

$T_{ст}$ – температура внутренней поверхности гильзы кристаллизатора, К;

$C_{пр}$ – приведенный коэффициент излучения при лучистом теплообмене между поверхностью заготовки и внутренней поверхностью гильзы кристаллизатора.

Значения $T_{п}$ и $T_{ст}$ могут быть с достаточно небольшой погрешностью определены на основании зависимостей, справедливых для стационарной теплопередачи через ряд последовательно включенных термических сопротивлений:

$$T_{п} = t_w^{av} + \bar{q} \cdot \left(\frac{1}{\alpha_w} + \frac{\delta_M}{\lambda_M} + \frac{1}{\bar{\alpha}} \right) + 237$$

$$= 33 + 2007133 \cdot \left(\frac{1}{5000} + \frac{0,01}{360} + \frac{1}{3487,1} \right) + 237 = 1340 \text{ К} \quad (7)$$

$$T_{ст} = t_w^{av} + \bar{q} \cdot \left(\frac{1}{\alpha_w} + \frac{\delta_M}{\lambda_M} \right) + 237 = 33 + 2007133 \cdot \left(\frac{1}{5000} + \frac{0,01}{360} \right) + 237$$

$$= 763 \text{ К}$$

Таким образом численно показано, что на основании предложенных зависимостей (1-7) в рамках системы АСУ ТП в режиме реального времени можно определить изменение значений всех заявленных величин (\bar{q} , \bar{k} , $\bar{\alpha}$, $\delta_{эф}$) в зависимости от таких аргументов как перепад температуры охлаждающей воды в кристаллизаторе, расход первичной воды, теплофизические характеристики разливаемой стали, геометрические параметры гильзы кристаллизатора [1].

Литература:

1. Birukov A.B. Billet CC's mould heat engineering parameters monitoring system / A.B. Birukov // Metallurgical and mining industry. – 2014. – №1. – P. 44-48.

ОГНЕУПОРНЫЕ ИЗДЕЛИЯ НА ОСНОВЕ АЛЮМОТЕРМИТНЫХ СМЕСЕЙ

Васильева Е.Г., Кашаев В.В.

Донецкий национальный технический университет

Современные технологические процессы литейно-металлургического производства, осуществляемые с использованием различных печей, предъявляют все более высокие требования к футеровке их рабочего пространства. Одновременно с высокой температурой футеровка испытывает комбинированное воздействие жидких и газообразных агрессивных сред, истирающее и раскалывающее воздействие, динамические и ударные нагрузки, термоциклические нагрузки. В ряде случаев традиционные огнеупорные материалы и способы футеровки не могут обеспечить необходимый комплекс свойств – сочетание прочности, износостойкости, коррозионной и термической стойкости. В связи с этим обращают на себя внимание технологические процессы получения оксидных огнеупоров с помощью алюминотермии.

Алюминотермия – способ получения металлов, неметаллов и сплавов восстановлением их оксидов металлическим алюминием: $2Al + Cr_2O_3 = Al_2O_3 + 2Cr$. При этой реакции выделяется большое количество теплоты, смесь нагревается до 1900-2400 °С, процесс протекает с большой скоростью, образующиеся металл и шлак хорошо разделяются. Алюминотермию применяют для получения легирующих сплавов трудновосстановимых металлов – титана, ниобия, циркония, бора и др.

Основное преимущество алюмотермитных огнеупоров (АТ-огнеупоров) по сравнению со спеченными огнеупорами – высокая коррозионная стойкость в металлических расплавах, шлаках и других агрессивных жидких и газообразных средах. Кроме того, АТ-огнеупоры хорошо работают в условиях воздействия раскалывающих и истирающих нагрузок.

Смеси для получения алюмотермитных огнеупоров содержат такие основные функциональные составляющие: термитная составляющая (20%), балласт (30%) и армирующий наполнитель (40%). В состав большинства смесей также входит временное связующее (5%). В состав исходной смеси могут также входить вспомогательные компоненты: добавки, снижающие температуру воспламенения (2%); пластификаторы; модификаторы (3%) и др.

Термитная составляющая – это стехиометрическая смесь алюминия (смесь с коэффициентом избытка воздуха, равным единице), оксидов и солей кислородсодержащих кислот, непосредственно участвующих в реакции. Балласт – это мелкодисперсная смесь инертных оксидов, полностью переходящих в расплав. Термитная составляющая и балласт формируют матрицу огнеупора и сварной шов при сварке огнеупоров. Армирующий наполнитель – это крупные частицы инертных тугоплавких соединений не переходящие в расплав матрицы. Армирующий наполнитель обеспечивает необходимый уровень прочностных свойств и термостойкости АТ-огнеупоров. Временное связующее

используют как компонент кладочно-сварочных растворов, обмазок, бетонов и набивных масс. Временное связующее необходимо для нанесения обмазок на футеровку, для обеспечения вяжущих свойств кладочных растворов и для формования изделий. При прохождении реакции временное связующее обычно разлагается. Модификатор – добавка, уменьшающая размер газо-усадочных пор в матрице.

В производстве АТ-огнеупоров используют различные промышленные отходы и минеральное сырье. Температура начала алюмотермитной реакции 600-700 °С, что значительно ниже температуры получения спеченных материалов. Используемое оборудование недорогое и несложное в эксплуатации. Применение АТ-огнеупоров позволяет осуществить принципиально новые конструктивные решения, неосуществимые при использовании обычных огнеупоров.

Разработан и используется ряд технологических процессов, направленных на получение как неформованных огнеупорных масс для футеровки различных тепловых агрегатов, так и фасонных огнеупорных изделий из АТ-огнеупоров. На данный момент выделяют такие основные группы АТ-огнеупоров: плавнелитые огнеупоры; кладочно-сварочные растворы; обмазки; бетоны; набивные массы.

Плавнелитые огнеупоры используются в качестве компонента футеровочных масс. Плавнелитые огнеупоры отличаются высокой коррозионной стойкостью в металлических расплавах и шлаках.

Кладочно-сварочные растворы используются для кладки футеровки тепловых агрегатов. При нагреве до 800-900 °С инициируется горение, и вся исходная смесь кладочно-сварочного раствора переходит в расплав. Образующийся оксидный расплав сваривает поверхности фасонных огнеупоров, из которых выполняется футеровка теплового агрегата. Полученная монолитная футеровка обладает повышенной стойкостью, поскольку исключено выпадение кирпичей из арок, сводов, стен при ударных и динамических нагрузках.

Кладочно-сварочный раствор на основе хромитовой руды применили при футеровке свода электродуговой печи для выплавки чугуна. Проблема в данном случае состояла в крайне низкой стойкости футеровки свода. Это было обусловлено тем, что режим работы печи не предусматривал непрерывной работы. Печь работала в одну смену, в результате чего свод быстро выходил из строя. Стойкость свода, набранного по штатной технологии, не превышала 16 плавов. Для футеровки свода использовали шамотный кирпич на кладочно-сварочном растворе. Применение алюмотермитных сварных соединений повысило срок службы свода более чем в 4 раза.

Обмазки применяют для нанесения защитных коррозионностойких покрытий на поверхность обычных огнеупоров. Новокуйбышевская нефтехимическая компания применила обмазку при футеровке реактора сжигания жидких отходов производства. Отходы сжигались в пламени трех радиально расположенных газовых горелок при температуре 1100-1200 °С. Срок экс-

платации штатной футеровки не более 1 года. Применение защитной алюмотермитной обмазки увеличило срок службы футеровки до 3 лет.

Бетоны используются для изготовления изделий, для заполнения полостей в футеровке печей и для изготовления крупногабаритных элементов футеровки непосредственно на месте их установки. Бетоны и обмазки после горения представляют собой композиционные материалы с пористой керамической матрицей и керамической армирующей фазой (алюмотермитные композиционные материалы – АТКМ). Разработан технологический процесс производства огнеупоров из АТКМ, позволяющий получать изделия всех групп сложности и массы. Огнеупоры из алюмотермитных композиционных материалов отличаются высокой термостойкостью.

Набивные массы используются, например, для футеровки индукционных тигельных печей. Завод «Металлист» (г. Самара) в течение уже 5 лет использует алюмотермитную набивную массу для футеровки тигельных индукционных печей, используемых для выплавки нержавеющей стали. Увеличение срока службы футеровки составило 35-40 плавов против 15-20 для штатной футеровки.

Огнеупоры классифицируют по общим, специальным и специальным дополнительным признакам.

К общим признакам огнеупоров относят химико-минеральный состав (массовую долю определяющего химического компонента); огнеупорность; пористость; область применения. Общие признаки АТ-огнеупоров определяются составом балласта и армирующего наполнителя, а также их содержанием в исходной смеси. Пористость плавнелитых огнеупоров 3-6%, АТКМ – 20%.

К специальным признакам огнеупорных изделий относят: способ термической обработки; тип связки; способ формования; форму и размеры (с учетом массы); способ дополнительной обработки. В соответствии с данной классификацией, например, изделия из АТКМ классифицируются так образом. По способу термообработки – термообработанные (нагрев не более 800 °С, с последующим инициированием горения или самовоспламенением смеси). Тип связки – плавнелитая. По способу формования – литые или вибролитые.

К специальным дополнительным признакам огнеупоров относят: назначение; тип связки; максимальный размер зерен; физическое состояние при поставке; термическую и дополнительную обработку; наличие добавок, температурные условия твердения, основные способы укладки, уплотнения и нанесения для отдельных групп огнеупоров. В соответствии с данной классификацией набивная АТ-масса классифицируется так. Назначение – изготовление тигля индукционной плавильной печи. Тип связки – плавнелитая. Максимальный размер зерен – 3 мм. Физическое состояние при поставке – сухая смесь. Термообработка – нагрев не более 800°С. Дополнительная обработка не требуется. Способ укладки – трамбование (набивка).

Дальнейшее развитие технологии алюмотермитных огнеупоров, безусловно, приведет к созданию новых видов огнеупоров, которые расширят и дополнят существующий ряд этих материалов.

ОТОПЛЕНИЕ ТЕПЛОТЕХНИЧЕСКИХ АГРЕГАТОВ С ПОМОЩЬЮ РЕКУПЕРАТИВНЫХ ГОРЕЛОК

Власов Я.С., Бирюков А.Б.

Донецкий национальный технический университет

На сегодняшний день при эксплуатации промышленных печей основной и самой важной проблемой являются потери энергии. При эксплуатации в большинстве работающих печей с уходящими газами теряется более 50 % потенциала тепловой энергии (рабочая температура процесса доходит до 1300 °С и более). Поэтому потенциал энергосбережения в данном случае (высокотемпературное горение) может быть очень большой, а использование этого потенциала сократит издержки промышленных предприятий.

На первом месте в целях научных разработок в горелочной технике стоит, естественно, оптимизация распределения температуры в печи. Затем следует экономичность с учетом коэффициента полезного действия преобразования энергии и инвестиции, влияние на окружающую среду из-за эмиссии вредных веществ и шума и, наконец, безопасность процесса с использованием автоматики не требующей, по возможности, технического обслуживания.

При реконструкции или строительстве нагревательной или термической печи особое внимание необходимо уделить параметрам и свойствам столь важного элемента, как газовая горелка.

В данной работе проанализирована возможность отопления металлургических печей при помощи рекуперативных горелок для достижения экономии топлива.

Горелки со встроенным рекуператором имеют явное преимущество не только перед горелками, работающими на холодном воздухе, но и перед системами горелок, где воздух на горение подогревается в центральном рекуператоре. Ведь воздух в центральном рекуператоре можно подогреть лишь до температуры 350 - 400°С, а в рекуперативных горелках Ecomax® воздух на горение нагревается в рекуперативных насадках до 800°С (в зависимости от температуры в печи). Данный тип горелок наиболее выгодно применять в печах камерного типа.

Рекуперативные горелки были разработаны с целью непосредственного использования тепла дымовых газов для подогрева воздуха горения.

Рекуператор представляет собой теплообменник, обеспечивающий подогрев поступающего воздуха горения за счет тепловой энергии отходящих газов. Рекуператор может обеспечить экономию около 30% энергии по сравнению с системой, использующей холодный воздух горения. Рекуперативные горелки могут использоваться при высокой рабочей температуре технологического процесса (700-1150 °С).

Рекуперативные горелки имеют высокоэффективный теплообменник - рекуператор из металла или керамики, в котором воздух, идущий на горение, нагревается до 750 °С. Коэффициент использования топлива достигает 85%.

Высокоскоростные рекуперативные горелки предлагают значительные преимущества по сравнению с традиционными горелочными системами для промышленных печей в температурном диапазоне от 500 до 1300 °С. При мощности более 250 кВт достигаются предельно допустимые габариты горелок с предварительным нагревом воздуха. Поэтому рекуперативные горелки мало находят применения для нагревательных печей очень большой мощности, например, на прокатных станах. Поток энергии, подаваемый в печь струей пламени, при правильном размере и расположении горелок, позволяет достичь оптимально равномерного распределения температуры.

Использование индивидуальных теплообменников позволяет достичь высокой температуры воздуха, идущего на горение, которая недостижима для систем с центральным рекуператором.

Благодаря высокому коэффициенту использования топлива расход природного газа при замене обычных горелок на рекуперативные горелки может быть уменьшен в 1,5–2 раза при сохранении той же производительности печи. Они имеют высокий коэффициент использования топлива (до 90%) и низкий выброс NO_x и CO.

Рекуперативные теплообменники применяются, главным образом, для предварительного нагрева больших количеств воздуха, поступающего в печи. Обычно они представляют собой металлоемкую конструкцию, расположенную после основной камеры сгорания, и в большинстве случаев установка их экономически выгодна только для печей большой производительности.

Горелка крепится при помощи фланца на корпусе, на каркас печи через фланец дымоотводящей трубы рекуператора.

Рекуперативная горелка с автономным рекуператором дает потребителям печей любого размера возможность экономить значительные количества топлива.

Рекуперативные горелки серии ECOMAX 5C используются для сжигания природного газа в печах прямого и косвенного нагрева и в зависимости от температуры в печи, имеют два основных исполнения.

Технические характеристики горелки ECOMAX 5CB545-250POA приведены ниже:

- Максимальная мощность горелки 250 кВт
- Количество горелок – 12 шт.
- Макс. температура применения - 1250 °С
- Скорость продуктов сгорания - 170 м/с
- Длина пламени - 350 мм
- Топливо - природный газ
- Теплотворная способность топлива 11,0 кВт.ч/м³
- Расход газа на каждую горелку - 22,7 м³/ч
- Давление газа перед горелкой - 70 мбар
- Давление воздуха перед горелкой – 100 мбар
- Диаметр газового патрубка R 1"
- Диаметр воздушного патрубка R 2"

- Диаметр жаровой трубы - DN 100
- Длина рекуператора 545 мм
- Розжиг - встроенный электрод розжига
- Контроль пламени – ионизационный

Если пойти путем увеличения температуры подогретого воздуха (т.е. отбирать как можно больше тепла уходящих газов) можно добиться ещё большей экономии топлива (в частности природного газа). Так и есть. Но учитывая то, что центральный рекуператор не может подогревать воздух на горение в течение длительного времени выше 350-400°C, как следствие необходимо искать другое решение данной проблемы. Хорошим вариантом в этой ситуации будут немецкие рекуперативные горелки Ecomax®.

Выводы: высокоскоростные рекуперативные горелки предлагают значительные преимущества по сравнению с традиционными горелочными системами для промышленных печей в температурном диапазоне от 500 до 1300 °С. Поток энергии, подаваемый в печь струей пламени, при правильном размере и расположении горелок, позволяет достичь оптимально равномерного распределения температуры.

У рекуперативных горелок относительный предварительный нагрев воздуха ε находится в диапазоне от 0,5 до 0,8, что выше, чем у системы с центральным рекуператором (<0,5). При использовании ступенчатого горения эмиссия NO_2 может быть значительно снижена. Для стандартного процесса с температурой 1000°C можно достичь с помощью современных горелок следующих важных показателей:

- предварительный нагрев воздуха 700°C;
- теплотехнический КПД (КИТ) 0,8;
- NO_2 в сухом виде отходящем газе 200 ppm.

Путем комбинации предварительного нагрева воздуха и продукции в потоке отходящего газа возможен КПД даже 90%.

В бакалаврской квалификационной работе автора данной статьи рассматривается перевод печи на отопление с использованием рекуперативных горелок ЕСОМАХ. При этом согласно выполненным расчетным оценкам экономия топлива по сравнению с базовым вариантом (нагрев воздуха в центральном рекуператоре до 300°C) составит 25-30%.

Литература:

1. Бирюков А.Б. Современные аспекты использования рекуперативных горелок для отопления пламенных печей / А.Б. Бирюков // Бюллетень «Черная металлургия». – 2015. – №8.– С. 73-78.
2. Wunning J. Рекуперативные горелки для прямого нагрева промышленных печей // Gaswarme International. –1988. – Т.37 (Вып. 10). – С. 515-519.

ЭНЕРГОРЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЕ ПРИ ДЕГАЗАЦИИ ЖИДКОГО МЕТАЛЛА НА ВЫПУСКЕ ПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ

Волкова И.В., Захаров Н.И.

Донецкий национальный технический университет

Проблема энергоресурсосбережения при работе агрегатов металлургической теплотехники, как известно, продолжает оставаться актуальной. Процессы дегазации жидкой стали наиболее интенсивно протекают при их выносе за пределы плавильной печи, особенно на выпуске расплава при его рассредоточенной по днищу ковша продувке аргоном [1]. При этом сочетание факторов перемешивания металла с высокой площадью межфазной поверхности "аргон-расплав" позволяет добиться существенной степени дегазации стали в период ее выпуска в ковш [2]. Это вносит вклад в энергоресурсосбережение как в виде экономии аргона при продувке с оптимальной интенсивностью, так и в виде отсутствия необходимости дополнительного подогрева стали перед ее выпуском, вследствие ограничения времени обработки расплава этим периодом.

Численное исследование конвективной диффузии в условиях рассматриваемой технологии проведено на основе компьютерной программы с использованием математической модели работы [3].

В ее основе лежат следующие допущения:

- однородность концентрации удаляемых газов по объему металла вследствие перемешивающего действия пузырей аргона (за исключением диффузионных пограничных слоев на границах "аргон-расплав");
- постоянство температуры жидкой ванны по ее объему и времени;
- на границах "аргон-расплав" достигается термодинамическое равновесие;
- смесь газов в пузырях аргона идеальная (в термодинамическом смысле);
- перенос газов в металл извне отсутствует.

График зависимости степени раскисления жидкой стали (эффективности конвективной диффузии) от интенсивности продувки аргоном приведен на рис.1. При этом удалению растворенного в металле кислорода благоприятствует наличие в расплаве углерода, вследствие чего кислород в виде газа CO поступает в пузыри инертного газа и выносится с ним в атмосферу, если продувка реализуется при атмосферном давлении под слоем рафинировочного шлака, предохраняющего расплав от переохлаждения и поступление газов в металл из атмосферы.

Из рис. 1 следует также, что степень раскисления стали уменьшается с убыванием начальной концентрации кислорода, что находится в согласовании с данными современной науки.

На этом рисунке: T_m – температура металла, град С; M – его масса, Т; [0], [C], [S] – концентрации кислорода, углерода и серы, соответственно, %.

На рис. 2 показана зависимость эффективности конвективной диффузии водорода в металле при различных концентрациях растворенного в жидкой

ванне кислорода. Монотонно возрастающая зависимость обусловлена наличием химической реакции $[O]+[C] = \{CO\}$, протекающей на поверхности пузырей аргона. Вхождение окиси углерода в эти пузыри приводит к дополнительному увеличению их объема, т.е. площади межфазной поверхности «аргон-расплав». Последнее интенсифицирует диффузионный процесс, приводя к увеличению степени дегазации за время обработки металла в период его выпуска из плавильной печи в ковш.

Рис. 3 и 4 отражают зависимость от интенсивности продувки безразмерных масс водорода и окиси углерода в единичном пузыре. Как следует из графиков, при повышении Ω их величины уменьшаются. Это связано с тем, что увеличение интенсивности продувки влечет за собой возрастание скорости всплывания в жидкой ванне пузырей аргона и они не успевают поглотить за время их всплытия в металле достаточное количество водорода и окиси углерода.

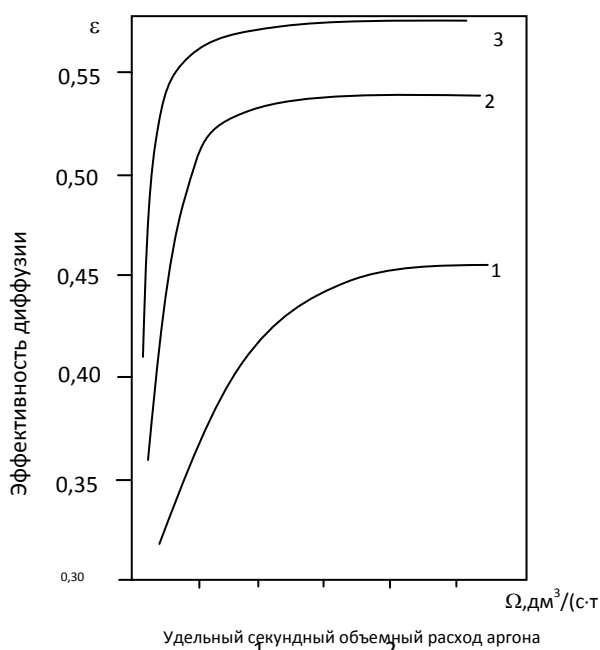


Рис. 1. Зависимость эффективности конвективной диффузии кислорода в жидкой стали при его различной начальной концентрации:

1 – $[O] = 0,002 \%$; 2 – $[O] = 0,004 \%$;
 3 – $[O] = 0,006 \%$;
 $T_M = 1600 \text{ }^\circ\text{C}$; $M = 220 \text{ т}$; $[C] = 0,7\%$;
 $[S] = 0,02 \%$

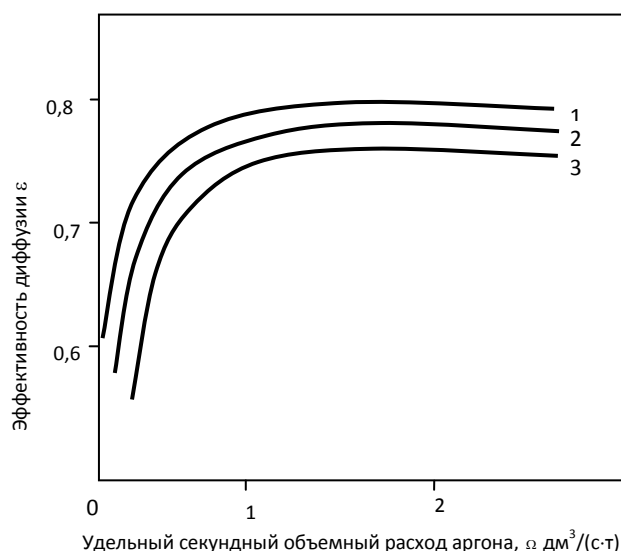


Рис. 2. Зависимость эффективности конвективной диффузии водорода в жидкой стали при различной концентрации $[O]$ от удельного секундного объемного расхода аргона в период выпуска металла из плавильной печи:

1 – $[O] = 0,0045 \%$; 2 – $[O] = 0,0040 \%$;
 3 – $[O] = 0,0035 \%$;
 $T_M = 1600 \text{ }^\circ\text{C}$; $M = 220 \text{ т}$; $[C] = 0,7\%$;
 $[S] = 0,02 \%$

Вместе с тем, повышение интенсивности продувки ведет к увеличению количества пузырей аргона, формируемых в единицу времени на порах продувочного устройства, а, следовательно, площади поверхности "аргон-расплав". Конкуренция этих двух факторов обуславливает наличие оптимальной интенсивности продувки (см. рис. 1 и 2). Таким образом, снижение интенсивности продувки до уровня оптимума экономит аргон и ведет к энергоресурсосбережению.

График на рис. 3 свидетельствует о благоприятном воздействии кислорода на поступление водорода в пузыри аргона.

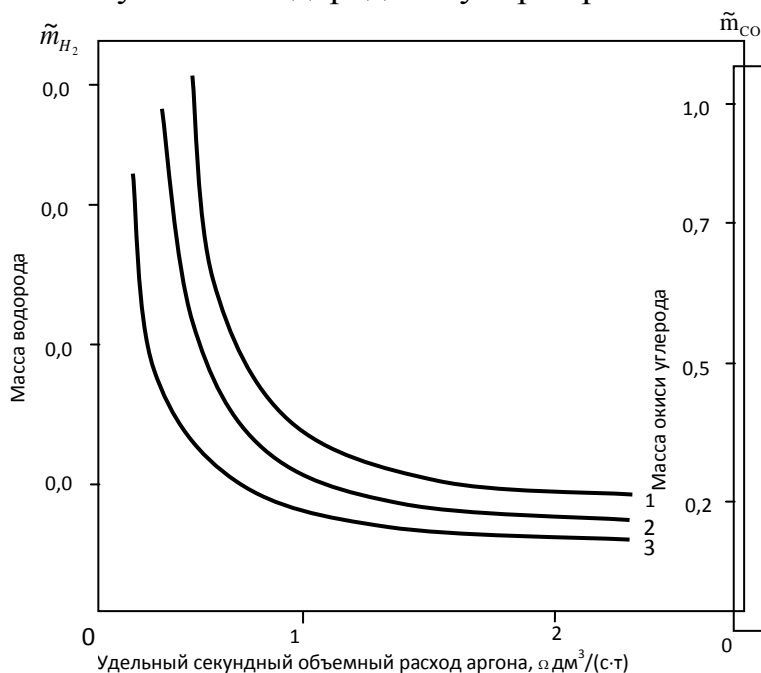


Рис. 3. Зависимость \tilde{m}_{H_2} от удельного секундного объемного расхода аргона при различной концентрации кислорода в расплаве ($\tilde{m}_{H_2} = m_{H_2} / m_{Ar}$):

1 – [O] = 0,0045 %; 2 – [O] = 0,0040 %;
 3 – [O] = 0,0035 %;
 $T_M = 1600^\circ C$; $M = 220$ т; [C] = 0,7 %;
 [S] = 0,02 %

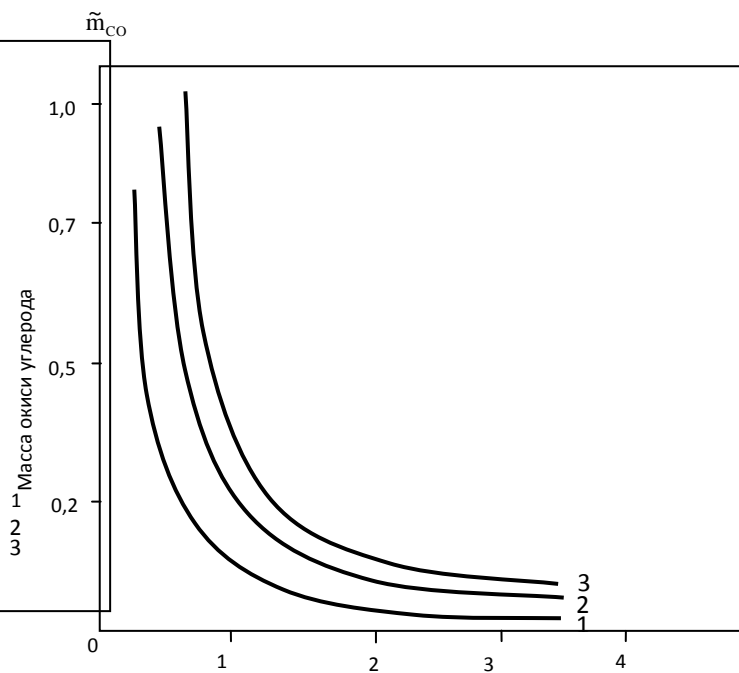


Рис. 4. Зависимость \tilde{m}_{CO} от удельного секундного объемного расхода аргона при различной концентрации кислорода в расплаве стали ($\tilde{m}_{CO} = m_{CO} / m_{Ar}$):

1 – [O] = 0,0035 %; 2 – [O] = 0,0040 %;
 3 – [O] = 0,0045 %; $T_M = 1600^\circ C$; $M = 220$ т;
 [C] = 0,7 %; [S] = 0,02 %

Повышение массы окиси углерода в пузыре при увеличении концентрации растворенного в жидкой ванне кислорода (рис. 4) имеет место для высокоуглеродистых сталей. В этом случае поступление кислорода на поверхность пузырей аргона для химической реакции образования окиси углерода является лимитирующим звеном массопереноса. Отсюда следует, что скорость поступления молекул этого газа в аргонную фазу и концентрация кислорода в расплаве находятся для высокоуглеродистых сталей в монотонно возрастающей связи.

Литература

1. Борнацкий И.И., Мачикин В.И., Живченко В.С. Внепечное рафинирование чугуна и стали. – Киев: Техника. – 1979. – 167с.
2. Захаров Н.И., Дюдкин Д.А., Троцан А.И. Моделирование теплофизических процессов внепечной дегазации металла продувкой инертным газом - Донецк: Юго-Восток. – 1999. – 140с.
3. Захаров Н.И., Недопекин Ф.В., Харлашин П.С. Математическое моделирование процессов массопереноса при внепечной дегазации металла всплывающими пузырями инертного газа // Инженерно-физический журнал. – 2005. – Т. 78. - №3. – С. 68-71.

ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ ПРОЦЕССОВ ПОЛУЧЕНИЯ МАТЕРИАЛОВ МЕТОДОМ ПОРОШКОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Гаврилов М.О., Кашаев В.В.

Донецкий национальный технический университет

В создании материалов различного назначения важное место занимает порошковая технология, позволяющая целенаправленно конструировать структуру и свойства материалов и производить изделия с минимальным отходом материалов. Порошковая технология – широкий термин, включающий порошковую металлургию, т. е. все материалы и изделия, получаемые из порошков. Сущность метода порошковой металлургии заключается в применении в качестве исходного сырья порошков металлов, которые прессуют или формуют в изделия заданных размеров, а затем подвергают термической обработке (спеканию) при температуре ниже температуры плавления основного компонента. В условиях массового производства этот метод отличается высокой производительностью и экономичностью, так как дает возможность получать изделия высокой размерной точности, что позволяет сократить расход металла и повысить производительность труда.

Основными производителями железных порошков в странах бывшего СССР остаются ОАО «Сулинский металлургический завод» (ОАО СМЗ), ОАО «Северсталь», ГП «Казенный завод порошковой металлургии» (Украина), порошки легированных сталей производит НПО «Тулачермет». Небольшие партии железных порошков выпускаются Староуткинским металлургическим заводом.

В настоящее время в мировой практике освоен выпуск легированных порошков конструкционных сталей: гомогенно- и частичнолегированных (диффузионнолегированных) сталей. И спрос на них постоянно растет.

Гомогеннолегированные порошки (ГЛП), получаемые распылением, применяют в основном для изготовления тяжелонагруженных деталей методом горячей штамповки. Ввиду низкой уплотняемости и прочности прессовок порошки этого типа редко используют для получения деталей методом прессования с последующим спеканием. Потребление ГЛП сдерживается их относительно высокой стоимостью.

Большинство промышленных процессов получения ГЛП основано на использовании в качестве распыляющей среды воды высокого давления. Эта технология освоена фирмами «Mannesmann Demag» (Германия), «Höganäs» (Швеция), «Домфер Метал Паудерс» (Канада), «Kawasaki Seitetsu» (Япония) и др. Наиболее широко применяют водораспыленные порошки никельмолибденовой стали типа AISI 4600 (1,76% Ni; 0,51% Mo; 0,18% Mn; 0,003% C; 0,006% S; 0,08% O; Fe по балансу).

Порошки, как правило, отличаются низким и стабильным содержанием кислорода, углерода и серы, что достигается использованием высокочистого исходного сырья.

Например, фирма «Quebec Metal Powder Ltd.» (Канада) выпускает порошок марки «Atomel 4601», в котором содержание углерода снижено с 0,02 до 0,003%, серы – с 0,03 до 0,006%, кислорода – с 0,3 до 0,09% по сравнению со стандартным порошком марки 4600.

Частичнолегированные порошки (ЧЛП) предназначены для изготовления конструкционных средненагруженных деталей традиционным и наиболее широко используемым методом порошковой металлургии: прессованием прессовок необходимой конфигурации с последующим спеканием. ЧЛП сохраняют хорошую технологичность исходного железного порошка (высокую уплотняемость и прочность прессовок), что обеспечивает получение высокоточных порошковых изделий со стабильными размерами и эксплуатационными свойствами в условиях крупносерийного производства. В качестве легирующих добавок в них вводят никель, медь, молибден и фосфор.

Существенным резервом повышения эксплуатационных характеристик порошковых изделий из ЧЛП являются термическая и химико-термическая обработки. Так, применение закалки и отпуска приводит к повышению прочности в 1,5-2 раза при сохранении удовлетворительного уровня пластичности и ударной вязкости.

Повышение качества ЧЛП возможно за счет оптимизации химического состава, расширения диапазона легирующих элементов, применения новых технологических приемов, улучшающих стабильность свойств деталей в условиях крупносерийного автоматизированного производства.

В фирме «Kawasaki Seitetsu» для изготовления деталей с высокими прочностью и вязкостью разработан новый ЧЛП марки «Signaloy-2010» (0,001% С; 0,017% Si; 0,05 % Mn; 0,005% P; 0,003% S; 1,9% Ni; 1% Mo и 0,07% кислорода).

Размеры частиц легирующих компонентов в смеси должны быть малы для обеспечения большого числа контактов с железными частицами. Углерод добавляют в металлические порошки всех типов в виде графита, так как в противном случае наблюдается снижение прессуемости изделий.

На протяжении 15 лет в качестве легирующей добавки в промышленных технологических процессах используют фосфор, хотя в литых сталях фосфор является вредной примесью.

В Научном центре порошкового материаловедения методом механического легирования разработана технология получения порошковых фосфористых сталей с содержанием фосфора 0,65-1,1% и углерода 0,8%. Разработанные стали обладают следующими свойствами: предел прочности на растяжение – 700-850 МПа, ударная вязкость – 400-700 кДж/м², относительное удлинение – 7-14%.

Перспективное направление в порошковой металлургии – разработка азотсодержащих коррозионностойких сталей. Преимуществами этих материалов является легирование азотом, что позволяет снизить содержание металлических легирующих элементов.

Основные направления улучшения эксплуатационных характеристик деталей из порошковых сталей – повышение плотности изделий, упрочнение за счет легирования металлической матрицы, термообработка.

В принятых методах улучшения плотности на практике используют два подхода: механический и химический. Наиболее просто повысить давление прессования, но в промышленности оно ограничено и не превышает 800 МПа. Порошки улучшенной прессуемости не нашли широкого применения из-за высокой стоимости. Себестоимость продукции, изготовленной по технологии, включающей допрессовку, увеличивается примерно на 40%.

Конкурирующее направление повышения механических свойств конструкционных порошковых сталей – горячая штамповка (или динамическое горячее прессование) пористых заготовок с последующей их термической обработкой. Горячештампованная термообработанная никельмолибденовая сталь (ПК40Н2М) имеет высокие механические свойства прочность при испытании на растяжение 1300-1400 МПа, при испытании на изгиб 2200-2300 МПа. Применение горячей штамповки позволяет повысить относительную плотность пористых заготовок по сравнению с однократным прессованием – от 85,9 до 98,9%, по сравнению с двукратным – от 93,8 до 99,5%.

Внедрение горячей штамповки сдерживается тем, что применение этого процесса во многом лишает порошковую металлургию ее преимуществ: низкой себестоимости продукции и высокого коэффициента использования металла.

Современным направлением порошковой металлургии является ROC-процесс (Rapid Omni-versional Compaction – быстрое направленное компактирование), когда толстостенная пресс-форма, наполненная предварительно нагретой шихтой, подвергается одноосному сжатию под высоким давлением. Но ROC-процесс не направлен на решение задач массового производства.

Фирма «Höganäs» с помощью процесса «Ancor-dense» получила материалы на основе железа с плотностью 7,25-7,55 г/см³ при однократном прессовании и одностадийном спекании. Процесс включает приготовление смесей с оптимальным содержанием основных компонентов и минимальной концентрацией пластифицирующих добавок. Используется традиционное оборудование для прессования (давление 690 МПа), но с подогревом порошка и матрицы до 130-155 °С (с точным контролем температуры ± 2 °С), спекание проводят при 1260 °С. Технология обеспечивает уплотнение прессовок при меньшем усилии прессования и значительное повышение плотности прессовок, что позволяет производить их механическую обработку. Прочность прессовки, содержащей 0,6% связки, составляет 21-24 МПа по сравнению с 12-18 МПа для традиционного процесса прессования с последующим спеканием. Относительная плотность изделий достигает 97%. Результаты испытаний показали экономичность и эффективность данного способа, позволяющего изготавливать широкую номенклатуру высококачественных деталей с повышенной плотностью и контролем геометрических размеров.

Порошковые нержавеющие стали, полученные горячим прессованием в вакууме, с остаточной пористостью 1-3%, имеют коррозионную стойкость в растворах солей и кислот выше, чем литые прокатанные стали того же состава.

По мере роста цен на мировом рынке на никель, хром, молибден возрастает интерес к производству деталей из нержавеющих сталей методами порошковой металлургии. В последние годы отмечается устойчивая тенденция к росту объемов производства порошков нержавеющих сталей в мире.

В одном ряду с нержавеющими сталями по объему производства стоят порошковые быстрорежущие стали. Эти стали производят используя гидро- или изостатическое прессование, инжекционное формование, усовершенствованные технологии холодного и горячего формования.

Перспективным направлением повышения свойств быстрорежущих сталей является введение в их состав карбидов, оксидов и других соединений, повышающих износостойкость. В Южной Корее разработали процесс получения быстрорежущей стали из поликомпонентной смеси порошков и карбидов. Такой способ очень эффективен и, безусловно, составит конкуренцию традиционному, использующему легированные распыленные порошки.

Развитие порошковой металлургии, помимо увеличения объемов производства порошковой продукции, повышения механических и эксплуатационных характеристик, идет и по пути все большего усложнения конструкций деталей.

В Московской государственной академии тонкой химической технологии разработан процесс прессования, при котором при ограниченных давлениях прессования, уплотнение материала инициируется развитием в нем больших сдвиговых деформаций, что позволяет при достаточно низком уровне давлений прессования, по сравнению с другими схемами прессования, значительно повысить сложность и плотность прессовок. Например, для композиций на основе **железа** достигается плотность до 100%.

Для дальнейшего увеличения объема производства порошковых изделий необходимы следующие мероприятия:

- разработка и увеличение роли стандартов в международном масштабе;
- усиление имиджа порошковой металлургии как высокотехнологичного процесса;
- увеличение объема научных исследований и опытно-конструкторских разработок по сравнению с конкурирующими технологиями;
- повышение профессионального уровня работников, занимающихся порошковой металлургией и целевая подготовка кадров.

Литература:

1. Осокин Е.Н. Процессы порошковой металлургии/ Е.Н. Осокин. – Красноярск.: ИПК СФУ, 2008 – 421 с.

ЭНЕРГОРЕСУРСΟΣБЕРЕЖЕНИЕ ПРИ ДЕГАЗАЦИИ ЖИДКОГО МЕТАЛЛА НА ВЫПУСКЕ ПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ

Григоренко И.В., Захаров Н.И.

Донецкий национальный технический университет

Дуговая печь состоит из рабочего пространства (собственно печи) с электродами и токопроводами и механизмов, обеспечивающих наклон печи, удержание и перемещение электродов и загрузку шихты.

Плавку стали ведут в рабочем пространстве, ограниченном сверху куполообразным сводом, снизу сферическим подом и с боков стенками. Огнеупорная кладка пода и стен заключена в металлический кожух. Съёмный свод набран из огнеупорных кирпичей, опирающихся на опорное кольцо. Через три симметрично расположенных в своде отверстия в рабочее пространство введены токопроводящие электроды, которые с помощью специальных механизмов могут перемещаться вверх и вниз. Печь питается трехфазным током.

Шихтовые материалы загружают на под печи, после их расплавления в печи образуется слой металла и шлака. Плавление и нагрев осуществляется за счет тепла электрических дуг, возникающих между электродами и жидким металлом или металлической шихтой.

Выпуск готовой стали и шлака осуществляется через сталевыпускное отверстие и желоб путем наклона рабочего пространства. Рабочее окно, закрываемое заслонкой, предназначено для контроля за ходом плавки, ремонта пода и загрузки материалов.

Проблема энергоресурсосбережения при работе агрегатов металлургической теплотехники, как известно, продолжает оставаться актуальной. Процессы дегазации жидкой стали наиболее интенсивно протекают при их выносе за пределы плавильной печи, особенно на выпуске расплава при его рассредоточенной по днищу ковша продувке аргоном [1]. При этом сочетание факторов перемешивания металла с высокой площадью межфазной поверхности "аргон-расплав" позволяет добиться существенной степени дегазации стали в период ее выпуска в ковш [2]. Это вносит вклад в энергоресурсосбережения как в виде экономии аргона при продувке с оптимальной интенсивностью, так и в виде отсутствия необходимости дополнительного подогрева стали перед ее выпуском, вследствие ограничения времени обработки расплава этим периодом.

Общие закономерности эффективности конвективной диффузии ε растворенных в расплаве водорода и кислорода, а также научные предпосылки энергоресурсосбережения сводятся к следующему [1,2]:

-Удалению растворенного в металле кислорода благоприятствует наличие в расплаве углерода, вследствие чего кислород в виде газа СО поступает в пузыри инертного газа и выносится с ним в атмосферу, если продувка реализуется при атмосферном давлении под слоем рафинировочного шлака,

предохраняющего расплав от переохлаждения и поступления газов в металл из атмосферы. При этом эффективность конвективной диффузии кислорода уменьшается с убыванием начальной концентрации кислорода, что находится в согласовании с данными современной науки.

-Зависимость эффективности конвективной диффузии водорода в металле при различных концентрациях растворенного в жидкой ванне кислорода-монотонно возрастающая. Эта зависимость обусловлена наличием химической реакции $[O]+[C]=\{CO\}$, протекающей на поверхности пузырей аргона. Вхождение окиси углерода в эти пузыри приводит к дополнительному увеличению их объема, т.е. площади межфазной поверхности «аргон-расплав». Последнее интенсифицирует диффузионный процесс, приводя к увеличению ε за время обработки металла в период его выпуска из плавильной печи в ковш.

-Зависимость от интенсивности продувки Ω безразмерных масс водорода и окиси углерода в единичном пузыре следующая. При повышении Ω их величины уменьшаются. Это связано с тем, что увеличение интенсивности продувки влечет за собой возрастание скорости всплывания в жидкой ванне пузырей аргона и они не успевают поглотить за время их всплытия в металле достаточное количество водорода и окиси углерода.

Вместе с тем, повышение интенсивности продувки ведет к увеличению количества пузырей аргона, формируемых в единицу времени на порах продувочного устройства, а, следовательно, площади поверхности "аргон-расплав". Конкуренция этих двух факторов обуславливает наличие оптимальной интенсивности продувки. Снижение ее до уровня оптимума экономит аргон и ведет к энергоресурсосбережению.

Таким образом, можно говорить о благоприятной воздействии кислорода на поступление водорода в пузыри аргона.

Исследования [2] показали, что повышение массы окиси углерода в пузыре при увеличении концентрации растворенного в жидкой ванне кислорода имеет место для высокоуглеродистых сталей. В этом случае поступление кислорода на поверхность пузырей аргона для химической реакции образования окиси углерода является лимитирующим звеном массопереноса. Отсюда следует, что скорость поступления молекул этого газа в аргонную фазу и концентрация кислорода в расплаве находятся для высокоуглеродистых сталей в монотонно возрастающей связи.

Литература:

1. Борницкий И.И., Мачикин В.И., Живченко В.С. Внепечное рафинирование чугуна и стали. – Киев: Техника. – 1979. – 167с.
2. Захаров Н.И., Дюдкин Д.А., Троцан А.И. Моделирование теплофизических процессов внепечной дегазации металла продувкой инертным газом. – Донецк: Юго-Восток. – 1999. – 140с.

СОЗДАНИЕ СИСТЕМЫ КОМПЛЕКСНОЙ ДИАГНОСТИКИ ТЕПЛОВОЙ ОБРАБОТКИ МЕТАЛЛА В ПЕЧАХ

Кольба И.К., Бирюков А.Б.

Донецкий национальный технический университет

В XXI веке продолжается развитие диагностики технологических процессов в различных отраслях промышленности, в том числе и в металлургии. В настоящее время одним из самых распространенных аспектов повышения уровня энергоэффективности технологий является создание более эффективных управляющих алгоритмов систем АСУ ТП с включением в их состав компонентов диагностики и прогнозного управления.

В работе [1] создана методология построения и анализа моментальных тепловых балансов работающей нагревательной печи периодического действия на основании расчетной обработки сигналов чувствительных элементов системы АСУ ТП, что позволяет с высокой точностью прогнозировать температурное поле обрабатываемых заготовок в любой момент времени.

Сущность предложенной методологии заключается в использовании математического выражения для определения средней плотности теплового потока, падающего на поверхность материала, в течение короткого периода времени $\Delta\tau$ в зависимости от результатов замера характерных температур продуктов сгорания, расходов топлива и продуктов сгорания:

$$\bar{q} = \frac{\bar{V} \cdot Q_{nr} \cdot \Delta\tau - \bar{Q}_{pot} \cdot \Delta\tau - \bar{V} \cdot V_{yx} \cdot c_{t,yx} \cdot \bar{t}_{yx} \cdot (1-k) \cdot \Delta\tau - V_k \cdot c_{t,yx} \cdot \Delta\bar{t}_k}{F_m \cdot \Delta\tau} \quad (1)$$

Предложенное балансовое уравнение представляет собой моментальный тепловой баланс камеры печи, который уравнивается в результате определения текущего значения средней плотности теплового потока \bar{q} , усвоенного нагреваемым металлом.

Величина тепловых потерь камеры печи рассчитывается при помощи соответствующей математической модели, базирующейся на одномерной записи дифференциального уравнения нестационарной теплопроводности в декартовой системе координат, в реальном времени на основании заданных параметров технологии с учетом измеренных значений t_{yx} и $\Delta\bar{t}_k$ при задании граничных условий теплообмена на внутренней поверхности футеровки. При известном температурном состоянии футеровки в конкретный момент времени потери тепла теплопередачей и на аккумуляцию определяются как:

$$Q_{pot} = (t_{кл(n)} - t_{кл(n-1)}) \cdot \lambda_{\phi} \cdot F_{кл} / \Delta x, \text{ Вт.} \quad (2)$$

Предложенная система диагностики позволяет отслеживать реальное тепловое состояние металла, осознанно корректировать режим тепловой обработки, достигать заданных параметров нагрева с более высокой

точностью, затрачивая при этом, минимально необходимое количество времени. Предложенная разработка предоставляет также возможность более эффективного использования энергоресурсов и контроля расход топлива.

В работе [3] создана методика диагностики процессов окисления металла, базирующаяся на рассмотрении баланса кислорода в потоке продуктов сгорания на участке камера печи – участок газохода – рекуператор, которая позволяет определять расходы воздуха, подсасываемого в топку и на изучаемом участке газохода, а также расход кислорода на окисление металла в камере печи.

Для решения поставленной задачи необходимо рассмотреть баланс кислорода в камере и газоходах печи. Определение расхода кислорода, и соответственно воздуха, определяются при помощи стандартных подходов, используемых в теории горения топлива. Имеется три определяемых неизвестных величины: текущие значения подсоса воздуха в топку и участок газохода от пламенного окна до рекуператора, $V_{\text{под}}^T$, $V_{\text{под}}^Г$ и текущий расход кислорода на окисление металла, $V_{\text{ок}}^{O_2}$, необходимо составление системы из трех уравнений, в результате решения которой определялись бы текущие значения неизвестных величин.

$$V_T \cdot v_{\text{пс}} + V_{\text{под}}^m + V_{\text{под}}^z - V_{\text{ок}}^{O_2} = \frac{V_B \cdot c_B \left(\frac{t_B^{\text{BX}} + t_B^{\text{ВЫХ}}}{2} \right) \cdot (t_B^{\text{ВЫХ}} - t_B^{\text{BX}})}{(t_{\text{пс}}^{\text{BX}} - t_{\text{пс}}^{\text{ВЫХ}}) \cdot \sum_{i=1}^n C_i^{\text{КОМ}} \cdot c_i^{\text{КОМ}} \left(\frac{t_{\text{пс}}^{\text{BX}} + t_{\text{пс}}^{\text{ВЫХ}}}{2} \right)}; \quad (3)$$

$$C_{O_2}^o = \frac{V_T \cdot v_{\text{пс}} \cdot C_{O_2}^{\text{пс}} + V_{\text{под}}^T \cdot C_{O_2}^{\text{ва}} - V_{\text{ок}}^{O_2}}{V_T \cdot v_{\text{пс}} + V_{\text{под}}^T - V_{\text{ок}}^{O_2}}; \quad (4)$$

$$C_{O_2}^p = \frac{V_T \cdot v_{\text{пс}} \cdot C_{O_2}^{\text{пс}} + V_{\text{под}}^T \cdot C_{O_2}^{\text{ва}} + V_{\text{под}}^Г \cdot C_{O_2}^{\text{ва}} - V_{\text{ок}}^{O_2}}{V_T \cdot v_{\text{пс}} + V_{\text{под}}^T + V_{\text{под}}^Г - V_{\text{ок}}^{O_2}}, \quad (5)$$

где c_B – теплоемкость воздуха, идущего на горение, Дж/(м³·К);

$C_i^{\text{КОМ}}$ – объемная концентрация i -го компонента газовой среды перед рекуператором;

$c_i^{\text{КОМ}}$ – теплоемкость i -го компонента газовой среды при средней температуре его пребывания в рекуператоре, Дж/(м³·К);

$C_{O_2}^{\text{пс}}$ – объемная концентрация кислорода в продуктах сгорания, определяемая на основании стандартных подходов теории горения топлива;

$C_{O_2}^{\text{ва}}$ – объемная концентрация кислорода в атмосферном воздухе;

$v_{\text{пс}}$ – удельный выход продуктов сгорания, м³/м³.

Первое уравнение системы представляет собой выражение из теплового баланса рекуператора, не имеющего потерь теплоты, а также перетоков воздуха и продуктов сгорания. Второе уравнение получено из рассмотрения баланса кислорода в районе пламенного окна, а третье – из баланса кислорода перед рекуператором.

Поскольку при использовании разработанного компонента диагностики в режиме реального времени в тренде системы АСУ ТП накапливается информация об изменении во времени не только базовых величин, но и $V_{\text{под}}^{\Gamma}(\tau)$, $V_{\text{под}}^{\Gamma}(\tau)$, $V_{\text{ок}}^{\text{O}_2}(\tau)$, $m_{\text{ок}}(\tau)$, то совместный анализ изменения базового набора величин и добавленного позволяет анализировать изменение состояния ограждающей конструкции печи, плотности газоходов, уточнять склонность различных марок стали к образованию окалины.

Целесообразным направлением использования разработанного компонента диагностики является работа в системе АСУ ТП в режиме реального времени и прогнозирование моментального образования окалины, накопление трендов и анализ изменения состояния во времени газоплотности печи и газоходов, а также поиск режимов, при которых окалинообразование может быть минимизировано[1,4].

Все эти разработки по отдельности достигают хороших результатов. Но для практики важна комплексная система диагностики, которая бы параллельно могла анализировать как тепловое состояние металла и футеровка, так и формирование слоя окалины. Важность создания комплексной системы диагностики заключается в том, что процесс формирования слоя окалины оказывает влияние на процесс тепловой обработки металла. Таким образом, мы предлагаем структурную схему комплексной системы диагностики, представленную на рис.1.

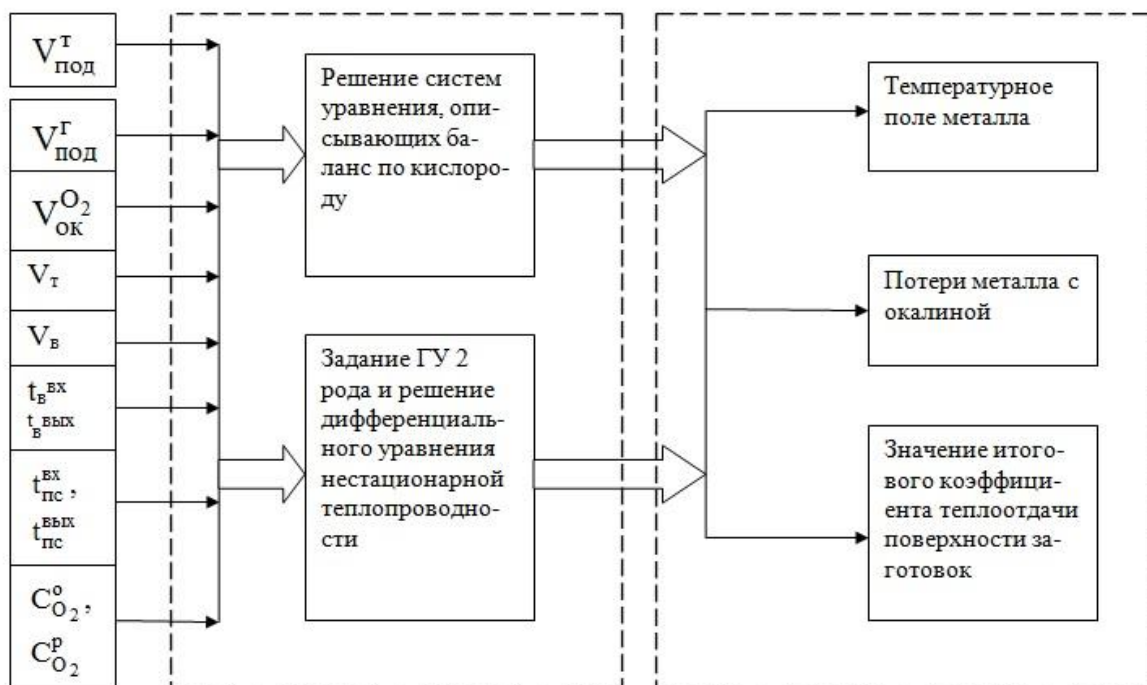


Рисунок 1 – Структурная схема комплексной системы диагностики

V_{T} - текущий расход топлива на горение, $\text{м}^3/\text{с}$;
 $V_{\text{в}}$ – текущий расход воздуха на горение, $\text{м}^3/\text{с}$;

$t_{\text{в}}^{\text{ВХ}}$, $t_{\text{в}}^{\text{ВЫХ}}$ - температура воздуха до и после рекуператора, °С;

$t_{\text{пс}}^{\text{ВХ}}$, $t_{\text{пс}}^{\text{ВЫХ}}$ - температура продуктов сгорания до и после рекуператора, °С;

$C_{\text{O}_2}^{\text{о}}$, $C_{\text{O}_2}^{\text{р}}$ - концентрация кислорода в районе пламенного окна и перед

рекуператором, дол. ед.

При этом на основании сигналов датчиков на каждом выделенном узком промежутке времени решается система уравнений, описывающих баланс по кислороду, в результате чего определяется толщина корки окалины. Далее на основании решения уравнения (1), определяем моментальное значение плотности теплового потока, падающего на поверхность заготовок. Далее решается задача определения температурного поля металла, на базе дифференциальных уравнений нестационарной теплопроводности, с заданием ГУ 2 рода. При этом учитывается толщина слоя окалины на поверхности металла.

Выводы

1. Рассмотрены два компонента диагностики процессов тепловой обработки металла в печах, которые решают задачи: прогнозирования температурного поля обрабатываемой заготовки и определение толщины образующейся окалины.

2. Отработаны основы совместной работы компонентов диагностики, которые заключаются в учете параметров окалины при решении внутренней тепловой задачи металлозаготовок.

Библиографический список

1. Бирюков А.Б. Диагностика нагревательных печей периодического действия на основании построения и анализа моментальных тепловых балансов/ Бирюков А.Б., Новикова Е.В., Олешкевич Т.Г.// Промышленная теплотехника. - Т. 36. № 2, 2009. – с. 29

2. Бирюков А.Б. Современные подходы к диагностике процессов тепловой обработки металла в печах/ Бирюков А.Б., Сафьянц С.М., Иванова А.А., Андриенко Е.Н. // Черная металлургия. - №1 (1381), 2015. – с. 50-55

3. Бирюков А.Б. Диагностика процесса окисления металла пламенных печах/ Бирюков А.Б., Новикова Е.В., Олешкевич Т.Г., Петренко Л.И. //Металлургические печи. – Выпуск 6(21), 2014. – с. 3-11

4. Скоробогатова И.В. Диагностика моментальных тепловых балансов печи для анализа эффективности теплотехнических параметров/ Скоробогатова И.В., Бирюков А.Б., Гавриленко Б.В. - Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: Обчислювальна техніка та автоматизація. № 2 (25), 2005. – 57-63с.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СУШКИ И РАЗОГРЕВА СТАЛЕРАЗЛИВОЧНЫХ КОВШЕЙ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РЕКУПЕРАТОРОВ

Пилипеев Е.А., Лобков В.А., Новикова Е.В.
Донецкий национальный технический университет

На современных металлургических предприятиях процесс сушки и разогрева сталеразливочных ковшей все еще остается излишне энергозатратным, в связи с тем, что, как правило, он осуществляется при помощи сжигания природного газа. Вследствие высокой цены на природный газ вопрос экономии топлива является длительное время актуальным. На основании обзора литературных источников сделан вывод, что существует необходимость в совершенствовании технологии сушки и разогрева сталеразливочных ковшей.

Одно из решений в направлении экономии природного газа в процессе подготовки сталеразливочных ковшей предложили Айдинов А.М., Зятин А. С., Извеков Н. Я. и их коллеги из ОАО "Ювэнергочермет". Был получен патент на изобретение для сушки и нагрева футеровки металлургической емкости, включающий подачу газообразного теплоносителя в нижнюю зону емкости и последующее удаление продуктов сгорания из емкости через ее верхнюю часть и дополнительно из ее центральной нижней зоны емкости в количестве 60-90%. В качестве недостатков отмечено, что часть дымовых газов из полости ковша, который нагревается, выходит через технологический зазор в помещении цеха и ухудшает экологическую обстановку. Данный факт исключает возможность использования в качестве топлива, например, доменного или ферросплавного газов.

В качестве ближайшего аналога разработчики выше описанного патента приняли способ, осуществляемый в устройстве для сушки ковшей, включающий подачу продуктов сгорания после сжигания топлива по оси ковша в его полость и удаление охлажденных продуктов сгорания по периферии футерованной крышки посредством дымоотводящих патрубков и зонта. Ковш помещают в замкнутый объем, а в качестве топлива для получения продуктов сгорания используют ферросплавный или доменный газы, причем дополнительно продукты сгорания отводят из замкнутого объема. Установка ковша в замкнутый объем позволяет исключить выбросы дымовых газов в цех. Использование в качестве топлива ферросплавного или доменного газов взамен природного позволяет сократить затраты на производство сушки ковшей. Дополнительный отвод продуктов сгорания из замкнутого объема исключает выбросы отходящих дымовых газов из ковша в помещение цеха, так как в замкнутом объеме поддерживается необходимое разрежение, в результате чего обеспечивается отвод дымовых газов, выходящих из полости ковша, и воздуха, просачивающегося извне в внутрь объема через неплотности.

Инженерами ОАО ММК «Азовсталь» было предложено отопление стенов для сушки и разогрева футеровки металлургических ковшей, основанное на использовании периодической (импульсной или гармонической) подачи энергоносителей в рабочее пространство ковшей. Их энергосберегающие импульсные режимы отопления стенов для сушки и разогрева футеровки разработаны и успешно внедрены на стендах для сушки и разогрева 220-т сталеразливочных ковшей мартеновского цеха ОАО ММК «Азовсталь». При использовании импульсного отопления в результате целенаправленного управления тепловым потоком, передаваемым от факела и продуктов сгорания топлива к поверхности футеровки ковша, имеет место увеличение температурного напора и поверхности теплообмена, а также коэффициента конвективной теплоотдачи. В результате этого повышаются эффективность использования топлива и КПД процесса. Кроме того, зона максимальных температур (факела) непрерывно "перемещается" по футеровке, что повышает равномерность прогрева и снижает вероятность возникновения локальных перегревов, приводящих к ухудшению качества сушки футеровки. Инженерам ОАО ММК «Азовсталь» удалось добиться сокращения технико-экономических показателей таких, как суммарный расход топлива (природного газа) для следующих процессов: при сушке набивной футеровки на 5-7% (для кирпичной футеровки - до 12%); при межплавочном разогреве футеровки на 10-12%. Кроме того, данный способ отопления обеспечит повышение стойкости футеровки ковшей на 5 %.

Сотрудники из НМетАУ и ДНУ Гичёв Ю.А., Бевз Л.С., Коваль К.М., Ступак М.Ю. предлагают применять пульсационное сжигание топлива, что при так называемом "технологическом резонансе", то есть когда частота колебаний в объеме ковша совпадает с частотой пульсаций потоков газа, участвующих в горении, выгодно выделяется среди других технических решений, так как эффект пульсаций заметно возрастает при минимальных затратах энергии, связанных с генерацией пульсаций. Общий вид опытного стенда и схема аппаратного обеспечения технологии пульсационного сжигания представлены на рисунке 1. Для сжигания топлива на стенде предусмотрена горелка типа «труба в трубе». Пульсации газового потока обеспечиваются пульсатором, установленным на газопроводе и выполненным в виде вращающегося золотника с отверстием. Байпас пульсатора в комбинации с установленным на нем вентилем позволяют регулировать амплитуду пульсаций. При вращении золотника проходное сечение трубопровода, подающего природный газ, прерывается с заданной частотой, что приводит к периодическому сжатию и разрежению потока природного газа и образованию упругих колебаний. Необходимая для резонанса частота прерывания газового потока определяется при помощи акустического зонда, посылающего сигнал на предусилитель. Усиленный сигнал направляется к анализатору спектра. По спектральному анализу определяется частота, на которой амплитуда колебаний максимальна. Частота пульсаций регулируется изменением напряжения

электротока путем изменения сопротивления реостата исполнительным механизмом.

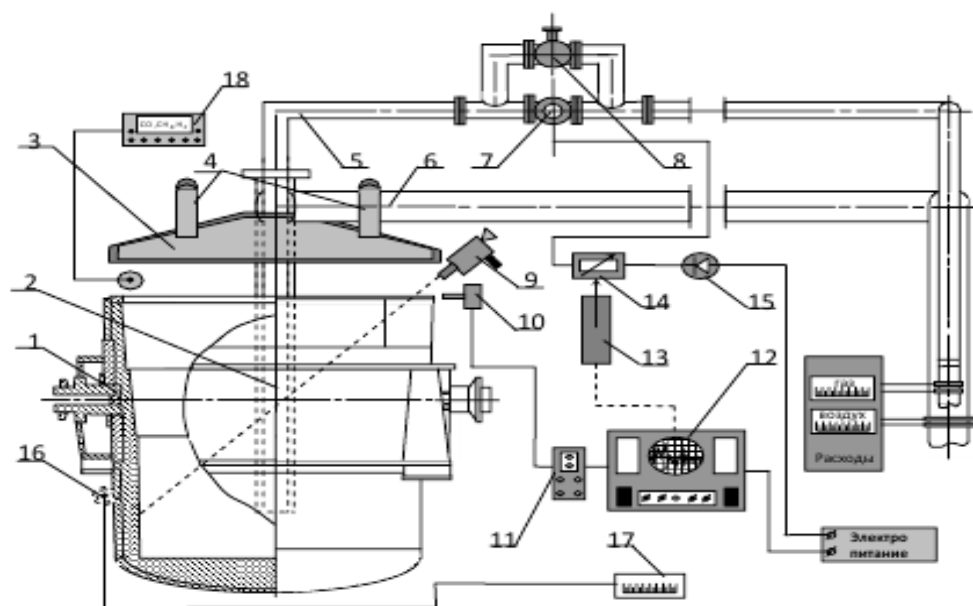


Рис. 1. Общий вид опытного стенда: 1 – ковш; 2 – горелка; 3 – крышка ковша; 4 – газоходы для отвода продуктов сгорания; 5 – газопровод; 6 – воздухопровод; 7 – пульсатор; 8 – байпас; 9 – радиационный пирометр; 10 – акустический зонд; 11 – предусилитель; 12 – анализатор спектра; 13 – исполнительный механизм; 14 – реостат; 15 – выпрямитель; 16 – термопара; 17 – потенциометр; 18 – хроматограф.

Амплитуда пульсаций регулируется положением вентиля на байпасе, позволяющим изменять соотношение расходов газа, прошедшего через пульсатор и через байпас. Технологический резонанс установлен при сушке ковшей в диапазоне частот 18-25 Гц, а при разогреве ковшей – 18-30 Гц, а уменьшение потребления природного газа и, соответственно, его экономия составили при сушке ковшей 7,8-25,3 %, а при разогреве – 19,5-37,8 %.

Несмотря на предлагаемые мероприятия, вопрос ресурсосбережения при подготовке ковшей к приему металла, все еще открыт. Поэтому предлагается возвращать в установку часть теплоты отходящих дымовых газов с подогретым воздухом. Из рабочего пространства ковша продукты сгорания по дымоотводящему трубопроводу направляются в щелевой вертикальный противоточный рекуператор и далее выбрасываются через дымовую трубу в атмосферу (вне производственного помещения, что даст возможность использовать альтернативное топливо, например, доменный газ). Подогретый до необходимой температуры воздух, после рекуператора поступает на газовую горелку.

Предлагаемые технические решения дадут возможность регулировать процессы сушки и разогрева, что в свою очередь обеспечит значительную экономию топлива.

ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА



ОСОБЕННОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СОЛНЕЧНЫХ КОЛЛЕКТОРОВ В СИСТЕМАХ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ

Балыкина Д.Е. Пархоменко Д.И.
Донецкий национальный технический университет

В XXI веке человек стал ещё больше зависеть от энергоресурсов, которые делают его жизнь комфортной. Однако, почти все используемые человеком ресурсы являются исчерпаемыми и это становится причиной и толчком развития альтернативных направлений. В промышленных масштабах использование альтернативных источников энергии пока что встречается редко, что обусловлено неравномерностью поступления энергии солнца, ветра и т.д. Хотя стоит отметить, что на некоторых современных производствах выполняют частичную замену основных источников энергии, например при удаленности объекта от централизованных систем электро- или теплоснабжения.

Для объектов частного пользования (загородный дом, небольшой магазин и др.) использование альтернативных источников энергии вполне реально, а иногда становится единственным способом повышения уровня комфортности. В ходе расчётов и анализа для условий г.Донецка определён оптимальный источник альтернативной энергии – плоский солнечный коллектор с баком-аккумулятором тепла. Данная система позволяет обеспечить автономное горячее водоснабжение в летний период (с апреля по октябрь), а в остальные месяцы снизить нагрузку ГВС от централизованного источника до 70%. Это позволит отказаться от использования электрического нагревателя и снизить потребление электроэнергии.

В основном коллекторы различных фирм имеют общие конструкционные особенности, обусловленные физическими законами и технико-экономическим расчётом. В свободном доступе существует большое количество инструкций по сборке подобного агрегата в домашних условиях, однако, даже при поверхностном анализе становится понятно, что только высокий уровень заводской сборки и качество материалов позволит достичь требуемых параметров.

Конструкция коллектора довольно проста, его стоимость будет зависеть от стоимости используемых материалов и качества сборки. Его основными конструкционными элементами являются: покрытие, пропускающее солнечную радиацию; поглощающая пластина с трубками, по которым движется теплоноситель; отражающая поверхность; изоляционный материал; короб.

Главным рабочим элементом коллектора считают пластину, на которой на равном расстоянии друг от друга крепят трубки, по которым пропускается теплоноситель. Задача пластины состоит в получении тепла от солнечного излучения и его передача теплоносителю. Поэтому важным фактором в этом процессе теплообмена становится выбор материала пластины и трубок. Он должен обладать высокой теплопроводностью, чтобы передать максимальное

количество тепла со всей поверхности пластины, устойчивостью к изменениям температуры и низкой коррозионной активностью при работе с теплоносителем. В этом случае возможно использование таких металлов как медь, алюминий и нержавеющая сталь. Они имеют достаточно высокую стоимость из-за энергозатрат на их производство, требуют тщательной подготовки теплоносителя, но их применение в сравнении с другими материалами при соблюдении всех условий намного эффективнее.

Для снижения стоимости коллектора некоторыми компаниями было предложено использование «многометалльной» системы. Она предполагает совмещение нескольких видов металлов в одной конструкции, например, выполнить пластину из металла с высокой теплопроводностью, а трубки – из металла с лучшими антикоррозионными свойствами. Использование двухступенчатой схемы циркуляции теплоносителя повышает срок службы агрегата, а также подходит для рассматриваемых климатических условий. В этом случае в трубках циркулирует смесь воды и антифриза, что препятствует замерзанию воды зимой, а затем эта нагретая смесь отдает тепло баку-аккумулятору, в котором находится вода для нужд ГВС.

Теплообмен между солнечными лучами и пластиной не будет эффективен, если поверхность пластины не приблизить к виду абсолютно чёрного тела. При покрытии пластины чёрной матовой краской её поглощательная способность доходит в некоторых случаях до 90%. Основная сложность заключается в равномерном нанесении краски на металлическую поверхность и её устойчивость к свету и перепадам температур в процессе использования.

Другие элементы системы также должны способствовать теплообмену, быть устойчивыми к различным воздействиям. Короб обязательно должен быть герметичным, иначе проникающий с воздухом кислород будет способствовать развитию коррозии пластины и трубок. Покрытие должно пропускать максимальное количество солнечных лучей и в тоже время быть прочным. Оптимальным вариантом станет использование стекла в качестве пропускающего покрытия и деревянного или пластикового кожуха с герметичными накладками. В качестве изоляции чаще всего используют стекловолокно, а для отражения лучей – алюминиевую фольгу. Эти материалы доступны, просты в монтаже и эксплуатации.

На данном этапе развития инженерии создание новых систем солнечных коллекторов является актуальным процессом, требующим использования современных технологий и материалов. Таким образом, изучение свойств различных материалов и их пригодности для рассматриваемой системы служит основой новых исследований и дальнейшего практического применения подобных устройств.

Литература:

1. <http://msd.com.ua/energiya/ploskie-solnechnye-kollektory-2>

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ ВОЗНИКАЮЩИЕ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ И ТРАНСПОРТЕ ТЕПЛА И ПРЕДЛОЖЕНИЯ ПО ИХ УСТРАНЕНИЮ

Вялкова К.С., Сафонова Е.К.

Донецкий национальный технический университет

Проблемы теплоснабжения одни из самых важных в инфраструктуре города. На данный момент состояние систем теплоснабжения находится в упадке так как большинство котельных были построены в 60-70-х годах, а оборудование установленное на них давно выработало свой эксплуатационный потенциал.

В Донецке около миллиона жителей, на весь город 9 тепловых районов 169 источников теплоснабжения, 103 центральных тепловых пункта и 5 станций подмеса. Установленная тепловая мощность 2950,96 МВт, а отапливаемая площадь 15305 тыс. м². Теплоснабжение — централизованное, регулирование отпуска тепловой энергии — качественное. Потери тепловой энергии в 2016 составили 285, 2 тыс. Гкал.

Рассмотрим основные проблемы теплосетей и возможное их решение подробно изучив Ворошиловский тепловой район. Он включает в себя 27 котельных и 4 тепловых пункта. Длина тепловой магистрали 92,417 км.

Одной из основных причин низкой эффективности работы котельных города является применение устаревших котлов типа НИИСТУ-5. Эти котлы нуждаются в реконструкции путем замены горелочных устройств необходимой тепловой мощности. В нашем городе этот ресурс используется нерационально, котлы демонтируют, а им на замену устанавливают жаротрубные котлы типа КСВ-5 при работе с которыми возникает еще больше проблем, так как необходимо предварительно пересчитывать гидравлический режим, заменять насосы, в большинстве котельных этого не делают, что приводит к быстрой поломке котельного агрегата.

В Ворошиловском тепловом районе 19 котельных с малой мощностью. Количество персонала обслуживающее эти котельные практически одинаково, как и для котельных с мощностью свыше 50 МВт. Для создания возможности увеличения заработных плат сотрудникам, необходимо мелкие котельные объединить или закольцевать с котельными большой мощности, а большие котельные реконструировать в мини-ТЭС.

Так как строительство ТЭС процесс длительный до 5-7 лет, а реконструкция котельных в режим работы по теплофикационному циклу может завершиться в течении года. Технология когенерации имеет высочайшую эффективность использования топлива, удовлетворительные экологические параметры. Совместная выработка тепловой и электрической энергии позволит сократить расходы на собственные нужды и продавать электрическую энергию ниже рыночной цены. В Донецке когенерационной установкой оборудована

одна котельная Ионина в Киевском районе. Эта котельная обеспечивает тепловой энергией 147 жилых домов, 4 школы, 2 больницы, 3 дошкольных учреждения.

При сжигании природного газа уходящие дымовые газы имеют высокую температуру, то есть нерациональные потери тепла в окружающую среду. Использование утилизации теплоты уходящих газов может дать повышение эффективности работы котельной на 2-3% и соответственно снизить расход газа на выработку тепловой энергии.

Состояние сетей — одна из основных причин потерь тепла по длине магистрали. Сети изношены и давно требуют замены, также необходима прокладка ППУ труб повсеместно. Сокращение финансирования на данном этапе привело к сокращению перекладок трубопроводов и снижению требований к качеству за счет удешевления строительных работ. Переложенные сети через 5 лет требуют замены, за счет этого увеличивается и количество аварий. Одно из простых и важных мероприятий нанесение на трубу качественного антикоррозийного покрытия, заменяется на покраску кузбас-лаком, либо покрытие наносят на неподготовленную поверхность трубы, что в результате приводит к тому, что период эксплуатации в безаварийном режиме с трудом достигает 10 лет.

Рост цены на газ, неравномерные поставки, а также поставки от различных поставщиков способствуют появлению еще ряда проблем:

во-первых, высокая цена на топливо принуждает потребителей отказываться от получения услуг теплоснабжения;

во-вторых, неравномерные поставки, приводят к авариям, а в холодное время года они могут привести к разморозке всей системы;

в-третьих, газ из разных месторождений имеет калорийность резко отличающуюся от той на которую производился расчет и требует постоянного пересчета.

По имеющимся проблемам можно сделать следующие выводы:

1. Государству необходимо контролировать и поддерживать разработку стратегии, научные исследования, также необходим контроль за выделением денежных средств на реконструкцию тепловых сетей города;
2. заменить устаревшие физически и морально котельные агрегаты на современные, энергоэффективные, автоматизированные котлы, не требующие в обслуживании большого количества сотрудников;
3. реконструировать котельные в мини-ТЭС;
4. создать систему энергоаудита систем теплоснабжения и теплопотребления, независимую от теплоснабжающих организаций. Энергоаудиторы должны своевременно определять возможности энергосбережения, производить экспертизу применяемых тарифов и определять пути их уменьшения.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕПЛООВОГО ПОТОКА ПРИ ЗАВИСИМОМ ОТ ТЕМПЕРАТУРЫ И ПОСТОЯННОМ КОЭФФИЦИЕНТЕ ТЕПЛОПРОВОДНОСТИ

Дрючевский В.А., Боев Ю.А.

Донецкий национальный технический университет

Проблема потери тепла через ограждающие конструкции актуальна не только для будущей застройки, но и для готовых зданий. Так как для них можно увеличить термическое сопротивление и, следовательно, снизить потери. Наряду с возрастающими тарифами на энергоносители, возрастает и цена теплоснабжения для рядовых жителей. Расходы на него можно снизить путем уменьшения теплопотерь в квартирах жильцов, а, следовательно, и нагрузки на отопительную котельную. Несбалансированные нагрузки, в свою очередь, приводят к превышению комфортной комнатной температуры, или, напротив, ее недогреву. На данный момент существует несколько методов определения теплопотерь. Все они дают довольно точные данные, но все равно отличаются от теплопотерь, определенных практическим путем.

Целью работы является усовершенствование уже существующих методов расчета путем учета коэффициента теплопроводности не как постоянную, а как функцию, зависящую от температуры и изменяющуюся по линейному закону:

$$\lambda = \lambda_0 [1 + \beta \Delta t] \quad , \quad \frac{\text{Вт}}{\text{м}\cdot\text{К}} \quad (1)$$

где λ_0 – коэффициент теплопроводности при $t=t_0$,

β – коэффициент пропорциональности, определяемый из эксперимента.

Коэффициент теплопроводности является физическим параметром вещества. В общем случае коэффициент теплопроводности зависит от его физических характеристик: температуры, давления, влажности и структуры. При инженерных расчетах значения коэффициента теплопроводности выбираются из справочных таблиц, составленных по опытным данным, которые получены экспериментальным путем при измерении теплового потока и градиента температур в заданном веществе. Коэффициент теплопроводности λ определяется из уравнения 2:

$$\lambda = \frac{|\vec{q}|}{|\text{grad } t|} \quad \left[\frac{\text{Вт}}{\text{м}\cdot\text{°C}} \right] \quad (2)$$

где \vec{q} – плотность теплового потока, Вт/м²;

grad t – градиент температур, °С/м.

Теплопроводность твердых тел может заметно изменяться от температуры. Так, при повышении температуры теплопроводность чистых металлов уменьшается. Теплопроводность порошкообразных и пористых тел

значительно изменяется с изменением объемной плотности материала, теплопроводность пористых тел зависит также и от влажности.

Перенос теплоты теплопроводностью может происходить только при условии, что в различных точках тела температурное поле неоднородно, т. е, для того чтобы внутри тела возникал тепловой поток, необходимо наличие градиента температуры, отличного от нуля. Тепловой поток в отличие от температуры (скалярной величины) имеет определенное направление: от точек тела с более высокой температурой к точкам с более низкой температурой.

Рассмотрим теплопотери на примере стены здания, выполненной из керамического кирпича марки М-200. Толщина стенки $\delta=0,5$ м, схема которой изображена на рисунке 1.

Задача решается для двух случаев:

1. Коэффициент теплопроводности постоянен и равен $\lambda = 0,81 \frac{\text{Вт}}{\text{м}\cdot\text{К}}$.

2. Когда коэффициент теплопроводности изменяется по линейному закону $\lambda(t)=0,81 + 0,47 \cdot 10^{-3} t, \frac{\text{Вт}}{\text{м}\cdot\text{К}}$.

Остальные теплофизические свойства считаем постоянными:

$$\alpha_{\text{ср1}}=8,7 \frac{\text{Вт}}{\text{м}^2\cdot\text{К}}, \quad \alpha_{\text{ср2}}=23 \frac{\text{Вт}}{\text{м}^2\cdot\text{К}}, \quad C=0,98 \frac{\text{кДж}}{\text{кг}\cdot\text{К}}, \quad \rho=1900 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}.$$

Температура наружного воздуха равна -24°C для условий города Донецка. Внутреннюю температуру принимаем равную 20°C . В качестве начальных условий задаем начальную температуру равную 20°C и граничные условия третьего рода, имеющие следующий вид (уравнения 2, 3):

Слева:
$$-\lambda \frac{\partial t}{\partial x} = \alpha_{\text{ср1}} (t_{\text{ср1}} - t_{\text{вн}}) \quad (3)$$

Справа:
$$-\lambda \frac{\partial t}{\partial x} = \alpha_{\text{ср2}} (t_{\text{нар}} - t_{\text{ср2}}) \quad (4)$$

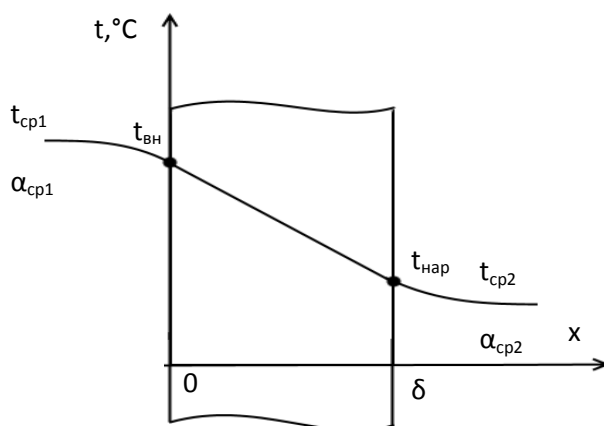


Рисунок 1 – Распределение температуры в плоской стенке

Процесс теплопередачи описывается однородным нестационарным уравнением теплопроводности (уравнение 5):

$$\rho C_p \frac{\partial t}{\partial x} = \frac{\partial}{\partial x} \left(\lambda \frac{\partial t}{\partial x} \right) \quad (5)$$

На исследуемую область вводим контрольно-разностную сетку и разбиваем на 100 контрольных объемов. После чего уравнение 6 интегрируем по каждому из этих объемов и аппроксимируем граничные условия первым порядком точности. В результате получим систему линейных алгебраических уравнений, которые решаем методом прогонки.

Для упрощения вычислений на языке программирования Pascal была разработана тестовая программа, в которую введены все исходные данные и условия вычислений. Программа будет в дальнейшем дорабатываться и проверяться, но на данный момент из ее вычислений уже можно делать выводы.

В итоге получим распределения температур по толщине стенки, изображенные на рисунках 2 и 3.

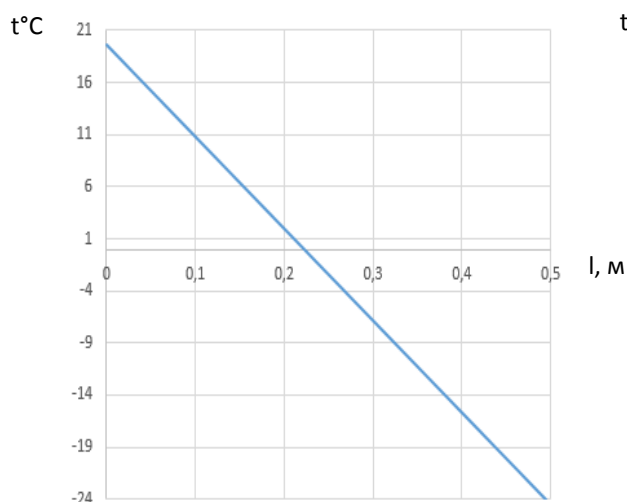


Рисунок 2 – распределение температуры по толщине стенки при $\lambda = \text{const} = 0,81, \frac{\text{Вт}}{\text{м}\cdot\text{К}}$

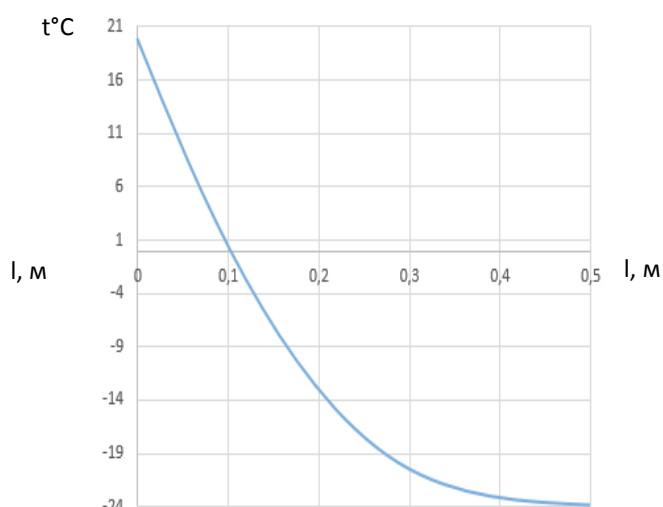


Рисунок 3 – распределение температуры по толщине стенки при $\lambda(t) = 0,81 + 0,47 \cdot 10^{-3} t, \frac{\text{Вт}}{\text{м}\cdot\text{К}}$

Из чего мы видим, что при постоянном коэффициенте теплопроводности график принимает линейную зависимость, в отличие от зависящего коэффициента теплопроводности. Далее был произведен расчет стационарного состояния теплового потока, изображенный на рисунке 4. Определен средний тепловой поток при $\lambda = f(t)$ по методу левых прямоугольников и вычислена относительная погрешность $\delta = 0,27\%$, и абсолютная $\Delta = 0,195 \text{ Вт/м}^2$.

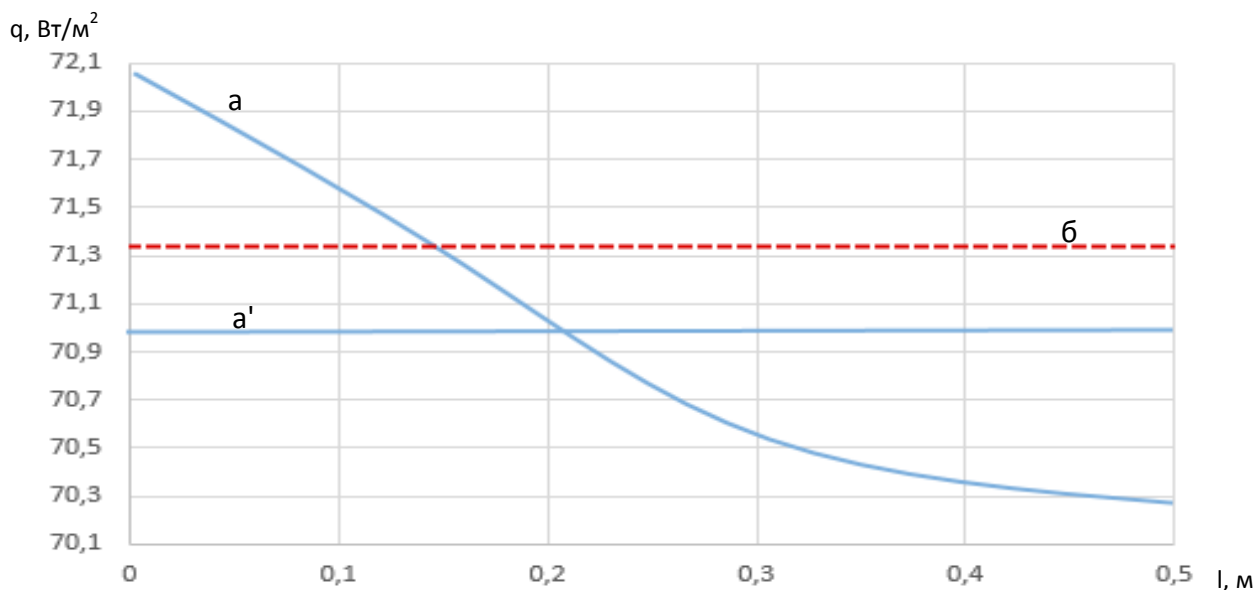


Рисунок 4 – распределение теплового потока по толщине стенки при $\lambda(t) = 0,81 + 0,47 \cdot 10^{-3} t$, Вт/(м·К) (а), средний тепловой поток (а') и при $\lambda = 0,81$, Вт/(м·К) (б).

Таким образом, исследована тестовая задача и определены абсолютная и относительная погрешности. Это происходит из-за неравномерного распределения теплового потока по толщине стенки. Вычисления по приведенному методу приведут к более точному определению количества тепла, отдаваемого наружной стеной квартирой, а, следовательно, в более глобальных вычислениях поможет точнее сбалансировать нагрузку на котельную. Поможет снизить расход и без того дорогого топлива. Также поможет установить более постоянную температуру в квартирах жильцов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Исаченко П.В., Осипова В.А., Сукомел А.С. Теплопередача. – Москва, «Энергия», 1975. – 483 с.
2. Патанкар С. Численное решение задач теплообмена и динамики жидкости. Москва, Энергоатомиздат, 1984. – 154 с.
3. Линейная монотонная прогонка. Методические рекомендации к выполнению лабораторной работы по дисциплинам «Тепломассообмен» и «Математические методы и модели в расчетах на ЭВМ». – Пяташкин Г.Г., Маркин А.Д., Гридин С.В. – Донецк: ДонНТУ, 2005. – 52 с.
4. Франчук А.У. Таблицы теплотехнических показателей строительных материалов, М.: НИИ строительной физики, 1969 – 142 с.

ПОВЫШЕНИЕ НАДЕЖНОСТИ ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЯ КОТЕЛЬНОЙ ПУТЕМ ВЫРАБОТКИ ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ НА ТЕПЛОМ ПОТРЕБЛЕНИИ

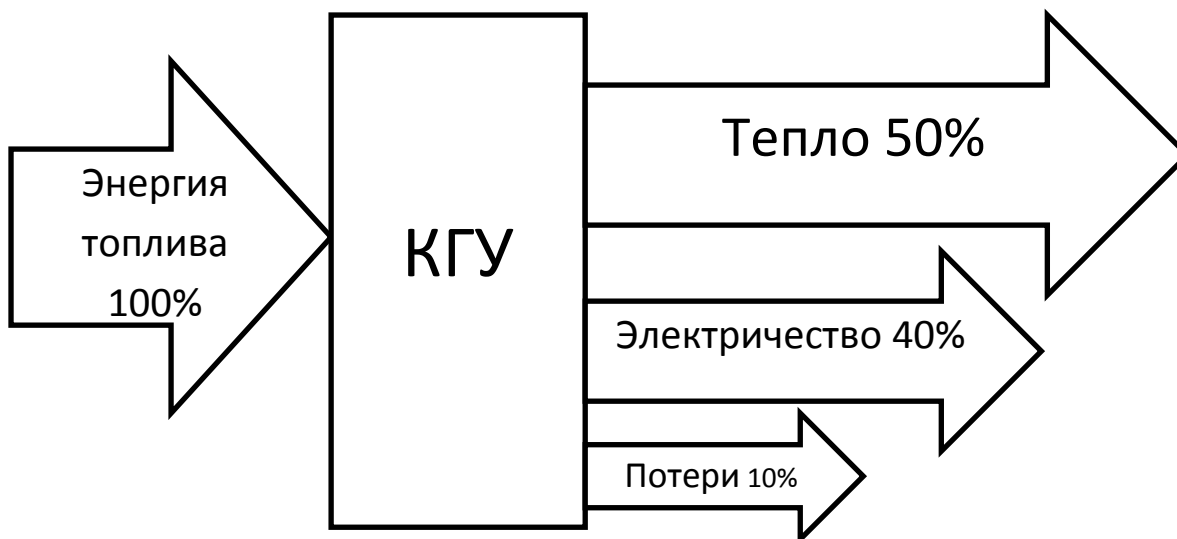
Завгородний К.А., Платохина Н.Г., Сафонова Е.К.
Донецкий национальный технический университет

Состояние основных фондов ЖКХ Донецкого региона характеризуется высоким уровнем износа и низкой энергоэффективностью и уровнем предоставления услуг населению, что обусловлено отсутствием средств на их развитие и текущее содержание. Значительное преобразование и модернизация этой сферы из-за сложившейся обстановки - ограничено, 80% стоимости услуг ЖКХ - это поставка электрической энергии, тепла, газа, горячей и холодной воды. Проблема заключается в том, что более 70% от общего потенциала энергосбережения ДНР расходуется в сфере ЖКХ.

Одним из перспективных направлений совершенствования услуг жилой сферы является развитие программ по энергоэффективности производства и реализации тепла. Реализация проектов, направленных на модернизацию и реконструкцию неэффективно работающих котельных, внедрение систем когенерации позволит уменьшить затраты топлива на выработку тепла. ККП «Донецкгортеплосеть» является основной площадкой для реализации данных проектов, проводя модернизацию котельных в которых внедряются современные технологии энергосбережения ТЭР (топливно-энергетических ресурсов).

Когенерация - совместная выработка тепловой и электрической энергии - является наиболее привлекательной технологией для производства энергии с экологической и экономической точки зрения. Основным элементом комбинированного источника электроэнергии и тепла, в дальнейшем когенератора (конгенерационной установки, мини-ТЭЦ), является первичной газовый двигатель внутреннего сгорания с электрогенератором на валу. При работе двигатель - генератор утилизирует тепло газовыхлопа, масляного холодильника и охлаждающей жидкости двигателя. При этом в среднем на 100кВт электрической мощности потребитель получает 150-160 кВт тепловой мощности в виде горячей воды. Таким образом, когенерация удовлетворяет потребность объекта в электроэнергии и низкопотенциальном тепле, а т.к. когенерационные установки устанавливаются в котельной, то достигаются минимальные потери при транспортировке тепла на собственные нужды котельной.

Надежность электроснабжения для собственных нужд котельной, при установке газового когенератора оправдано здесь тем, что он является надежным независимым источником электроэнергии, излишки которой будут продаваться соседним предприятиям. Возврат инвестиций будет быстрым и оправданным.



Несмотря на сложности, возникающие при строительстве и эксплуатации ГТУ, установки данного вида могут решить проблемные задачи по надежному тепло- и электроснабжению промышленных потребителей или жилых районов. В муниципальных образованиях при выделении финансовых средств на реконструкцию или модернизацию систем энергосбережения стоит более детально рассматривать проекты ГТУ.

Исходя из выше изложенного, посчитали целесообразным установить в водогрейной котельной по ул.Ионина г.Донецка, оборудованной котлами ДЕ-10-14, ТВГ-8М, КВГМ-50, работающей на газообразном топливе, установить когенерационную установку мощностью 1,14 мВт позволяющую обеспечить выработку электроэнергии для собственных нужд, а возможные излишки поставлять на потребности «Донецгортеплосеть». Это тем более актуально, что в результате проведенного анализа эколого-технического состояния котлов КВГМ-50, было, что при максимальной теплопроизводительности 44,13 Гкал/ч при среднем значении КПД 92,5 % выявлено, что дальнейшее повышение нагрузки котлов невозможно так как резко возрастает температура уходящих газов, что обусловлено уменьшением площади нагрева конвективного пучка. При этом, повышение нагрузки приводило к росту удельного расхода топлива на 1,19 кг.у.т/Гкал на котле № 3, а недостаточная производительность дутьевых вентиляторов котла № 4 привела к химическому недожогу.

Удельный расхода топлива, сохраняется на уровне 154,6 кг.у.т/Гкал, что ниже чем на котле №3.

Сравнение работы двух котлов показало необходимость снижения высокой температуре отходящих газов котла №3 (160 °С) которая приводит к повышению удельного расхода топлива до 156,79 кг.у.т/Гкал.

Анализ существующих когенерационных установок показал целесообразность установки «Газопоршневой электростанции с системой утилизации тепла» С электрической мощностью: номинальной -1,14 мВт, установленной- 1,46 мВт и тепловой- 1,7 мВт, которая производит 42,7 % электроэнергии и 57,3% тепловой энергии. (рис 1)

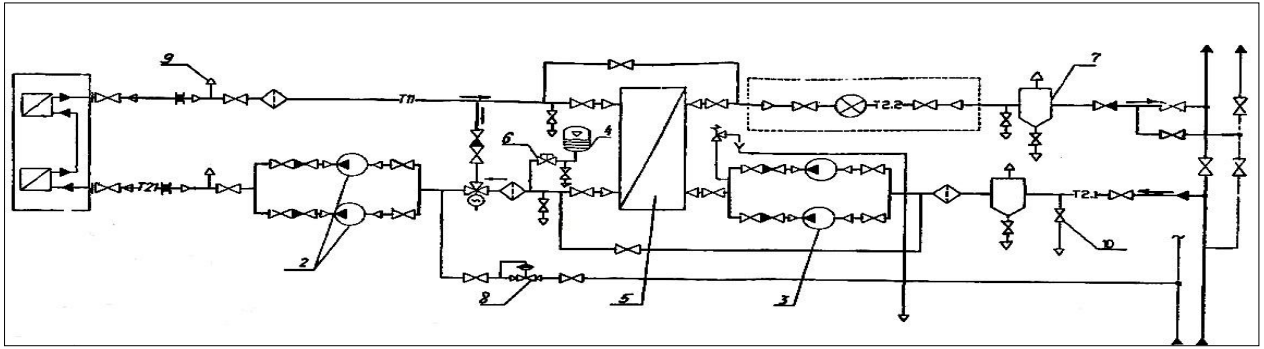


Рисунок 1 – Когенерационная установка

1 – когенерационная установка Caterpillar G3516A; 2 – насос циркуляционной горячей воды от КГУ; 3 – насос циркуляционный, сетевой, обратной; 4 – компенсатор объемом $V=80$ и $P=4$ бар; 5 – теплообменник, водоводяной $Q=1700$ кВт; 6 – вентиль с пломбой Ду 50; 7 – фильтр-отстойник с магнитным уловителем, 8 – клапан регулирующий давление, 9 – клапан автоматический воздуховыпускной, 10 – кран шаровой с внутренней резьбой (дренаж).

Данная установка введена в эксплуатацию. При общем КПД 88,3% и номинальном расходе газа $388 \text{ н.м}^3/\text{ч}$, установка позволила снизить температуру отходящих газов на котле №3 со 188°C и на котле №4 со 160°C до 120°C , что привело к снижению номинального расхода газа с $4373,8 \text{ м}^3/\text{ч}$ (на котле №4) и $5307,5 \text{ м}^3/\text{ч}$ (на котле №3) и позволила снизить удельный расход топлива в 1,8 раза.

Литература

- 1.Акт ввода в эксплуатацию газопоршневой электростанции Caterpillar G3520B с системой утилизации тепла. 2013
- 2.В.Г. Семенов Энергосбережение при организации совместной работы ТЭЦ и котельных // Новости теплоснабжения №1 2010г.
3. Бутузов В.А. томаров Г.В. Модернизация муниципальных котельных путем установки на них оборудования для комбинированной выработки тепла и электроэнергии. // Теплотехника №12 2008.
4. Андрющенко А.И. Комбинированные системы энергоснабжения //Теплоэнергетика №5 1997.
- 5.С.В.Кузнецов Надстройка котельных газотурбинными установками //новости теплоснабжения №10 2001.
- 6.николаев Ю.Е. Дубинин А.Б. Вдовенко И.А. Повышение эффективности коммунальных систем теплоснабжения малых городов России путем сооружения ТЭЦ с газотурбинными и газопоршневыми надстройками.// Вестник СГТУ.-2004

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДОВ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ОБСЛЕДОВАНИЯ КОТЕЛЬНЫХ

Королева В.Г., Гридин С.В.
Донецкий национальный технический университет

Из опыта энергетического обследования систем теплоснабжения городов и районов региона [1-2] в последние годы наблюдается тенденция роста удельных расходов топлива и потребления электроэнергии на производство и передачу тепловой энергии и теплоносителя. Усилилась дисгармония в производственных показателях систем теплоснабжения отопительного и неотопительного периодов, что выражается в высокой разнице тех же удельных показателей потребления топлива и электроэнергии. Летом тепловая мощность задействованных котлоагрегатов иногда в 30 раз и более превышает расчётную мощность, достаточную для обеспечения тепловой нагрузки, т.е. котёл работает в недопустимом режиме, что свидетельствует о его завышенной установленной мощности либо об отсутствии в схеме котельной котлов для обеспечения летних режимов теплоснабжения.

Оценить эффективность производства котельными тепловой энергии, передачи и распределения ими энергетических ресурсов между отдельными потребителями возможно только путём проведения на предприятии энергетического обследования (энергоаудита).

Энергоаудит предприятий и организаций предполагает оценку всех аспектов деятельности предприятия, связанных с затратами на топливо, энергию различных видов и некоторые ресурсы (воду).

Цель энергоаудита — оценить эффективность использования топливно-энергетических ресурсов, найти самые энергозатратные узлы и разработать эффективные меры для их устранения. Энергоаудит позволяет контролировать энергопотребление и на основе исследований принимать меры по минимизации энергетических затрат.

Существует несколько видов энергоаудита котельной [2,3]:

- Первичный (проводится в отношении потребителей природного газа, ранее не подвергавшихся энергоаудиту или перерыв в обследованиях которых составляет более 5 лет);
- Очередной (проводится не реже одного раза в пять лет и не чаще чем один раз в два года в плановом порядке - для сравнения текущих показателей энергоэффективности с показателями, определенными предыдущим обследованием и т.д.);
- Внеочередной (проводится при выявлении у потребителя природного газа роста объемов его потребления, увеличения выбросов в атмосферу и т.д., а также в случае увеличения потребности в топливе более чем на 25% от установленной в результате плановых проверок);
- Предэксплуатационный (проводится перед началом или в начале эксплуатации оборудования потребителем природного газа для определения

первичных характеристик энергоэффективности [2,3] и их соответствия паспортным, проектным и нормативным показателям).

Как один из вариантов усовершенствования методов энергетического обследования и обработки их результатов целесообразно на каждом обследуемом объекте иметь расчетные зависимости расхода топлива для отопления (теплоснабжения) зданий в графической и табличной форме. Для их построения можно воспользоваться материалами проектов энергоисточника и зданий, или нормативно-методическими материалами [4], где изложена методика определения количества тепловой энергии, необходимой на планируемый период.

На основании данных, полученных в ходе инструментальных измерений на этапе теплоэнергетического аудита на котлоагрегатах, теплообменного оборудования, тепловой и электрической сети, а также данных документального обследования работы котельной производится расчет показателей, характеризующих режим работы котельной.

Для расчета себестоимости по теплу и электроэнергии предлагается использовать несколько методик: по укрупненным показателям и по детальным расчетам, включая почасовой график потребления тепла и электричества и колебания среднесуточной температуры.

При этом нужно учитывать, что наиболее существенными составляющими тепловых потерь являются потери на объектах-потребителях. Наличие таковых не является прозрачным и может быть определено только после появления у потребителей тепла приборов учета тепловой энергии.

Таким образом, энергетический аудит способствует снижению потребления топливно-энергетических ресурсов, а значит и снижению себестоимости производимой продукции, т.е. оптимизирует технологию производства и потребления энергоресурсов и повышает надежность энергоснабжения котельной.

Литература:

1. Сафьянц А.С. Анализ энерго- и ресурсопотребления объектов на основе автоматизированного рабочего места энергоаудитора / А.С. Сафьянц, С.В. Гридин, А.В. Пожидаев. // Техническая теплофизика и промышленная теплоэнергетика: науч. сб. – 2013 - №5. – С.105-113.

2. Крючкова С.И., Гридин С.В. Технологии энергетического менеджмента в обеспечении сокращения конечного энергопотребления // Сб.докл. Всеукр. науч.-практ. конф. студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых» Донецк: ДонНТУ, 2011. - С.45-46.

3. Половина М.С., Гридин С.В. Оценка эффективности энергоаудита отопительной котельной // Сб.тезисов докладов Всеукр.науч.-практ. конф. молодых ученых, специалистов, аспирантов «Энергетика, энергосбережение в начале XXI столетия». Мариуполь: ГВУЗ ПГТУ, 2014. – С.85.

4. Энергетические обследования – способ реального энергосбережения и получения дополнительной прибыли: методическое пособие (нормативные документы, информационно – справочные материалы) / М.: Спорт и культура, 2002. 209 с.

ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ НА БАЗЕ ГАЗОГЕНЕРАТОРНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

Мацюк А.В., Колесниченко Н.В.

Донецкий национальный технический университет

На сегодняшний день вопросы утилизации бытовых отходов, переработки мусора промышленных отходов, в том числе горнодобывающей промышленности приобретают большое значение. Во многих регионах накопления отходов занимают огромные площади, представляя серьёзную угрозу нашего времени создавая угрозу окружающей среде: атмосфере, грунту и здоровью населения. С развитием цивилизации выход ТБО непрерывно растёт. Если в середине прошлого века на каждого человека приходилось 220...250 кг ТБО в год, то в восьмидесятых годах прошлого века эта цифра возросла до 300...320 кг в год. В начале 21 века в разных странах мира этот показатель составляет от 350 до 400 кг на человека в год.

Основным способом термической переработки ТБО на сегодняшний день является их прямое сжигание.

При сжигании ТБО получают 28-44% золы от сухой массы и газообразные продукты в виде двуокиси углерода, паров воды, различных примесей. Запыленность отходящих газов составляет 5—10 г/м³ (25— 50 кг/т ТБО). Так как процесс горения отходов происходит при температуре 1000°С и выше, то в отходящих газах присутствуют органические соединения — альдегиды, фенолы, хлорорганические соединения (диоксин, фуран), а также соединения тяжёлых металлов.

Преимуществом сжигания является: уменьшение объема отходов в 10 раз, снижение риска загрязнения почвы и воды отходами; снижения объема и массы ТБО на полигонах. Также этот метод позволяет получать дополнительные энергетические ресурсы, которые могут быть использованы для централизованного теплоснабжения и производства электроэнергии.

К числу недостатков сжигания ТБО относится выделение в атмосферу вредных твёрдых и газообразных веществ, а также уничтожение ценных органических и других компонентов, содержащихся в составе бытового мусора; высокий выход золы и шлаков (около 30% по массе); низкая эффективность восстановления черных металлов из шлаков; сложность стабилизации процесса сжигания, также необходима предварительная сортировка массы отходов. Основным минусом метода заключается в том, что дым, образующийся в процессе, провоцирует истончение озонового слоя и стимулирует развитие заболеваний у людей. При горении образуется зола и шлак, утилизация которых может стать проблемой из-за высокой токсичности.

Утилизация мусора является достаточно сложной комплексной программой и простое сжигание ТБО в настоящее время считается чрезвычайно опасным.

Состав ТБО является непостоянным, контролировать процесс сжигания и стабильность горения сложно. Для низкомолекулярных соединений требуется одно количество кислорода, одна температура и условия сжигания, а для высокомолекулярных другие. Таким образом, при сжигании ТБО при относительно низких температурах возможно образование веществ – продуктов неполного горения органических соединений, многие из которых имеют канцерогенные свойства. В то же время, увеличение температуры в зоне горения приводит к образованию оксидов азота и других вредных соединений.

Более высокотехнологическим видом утилизации ТБО является их стадийное сжигание с газификацией при недостаточных избытках воздуха на первой стадии, с возможным разделением потоков газообразных продуктов газификации на «чистый» и «грязный» газ. В процессе газификации бытовые отходы находятся в условиях разложения длительное время, что позволяет производить этот процесс более качественно. Кроме того, в качестве дополнительного топлива можно использовать энергетический уголь, что гораздо дешевле природного газа, необходимого для стабилизации прямого сжигания мусора.

Генераторный газ, как топливо, имеет несомненные преимущества перед прямым сжиганием ТБО и позволяет добиться более полного разложения исходных веществ и более высокого к.п.д. их использования. Генераторный газ, подобно природному газу, может быть использован в технологических и силовых установках. Сжигание получаемого газа легко автоматизировать; продукты сгорания менее токсичны, чем продукты прямого сжигания.

Генераторный газ используется как сырье для дальнейшей химической переработки и в качестве удобного и эффективного топлива для горелок сушилок, печей, котлоагрегатов, газовых турбин, но чаще, - газопоршневых установок.

В газогенераторных установках сырье проходит четыре этапа преобразования в газ: первый этап - быстрое высыхание материала под действием высокой температуры; второй - термическое разложение (пиролиз); третий - сгорание органических соединений; и четвертый, - восстановление на поверхности раскаленного угля двуокиси углерода CO_2 до ее монооксида CO , а воды H_2O - до водорода H_2 .

Выходящий из газогенератора газ имеет высокую температуру и содержит большое количество примесей (золу и смолы), поэтому газогенераторные установки комплектуются специальными системами охлаждения и очистки газа.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ КОТЕЛЬНЫХ ЗА СЧЁТ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТЕПЛОНАСОСНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

Мулаомерович М.С., Колесниченко Н.В.
Донецкий национальный технический университет

Необходимость экономии энергии характерна для нашей повседневной жизни – дома, в учреждениях и на производстве. Стремление уменьшить затраты первичной энергии (потребление топлива) без снижения или даже с увеличением отдачи энергии конечному потребителю за счет более рационального способа преобразования – главная тенденция развития современной техники. Это относится и к системам теплоснабжения зданий и промышленных объектов.

Тепловой насос — устройство для переноса тепловой энергии от источника низкопотенциальной тепловой энергии (с низкой температурой) к потребителю (теплоносителю) с более высокой температурой. Термодинамически тепловой насос аналогичен холодильной машине. Однако если в холодильной машине основной целью является производство холода путём отбора теплоты из какого-либо объёма испарителем, а конденсатор осуществляет сброс теплоты в окружающую среду, то в тепловом насосе картина обратная. Конденсатор является теплообменным аппаратом, выделяющим теплоту для потребителя, а испаритель — теплообменным аппаратом, утилизирующим низкопотенциальную теплоту: вторичные энергетические ресурсы и (или) нетрадиционные возобновляемые источники энергии.

Эффективность тепловых насосов определяет его коэффициент преобразования, который представляет собой отношение тепла, полученного в тепловом насосе, к расходам мощности на привод этого насоса. Стоит обратить внимание на то, что этот коэффициент для тепловых насосов может достигать пяти. В результате этого можно утверждать, что если тепловой насос будет потреблять, к примеру, один киловатт электрической энергии, то производить он будет примерно четыре – пять киловатт тепловой энергии. Главным правилом является следующее утверждение – чем меньше разница между температурой в отопительной системе и температурой горячего источника, тем выше КПД теплового насоса. Таким образом, можно сделать вывод, что тепловые насосы оптимально подходят для низкотемпературных отопительных систем (фанкойлы, теплый пол, радиаторы, то есть тех устройств, мощность которых пересчитывается на уменьшенную температуру подачи).

Коэффициент преобразования может быть вычислен по формуле:

$$\mu = \frac{Q_T}{\dot{E}} = \frac{Q_T * \eta_{эс}}{Q_H^p * \eta_{эл} * B} = \frac{1}{Q_H^p * \eta_{эл} * b_{ут} * \eta_{эс}}$$

где $\eta_{эс}$ – коэффициент полезного действия электрических сетей; $\eta_{эл}$ – коэффициент полезного действия электро станции; $b_{ут}$ – удельный расход условного топлива, кг/кВт час; Q_H^p – низшая рабочая теплота сгорания, кВт ч/кг.

$$\mu = \frac{1}{8,14 * 0,4 * 136,5 * 10^{-3} * 0,91} = 2,47$$

Если коэффициент преобразования энергии в тепловом насосе выше, чем 2,47, то можно говорить, что он экономически выгоднее, чем котел с КПД 0,9.

К преимуществам тепловых насосов в первую очередь следует отнести экономичность: для передачи в систему отопления 1 кВт·ч тепловой энергии установке необходимо затратить всего 0,2-0,35 кВт·ч электроэнергии. Так как преобразование тепловой энергии в электрическую на крупных электростанциях происходит с КПД до 50 %, эффективность использования топлива при применении тепловых насосов повышается. Упрощаются требования к системам вентиляции помещений и повышается уровень пожарной безопасности. Все системы функционируют с использованием замкнутых контуров и практически не требуют эксплуатационных затрат, кроме стоимости электроэнергии, необходимой для работы оборудования.

Ещё одним преимуществом тепловых насосов является возможность переключения с режима отопления зимой на режим кондиционирования летом.

Тепловой насос надёжен, его работой управляет автоматика. В процессе эксплуатации система не нуждается в специальном обслуживании, возможные манипуляции не требуют особых навыков и описаны в инструкции.

Важной особенностью системы является её сугубо индивидуальный характер для каждого потребителя, который заключается в оптимальном выборе стабильного источника низкопотенциальной энергии, расчете коэффициента преобразования, окупаемости и прочего.

Теплонасос компактен (его модуль по размерам не превышает обычный холодильник) и практически бесшумен.

К недостаткам геотермальных тепловых насосов, используемых для отопления, следует отнести большую стоимость установленного оборудования, необходимость сложного и дорогого монтажа внешних подземных или подводных теплообменных контуров. Недостатком воздушных тепловых насосов является более низкий коэффициент преобразования тепла, связанный с низкой температурой кипения хладагента во внешнем «воздушном» испарителе. Общим недостатком тепловых насосов является сравнительно низкая температура нагреваемой воды, в большинстве не более +50 °С ÷ +60 °С, причём, чем выше температура нагреваемой воды, тем меньше эффективность и надёжность теплового насоса.

СНИЖЕНИЕ ТЕПЛОВЫХ ПОТЕРЬ ПРИ ГОРЯЧЕМ ВОДОСНАБЖЕНИИ

Новосельцев А.С., Колесниченко Н.В.

Донецкий национальный технический университет

На сегодняшний день существует проблема с имеющимися большими потерями тепла горячего водоснабжения (ГВС) при передаче воды потребителю. Основными являются потери в трубопроводах и баках аккумуляторов (при их наличии).

На исследуемом объекте «котельная мкр. Широкий», работающей по закрытой циркулирующей системе ГВС с баком аккумулятором .

Проанализировав период с 01.04.2014 по 28.05.2014 мы получили данные, которые показали что расходы воды в подающем и обратном трубопроводах являются достаточно стабильными величинами.

Причем можно сказать, что потребление горячей воды составляет около 40-45% от расхода воды в подающем трубопроводе, остальная масса воды является циркулирующей. А замеряемая температура в подающем и обратном трубопроводах является мгновенной, а не средней, все же разница температур, а, соответственно и тепловые потери в сетях достаточно стабильны.

В период с начала апреля по конец мая температура наружного воздуха росла, соответственно разница температур в подающем и обратном трубопроводах снижалась, поскольку снижались и тепловые потери в сетях. Если на начало апреля Δt в среднем составляла 11-12⁰С, то к концу мая данная величина снизилась до 7-8⁰С.

На основании полученных данных сложно сделать вывод о потерях тепла в баке-аккумуляторе, однако очевидно, что основными потерями тепловой энергии являются потери в сетях.

А потери в тепловых сетях имеют зависимость показанную на графиках представленных на рисунках 1 и 2.

Как видим, несмотря на то, что в мае, в связи с повышением наружной температуры, абсолютные потери тепла снижаются, относительные потери имеют тенденцию к увеличению и достигают больших значений 30-35%, что значительно выше нормативных показателей.

Это связано с тем, что относительные потери определяются исходя из нагрева холодной воды, температура которой выросла. Кроме того, очень существенно (и это основной фактор), тепловые потери в сетях зависят от доли циркулирующей воды. Чем выше эта доля, тем выше потери.

Из анализа полученных данных можно сделать вывод, что тепловым потерям при горячем водоснабжении в летний период уделяется недостаточно пристальное внимание, и требуются дополнительные исследования.

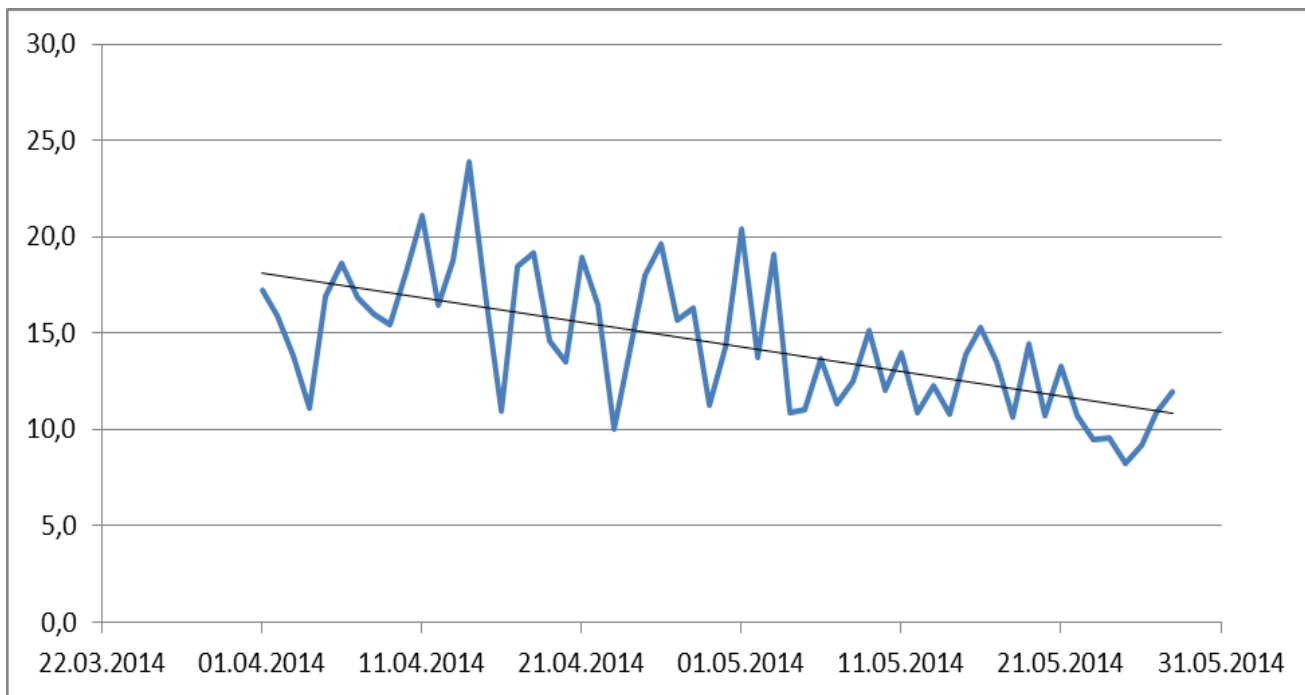


Рисунок 1 – Динамика изменения абсолютных потерь тепла в сетях, Гкал/сут

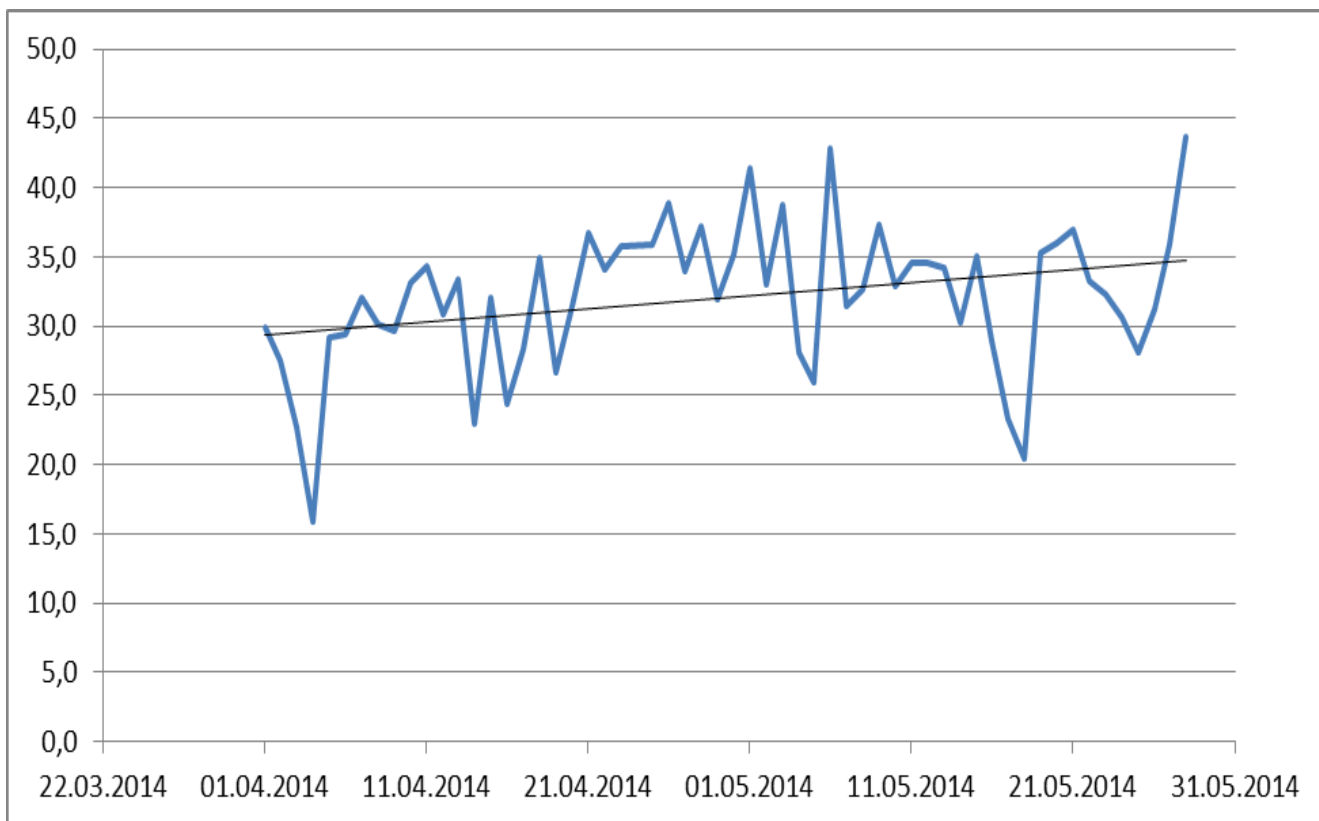


Рисунок 2 – Динамика изменения относительных потерь тепла в сетях ГВС

РАСЧЕТ ГАЗОСНАБЖЕНИЯ МИКРОРАЙОНА ГОРОДА. ПЕРЕЧЕНЬ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ МЕРОПРИЯТИЙ

Обрезанов Д.С., Пархоменко Д.И.

Донецкий национальный технический университет

Определение требуемых параметров в помещениях различного назначения является важной и актуальной задачей тепло- и газоснабжения. В статье рассчитаны параметры для жилых зданий, школы, садилов и супермаркетов находящихся в типовом микрорайоне г. Донецка, которые должна обеспечивать котельная в течение года. Также представлены данные расчета как часового потребления газа, так и годового. Население в районе - 10000 человек.

Таблица 1 - Заданные условия

Объекты	Количество, штук	Внутренняя температура, °С
Квартиры	3196	18
Школа	1	16
Детских садов	3	20
Супер-маркетов	3	15

Таблица 2 - Рассчитанные параметры

Наименование	Годовое, Мдж/год	Часовое, м ³ /ч
Потребление газа в квартирах города на приготовление пищи	152716564,7	456,4
Расход газа на отопление и вентиляцию в квартирах	299812633	895,9
Расход газа на централизованное горячее водоснабжение в квартирах	125001996,7	373,5
Потребление газа в школе(на приготовление пищи и лабораторных нужд)	334944	1
Расход газа на отопление и вентиляцию в школе	2169,87	56,81
Потребление газа в детских садах и яслях на приготовление пищи	1398391,2	4,179
Расход газа на отопление и вентиляцию в садах	1026,5	26,88

Наименование	Годовое, Мдж/год	Часовое, м ³ /ч
Потребление газа в супермаркетах на отопление и вентиляцию	1446,89	37,88
Суммарный расход по микрорайону	579269172,86	1852,549

Расход газа на районную котельную 14,8 МВт с 4-мя котлами ТВГ- 4Р
Газорегуляторные пункты в районе принимаем в количестве двух шкафных, из-за суммарного расхода газа через городские сети ГРП $553,89 \frac{м^3}{ч}$, нагрузка для каждого $276,945 \frac{м^3}{ч}$

Общая протяженность распределительной сети $\sum l = \sum l_{1гpn} + \sum l_{2гpn} = l_{1-5} \div l_{57-58*} + l_{59-60} \div l_{103-104*} = 2150 + 1910 = 4030 м$

Диаметры для 1-ой ГРП $d_{1-29} = 159 \times 4,5(150)$; $d_{29-58*} = 194 \times 5,0(184)$

Диаметры для 2-ой ГРП $d_{59-83*} = 159 \times 4,5(150)$; $d_{68-104*} = 194 \times 5,0(184)$

Перечень предлагаемых энергосберегающих мероприятий:

- Изолирование оголенных труб системы теплоснабжения
- Утепление наружных стен и реконструкция остекления
- Автоматизация системы отопления
- Установка отражающих экранов за радиаторами
- Организация централизованного пункта учета потребления тепла
- Частичная или полная реконструкция системы отопления

Таким образом данный расчет нам дал возможность посмотреть на проблему тепло- и газоснабжения, предложить перечень энергосберегающих мероприятий.

Литература:

1. Ионин А.А. Газоснабжение: учебное пособие/ А.А. Ионин. - М.: Стройиздат, 1989 - 439 с.
2. Пешехонов Н.И. Проектирование газоснабжение: примеры расчета/ Н.И. Пешехонов. – Киев, «Будівельник», 1970 – 148 с.

РЕКОНСТРУКЦИЯ СУЩЕСТВУЮЩИХ КОТЕЛЬНЫХ С ВОЗМОЖНОСТЬЮ ИХ РАБОТЫ НА ТВЕРДОТОПЛИВНЫХ ПЕЛЛЕТАХ

Панченко А.А., Гридин С.В.

Донецкий национальный технический университет

В настоящее время одной из главных проблем в сфере совершенствования технологий сжигания топлива котельными региона является необходимость одновременного решения сложных и часто взаимоисключающих задач повышения экономичности его сжигания и уменьшения выбросов загрязняющих веществ в атмосферу. В современной научно-технической терминологии одновременное решение этих задач формулируется как энергоэкологическая оптимизация сжигания топлива.

Такая оптимизация возможна за счет увеличения доли используемых возобновляемых источников энергетических ресурсов в энергобалансе [1-3]. Исходя из этого, в начале 2013 г. депутатами Донецкого горсовета была утверждена «Комплексная программа обращения с древесными отходами и перевода угольных котельных на использование твердого древесного биотоплива».

Цель данной программы – уменьшить объемы потребления газа и улучшить в городе ситуацию с экологией. Представленная программа – комплексная, она состоит из четырех взаимосвязанных проектов, которые планировалось реализовать до 2015 года. На первом этапе в течение 2013г. было создание производственного предприятия для переработки древесных отходов (опилки, стружка, щепа, кора, листва и пр.), соломы, лузги подсолнечника, гречихи и т.п. в прессованные топливные гранулы (пеллеты). Параллельно создавались бригады по обрезке и выкорчевыванию деревьев, а также по перевозке древесных отходов. Третий проект – это реконструкция и установка твердотопливных котлов с автоматизированной подачей топлива в котельных объектов бюджетной сферы. В рамках четвертого проекта на территории совхоза «Клен» намечалась рекультивация земельных угодий с целью создания сырьевой базы. Для реализации проекта требовались инвестиции в размере 67 млн. гривен (с учетом цен на сырье и оборудование по состоянию на начало 2013 г.).

Для реализации этой программы Главное управление благоустройства и коммунального обслуживания Донецкого городского совета и КП «Донецкгортеплосеть» планировали модернизировать котельные с целью снижения себестоимости отпускаемой тепловой энергии и улучшения качества предоставляемых услуг по теплоснабжению, а также снижения выбросов в атмосферу.

Экономическая выгода от внедрения энергетического оборудования, работающего на топливных пеллетах, очевидна: цены на газ, уголь и жидкое топливо будут постоянно расти до уровня мировых; решаются вопросы

утилизации древесных отходов; древесные отходы - экологически чистое топливо.

Внешне пеллеты выглядят как небольшие цилиндрики диаметром от 6 до 14 мм и длиной от 0,5 см до 2 см. Гранулы скрепляются под высоким давлением с помощью природного компонента, который есть в дереве (лигнин), либо с добавлением муки, без добавления каких-либо дополнительных химических закрепителей. Теплотворная способность пеллет сравнима с углем и составляет 4,3-4,5 кВт/кг. При сжигании 1 тонны пеллет выделяется столько же энергии, сколько при сжигании 1,6 тонны древесины, 480 м³ газа, 500 л дизельного топлива или 700 л мазута.

В отличие от других видов топлива, пеллеты имеют относительно невысокую цену (от 1700 до 3000 руб./т при отгрузке насыпом, 4000 руб./т в биг бегах, 4500 руб./т в мешках по 15кг). К тому же пеллеты намного экологичнее традиционного топлива: эмиссия углекислого газа в воздушное пространство в 10-50 раз ниже, образование золы в 15-20 раз меньше, чем при сжигании угля. Зольный остаток составляет всего 0,5% от сгоревшего объема, его можно использовать в качестве удобрения. Затраты энергии на производство пеллет составляют примерно 3% от содержания энергии, что гораздо ниже затрат на получение природного газа или мазута.

В таблице 1 представлена сравнительная характеристика различных видов топлива.

Таблица 1 - Сравнительная характеристика различных видов топлива

Вид топлива	Теплота сгорания, МДж/кг	% серы в дымовых газах	% золы	Содержание CO ₂ в дымовых газах, кг/ГДж
Уголь	15-25	1-3	10-20	60
Мазут	42	1,2	<1,5	78
Отходы древесные	10	0	2	0
Природный газ	36	0	0	57
Пеллеты (древесные гранулы)	17,5	0,1	<1	0

Таким образом, при использовании различных видов топлива мы имеем значительные экологические и экономические преимущества использования котельных установок на древесных отходах и пеллетах в сравнении с котельными на других видах топлива. Но кроме цены непосредственно на топливо, необходимо принимать во внимание некоторые статьи расходов при выборе котлов на том или ином виде топлива, а именно: затраты на подвоз топлива (возобновление запаса топлива); стоимость обслуживания установки (периодичность и сложность обслуживания, в частности угольных котлов на низкосортном угле); повышение цены топлива с течением времени; необходимость и стоимость установки дополнительного оборудования для функционирования котлов (сложная система топливоподготовки и хранения топлива).

В настоящее время ни российского, ни украинского стандартов на топливные гранулы не существует, приходится руководствоваться лишь

требованиями технических условий (ТУ). Учитывая вышесказанное, можно сформулировать примерное техническое задание на модернизацию котельной при переводе ее на технологию сжигания топливных пеллет:

1. Предложить техническое решение реконструкции существующих котлов с возможностью их работы на древесных пеллетах, то есть полностью исключить уголь (газ, мазут) как топливо.
2. Обеспечить не менее чем трехсуточный запас топливных пеллет и полностью механизировать процесс топливоподачи к котлам.
3. Создать запас тепловой мощности котельной для обеспечения отопительной нагрузки.
4. Выбрать модульный вариант основного котельного и вспомогательного оборудования для простоты монтажа и его минимальных сроков.

При этом однозначное условие - система топливоподачи древесных пеллет к котлам должна быть механизирована для повышения уровня эксплуатации котельной, например, по предлагаемой на рисунке 1 схеме.

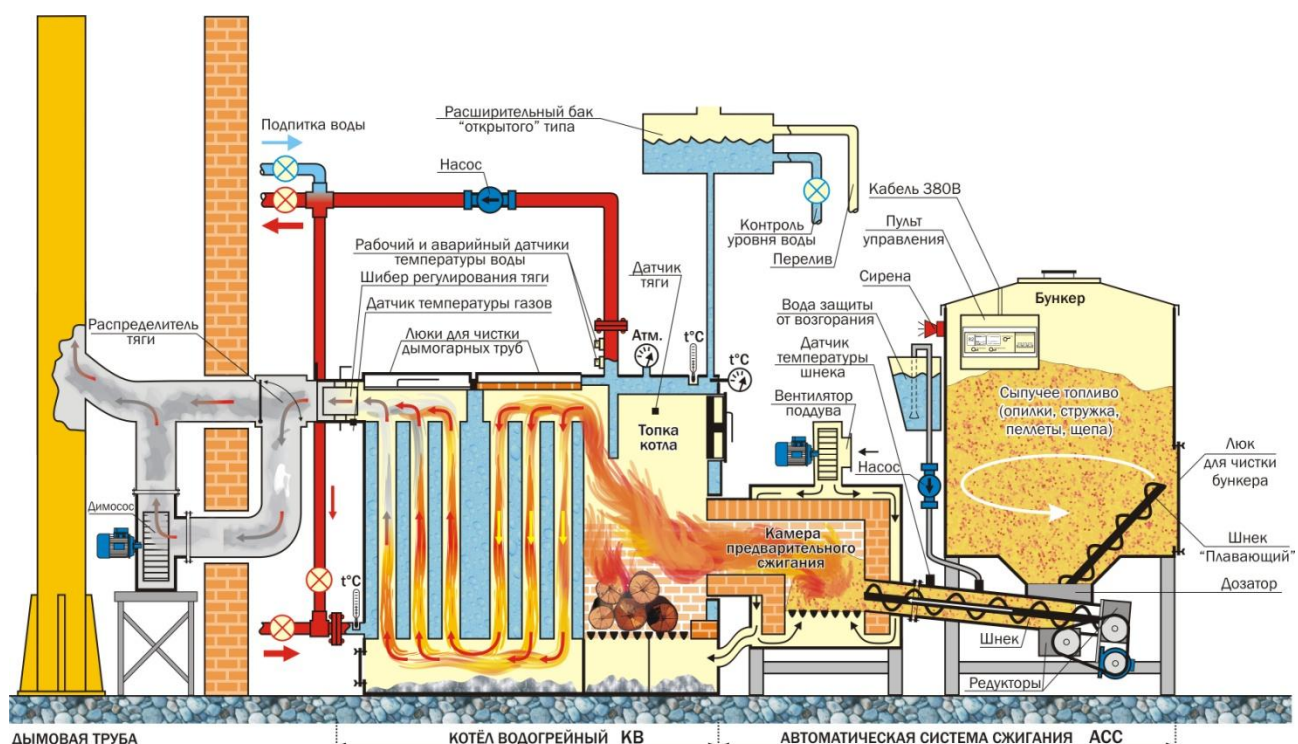


Рисунок 1 – Схема работы модернизированной котельной с твердотопливным водогрейным котлом КВ с автоматической загрузкой и системой сжигания топливных пеллет и регулировкой мощности по температуре

Подобные схемы на сегодня уже реализованы на котельных некоторых деревообрабатывающих предприятий России. Например, компанией «ЭкоТерм» в городе Бодайбо Иркутской области [4] было принято решение и произведены тепловые, аэродинамические и прочностные расчеты по конструкции жаротрубного котла теплопроизводительностью 2,5 МВт/час на древесных отходах. Был запроектирован предтопок для сжигания отходов, аналогичный уже проверенному в работе предтопку к котлам КЕ-10-14. Подача топлива осуществляется из бункеров «юбки» с помощью загрузчика,

совершающего возвратно-поступательные движения от маслогидростанций. После котла установлено золоулавливающее устройство и воздухоподогреватель. Отвод газов осуществляется с помощью дымососов через металлическую дымовую трубу. При испытаниях котел вырабатывает 4,6 Мвт вместо проектных 2,5. Габариты котла 2,5х2,5 м, по газам - трехходовой. Расчетный график 115-70°С, расход воды составляет 275 м³/час. Фактически один котел закрывает потребность комбината в тепле на отопление, вентиляцию и технологию.

Во многих случаях, когда котельные были запроектированы полностью на газе или мазуте, с котлами ДКВР или КВ-ГМ, то основной трудностью при переводе таких котлов на древесные отходы являются уже существующие топки камерного сжигания газа и мазута, и применить их без больших затрат трудно, а часто и невозможно.

В АО «Лесэнерго» разработано и внедрено топочное устройство к котлу ДКВР-10-13 при сохранении без изменений существующей компоновки оборудования [4]. Аналогичные устройства с незначительными изменениями могут быть применены и к котлам других типов. За стеной здания перед фронтом котлов выполняется выносное топочное устройство. Топка, где происходит сжигание пеллет, соединяется с котлом газопроводом длиной 6 м и более. Отсутствие поверхностей нагрева в топке и газопроводе приводят к хорошему дожиганию летучих составляющих топлива. При создании выносных топок сохраняется возможность работать и на газе или мазуте. При такой реконструкции обязательно предусматривается удаление золы из конвективной части котлов.

В результате режимно-наладочных испытаний парового котла типа ДКВР-10-13 с выносной топкой достигнута надежная работа котлоагрегата в диапазоне нагрузок от 60% до 100% от номинальной. При отсутствии потерь тепла от химической неполноты сгорания КПД котлоагрегата равен 80,4-80,0%.

Подобное решение по сжиганию древесных отходов с помощью выносных топочных устройств может быть использовано для котлов типа КЕ, КВ-ГМ и других [5].

Литература:

1. Гридин С.В. Анализ перспектив и методов использования газогенераторного газа с целью разработки энергоэффективных решений по экономии энергоресурсов / С.В. Гридин, С.А. Вертела // Энергетика. Энергосбережение. Энергоаудит. – 2013. – №8(114). – С.31-40.
2. Гридин С.В. Оценка эколого-экономического эффекта от использования в качестве топлива водомазутной эмульсии, приготовленной из мазутосодержащих отходов / С.В. Гридин, А.Л. Хохлова // Промышленная теплотехника, 2010. - №3. С.59-63.
3. Крючкова С.И., Гридин С.В. Энергоэффективность как фактор снижения загрузки на окружающую среду // Сб. докл. XXI Всеукр.науч.конф. аспирантов и студентов «Охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов». Донецк: ДонНТУ, 2011. - С.47-48.
4. Солдатов В.А. Конструктивные решения по замене мазута, угля, газа на древесные отходы в котлоагрегатах типа ДКВР, КЕ, КВ-ГМ и других / В.А. Солдатов // «Новости теплоснабжения». – 2001. - №3.
5. Будущее – за пеллетами // ЛесПромИнформ. – 2005. - №3(25). – С.42-43.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ КОТЕЛЬНОЙ ПУТЕМ УТИЛИЗАЦИИ ТЕПЛА ОТХОДЯЩИХ ГАЗОВ

Платохина Н.Г., Завгородний К.А., Сафонова Е.К.
Донецкий национальный технический университет

Проблема повышения эффективности работы систем теплоснабжения путем снижения нерациональных потерь тепла с уходящими газами актуальна, т.к. в настоящее время температура уходящих газов в крупных энергетических и промышленных котельных агрегатах составляет 120 - 160°C. Соответственно потери тепла с уходящими газами при составлении теплового баланса этих установок по низшей теплоте сгорания топлива колеблются от 5-7% до 25-60%. Известны различные способы утилизации тепла, в том числе глубокая утилизация тепла (с использованием теплоты парообразования) уходящих газов на газовых котлах и применение контактных теплообменников для работы в автономных тепловых сетях в качестве теплогенерирующего устройства. При этом эффективность использования топлива повышается на 5-10 %. Зависимость КПД энергоустановки от температуры отходящих газов представлена на рисунке 1.

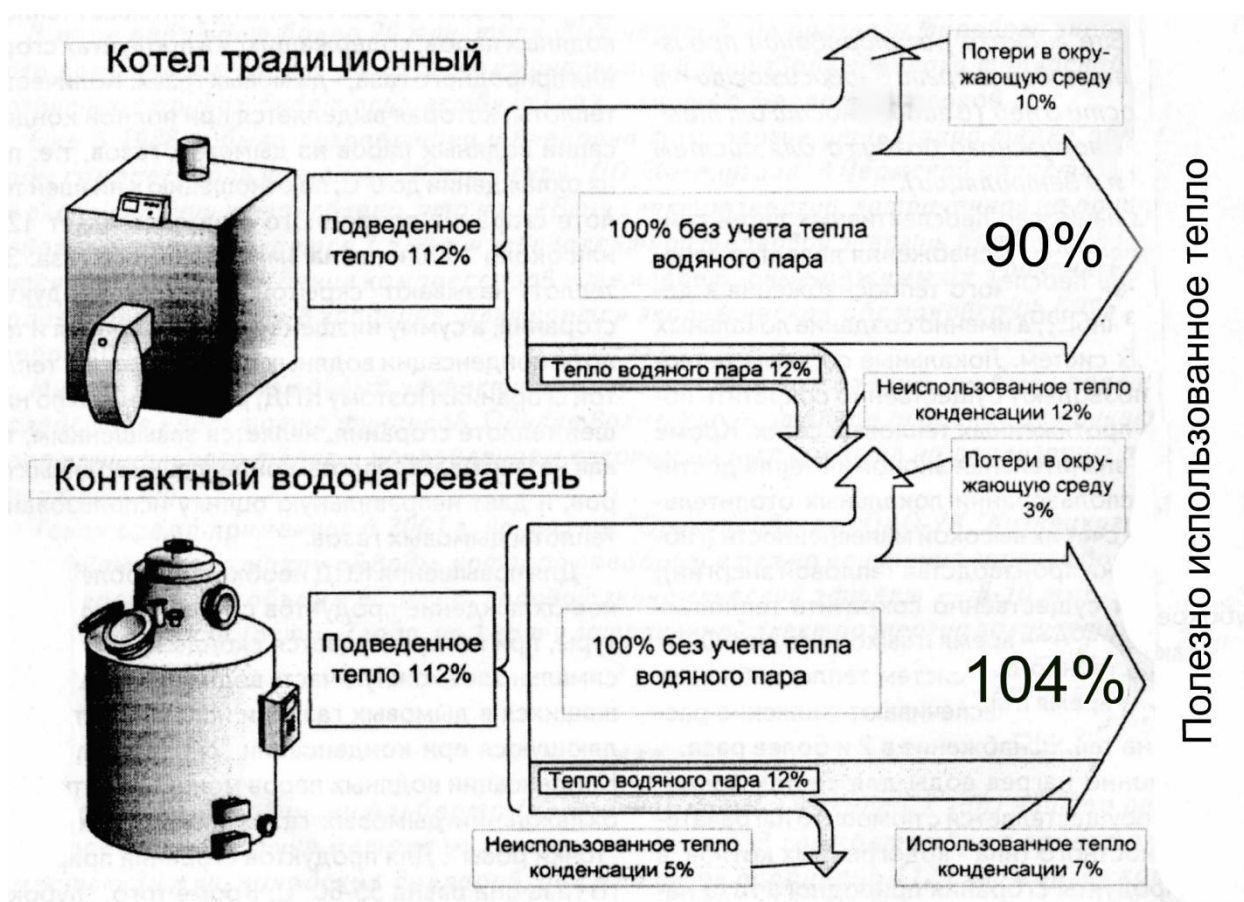


Рисунок 1 - Зависимость КПД водонагревателя от температуры отходящих газов.

В широко распространенных промышленных, коммунальных и отопительных котельных, не имеющих хвостовых поверхностей нагрева, потери с физическим теплом уходящих газов оставляют 15-25%. Кроме того, с уходящими газами выбрасываются водяные пары, скрытая теплота парообразования которых составляет до 10-15% низшей теплоты сгорания топлива. Суммарные потери тепла с уходящими газами при составлении теплового баланса по высшей теплоте сгорания топлива, таким образом, 15-20% в наиболее совершенных котельных агрегатах. Обычно они являются наиболее крупными из всех потерь тепла, имеющих место в тепловых установках.

Температура дымовых газов котлов таких как ТВГ-8М котельной № 367 г.Донецка составляет 158°C. Для решения проблемы понижения температуры отходящих газов были проанализированы существующие утилизационные установки.

Утилизационные водонагреватели представляют собой простейшие змеевиковые теплообменники, предпочтительно из труб со спиральным оребрением (рис 2.), использование которых примерно в 2 раза сокращает габариты и стоимость утилизатора по сравнению с гладкотрубным вариантом. Они предназначены для нагрева воды в системе теплоснабжения или горячего водоснабжения и используют тепло уходящих газов из печей, сжигающих преимущественно природный газ. Принципиальная схема утилизационного водонагревателя представлена на рисунке 2.

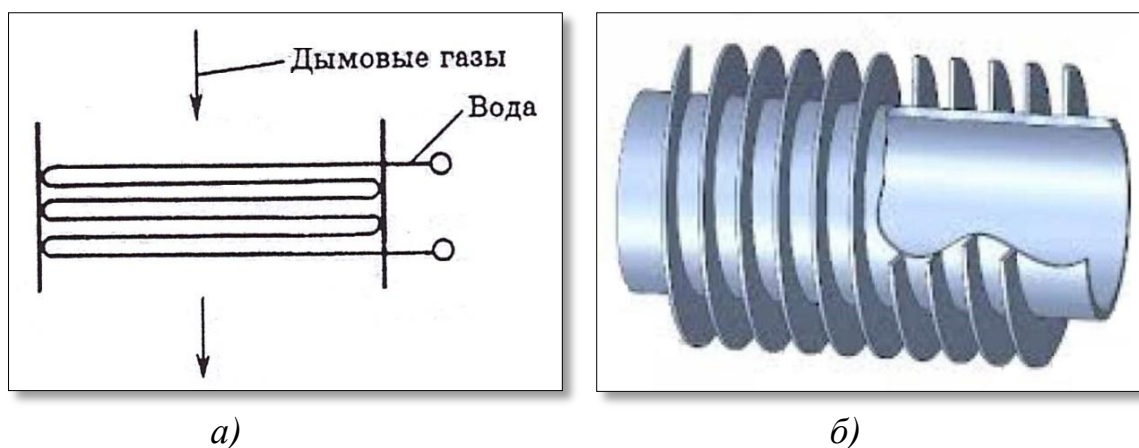


Рисунок 2 - Утилизационный водонагреватель
а – принципиальная схема, б – элемент трубы

Путем выбора параметров оребрения: высоты, толщины и шага ребер, а также выбором шага труб может регулироваться эффективность теплопередачи в оребренных трубах.

Для стабильной и экономичной работы котлов рекомендуется поддерживать температуру уходящих газов за утилизатором не ниже 90°C, а при работе двух котлов не ниже 70°C во избежание появления конденсата на внутренней поверхности дымовой трубы. Для предотвращения конденсации

водяных паров, содержащихся в дымовых газах, на поверхности нагрева при низких температурах нагреваемой воды и при низком ее качестве, существуют специальные схемные и конструктивные решения (рис.3).

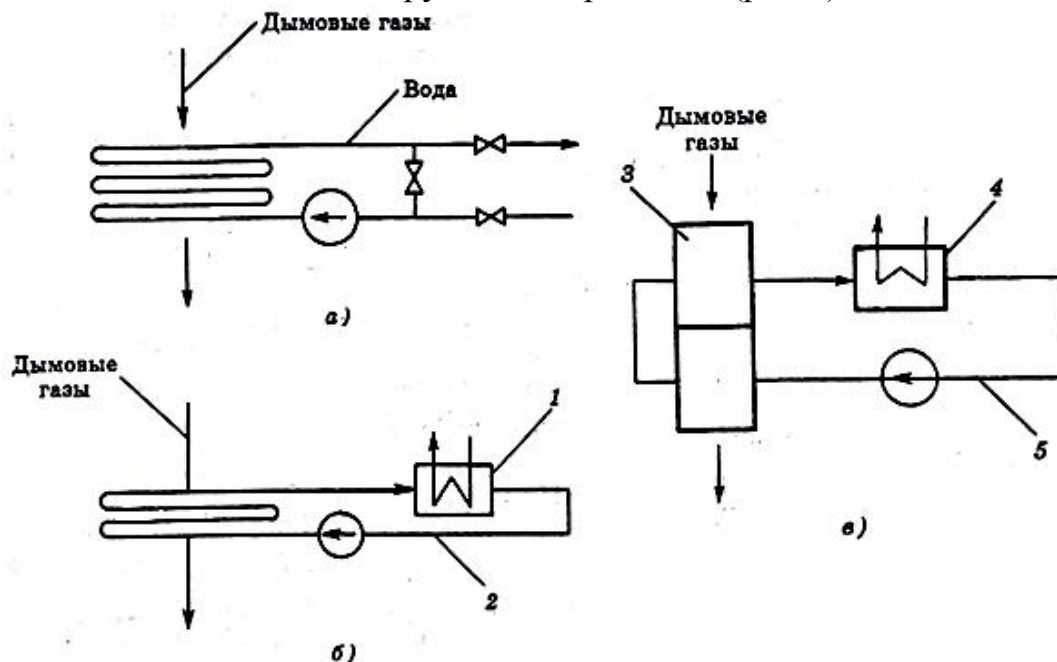


Рисунок 3 – Схемы утилизационных водонагревателей:
 а – с рециркуляционным предварительным подогревом воды;
 б – с водяным промежуточным контуром;
 в – с воздушным промежуточным контуром;
 1 – водоводяной бойлер, 2 – водяной промежуточный контур,
 3 – воздухоподогреватель, 4 – воздуховодяной бойлер,
 5 – воздушный промежуточный контур.

Анализ работы теплоутилизаторов показал, что наиболее эффективным для условий работы котельной № 367 является утилизационный водогрейный теплообменник ТУВ-16-10-265, предназначенный для нагрева воды за счет утилизации тепла продуктов сгорания природного газа с запыленностью не более $0,5 \text{ мг/м}^3$ в умеренном и холодном климате. ТУВ состоит из теплопередающих элементов, трубных решеток, коллекторов. Теплопередающие элементы выполнены из стальной несущей трубы и алюминиевого накатного оребрения. ТУВ выполнен в 10-ти ходовом исполнении по воде. Многоходовое исполнение достигается с помощью поперечных перегородок, которые создают последовательное движение воды по трубкам теплообменника. ТУВ установлен на подземном газоходе от котла №1. Точка подключения теплоносителя к ТУВ – существующие трубопроводы обратной (вход в котел), подающей (выход из котла) сетевой воды котельной №367. На линии подачи теплоносителя к утилизатору установлен магнитный шламоотделитель. Для учета вырабатываемого количества тепла установлен ультразвуковой счетчик-расходомер. Схема расположения утилизатора представлена на рисунке 4.

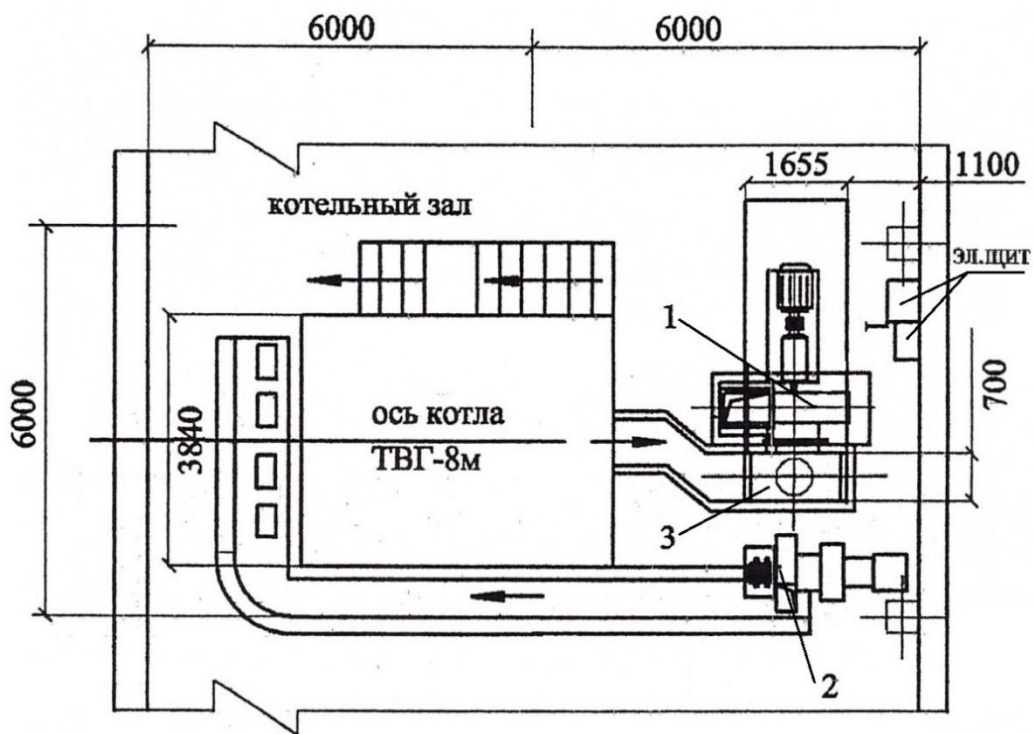


Рисунок – 4. Схема расположения утилизатора
1 - дымосос, 2 – вентилятор, 3 – утилизатор.

Данный выбор считается целесообразным, т.к. КПД утилизатора с увеличением нагрузки растет с 1,89 до 4,51 %, при теплопроизводительности утилизатора 0,067 Гкал/ч при давлении газа перед горелками 2,9 кПа до 0,37 Гкал/ч при давлении перед горелками 12,7 кПа. Таким образом, экономия удельного расхода газа от внедрения утилизатора при максимальной нагрузке составляет 6,4 м³/Гкал при часовой экономии газа – 49,32 м³/ч, а экономия удельного расхода топлива – 12,14 кг.у.т./Гкал. Удельный расход газа при работе с утилизатором снизился на 4,7 %отн. и составил 129,56 м³/Гкал. Температура уходящих газов снизилась при максимальной нагрузке со 183 до 92°С.

Использование утилизатора позволило обеспечить прирост КПД котла от 1,09 до 4,94 % при температуре уходящих газов после утилизатора 90°С и 70°С соответственно. При этом часовая экономия газа в зависимости от нагрузки составила при температуре уходящих газов после утилизатора:

- не ниже 70°С составила от 20,15 до 55,87 м³/час,
- не ниже 90°С составила от 5,74 до 42,33 м³/час.

Литература

1. Королевич А.Я., Юрченко М.М. Отопление и горячее водоснабжение в локальных тепловых сетях на базе контактных водонагревателей // Энергосбережение. 2002. №5.
2. Аронов И.З. Контактные газовые экономайзеры //Киев: Техника, 1964.
3. Липец А.У. Утилизация тепла отходящих от промышленных печей дымовых газов //Теплоэнергетика. 1999. №4.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛООБМЕНА И МОДЕЛИРОВАНИЕ МИКРОКЛИМАТА ОТАПЛИВАЕМЫХ ПОМЕЩЕНИЙ

Рышетник А. С., Боев Ю.А.

Донецкий национальный технический университет

Известно, что до 35% производимой регионом энергии используется для теплоснабжения зданий, поэтому вопрос обеспечения требуемых параметров микроклимата в помещении различного назначения является важной задачей. К настоящему времени, к сожалению, не было полной программы для строительства нового жилого фонда, реконструкции и не ремонта зданий, построенные в 50-70х годах. Проблема энергосбережения актуальна не только для нового строительства, но и для уже построенных по старым нормативам зданий.

Целью работы является исследования тепловых потерь в общественных и жилых зданиях и сбор знаний и системный анализ процессов тепло-переноса, влияющих на распределение температуры по толщине слоя ограждающей конструкции, в отапливаемом помещении, скорости изменения температурного режима, поступлений солнечной радиации, теплостойкости отапливаемых помещений.

Исходя из вышеизложенного в данной статье будет предпринята попытка изложить ряд аналитических расчетов для проведения энергосберегающих мероприятий в исследуемом помещении

В помещении происходит нестационарный теплообмен, то есть температура воздуха зависит от теплопоступлений в помещение и истечения тепла из помещения.

Нестационарный теплообмен в помещении описывается такими дифференциальными уравнениями в трехмерной декартовой системе координат:

1. Уравнением неразрывности (сплошности) потока;
2. Уравнением Навье-Стокса для каждой из компонент скоростей по направлениям x , y , z ;
3. Уравнением энергии в подвижных средах (Фурье-Кирхгофа);
4. Уравнением Фурье для ограждающих конструкций здания.

Уравнение в каждом конкретном случае должно дополняться условиями однозначности процессов теплообмена, то есть начальными, граничными и теплофизическими условиями. Решение таких уравнений требует использования специальных вычислительных методов и больших затрат машинного времени на их решение.

Одной из задач работы является изучение лучистого теплообмена внутри помещения. В качестве упрощения исследования оконные проемы и

отопительные приборы не будут учтены. Для изучения процессов теплообмена в помещении, будем рассматривать "диатермичную" (т.е. оптически прозрачную среду) в системе, состоящей из серых и абсолютно чёрных тел. На (Рис.1) изображен поперечный разрез помещения: потолок, пол и стены. Распределение температуры происходит по высоте и длине помещения. Известна температура и степень черноты каждой из поверхностей. Для расчета используем зональный метод и введем разбиение помещения по n-ым зонам.

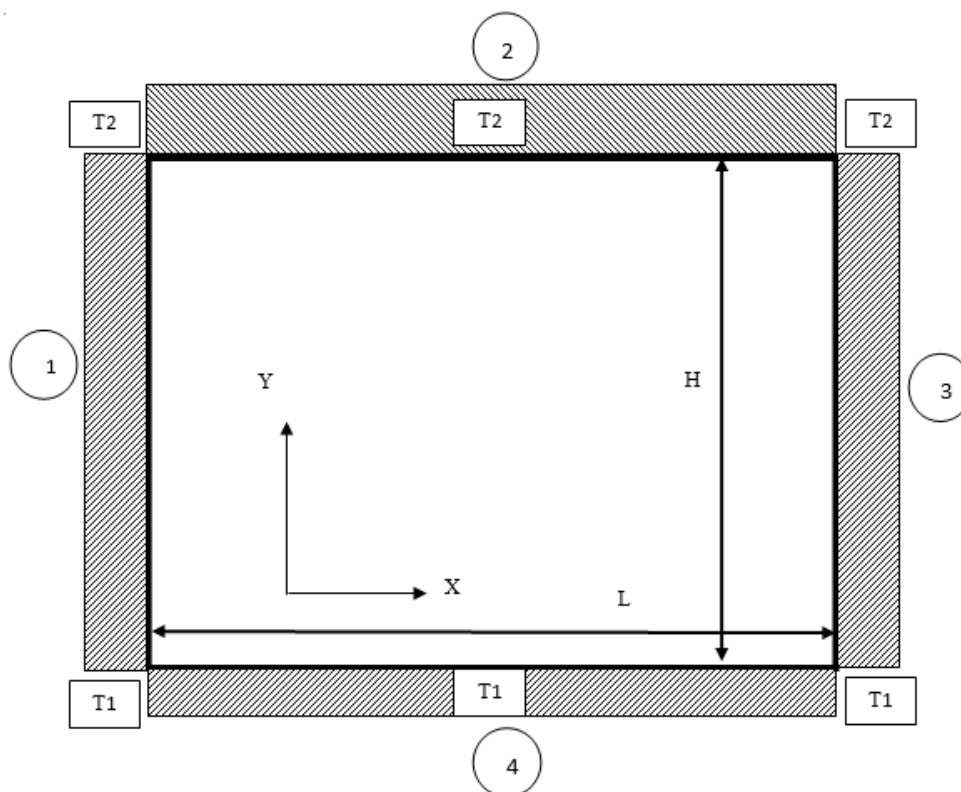


Рисунок 1

Система состоит из 4-х серых изотермических поверхностей, температуры которых известны. Теплообмен между любой парой поверхностей, составляющих систему, например между 2 и 1, не учитывая теплообмен с другими поверхностями, описывается соотношением:

$$Q_{p2,1} = Q_{эф2} \varphi_{21} - Q_{эф1} \varphi_{12} \quad (1)$$

Теплообмен между 3-й и 1-ой поверхностями равен:

$$Q_{p3,1} = Q_{эф3} \varphi_{31} - Q_{эф1} \varphi_{13} \quad (2)$$

Результирующий тепловой поток между любой i-ой поверхностью и поверхностью 1 составляет:

$$Q_{pi,1} = Q_{эфi} \varphi_{i1} - Q_{эф1} \varphi_{1i} \quad (3)$$

Очевидно, что результирующий тепловой поток на поверхность 1, учитывающий ее тепловое взаимодействие со всеми поверхностями, составляющими систему, можно определить просуммировав выражение (3) по индексу i от 1 до 4.

$$Q_{p1} = \sum_{i=1}^n Q_{pi,1} = \sum_{i=1}^n Q_{\varepsilon\phi i} \varphi_{i,1} - \sum_{i=1}^n Q_{\varepsilon\phi 1} \varphi_{1,i} \quad (4)$$

$$Q_{p1} = \sum_{i=1}^n Q_{\varepsilon\phi i} \varphi_{i,1} - Q_{\varepsilon\phi 1} \sum_{i=1}^n \varphi_{1,i}$$

Так как $\sum_{i=1}^n \varphi_{1,i} = 1$ (свойство замкнутости), получаем:

$$Q_{p1} = \sum_{i=1}^n Q_{\varepsilon\phi i} \varphi_{i,1} - Q_{\varepsilon\phi 1} \quad (5)$$

Для любой k -ой поверхности системы справедливо:

$$Q_{pk} = \sum_{i=1}^n Q_{\varepsilon\phi i} \varphi_{i,k} - Q_{\varepsilon\phi k} \quad (6)$$

Входящие в последнее выражение эффективные тепловые потоки можно выразить через результирующие:

$$Q_{\varepsilon\phi i} = Q_{pi} \left(\frac{1}{A_i} - 1 \right) + Q_{0i}; \quad Q_{\varepsilon\phi k} = Q_{pk} \left(\frac{1}{A_k} - 1 \right) + Q_{0,k} \quad (7)$$

$$Q_{pk} = \sum_{i=1}^n \left[\left(\frac{1}{A_i} - 1 \right) Q_{pi} + Q_{0,i} \right] \varphi_{ik} - \left[\frac{1}{A_k} - 1 \right] Q_{pk} - Q_{0k}$$

Это уравнение справедливо для любой поверхности, составляющей систему. Таким образом, можно записать систему « n » алгебраических уравнений, в которых неизвестными будут n результирующих тепловых потоков. Так как температуры всех поверхностей известны, то определить Q_{0i} не трудно:

$$Q_{0i} = \sigma_0 T_i^4 \quad (8)$$

Решение системы n уравнений при n неизвестных дает однозначный результат. Кроме того, для замкнутых систем справедливо соотношение:

$$\sum_{i=1}^n Q_{pi} = 0 \quad (9)$$

Присоединение этого уравнения к записанным ранее соотношениям позволит решить поставленную задачу при неизвестной температуре одной из поверхностей.

Решение системы алгебраических уравнений может быть легко реализовано на ПЭВМ. Однако предварительно следует определить значения всех угловых коэффициентов.

Угловые коэффициенты находим методом натянутых нитей, результат расчетов угловых коэффициентов и тепловых потоков сведен в таблицу и приведено на (рис.2).

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J
1	Результаты вычисления угловых коэффициентов						{Q}=BT/M^2			
2	\dot{f}_{1-1}	\dot{f}_{1-2}	\dot{f}_{1-3}	\dot{f}_{1-4}	$\sum \varphi_{1i} = 1$		Qсоб.1	Qсоб.2	Qсоб.3	Qсоб.4
3	0	0,25	0,5	0,3		1	3,6	3,5	4,4	2,6
4	\dot{f}_{2-1}	\dot{f}_{2-2}	\dot{f}_{2-3}	\dot{f}_{2-4}			Qэф.1	Qэф.2	Qэф.3	Qэф.4
5	0,3	0	0,3	0,3		1	-578	-32	492	-31
6	\dot{f}_{3-1}	\dot{f}_{3-2}	\dot{f}_{3-3}	\dot{f}_{3-4}			Qпогл.1	Qпогл.2	Qпогл.3	Qпогл.4
7	0,5	0,25	0	0,3		1	-176	-120	-1332	-14
8	\dot{f}_{4-1}	\dot{f}_{4-2}	\dot{f}_{4-3}	\dot{f}_{4-4}			Qпад.1	Qпад.2	Qпад.3	Qпад.4
9	0,25	0,3	0,25	0		1	-880	-1200	-4440	-35
10							Qотр.1	Qотр.2	Qотр.3	Qотр.4
11							-574	-29	486	-28
12										

Рисунок 2

В итоге мы получили конечные результаты расчета «тестовой задачи», решения которой мы сможем использовать для решения более сложных задач по изучению теплообмена в помещении. В перспективе планируется учесть изменения температуры вдоль каждой поверхности с течением времени, что позволит определить нестационарную обстановку внутри помещения.

Литература

1. Дульнев Г.М., Парфенов В.Г., Сигалов А.В. Применение ЭВМ для решения задач теплообмена. – М. Высшая школа, 1990. – 207с.
2. Зигель Р., Хауэлл Дж. Теплообмен излучением. 1975
3. Крейт Ф., Блэк У. Основы теплопередачи. Пер. с англ. – М. Мир, 1983. – 512 с.
4. Кузнецов Г.В., Шермет М.А. Разностные методы задач теплопроводности. Учебное пособие. – Томск, ТПУ, 2007. – 172 с.
5. Исаченко П.В., Осипова В.А., Сукомел А.С. Теплопередача. – Москва, «Энергия», 1975. – 483 с.
6. Патанкар С. Численное решение задач теплообмена и динамики жидкости. Москва, Энергоатомиздат, 1984. – 154 с.

О ТЕПЛОСНАБЖЕНИИ КРУПНЫХ ГОРОДОВ ОТ УДАЛЕННЫХ ТЕПЛОВЫХ СТАНЦИЙ

Саржан А.В., Безбородов Д.Л.

ГОУ ВПО Донецкий национальный технический университет

Проблема эффективности использования топливных и энергетических ресурсов, а также теплоснабжения в общем в странах постсоветского пространства на данный момент достаточно актуальна. В последние годы в крупных городах используют децентрализованную систему теплоснабжения. Это связано с тем, что магистральные трубопроводы и оборудование на котельных и тепловых станциях достаточно изношено. Но ведь известно, что наиболее эффективно использовать энергетические ресурсы, когда присутствует теплофикационный режим в работе источника тепла. Исходя из этого, является актуальной проблема, связанная с решением централизованного теплоснабжения.

При анализе литературы [1-6] оказалось, что направление повышения эффективности теплоснабжения за счет использования энергии от источников (ТЭС, ТЭЦ, АЭС и т.д.), которые находятся на большом расстоянии от основных теплопотребителей является одним из самых перспективных.

Вопрос о повышении эффективности работы КЭС достаточно актуален для Донецкого региона. Увеличение доли теплофикационной нагрузки относится к одному из перспективных направлений реконструкции [6]. Для этого необходимо находить тепловых потребителей. В радиусе 30-40 км от г. Донецка находятся 3 конденсационные электрические станции: Кураховская, Старобешевская и Зуевская.

Ужесточение экологических норм по защите окружающей среды привело к тому, что минимально допустимое расстояние от больших источников тепла, работающих на твердом топливе, до границы с крупными городами увеличилось, при этом на территории городов строительство крупных ТЭЦ запрещено по санитарным требованиям охраны окружающей среды и экономическим соображениям. Исходя из вышесказанного, возникает ситуация, для которой необходимо создавать и проектировать дальнюю транспортировку тепла в районы теплопотребления, которые удалены от крупных источников.

В качестве источника теплоснабжения для г. Донецка рассмотрим Старобешевскую ТЭС. Принимая во внимание, что в регионе отсутствует собственное газообразное топливо, которое используется на большинстве котельных города, но достаточно своего твердого топлива, то выгоднее и рациональнее для обеспечения города теплом и горячей водой было бы использовать собственные ресурсы. Также благодаря данному мероприятию можно повысить надежность и непрерывность системы теплоснабжения. Необходимое количество тепла для обеспечения теплоснабжения и ГВС г. Донецка составляет около 350 МВт. При этом расстояние от Старобешевской ТЭС до города составляет 40 км.

В ходе исследований рассчитаны основные технические показатели работы системы транспортировки тепла для заданных условий. Для реализации предлагается устройство подземной двухтрубной теплотрассы. Основные результаты расчета приведены на рисунке 1а, б.

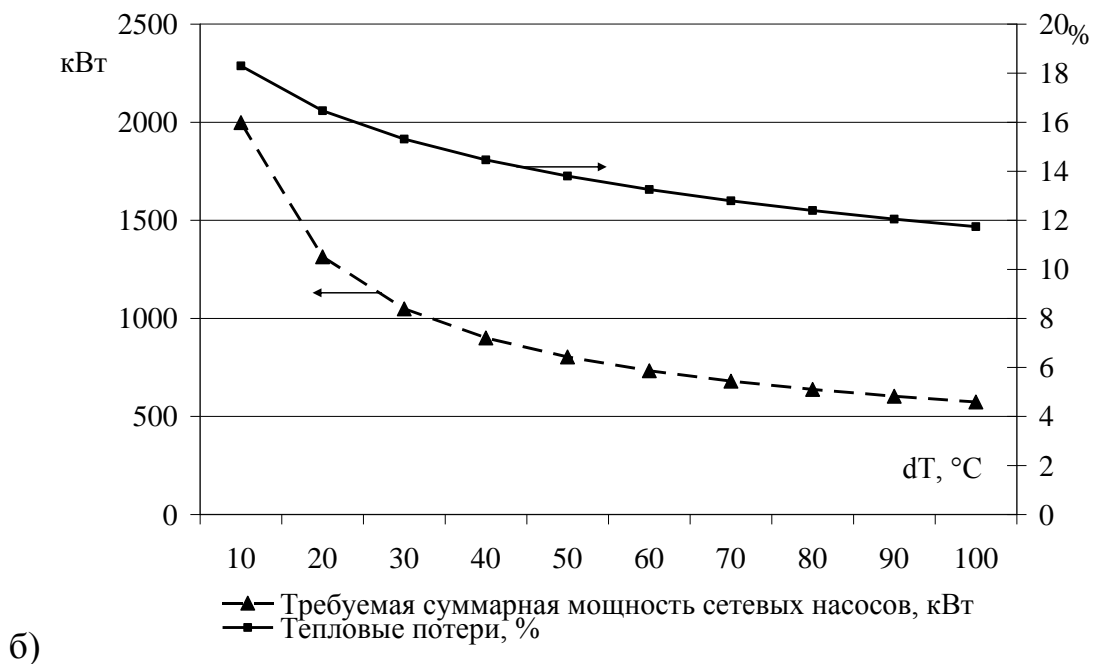
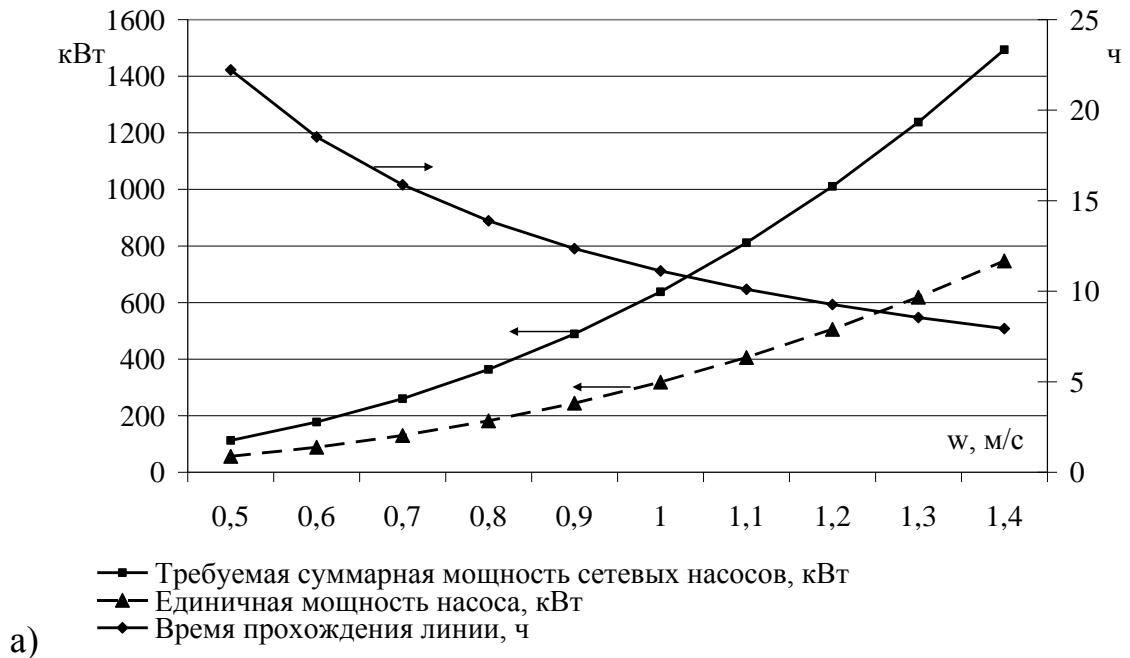


Рисунок 1 – Зависимость тепловых потерь и требуемой мощности сетевых насосов от перепада температур теплоносителя (б) и от его скорости движения (а)

Анализ данных, представленных на рисунке 1а, показывает, что приемлемой является скорость движения теплоносителя в районе 1 м/с, так как при увеличении скорости более 1,2 м/с приводит к увеличению гидравлических потерь в трубопроводе. При данной скорости время прохождения всей трассы составит 10 часов при приемлемом уровне мощности сетевых насосов 600-800 кВт. Уменьшение скорости движения теплоносителя приводит к значительному времени движения теплоносителя до потребителя до 20-25 часов, что значительно усложняет возможность регулирования температуры.

Проведены расчеты тепловых потерь в соответствии со СНиП 2.04.14-88* «Тепловая изоляция оборудования и трубопроводов». При соблюдении нормативных значений удельных тепловых потерь суммарные потери тепла в окружающую среду (рисунок 1б) при разности температур теплоносителя в подающем и обратном трубопроводе более 60° составит приемлемые 12-14%. Эта величина является приемлемой, даже с учетом возможной корректировки в большую сторону, обусловленную установкой дополнительного вспомогательного оборудования (компенсаторы, запорная арматура и др.).

Применение вышеописанного способа поможет рационально использовать энергетические ресурсы, имеющиеся в Донецком регионе. Данное мероприятие обладает рядом достоинств: использование местного твердого топлива на ТЭС, снижение цены на теплоноситель, эффективное использование потенциала Старобешевской ТЭС, уменьшение выбросов в окружающую среду на территории города.

Литература:

1. Соколов В. Я. Теплофикация и тепловые сети / Издательство М.: Энергия, 1982.
2. От холода к теплу. Политика в сфере теплоснабжения в странах с переходной экономикой. //Head of Publications Service, OECD; ОЭСР/МЭА – 2004.
3. "Проектирование тепловых сетей" (Справочник проектировщика) под ред. Николаева А.А М.: 1965г.
4. Палей И. Транспорт тепловой энергии от АЭС «Богунице», Словакия / Использование теплоты «атома»: Аспекты проектирования и эксплуатации (Мат. техн. совещ. с 12.1995 по 04.1998, МАГАТЭ).
5. К вопросу рационального использования энергетических ресурсов при работе энергетических блоков 200 МВт / А. И. Мершевой, А. В. Литвиненко, Д. Л. Безбородов // Охорона навколишнього середовища та раціональне використання природних ресурсів : XXII Всеукраїнська наукова конференція аспірантів і студентів, 17-19 квітня 2012 р.: збірка доповідей. Т. 2 / ДонНТУ. - Донецьк : ДонНТУ : ДонНУ, 2012. - С.200–201.
6. К вопросу реорганизации котельных систем централизованного теплоснабжения / Ю.Н. Фомин, А.А. Васильев, Д.Л. Безбородов // Вісник Донбаської національної академії будівництва і архітектури.- 2005.- Вип.4(52.- С.48-50.

О ПОВЫШЕНИИ ТЕПЛОАККУМУЛИРУЮЩИХ СВОЙСТВ ЖИЛЫХ ЗДАНИЙ

Скоробогатая В.Э., Безбородов Д.Л.
Донецкий национальный технический университет

Актуальность использования энергии солнца постоянно растет, первая причина это экологическая чистота. Второй же причиной является ресурсоемкость. Наша земля, всего за 5-10 минут получает больше энергии, чем человечество производит за весь год. Энергия поставляется бесплатно и не оказывает никакого негативного влияния на окружающую среду. Солнечная энергия может использоваться в сочетании с традиционным отоплением. При низком потоке свет а, к примеру, в зимний период, объединенная система отопления обеспечивает полный тепловой комфорт.

Использование солнечной энергии давно не ново и в мире существует достаточное количество примеров, где умело, и достаточно рационально используют ее. Как пример солнечные дома в Канаде с рядом мероприятий включающих в себя: уменьшение теплопотерь зданием, использование энергии, выделяемой различными источниками домового тепла, использование системы пассивного солнечного отопления. Значительный интерес представляют четыре дома, построенные для индийской общины в провинции Квебек по проектам архитектурной школы университета *McGill*. [1, 2] Проекты предусматривают использование альтернативных источников энергии (солнечной и ветровой), местных строительных материалов, местной рабочей силы и отходов в виде пластмассовой тары из-под напитков и других жидкостей. Примером жилища с объемно-планировочной структурой, модернизированной с целью повышения комфортности проживания, как в летних, так и в зимних условиях с использованием солнечной энергии, служит дом, спроектированный Дугласом Балкомбом (Санта-Фе, Нью-Мексико) и расположенный на высоте 2200 м над уровнем моря. В объемно-планировочном решении дома площадью 150 м² применен принцип обогрева жилых помещений с использованием 2-светной гелиотеплицы с площадью остекления 70 м², объединяющей все жилые помещения дома и являющейся по сути атриумом. Для сокращения теплопотерь ночью и в холодные дни, а также для защиты от летнего перегрева витраж гелиотеплицы снабжен трансформирующимися жалюзи. Наружные стены помещений, ориентированные на другие стороны горизонта, выполнены с минимальным количеством светопроемов для уменьшения теплопотерь. Так же, как пример, не стоит забывать о первом упоминании и постройке самого первого солнечного дома, построенный между 1939 и 1959 г., в Массачусетском технологическом институте архитекторами Х.С. Хоттелом, Б.Б. Воертсом, А.Г. Диетсом, С.Д. Энгебретсоном, имел водяную отопительную систему, ставшую с тех пор классической.

Первая европейская система была построена в 1961 г. около Ливерпуля в Англии. Здание отапливается только солнечной энергией и некоторыми

незначительными источниками (человеческое тепло, лампы). Солнечные коллекторы и аккумуляторы отсутствуют, т.к. тепло накапливается в стенах и потолке здания. В здании, оборудованном по системе Вагнера, солнечная энергия непосредственно конвертируется в обогревание воздуха. Солнечные коллекторы отсутствуют, а дом полностью или частично имеет покрытие из стекла. Воздух между стеной дома и наружным стеклом нагревается вследствие парникового эффекта. Само здание обычно служит аккумулятором.

Проведенные исследования на примере жилого пятиэтажного здания, расположенного в г. Донецке показали, что существует определенный потенциал дополнительного использования солнечной энергии в условиях умеренно-континентального климата. Для использования этого потенциала требуется техническая доработка ограждающих конструкций, которая позволит повысить теплоаккумулирующие свойства ограждающих конструкций.

Проанализировав и более подробно исследовав методы и возможности использования солнечного излучения можно отметить, что данная отрасль в последнее время крайне недооценена. Влияние солнца на жизнь человека колоссально, солнце для нас неисчерпаемый источник энергии и поэтому не использовать его в полной возможности крайне глупо. Стоит отметить, что солнце достаточно просто использовать как источник пассивной энергии, а именно влияние его на микроклимат в жилом помещении. В эпоху эстетической архитектуры, люди стали забывать о первоначальном значении окон в строительстве зданий, пренебрегая рядом преимуществ, которые они могли бы принести. Помимо освещения окна это еще и способ проникновения солнечных теплых лучей в помещение.

Существует огромное количество примеров жилых зданий выполненных буквально из одних окон, отопление в которых осуществляется лишь за счет солнечного излучения. Стоит отметить и то, что окна это отличный проводник тепла из помещения в окружающую среду, что обуславливает увеличение теплопотерь. В настоящее время недооценена роль штор, жалюзи, роллет, которые выполняют лишь эстетический характер. Подбирая соответствующие режимы возможно достижение желаемого результата. Будь то защита от тепловых потерь в окружающую среду зимой с помощью плотных, отражающих штор или же наоборот защита от палящего солнца летом и сохранение прохлады. Все это вполне возможно и достижимо с помощью штор. Подобный метод регулировки микроклимата в жилом помещении прост и не требует колоссальных затрат.

Литература:

1. Кириллин В. А. Энергетика. Главные проблемы: В вопросах и ответах. – М.: Знание, 1990. – 128 с.
2. Баланчевадзе В.И. Энергетика сегодня и завтра / В.И. Баланчевадзе, А.И. Барановский. – М.: Энергоатомиздат, 1990. – 344 с.

ЭКОНОМИЯ ТЕПЛА В СИСТЕМАХ ЖКХ

Суходольская Т.В., Худoley Ю.В., Попов А.Л.
Донецкий национальный технический университет

Жилищно-коммунальный сектор потребляет в регионе 36% от общего количества топливной энергии региона, что составляет приблизительно 28 млрд.м³ природного газа за год. 25% произведенной энергии затрачивается на отопление, вентиляцию и горячее водоснабжение что выше затрат на металлургию (13%) и химическую промышленность (11%). На отопление потребителей тепла (абонентов) каждых 100 м² площади многоэтажного дома затрачивается приблизительно в 12 м³ природного газа что за отопительный период составляет 2500 м³ природного газа, что соответствует удельным затратам тепловой энергии 450кВт·час/м².

В связи с высокой стоимостью энергоносителей необходимо изыскивать возможности для понижения себестоимости абонентского тепла.

При выборе оптимального режима работы систем теплоснабжения котельной 424 Куйбышевского теплового района г. Донецка экономия тепла может составить 20 и более процентов его годового потребления на отопление без нарушения теплового режима в зданиях. Одним из мероприятий по снижению расходов первичных энергоносителей является переход на элеваторную схему. Для стабилизации расхода воды в системах отопления, предлагаем установить у абонентов водяные элеваторы, работающие на замкнутое кольцо системы отопления.

Как известно водоводяные элеваторы применяются в системах отопления для понижения температуры воды в наружном подающем трубопроводе до температуры, допустимой в системе отопления, и для частичной передачи давления в местную систему отопления для создания циркуляции воды. Таким образом, водоструйный элеватор в системе отопления выполняет одновременно две функции, заменяя смесительный и циркуляционный насосы. Водоструйный элеватор устанавливается в индивидуальном тепловом пункте здания.

Принципиальная схема теплового пункта системы отопления с водяным элеватором приведена на рисунке 1. Для определения полного давления, развиваемого элеватором и определения оптимальной скорости подмешиваемого потока в начале смесительной камеры, был проведен расчет с использованием «теории смешивания потоков» [1].

Одним из недостатков водяного элеватора является его низкий коэффициент полезного действия (КПД). Статический КПД стандартного элеватора практически не превышает 10%. Следовательно, циркуляционное давление на вводе теплопроводов наружных тепловых сетей в здание должно не менее чем в 10 раз превышать потери давления в системе отопления ΔP_c . Это условие устанавливает верхний предел потери давления при использовании элеваторной смесительной установки величиной $\Delta P_c \leq 1,0 \cdot 10^4$ Па. Другим недостатком водоструйного элеватора является

постоянство коэффициента смешения, исключаяющее местное качественное регулирование теплопередачи отопительных приборов.

Горячая вода из тепловой сети G_1 , кг/с, (в зимний период с температурой $T_1=130^\circ\text{C}$) поступает в насадку. Обратная вода из системы отопления G_0 , кг/с, с температурой $t_0 = 67^\circ\text{C}$ смешивается в элеваторе с горячей водой до температуры $t_r = 98^\circ\text{C}$ и в количестве G_r , кг/с, поступает в подающую магистраль системы отопления. Часть обратной воды в количестве $(G_r - G_0)$, кг/с, с температурой $t_0 = 67^\circ\text{C}$ удаляется в тепловую сеть.

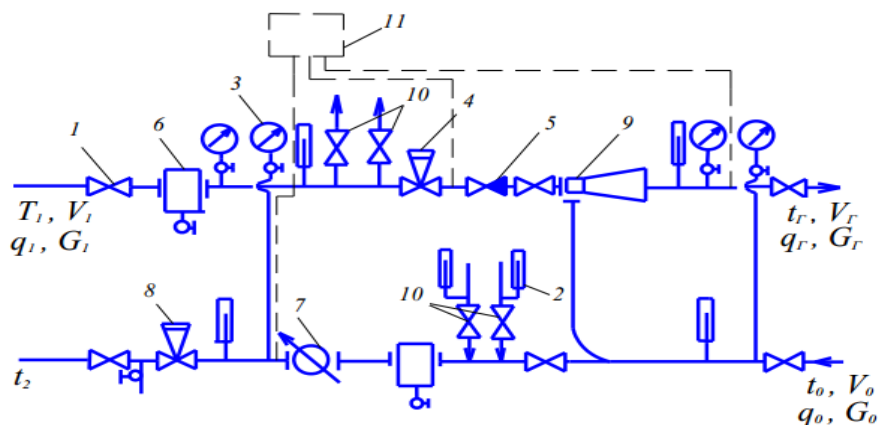


Рисунок 1. Элеваторный ввод: 1 – задвижка; 2 – термометр; 3 – манометр; 4–регулятор расхода; 5 – обратный клапан; 6 – грязевик; 7 – тепломер; 8 – регулятор давления; 9 – водоструйный элеватор; 10 –ответвления для систем приточной вентиляции и кондиционирования воздуха; 11 – регулятор температуры;

Схема давлений при установившейся работе элеватора приведена на рисунке 2. Постоянство гидродинамического давления в начале смесительной камеры элеватора повышает давления при внезапном расширении потока.

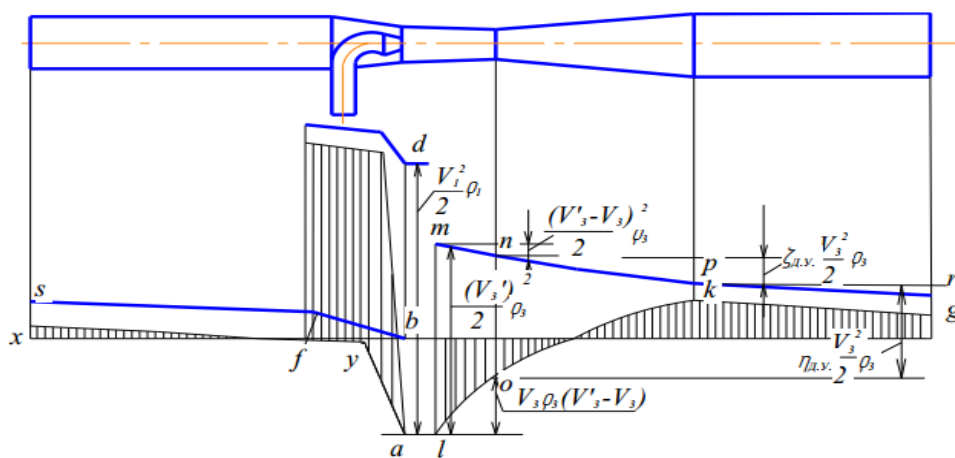


Рисунок 2. Схема давлений в водяном элеваторе для водоводяного отопления.

При понижении гидравлического сопротивления отопительной системы, расход воды V_0 увеличивается.

Отношение двух потоков воды в элеваторе называется коэффициентом смешения (подмешивания), который равен $\approx 1,03$.

В расчетах, температура сетевой воды перед элеватором принималась равной 67°C , температура воды на выходе из системы отопления 40°C . В действительности температура воды на выходе из системы отопления при изменении расхода сетевой воды будет меняться в диапазоне от 50 до 30° , но это изменение не будет практически влиять на гидравлические характеристики элеватора из-за слабой зависимости удельного объема воды от температуры.

В этих условиях должно осуществляться местное количественное регулирование расхода тепла на отопление, т.е. должен меняться расход сетевой воды, поступающей в систему отопления. При этом важным условием является сохранение неизменного расхода воды, циркулирующей в системе отопления, во избежание гидравлической разрегулировки.

ПЕРЕЧЕНЬ ССЫЛОК

1. Полный тепловой и гидравлический расчет водоводяного элеватора. Кафедра «Отопления и вентиляции» Нижегородского государственного архитектурно-строительного университета.
2. Зингер Н.М., Белевич А.И. Исследование гидравлических характеристик струйного насоса (элеватора) с переменным сечением сопла.
3. Грудзинский М.М., Ливчак В.И. Эффективность группового автоматического регулирования расхода теплоты на отопление с коррекцией по температуре внутреннего воздуха.
4. Зингер Н.М. Белевич А.И. Оптимизация конструкции сопла и иглы водоструйного насоса (элеватора) с регулируемым сечением сопла.
5. Зингер Н.М. Миронов В.Д., Бурд А.Л., Жидков А.А. Система контроля и автоматического регулирования отпуска тепла на отопление.
6. Энергосбережение в системах теплоснабжения, вентиляции и кондиционирования воздуха: Справ. пособие/ Л.Д. Богуславский, В.И. Ливчак, В.П. Титов и др.; Под ред. Л.Д. Богуславского и В.И. Ливчака.- М.: Стройиздат, 1990 – 624с.

УЛУЧШЕНИЕ ПРОЦЕССА СМЕСЕОБРАЗОВАНИЯ ПРИ СЖИГАНИИ УГЛЕЙ УХУДШЕННОГО КАЧЕСТВА В КОТЛАХ ТП-100 200 МВт

Ю.В. Худoley, Т.В. Суходольская, Попов А.Л.
Донецкий Национальный Технический Университет

При сжигании угля ухудшенного качества в котлах ТП-100 блоков 200 МВт возникает проблема снижения тепловых потерь и повышения КПД котла при производстве тепла и электрической энергии. Решения этой проблемы позволит снизить удельный расход топлива и повысит эффективность работы основного оборудования блока.

При сжигании топлива в вихревых газовых горелках для снижения механического уноса необходимо разработать мероприятия, направленные на улучшение смесеобразования.

В топке котла ТП-100 установлены пылегазовые малоэмиссионные горелки с улиточным завихрителем первичного воздуха и лопаточным завихрителем вторичного воздуха, в количестве 12 штук, тепловой мощностью 50 МВт. Продольный разрез горелки приведен на рисунке 1.

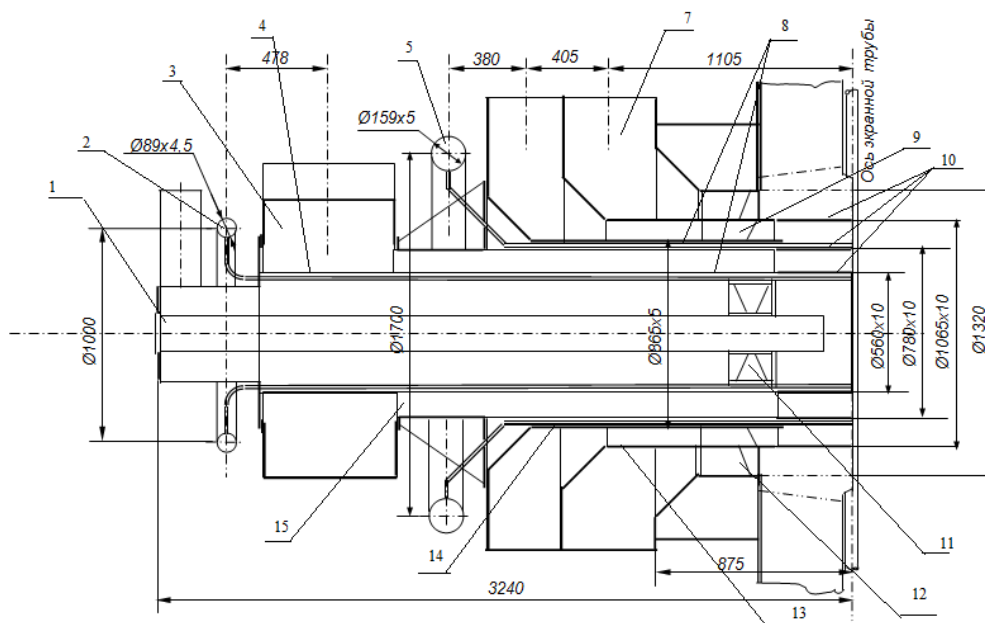


Рис.1 Эскиз улиточно-лопаточной горелки (нижний ярус)

1 – труба для установки мазутной форсунки $\text{Ø}89 \times 4,5 \text{ мм}$; **2** – коллектор дополнительной подачи природного газа; **3** – улитка первичного воздуха; **4** – центральная труба; **5** – коллектор основной подачи природного газа; **6** – подвод вторичного воздуха во внутренний канал; **7** – подвод вторичного воздуха в периферийный канал; **8** – газоподающие трубы $\text{Ø}28 \times 3 \text{ мм}$; **9** – крепежный лист; **10** – аксиальный завихритель внутреннего канала из лопаток с плавным входом; **11** – жаропрочные насадки; **12** – аксиальный завихритель центрального канала с

прямыми лопатками; **13** – аксиальный завихритель периферийного канала из лопаток с плавным входом; **14** – промежуточная труба вторичного воздуха; **15** – труба датчика ЗЗУ; **16** – труба первичного воздуха.

Интенсивность завихрения воздушного потока характеризует параметр крутки потока. В двухканальных улиточно-лопаточных вихревых горелках пылевоздушной смеси и вторичному воздуху сообщается закрученное движение с одинаковым направлением вращения.

Параметр крутки выбирается из условий обеспечения подсоса к корню факела необходимо для стабилизации процесса количества топочных газов. Вводит в топку через завихрители-лопатки, то есть параметр крутки способ завихрения потока.

На рис. 2 представлен аксиальный лопаточный завихритель, установленный в горелке.

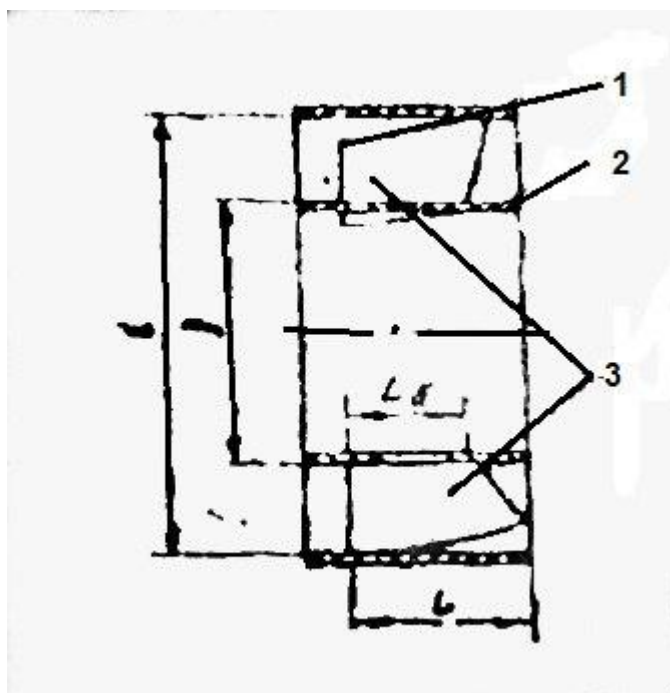


Рис. 2 Завихритель аксиальный лопаточный

1-обод; 2-втулка; 3-лопатка

Закрутка воздушного потока интенсифицирует процессы перемешивания топлива с воздухом, стабилизирует фронт горения за счет подсоса горячих газов из топки, способствует более равномерной выдаче воздуха по окружности, уменьшает дальнобойность факела и облегчает работу на пониженных нагрузках.

Гидравлическое сопротивление, структура и скоростная неравномерность воздушного потока, находятся в сильной зависимости от интенсивности крутки,

которая при сравнении указанных характеристик для всех горелок установленных в топке, интенсивность крутки потока должна быть одинакова при изменении тепловой мощности горелочных устройств. При этом относительная длина горловины горелки и форма амбразуры также должны быть одинаковыми.

Распределение давления и другие параметры определяются безразмерным интегральным параметром крутки, которые сохраняются постоянным вдоль струи. Наряду с геометрией горелки соотношением скоростей и расходов первичного и вторичного воздуха, параметр крутки оказывает существенное влияние на форму факела, угол его раскрытия интенсивности тепло и массопереноса.

Воздействие на процесс горения можно на начальном участке формирования факела. Речь идет об аэродинамике топочных газов, его турбулизации зависящей как от конструкции горелки и взаимного расположения горелок в топочной камере.

В канале пылевоздушной смеси при сжигании антрацитного штыба с $V^r = 12,1 \%$ устанавливают аксиальный лопаточный завихритель. Для закрутки вторичного воздуха устанавливают лопаточные завихрители.

Аксиальный лопаточный завихритель рассчитывается по формуле:

$$n = \frac{\sqrt{2(d^2 + D^2)}}{D_{рв}} \operatorname{tg} \beta$$

Каждая горелка в заданных пределах обеспечивает устойчивое сжигание и стабилизацию фронта воспламенения (без погасаний, пульсации, отрыва от горелок).

Документальный анализ экспериментальных данных по выявлению оптимального параметра крутки, для каждой из 12 установленных горелочных устройств, показал диапазон угла поворота лопаток во внутреннем и периферийном каналах, обеспечивающих оптимальные параметры крутки.

Так, угол лопаток в каналах горелок нижнего яруса имеет значительное различие, что свидетельствует о низком качестве их изготовления. Проведенные режимно-наладочные испытания данных горелок позволили определить оптимальные параметры поворота лопаток, завихрителя обеспечивающие достаточную турбулизацию потока и стабилизацию факела. Во внутреннем канале горелки № 1 угол составляет 53° , а в горелке № 4 – 63° , при этом параметр крутки соответственно равен 4,32 и 6,39. В периферийных каналах горелок нижнего яруса: углы в горелке № 1 составляют 56° , в горелке № 3 – 64° , а параметры крутки соответственно – 4,48 и 6,19.

В горелках верхнего яруса углы между выходной частью лопаток завихрителей и осью горелок находятся в пределах: по внутренним каналам – $59 \div 63^\circ$, по периферийным каналам – $60 \div 64^\circ$.

В таблице 1 даны оптимальные размеры углов между выходной частью лопаток завихрителей и осью горелок, а так же расчета параметров крутки потоков воздуха соответствующих каналов.

Таблица 1					
Углы лопаток и параметры крутки					
<i>Внутренний канал</i>			<i>Периферийный канал</i>		
№ горелок	Угол лопаток, град	Параметр крутки	№ горелок	Угол лопаток, град	Параметр крутки
1	53	4,32	1	56	4,48
2	58	5,21	2	59	5,02
3	58	5,21	3	64	6,19
4	63	6,39	4	63	5,92
5	61	6,39	5	61	6,39
6	59	5,89	6	60	6,13
7	63	6,95	7	63	6,95
8	60	6,13	8	60	6,13
9	60	6,13	9	60	6,13
10	60	6,13	10	60	6,13
11	60	6,13	11	60	6,13
12	61	6,39	12	64	7,26

Таким образом, определен угол поворота лопаток завихрителя, обеспечивающий оптимальный параметр крутки и как результат – повышение качества смесеобразования в центре факела.

Потери тепла с механическим недожогом снизились на 3,47% и составляет 7,26%, КПД котла вырос 4,1% и достиг 86,22%. Стабилизация факела позволила получить содержание горючих в уносе на уровне 16-18%.

ОСОБЕННОСТИ СЖИГАНИЯ ДОМЕННОГО ГАЗА В КОТЕЛЬНЫХ УСТАНОВКАХ

Турулина Ю.О., Лебедев А.Н., Бирюков А.Б.
Донецкий национальный технический университет

Доменный газ является побочным продуктом производства чугуна и содержит в сумме около 30% горючих компонентов – преимущественно окись углерода и небольшое количество водорода. Негорючая часть состоит из азота и двуокиси углерода.

В первую очередь доменный газ используется в непосредственно доменном производстве на подогрев дутья, сушку ковшей. Значительная часть доменного газа используется в нагревательных печах прокатного производства, а буферным потребителем является заводская ТЭЦ.

Доменный газ как топливо характеризуется низкой теплотворной способностью (до 4,2 МДж/м³), низкой температурой горения (1100-1400°С), слабо светящимся факелом и высоким выходом дымовых газов.

Низкие температуры горения и слабо светящийся факел приводят к ухудшению условий воспламенения и снижению интенсивности радиационного теплообмена при сжигании газа в топке котла, а высокий выход дымовых газов – к повышенной нагрузке конвективных поверхностей. Это приводит к повышению химического недожога, чрезмерному перегреву пара, увеличению потерь теплоты с уходящими газами, повышению нагрузки на дымососы и снижению КПД котла.

Низкая температура горения и высокий выход дымовых газов обусловлены высоким содержанием балласта.

Слабая светимость факела, помимо малого содержания горючих компонентов в топливе, в значительной степени вызвана малым количеством водяных паров в дымовых газах из-за незначительного содержания водорода в доменном газе.

Это обстоятельство можно пояснить следующим образом.

Степень черноты, определяющая светимость факела, у водяного пара значительно выше, чем у двуокиси углерода. В интервале температур от 0 до 1800°С для слоев бесконечной толщины степень черноты водяного пара меняется в пределах $0,8 \div 0,4$, а двуокиси углерода – $0,3 \div 0,2$.

При низких концентрациях водорода в топливе вклад водяных паров в светимость факела может быть и ниже вклада двуокиси углерода.

Для расчетов процессов теплообмена в топке возникает необходимость в расчете степени черноты продуктов сгорания. Использование номограмм [1] является достаточно трудоемким и поэтому было выполнено сравнение результатов по различным методикам. Применение ПК позволяет использовать для расчета уравнения, полученные на основе аппроксимации экспериментальных данных. Так в работе Маковского В.А. [3] были приведены следующие уравнения:

$$\varepsilon_{RO_2} = \exp \left\{ - \left[1,4918 + 0,3980 \cdot C_{RO_2}^{-0,2609} + (0,053 - 0,1239 \cdot C_{RO_2}^{0,1718}) \cdot \left(\frac{t}{100} \right) + (0,003504 + 0,0009446 \cdot C_{RO_2}^{0,5470}) \cdot \left(\frac{t}{100} \right)^2 \right] \right\} \quad (1)$$

$$\varepsilon_{H_2O} = \exp \left[0,5708 - 1,2016 \cdot C_{H_2O}^{-0,2146} - (0,0038 + 0,05133 \cdot C_{H_2O}^{-0,2105}) \cdot \left(\frac{t}{100} \right) \right] \quad (2)$$

$$\beta = 1 + (-5,0 + 5,3114 \cdot C_{H_2O}^{-0,01191}) \cdot P_{H_2O}^{0,74 + 0,03705 \cdot C_{H_2O}^{-0,1561}} \quad (3)$$

Для условий сжигания доменного газа были выполнены расчеты степени черноты факела тремя методами – по номограммам [1], по уравнениям Шака [2] и по формулам Маковского В.А. [3].

На рис. 1 приведены зависимости степени черноты факела от температуры, полученные вышеуказанными методами.

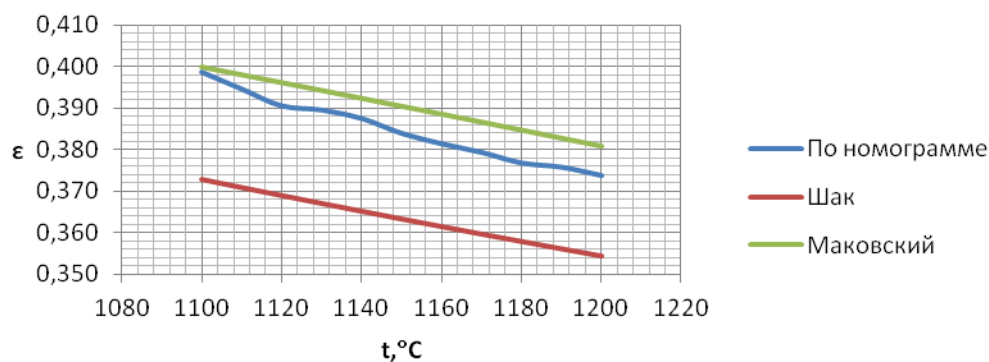


Рисунок 1 – Зависимость степени черноты газа от температуры.

По результатам расчета можно сделать вывод, что определение степени черноты газа по номограммам и по формулам Маковского В.А. дают практически идентичный результат (расхождения не превышают 2%), а уравнения Шака дают незначительную погрешность.

Таким образом, можно сделать вывод, что для расчета степени черноты дымовых газов могут быть использованы приведенные выше уравнения, удобные для расчетов на ПК.

На рис. 2 показаны зависимости степени черноты водяного пара и двуокиси углерода от температуры при сжигании доменного газа, полученные с помощью номограммы.

Для устранения затруднений, связанных со сжиганием доменного газа, к нему добавляют некоторое количество природного газа либо коксового газа. При этом повышаются теплотворная способность топлива и светимость факела. Дополнительный эффект достигается путем подогрева воздуха перед подачей в топку и подогревом самого топлива [4].

Помимо трудностей, обусловленных химическим составом газа, наблюдается неравномерность объемов его образования в доменных печах, в результате чего возникают ситуации с комбинированием его количества и

химического состава. При избыточном количестве лишней газ направляется для сжигания на свечу. При малом количестве газа он также направляется на свечу, поскольку не может быть безопасно использован в котле из-за низкого давления в трубопроводе.

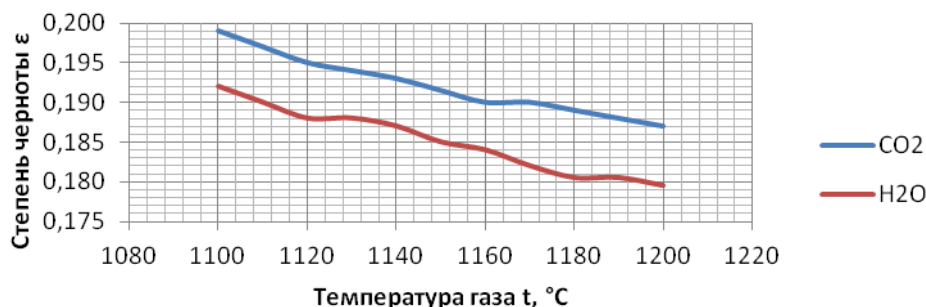


Рисунок 2 – Зависимость степени черноты двуокиси углерода и водяного пара от температуры при сжигании доменного газа.

Описанные выше затруднения, связанные со сжиганием доменного газа в котельных агрегатах, справедливы в первую очередь для котлов, не оборудованных специальными горелками. В настоящее время серийно выпускаются котлы для сжигания природного, доменного и коксового газов, например котел паровой Е-220-9,8-540 ГД (БКЗ 220-9,8Г-1). Котел паровой Е-220-9,8-540 ГМ (БКЗ 220-9,8ГМ-2), предназначенный для работы на природном газе и мазуте, отличается лишь габаритными размерами и имеет несколько более высокий КПД брутто, т.е. 92,7-94,5% по сравнению с 91,5-93,5% для БКЗ 220-9,8Г-1.

Затруднения, связанные с неравномерностью получения доменного газа и его химического состава в условиях металлургических заводов, в значительной степени преодолеваются путем использования систем автоматического регулирования (САР) процессов сжигания топлива [5].

Литература:

1. Тепловой расчёт котельных агрегатов (Нормативный метод)/Под ред. Н.В. Кузнецова и др. – М.: Энергия, 1973. – 296 с.
2. Шак А. Промышленная теплопередача. Металлургиздат, 1961.
3. В.А. Маковский, И.И. Лаврентик Алгоритмы управления нагревательными печами М.: “Металлургия”, 1977.
4. Повышение эффективности работы промышленных парогенераторов на доменном газе / Цкитишвили Э.О., Федоров С.С., Губинский М.В., Шевченко Г.Л. //Металлургическая и горнорудная промышленность.-2004.-№6.-с.95-98.
5. Лебедев А.Н., Колоколов А.В., Лебедев К.А. Разработка и внедрение системы автоматизированного определения теплоты сгорания смешанного топлива / Сборник научных трудов 3-й Международной научно-технической конференции аспирантов и студентов “Автоматизация технологических объектов и процессов. Поиск молодых”. – Донецк, 2003, с. 32-33.

ВАКУУМНАЯ СУШКА ИЗОЛЯЦИИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНО ИЗОЛИРОВАННЫХ ТРУБОПРОВОДОВ НЕРАЗРУШАЮЩИМ МЕТОДОМ

Халецкая А.О., Гридин С.В.

Донецкий национальный технический университет

В процессе широкого внедрения в системах теплоснабжения предварительно изолированных (ПИ) трубопроводов при их хранении, монтаже и эксплуатации по различным причинам (воздействие атмосферных осадков, затопление траншей, несоблюдение технологической дисциплины монтажа) в межтрубное пространство за счет высокой сорбционной способности поступает влага. Это приводит к замоканию изоляции, и, в результате, к снижению электрического сопротивления изоляции, разрушению металла стальной трубы и тепловым потерям из-за роста теплопроводности изоляции.

Наиболее частой причиной повреждения трубопроводов (до 80%) является наружная коррозия, вызванная увлажнением изоляции. Увлажнение изоляции по длине до 3 метров требует замены оболочки с изоляцией, более 3 метров - замены трубы, что является весьма затратным мероприятием. При этом никакая гидроизоляция (защитные покрытия из стеклопластиков, гидроизола, полимерных пленок, кроме того, горючих материалов, и тем более штукатурных покрытий), а также гидрофобизация волокнистых материалов не защищает их от увлажнения в период длительной эксплуатации, и тем самым в несколько раз повышается их теплопроводность.

С целью восстановления свойств тепловой изоляции ПИ-трубопроводов специалистами РУП «Витебскэнерго» Оршанской ТЭЦ были разработаны и опробованы на практике запатентованные полезные модели, позволяющие вести вакуумную сушку изоляции неразрушающими методами.

Основные достоинства применения метода вакуумной сушки следующие.

1. Поддержание состояния изоляции в пределах нормы до ремонта в межотопительный период.
2. Возможность ремонта оболочки после удаления влаги без отключения ПИ-трубопроводов и замены труб, перерасделки участков трубопроводов длиной до трех метров, муфт, отсутствие необходимости последующего запенивания.
3. Снижение объемов строительных работ как по вскрытию сети, так и по благоустройству территории после ремонтных работ.
4. Отсутствие вредного воздействия жидких компонентов для формирования ППУ-изоляции на персонал и окружающую среду.
5. Снижение тепловых потерь и темпов старения изоляции.
6. Исключение повторного намокания отремонтированной муфты за счет перетока влаги от насыщенных пограничных участков.

Основной задачей в решении предложенной полезной модели является удаление влаги из пространства между стальной трубой и паронепроницаемой полиэтиленовой оболочкой с целью приведения

показателей теплоизоляции в соответствии с требованиями нормативно-технической документации.

На рисунке 1 показан общий вид предложенного устройства, позволяющего удалить сконденсированные пары влаги не только из муфты, но и приграничных с ней участков изоляции ПИ-трубы без ее разборки с целью снижения трудозатрат и повышения надежности.

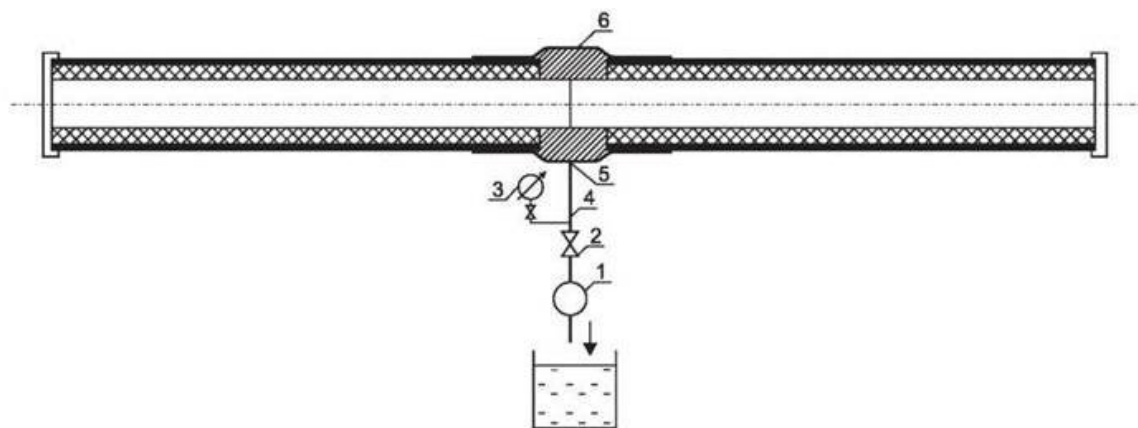


Рисунок 1 – Устройство для ремонта теплогидроизоляции муфты и приграничных участков ПИ-трубопровода:

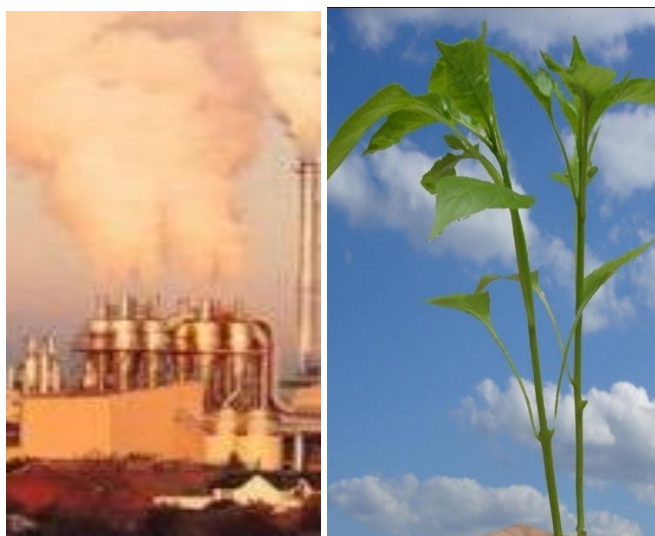
1 – вакуумный насос; 2 – регулирующий вентиль; 3 – мановакуумметр; 4 – соединительный трубопровод; 5 – отверстие; 6 – муфта.

Работу осуществляют следующим образом:

- в нижней точке муфты 6 сверлят отверстие $\text{Ø}15\div 20$ мм, нарезают резьбу;
- подключают вакуум - насос 1;
- вентилем 2 устанавливают по мановакуумметру 3 разрежение 0,01 МПа;
- с помощью измерительных приборов (на рисунке не показаны) ведут контроль за изменением электрического сопротивления теплоизоляции;
- по завершении процесса удаления влаги и приведения параметров в соответствие с требованиями научно-технической документации проводят пневматические испытания муфты на плотность давления 0,5 атм в течение 5 минут.

После таких мероприятий конструкция трубопроводов тепловых сетей с пенополиуретановой изоляцией будет выгодно отличаться от тепловых сетей с другими видами тепловой изоляции. К тому же при установке системы оперативного дистанционного контроля появляется возможность своевременно устанавливать и устранять чрезмерное увлажнение пенополиуретана, тем самым предотвращать аварии, типичные для тепловых сетей других конструкций.

ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ В МЕТАЛЛУРГИИ



УТИЛИЗАЦИЯ ПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ – ОДНО ИЗ ВАЖНЫХ НАПРАВЛЕНИЙ СОХРАНЕНИЯ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ

Головко В.А., Шейх А.А.
Донецкий электрометаллургический техникум

На сегодняшний день одной из острых проблем региона является наличие огромного количества промышленных отходов, которые представляют серьезную опасность как для окружающей среды, так и для здоровья населения. Такая сложная ситуация сложилась вследствие использования неэффективных технологий складирования, утилизации и реутилизации промышленных отходов.

Статистические данные по годовому накоплению промотходов I–IV класса опасности в республике представлены в таблице 1 [1].

Таблица 1 – Наличие отходов по классам опасности, тыс. т

Класс опасности	Года				
	2005	2010	2011	2012	2013
I	1,8	2,0	2,0	2,0	2,0
II	383,1	249,5	198,0	186,4	170,2
III	6885,2	6084,0	5193,1	4839,2	4533,1
IV	н/д	2530846,2	2665589,4	2882845,0	2925492,5
Всего	7270,1	2537181,7	2670982,5	2887872,6	2930197,8

Динамика образования отходов в регионе по классам опасности представлена в таблице 2.

Таблица 2 – Динамика образования отходов по классам опасности, тыс. т

Класс опасности	Года				
	2005	2010	2011	2012	2013
I	0,0	0,3	0,3	0,2	0,2
II	112,0	39,4	32,9	30,8	25,2
III	563,5	182,1	99,4	109,2	88,2
IV	н/д	56159,5	61629,7	55165,3	53211,6
Всего	675,5	56381,3	61762,3	55305,5	53325,2

Анализ данных таблиц 1–2 показывает, что, начиная с 2005 года наблюдается значительное снижение показателей. Это связано, как с сокращением производственных мощностей крупных предприятий, так и с частичной утилизацией промотходов.

Динамика статистических показателей однозначно указывает на то, что для изменения ситуации необходимы серьезные законодательные, нормативные

и организационные мероприятия. В то же время, отсутствие эффективного использования накопившихся отходов создает дополнительные экологические проблемы, загрязняя все компоненты окружающей среды.

Основными источниками многотонных отходов в республике являются: угольная промышленность (52 %), металлургия (24 %), добыча нерудных материалов (12 %) и энергетика (7 %) [2].

Структура образования отходов представлена на рис. 1.



Рисунок 1 – Структура образования промышленных отходов

Многие экологические проблемы в регионе связаны с долговременным хранением промышленных отходов в породных отвалах и шламонакопителях.

Одним из перспективных подходов для решения существующих социально-экологических проблем являются утилизация и использование отходов в различных отраслях народного хозяйства.

В угольной промышленности:

- извлечение из шахтной породы ценных компонентов;
- закладка породы в выработанные пространства;
- получение биогумуса из отходов угледобычи и промышленного птицеводства;
- использование породной массы для производства строительных материалов;
- в дорожном строительстве.

Как показывают литературные данные [3–5], породные отвалы по своему морфологическому составу на 70–80 % состоят из алюмосиликатов, которые, в свою очередь, уже используются в производстве строительных материалов. Горелая порода способна на 30–40 % заменить природное сырье в строительных материалах, так как соответствует всем требованиям, предъявляемым к ним (химический состав, физические свойства, радиационно-гигиеническая оценка).

В металлургии снижение образования шлаковых отходов возможно за счет их повторного использования и перехода на новые технологии.

Основными направлениями в промышленности чёрных, цветных и редких металлов были и остаются разработка методов селективного извлечения целевых компонентов, что в области гидрометаллургической переработки приводит к созданию более избирательных экстрагентов.

Шлаковые отвалы металлургических производств по своему качественно-количественному составу соответствуют составу портландского цемента. Введение в 15–25 % доменных гранулированных шлаков к портландцементу позволяет получать шлакопортландский цемент различных марок, главным свойством которого являются более высокая антикоррозийная стойкость и твердость, что очень важно в производстве бетонов.

При переработке доменных шлаков получают гранулированный шлак для производства цемента, закладки выработанного пространства, производства местных и шлакощелочных вяжущих заполнителей бетонов, шлакощелочной пемзы, используемой в качестве заполнителей бетона, минеральной шлаковой ваты, шлакоситаллов, щебня и песка. Применение шлаков в строительстве позволяет экономить первичные минеральные ресурсы, клинкерный цемент и топливо [6].

В результате утилизации и использования промышленных отходов в регионе не только будут уменьшаться их накопленные объемы, но и будет налажено производство более дешевой продукции при минимальных затратах природных ресурсов, а это, в свою очередь, решит экологические задачи в регионе. Освобожденные территории после рекультивации можно использовать для сельскохозяйственных нужд или для увеличения площадей озеленения города.

Литература:

1. Статистичний щорічник у Донецькій області за 2011 рік – Донецьк: Головне управління статистики у Донецькій області, 2012. – 503 с.
2. Регіональна доповідь про стан навколишнього природного середовища в Донецькій області у 2012 році. – Донецьк, 2013. – 279 с.
3. *Матвеева, Н. Г.* Возможность применения мирового опыта в переработке породы отвалов угледобывающей промышленности в угольных регионах Донбасса / Н. Г. Матвеева // *Екологія: збірник наукових праць.* – 2007. Вип. 1. – С. 69-73.
4. *Ганина, Л. И.* Перспективы использования отходов горно-обогатительного производства в качестве сырья для строительных материалов / Л. И. Ганина. – Апатиты: КНЦ РАН, 2001. – С 136-138.
5. *Книгина, Г. И.* Строительные материалы из горелых пород / Г. И. Книгина. – М.: Стройиздат, 1966. – 208 с.
6. Аксенова Л. Л., Бугаенко Л. В. Использование отходов предприятий черной и цветной металлургии в строительной индустрии // *Технические науки в России и за рубежом: материалы III междунар. науч. конф. (г. Москва, июль 2014 г.).* – М.: Буки-Веди, 2014. – С. 106-108.

МОДЕРНИЗАЦИЯ АСПИРАЦИОННЫХ СИСТЕМ ТРАКТА ПОДАЧИ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ КОНВЕРТЕРНОГО ЦЕХА

Иванова А. С., Лепеха С.Н.

ГПОУ Донецкий электрометаллургический техникум

В конвертерном цехе металлургического предприятия прием и разгрузка кусковой извести, поступающей в железнодорожных вагонах-цементовозах с разгрузкой «под себя», из огнеупорно-известкового цеха (ОИЦ) предприятия; плавикового шпата, известняка и антрацита, поступающих в железнодорожных вагонах с общезаводских складов, осуществляется в отделении шихтовых сыпучих материалов в подвагонные бункера.

Из приемных бункеров известь транспортируется в расходные бункера I блока цеха ленточными конвейерами и передвижным реверсивным конвейером КР №1; в расходные бункера II блока цеха ленточными конвейерами и передвижным реверсивным конвейером КР №2. Плавиковый шпат, известняк и антрацит транспортируются в I блок конвейерами и конвейером КР №1; во II блок конвейерами и конвейером КР №2.

Система транспортировки позволяет взаимозаменяемость конвейеров и включает три перегрузки в перегрузочных узлах ПУ-1,2,3.

Существующие источники пыления системы приема и транспортировки сыпучих материалов приведены на рисунке 1.

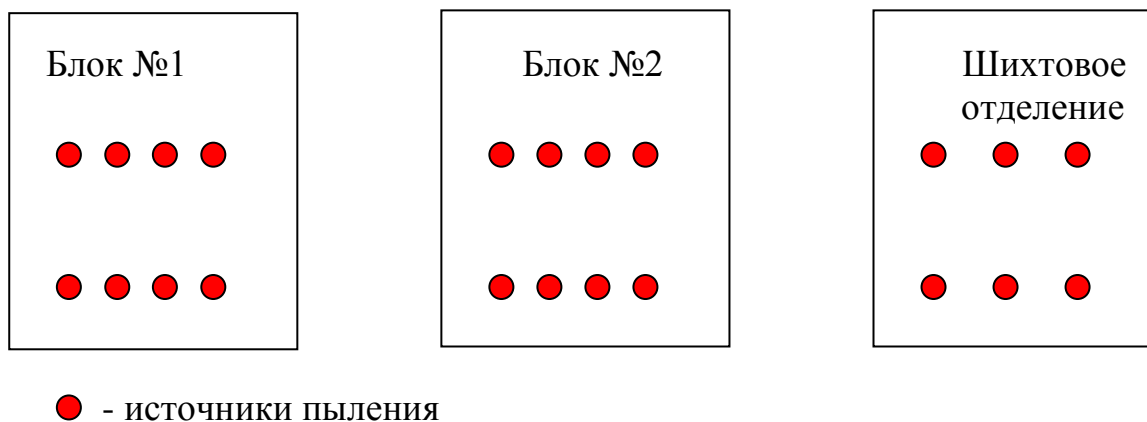


Рисунок 1 Существующие источники пыления системы приема и транспортировки сыпучих материалов

Недостатки существующей системы приема и транспортировки сыпучих материалов:

- неэффективная аспирация при перегрузках сыпучих материалов, особенно извести, на конвейеры из приемных бункеров, а также на перегрузках с конвейера на конвейер;
- выделение пыли, в основном извести, с открытых поверхностей материала при транспортировке ленточными конвейерами;
- дополнительное образование мелких фракций извести на перегрузках с конвейера на конвейер.

Вышеприведенные недостатки приводят к значительному запылению рабочих помещений и требуют значительных трудозатрат в тяжелых санитарных условиях по уборке пыли с полов, оборудования и строительных конструкций.

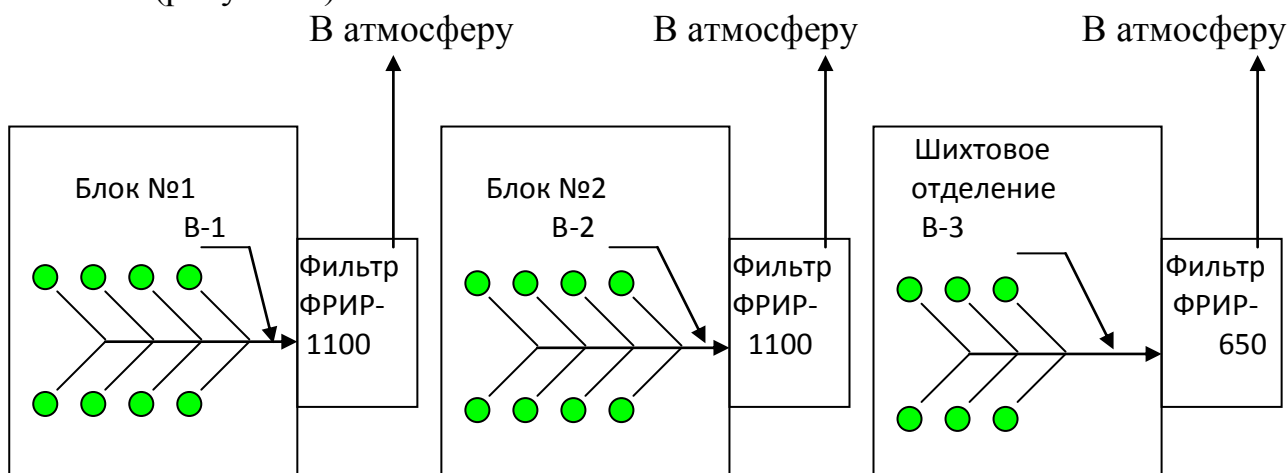
Образование дополнительного объема мелкой фракции извести ведет к дополнительному снижению производительности конвертерного цеха и дополнительному перерасходу извести.

Исходные данные по модернизации аспирационных систем тракта подачи сыпучих материалов конвертерного цеха приведены в таблице 1.

Таблица 1 Исходные данные

Наименование показателей	Единица измерения	Кол-во
1. Количество источников выброса: блок №1,2 и шихтовое отделение	шт	3
2. Объем газов при рабочих условиях: - блок №1 - блок №2 - шихтовое отделение	м ³ /ч	240000 240000 60000
3. Начальная запыленность при рабочих условиях: - блок №1 - блок №2 - шихтовое отделение	г/м ³	до 3,0 до 3,0 до 3,5
4. Объемная масса пыли	т/м ³	0,8-1,3

Для удаления пыли, образующейся при работе тракта подачи сыпучих материалов, мы предлагаем местные отсосы от укрытий пылящего технологического оборудования, которые объединяются в три аспирационные системы (рисунок 2).



● - источники выделения

Рисунок 2 Источники выделения и выбросов пыли после модернизации аспирационных систем

В-1 - аспирационная система тракта подачи сыпучих материалов блока №1 от существующих источников пылеулавливания (на металлургическом предприятии может быть порядка 5-10 источников выделения пыли).

В-2 - аспирационная система тракта подачи сыпучих материалов блока №2 от существующих источников пылеулавливания (количество источников выделения аналогично В-1).

В-3 - аспирационная система шихтового отделения от существующих источников пылеулавливания (порядка 3-6 источников пыления).

Эвакуация аспирационного воздуха осуществляется дымососами ДН-19. Очищенный воздух через дымовые трубы удаляется в атмосферу.

Аспирационный воздух перед выбросом в атмосферу подвергается очистке в рукавных фильтрах типа ФРИР-1100х2 для блоков №№1,2 и ФРИР-650 для шихтового отделения.

Данная схема и технология очистки отвечает современным требованиям, обеспечивает конечную концентрацию пыли 20мг/м^3 , что значительно ниже предельно-допустимого выброса.

На газоочистку аспирационных выбросов В-1 тракта подачи сыпучих материалов блока №1 подключаются точки пылевыведений от технологического оборудования, аспирируемые существующими аспирационными установками (5-10 источников выделения пыли при перегрузках и открытых источниках пыления).

Для очистки аспирационного воздуха от пыли, образующейся при работе тракта подачи сыпучих материалов от укрытий пылящего технологического оборудования, устанавливаются рукавные фильтры с импульсной регенерацией типа ФРИР-1100х2.

Характеристика фильтра рукавного ФРИР -1100х2

Общая площадь фильтрации, м ²	2200
Производительность по газу, м ³ /ч	240000
Допустимая температура очищаемых газов, °С	150
Удельная газовая нагрузка, м ³ /м ² мин	1,8
Гидравлическое сопротивление фильтра, Па	2000
Содержание пыли на входе в рукавный фильтр, г/м ³	3,0
Содержание пыли в газе на выходе из фильтра, г/м ³	0,02

На газоочистку аспирационных выбросов В-2 тракта подачи сыпучих материалов блока №2 подключаются точки пылевыведений от технологического оборудования аспирируемые существующими аспирационными установками с очисткой в рукавном фильтре импульсной регенерацией типа ФРИР-1100х2 (источников пыления аналогично В-1).

На газоочистку аспирационных выбросов В-3 шихтового отделения с перегрузочными узлами №1, №2, №3 подключаются точки пылевыведений от технологического оборудования аспирируемые существующими аспирационными установками в шихтовом отделении с очисткой в рукавном фильтре с импульсной регенерацией типа ФРИР-650.

Характеристика фильтра рукавного ФРИР -650

Общая площадь фильтрации, м ²	650
Производительность, м ³ /ч	60000
Допустимая температура очищаемых газов, °С	150
Удельная газовая нагрузка, м ³ /м ² мин	1,4
Гидравлическое сопротивление фильтра, Па	2000
Содержание пыли на входе в рукавный фильтр, г/м ³	3,5
Содержание пыли в газе на выходе из фильтра, г/м ³	0,02

При выгрузке пыли в автотранспорт системы пылевыгрузки оборудованы телескопическими рукавами, которые обеспечивают снижение пыления.

Для очистки запыленного аспирационного воздуха предусмотрена установка рукавных фильтров с импульсной регенерацией типа ФРИР, которые обеспечивают:

- повышенную, в 1,5 – 2 раза, удельную воздушную нагрузку по сравнению с фильтрами ФРИ, ФРКН и ФРО;

- полную автоматизацию работы фильтра;

- быстрое действие продувочных клапанов и соответственно, применение высокоэффективного фильтровального материала типа полиэфирного фетра с каркасом из филаментных нитей;

- эффективность очистки аспирационного воздуха 99,3 % с остаточной концентрацией пыли после очистки не более 20 мг/м³, что соответствует европейским нормам;

- исключение абразивного воздействия пылевоздушного потока на полотно рукавов;

- замену рукавов с крыши фильтра через камеру «чистого» воздуха без входа внутрь фильтра и контакта с запыленной средой.

Предусмотренные технологические и санитарно-технические мероприятия обеспечивают стабильную и эффективную эксплуатацию технологического и газоочистного оборудования, позволяют достичь снижения выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух.

Литература:

1. Рабочий проект «Модернизации аспирационных систем тракта подачи сыпучих материалов конвертерного цеха», Кривой Рог, 2013г.

2. В.Н. Шаприцкий «Защита атмосферы в металлургии». М.: Металлургия, 1984г.

ОЦЕНКА ВОЗДЕЙСТВИЯ МАКЕЕВСКОГО КОКСОХИМИЧЕСКОГО ЗАВОДА НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

Каштальян Г.В., Кочура В.В.

Донецкий национальный технический университет

До внедрения мероприятий в углеподготовительном цехе к организованным источникам выбросов в атмосферу относятся: гараж размораживания углей, к неорганизованным – вагоноопрокидыватель ВРС-93, склад угля, молотковая дробилка. Отделения специальной подготовки угля, включающей процессы складирования, усреднения, дробления, дозирования, обогащения, смешивания и транспортировки углей, характеризуется главным образом, большим пылевыведением, достигающим 480-500 г/т кокса.

Загрузка угольной шихты с влажностью 7-9 % и более в раскаленные коксовые печи с температурой греющих стен 1100-1200 °С сопровождается образованием залповых выбросов парогазовой смеси в количестве 3-5 м³/т шихты, уносящей в атмосферу вредные вещества, в количестве, г/т кокса: 400 пыль; 46 CO; 22 H₂S; 17 NH₃; 0,6 HCN; 1,1 C₆H₅OH; 190 C_nH_m; 32 SO₂ и 55 NO_x.

Процесс коксования угольной шихты, продолжающийся 14-16 ч и более в каждой печи и почти непрерывный процесс в блоке печей коксовой батареи, сопряжен с двумя независимыми газовыми потоками, разделенными функционально и трассами движения. Первый поток в виде воздуха горения, отопительных газов (доменный, коксовый или их смеси), образующихся продуктов горения, обеспечивает нагрев шихты в коксовых печах и затем отводится в атмосферу благодаря тяге, создаваемой высокой дымовой трубой коксовой батареи. Выбросы дымовой трубы – значительная часть общих газопылевых токсичных выбросов (90 %) коксохимического предприятия.

Второй мощный поток парогазовой смеси выделяется из коксуемого слоя угольной шихты и удаляется из печей через газовые стояки и газосборники с помощью нагнетателей (экспауэтеров или газодувок) в сложную систему очистки газовой смеси, переработки химических продуктов коксования и транспортировки очищенного коксового газа потребителям газообразных топлив.

При сжигании отопительных газов в вертикальных каналах коксовых печей наблюдается присутствие многих токсичных ингредиентов вследствие недожога газа или попадания из камер коксования в систему отопления прямого коксового газа. Среди вредных веществ обнаруживаются: CO, C₂₀H₁₂, SO₂, H₂S, NO_x, сажа, графит (масса черной выли из дисперсных углеродных частиц) и другие.

Выдача кокса из камер коксования в тушильный вагон приводит к залповым, в течение 30-40 с газопылевым выбросам, г/т кокса: 750 пыль; 7,6 H₂S; 51 NH₃; 0,5 C₆H₅OH; 22 SO₂; 3,6 NO_x; 36 C_nH_m; 0,1 HCN. При движении тушильного вагона с выгруженным из печи горящим коксовым спеком к

установке мокрого или сухого тушения в атмосферу выделяются вредные запыленные газы в количестве примерно $100 \text{ м}^3/\text{т}$ кокса. Концентрация отдельных загрязнителей в этих газах составляет, $\text{г}/\text{м}^3$: 110 пыль; 31 CO; 16 SO_2 ; 0,2 H_2S ; 2,9 NO_x ; 70 C_nH_m .

При мокром тушении кокса в атмосферу выбрасывается большое количество вредных веществ. Выход запыленных парогазовых выбросов от установок мокрого тушения кокса достигает $600 - 650 \text{ м}^3/\text{т}$ кокса, удельные выбросы в среднем составляют, $\text{г}/\text{т}$ кокса: 20 H_2S ; 42 NH_3 ; 89 $\text{C}_6\text{H}_5\text{OH}$; 9 HCN.

После внедрения мероприятий по бездымной загрузке угольной шихты и по беспылевой выдачи кокса выбросы пыли сократятся до 95 и 98% соответственно. При внедрении установки сухого тушения кокса (УСТК) полностью исключаются выбросы загрязняющих веществ при загрузке и выгрузке кокса. Выбросы через перепускные клапаны и свечи имеют организованный характер, поэтому их улавливают и направляют на очистку от пыли в рукавные фильтры, которые позволяют очистить избыточные газы камеры тушения на 99% от пыли.

При газоочистке запыленных газов используют технические и сточные воды. Сточная вода содержит аммиак, цианиды, сульфоцианиды и следы фенолов и металлов. Обработка сточных вод заключается в удалении металлов подщелачиванием, удалении цианидов в результате добавки солей двухвалентного железа или их окисления перекисями и удалении аммиака в процессе биологической нитрификации или отгонкой.

Для тушения кокса применяют сточные воды химических цехов, содержащие фенолы, аммиак, сероводород, цианистые и роданистые соединения – тиоцианаты. К используемым для орошения стокам добавляют 20-40 % условно чистой технической воды. На 1 т кокса расходуют $4-5 \text{ м}^3$ смешанной загрязненной воды, часть которой (10-12 % или $0,35-0,5 \text{ м}^3$) безвозвратно испаряется, уносится в капельном виде, расходуется на увлажнение валового кокса. Около 90 % массы воды после процесса гашения кокса возвращается в оборотную систему. Орошение кокса водой длится 1,5-2,5 мин., после чего вагон отстаивают в башне около 1 мин для стекания воды.

Также имеет место загрязнение водной среды связанное со смывом вредных веществ с территории предприятия вместе с дождевым и снеговыми стоками в водоемы.

После внедрения сухих методов очистки, а также установки сухого тушения кокса на участках подготовки угля, загрузки угольной шихты в коксовую печь, выгрузки кокса из коксовой печи и его тушения вода не используется. Потребителями воды остаются цехи по улавливанию химических продуктов коксования и другие вспомогательные цехи.

Образующиеся загрязненные технические и сточные воды утилизировали при тушении кокса. При внедрении сухих методов очистки газов и сухого тушения кокса, возникла проблема утилизации сточных вод.

Загрязнение почв связано с образованием отходов, которые сопровождают процессы обогащения углей (угольные шламы), сортировку кокса (коксовые

орешек, мелочь), очистку аспирационных газов от угольной и коксовой пыли (уловленная сухая или мокрая пыль). Особой проблемой является образование так называемых фусов – смеси коксовой и угольной пыли, сажи и графита с тестообразной смолой. Фусы осаждаются при охлаждении прямого коксового газа в газосборниках, где газовый поток непрерывно интенсивно орошается горячей (70-80 °С) надсмольный аммиачной водой с помощью специальных центробежных или других форсунок.

При обогащении углей образуется до 35-40 % от их массы твердых отходов, из которых 30-50 % составляет отходы флотации – угольные шламы с влажностью до 50-60 %. Сухие и шламовые отходы углеобогащения складировать на открытых земельных площадях. Масса накопленных отходов углеобогажительных фабрик может достигать 10-15 млн. т и более. Под действием ветра, солнечного тепла, атмосферных осадков отходы становятся источником загрязнения воздуха, наземных и подземных вод, плодородных почв угольной пылью, многими вредными солями и органическими примесями в виде масел и реагентов флотационного обогащения углей. Кроме того, не исключено возгорание массы угля (содержание горючего углерода в шламах может достигать 15% и более) от случайных источников огня, а также вследствие воздействия факторов, вызывающих самовозгорание угля.

В результате химического взаимодействия угольного вещества с кислородом воздуха на поверхности угольных частиц образуются неустойчивые соединения перексидного состава, которые распадаются с образованием H_2O , CO , CO_2 и выделением тепла. Углубление процесса окисления угля приводит к формированию углекислородных комплексов и более интенсивному выделению тепла. Температура угольной массы увеличивается до 50-60 °С, нагрев ее ускоряется и достигает температуры появления очагов самовоспламенения – 290-350 °С.

Вторым фактором разогрева угля может быть жизнедеятельность серобактерий, выделяющих большое количество тепла с повышением температуры среды обитания слоя сернистых отходов до 300–350 °С. Тлеющее горение угля в толще подсушенных отходов сопровождается значительными выбросами CO , бензапирена, SO_2 , H_2S , диоксинов и фуранов. Такое же самовозгорание угля и загрязнение атмосферы может произойти при длительном хранении его больших запасов на усреднительных складах.

До внедрения природоохранных мероприятий основным источником воздействия на биоценозы были выбросы коксохимического завода. Действие загрязнителей на лесные биогеоценозы зависит от вида и концентрации вредных веществ, длительности их воздействия, стадии физиологического развития растений в момент воздействия. Вредные химические вещества могут оказывать непосредственное влияние на биоту, осаждаясь на зеленую массу растений, или косвенно, закисляя почву и меняя ее химический состав. Влияние промышленных выбросов заключается не только в непосредственном токсическом эффекте, но и в опосредованном изменении условий жизни

растений вследствие изменения напряженности конкурентных отношений в биоценозе.

Антропогенное воздействие на растительные компоненты окружающей среды может привести к изменению биологического разнообразия видов, выраженное в уменьшении их числа, в ряде случаев к эвтрофикации почв и как следствие к увеличению биомассы растений, а в случае высоких нагрузок - к полному уничтожению растительности.

Влияние загрязнителей возрастает: при высокой влажности воздуха или тумане; при наличии других вредных веществ; в случае каких-либо неблагоприятных факторов (мороз, засуха, жара); при определенных стадиях роста и развития растений. В зависимости от внешних факторов среды действие токсикантов может быть снижено в период ограниченной физиологической активности растений (например, ночью, а у хвойных деревьев - зимой).

Техногенные загрязнения накапливаются в большей степени в верхнем слое почвы и в дернине (до 10 см), что существенно для луговых растений, так как на лугах преобладает жизненная форма трав гемикриптофиты, для которых характерно расположение почек возобновления в дернине и на уровне поверхности почвы. Это обстоятельство вызывает сукцессии видового состава лугов.

После внедрения предложенных систем очисток отходящих газов коксовых печей, запыленных газов участка подготовки угольной шихты, загрузки угольной шихты в коксовую печь, выгрузки кокса из коксовой печи и установки тушения кокса выбросы вредных веществ снизятся на 95 %.

Литература:

1. Эколого-экономическая эффективность применения установок бездымной загрузки шихты и бездымной выгрузки кокса из коксовой печи на примере Макеевского коксохимического завода ЧАО «Макеевкокс» / Г.В. Каштальян, В.В. Кочура // Проблемы недропользования: Международный форум-конкурс молодых ученых, 22-24 апреля 2015 г., г. Санкт-Петербург: сборник научных трудов / Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», 2015. - С.223-225.
2. Разработка мероприятий по повышению экологической безопасности при производстве кокса на ЧАО «Макеевкокс» / Г.В. Каштальян, В.В. Кочура // Опыт прошлого – взгляд в будущее: 5-я Международная научно-практическая конференция молодых ученых и студентов. Материалы конференции: ТулГУ, Тула, 2015, С.406-410.
3. Эффективность улавливания и очистки выбросов установки сухого тушения кокса / Г.В.Каштальян, В.В. Кочура // Сборник научных работ «Комплексное использование природных ресурсов», (10 декабря 2015 г., Донецк): Сб. матер. конф. / ред. Д.А. Козыря - Донецк, ДонНТУ, 2015. – С.121-124.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА

Мажан А.Г., Попов Е.А.

Государственное предприятие «Донецкий проектно-конструкторский технологический институт»

Одной из основных задач развития топливной и энергетической промышленности является реализация мер по охране природы. В настоящий момент проблема загрязнения окружающей среды предприятиями и объектами ТЭК является актуальной. На долю ТЭК приходится около 45% выбросов вредных веществ в атмосферу, более 30% сточной воды и столько же твердых отходов от всех загрязнителей [1, 4].

Основная доля энергии производится за счет сжигания или переработки природного углеводородного сырья — угля, нефти, газа, горючих сланцев, торфа, а также использования энергии рек путем строительства гидроэлектростанций и сооружения водохранилищ. В настоящее время наибольшему воздействию в результате деятельности топливно-энергетического комплекса подвергается атмосфера и поверхностные воды [1].

Водоохранилища, создаваемые в результате сооружения плотин электростанций, регулируют речной сток, снижают опасность наводнений и развития эрозии почв, обеспечивают снабжение водой агропромышленный комплекс, служат для рекреационных и других целей.

Энергетика является отраслью промышленности, потребляющей огромное количество воды, 99% которой используется на производство электрической и тепловой энергии. Большая часть воды расходуется на охлаждение различных агрегатов, в связи с чем, тепловые электростанции являются источниками теплового загрязнения. Другим крупным потребителем воды, загрязняющим водоемы и подземные воды, является система гидрозолоудаления ТЭЦ. Со сточными водами в водные объекты сбрасываются загрязняющие вещества (продукты горения топлива).

Основными источниками образования летучих выбросов в атмосферу являются установки обогащения и брикетирования угля, энергетические и теплофикационные котельные установки. В выбросах вредных веществ в атмосферу предприятиями горно-металлургического комплекса содержится в процентах: пыль-31, диоксид серы-42, оксид азота-23.

Одним из ведущих методов решения экологических проблем является утилизация отходов топливно-энергетического комплекса. Далее мы подробно рассмотрим виды отходов и способы их повторного использования [2, 3].

Золошлаковые отходы: золошлаковые отходы образуются при сжигании твердого топлива в топках тепловых электростанций при температуре 1200-1500°C.

Из этих отходов производят пористые заполнители для легких бетонов. Их активно применяют в дорожном строительстве (в качестве засыпки для

основания асфальтобетонных покрытий). Золу используют как наполнитель для производства рулонных кровельных материалов;

Отходы металлургического комплекса: основную массу отходов металлургического комплекса представляют шлаки, которые образуются при выплавке металлов и представляют собой продукты, содержащие окислы металлов: SiO_2 ; FeO ; MnO ; Cr_2O_3 ; корольки металла, флюс: (Al_2O_3 ; Ca_2CO_3 ; SiO_2 ; CaO ; CaF_2). Основным потребителем шлаков является цементная промышленность.

В Донецком проектно-конструкторском и технологическом институте (ГП «ДонПКТИ») создан сектор по утилизации техногенных образований в горно-промышленном и металлургических комплексах и других. В настоящее время сектором проводится научно-исследовательская работа по разработке технологии утилизации отработанных кислотных и щелочных аккумуляторов.

Целью этой работы является: металлургическая переработка окисно-сульфатного шлама аккумуляторов с получением металлического свинца для производства аккумуляторных решеток; свинцового сурика для лакокрасочной промышленности; окиси свинца для производства хрусталя; а также использование электролита в производстве гипса и в изготовлении гипсокартона [4], (аппаратурная схема прилагается).

В работе были рассмотрены основные экологические проблемы топливно-энергетического комплекса. Согласно имеющимся данным, предприятия и объекты ТЭК выделяют 45% выбросов вредных веществ в атмосферу, более 30% отходов приходится на сточные воды и столько же твердых отходов от всех загрязнителей [1, 4]. Рассмотрены основные типы отходов и пути их утилизации. ГП «ДонПКТИ» вносит свой вклад в решение экологических проблем топливно-энергетического комплекса путем разработки технологии утилизации аккумуляторного лома и опытного образца полупромышленной печи. Первые результаты исследовательской работы в данном направлении будут получены в третьем квартале 2016 года.

Список литературы:

1. Украинский промышленный портал www.upr-search.com.ua.
2. Бобович Б.Б., Девяткин В.В. Переработка отходов производства и потребления//Справочное издание под ред. док. техн. наук, проф. Б.Б. Бобович. – 2000.
3. Бобович Б.Б., Девяткин В.В. Переработка отходов производства и потребления//Справочное издание под ред. док. техн. наук, проф. Б.Б. Бобович. – 2000.
4. Рудюк Н.В., Бабий В.П., Маркина Л.Н. Новая технология утилизации опасных органического отходов //Сборник материалов конференции «Новые технологии и оборудование по переработке промышленных отходов и их медико-экологическое обеспечение». – 2001.

СНИЖЕНИЕ ТЕХНОГЕННОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ДОМЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

Середина А.И., Кочура В.В.

Донецкий национальный технический университет

Металлургический комплекс – это основа индустрии, базис научно-технического прогресса. Вместе с тем, это и мощный источник загрязнения окружающей природной среды. Доменное производство сопровождается образованием таких отходов как газы, шламы, шлаки и пыль. Опасность данных отходов заключается в том, что выбрасываемые газы вызывают парниковый эффект и выпадение кислотных осадков (SO₂, NO₂, CO₂); пыли и шламы при их открытом складировании занимают большие территории и могут распространяться на значительные расстояния, тем самым загрязняя прилегающие территории.

Примерный состав доменного газа приведен ниже.

Таблица 1 – Состав доменного газа

Компоненты	CO ₂	CO	CH ₄	H ₂	O ₂ +N ₂
Работа без повышенного давления и комбинированного дутья,%	11,2	31,2	0,21	2,99	55,1
Работа с повышением давления и комбинированным дутьем,%	11,3	29,0	0,20	4,30	55,2

Доменный газ, образующийся в печи, всегда загрязнен колошниковой пылью, которая представляет собой смесь мелких частиц руды, кокса, агломерата, известняка и других материалов, загружаемых в доменную печь. Пыль образуется в результате механического измельчения материалов при их приготовлении, транспортировании, загрузке и истирании при движении в шахте печи.

Вынос пыли из печи обусловлен увлечением мелких частиц потоком газа, проходящим сквозь слой шихты, а также возгонкой некоторых элементов шихты в области высоких температур и подмешиванием их к газу. При работе печей с нормальным давлением на колошнике вынос пыли составляет 50-60 г/м³, повышаясь в отдельных случаях до 100 г/м³. При переводе печей на работу с повышенным давлением на колошнике запыленность доменного газа уменьшалась до 15-20 г/м³, что в значительной мере объясняется снижением удельных объемов и скоростей газа в печи. Удельный выход пыли на 1 т чугуна составляет при нормальном давлении на колошнике 50-150, при повышенном давлении 25-75 кг/т.

Гранулометрический состав пыли также зависит от многих факторов и может сильно колебаться. О примерном распределении частиц по размерам можно судить по следующим данным:

Размер частиц, мкм	200	200-100	100-60	60-20	20-10	10-1	<1
Массовая доля, %	34,5	12,3	19,0	25,0	7,5	1,65	0,05

При переливах чугуна из металла выделяются в основном частички графита, а также образуются пылинки из застывших мелких брызг металла и из оболочек пузырей оксида углерода, возникающего в результате подсосов воздуха в расплав струей и протекающей вследствие этого реакции обезуглероживания металла с образованием этого оксида.

Пыль в подбункерных помещениях появляется при транспортировке и при пересылках материалов.

Удельный выход пыли из межконусного пространства печи составляет в среднем 4 кг/т чугуна. По химическому и гранулометрическому составу эта пыль близка к колошниковой. Пыле- и газовыделение печи обусловлено тем, что при подаче шихты на большой конус загрузочного устройства печи давление по обе стороны конуса необходимо выровнять, для чего грязный газ из межконусного пространства выпускают в атмосферу. Кроме того, пылевыделение происходит при каждой ссыпке скипа в приемную воронку. Для печей емкостью 930-2700 м³ выбросы пыли и СО составляют 0,17-0,60 и 5-19 т/сутки, соответственно. Радикальным решением, почти полностью исключающим выбросы пыли из межконусного пространства, является подача в межконусное пространство в момент открытия большого конуса компремированного газа давлением, несколько превышающим давление в печи. В этом случае грязный газ из печи вообще не поступает в межконусное пространство и выхлоп газа при выравнивании давления в засыпном устройстве остается чистым. Однако при этом появляются дополнительные энергозатраты, связанные со сжатием газа, подаваемого в межконусное пространство.

В процессе шлакопереработки пыль образуется как при дроблении затвердевшего шлака, так и в процессах получения из жидкого шлака различных продуктов - пемзы, стройматериалов и т. д. При переработке доменного шлака выделяется до 2 кг пыли из расчета на 1 т чугуна. Ее химический состав примерно такой же, как и состав доменных шлаков, %: 34-50 CaO; 32 - 42 SiO₂; 6-15 Al₂O₃; 4 -13 MgO; 0,2 -0,9 FeO; 0,1 -1,6 MnO.

Многие технологические потребители доменного газа (коксовые печи, горелки доменных воздухонагревателей и др.) требуют очистки газа до концентрации пыли не выше 10 мг/м³. Поэтому на металлургических заводах применяют, как правило, многоступенчатую очистку доменного газа, которая предусматривает обеспыливание газа не менее чем в трех-четырех последовательно включенных аппаратах.

Для очистки доменного газа используют аппараты «сухого» пылеулавливания (инерционные пылеуловители и циклоны) и аппараты «мокрого» типа (скрубберы, трубы Вентури, дроссельная группа).

При очистке газа в циклонах отделяются в основном крупные фракции пыли. Ее выход составляет обычно 35-43 кг/т чугуна и в некоторых случаях достигает 58 кг/т. Суммарный выход пыли и шламов равен ~ 64 кг/т. Следует отметить, что ~15% колошниковой пыли безвозвратно рассеивается в атмосфере при ее перегрузках, транспортировке и хранении.

Грубая очистка газа предусматривает отделение наиболее крупных частиц, размером более 0,1 мм. Ее осуществляют в сухих пылеуловителях диаметром 5-8 м, где выпадение твердых частиц происходит за счет гравитации и инерционных сил, возникающих при повороте газового потока на 180°. Пыль из пылеуловителя удаляется при помощи шнека, смачиваемого водой. В сухом пылеуловителе улавливают до 65-75% всей пыли, содержащейся в газовом потоке, выходящем из доменной печи. Содержание пыли в газе после грубой очистки обычно не превышает 3-10 г/м³.

Полутонкая очистка газа позволяет осадить частицы пыли размером до 0,02 мм и очистить газ до содержания пыли в нем 0,6-1,6 г/м³. Полутонкую очистку осуществляют в аппаратах мокрого типа - форсуночных полых скрубберах и трубах Вентури. Доменные скрубберы работают со скоростями газа 1-2 м/с при удельном расходе воды 3-6 дм³/м³ газа. Проходящий через скруббер доменный газ охлаждается с 250-300 до 40-50° С и полностью насыщается влагой. Коэффициент очистки газа в скруббере не превышает 60-70%.

После скруббера в большинстве случаев газ поступает в две-четыре низконапорные трубы Вентури, работающие со скоростью газов в горловине 50-80 м/с и удельным расходом воды $m = 0,2 \text{ дм}^3/\text{м}^3$, в которых завершается полутонкая очистка газа.

Наиболее потребляемым вторичным энергетическим ресурсом является колошниковый газ, который используется в качестве топлива непосредственно в доменном цехе для нагрева дутья, а также подается в другие цеха металлургических предприятий. Обычно используют смесь из доменного и коксового газа, имеющего более высокую теплоту сгорания. Колошниковый газ может являться сырьем для получения различных кислот и газов.

Одним перспективных направлений является использование избыточного давления доменного газа для производства электроэнергии. Для этого используют газовые утилизационные бескомпрессорные турбины (ГУБТ).

Работа ГУБТ заключается в следующем. Подаваемый в турбину доменный газ дросселируется под высоким давлением, что приводит к его расширению и снижению давления. Регулировка и создание необходимого давления достигаются изменением степени открытия дросселей. При прохождении газа через лопатки ротора его давление утилизируется: генератор, имеющий общий вал с ротором турбины производит электрическую энергию. После турбины доменный газ может подаваться потребителям и использоваться в качестве топлива. ГУБТ предусматривает использование глубокоочищенного и горячего газа. Трудности в работе ГУБТ связаны с низким качеством отечественных железорудных материалов, работой доменных печей с пониженным давлением газа на колошнике (меньше 1,5 ати) и неудовлетворительной очисткой газа перед ГУБТ. По техническим условиям ГУБТ температура поступающего в них доменного газа должна быть в пределах 100-200° С. Между тем, в случае мокрой очистки температура газа снижается до 30-40° С и перед турбиной его приходится снова подогревать, сжигая часть газа.

Поэтому чрезвычайно актуальной является сухая очистка доменного газа, при которой он будет поступать в ГУБТ с требуемой температурой и расход газа на подогрев, а также необходимое для подогрева оборудование станет ненужным. В настоящее время ведутся работы по использованию для очистки доменного газа высокотемпературных механических фильтров и сухих электрофильтров.

Утилизация уловленной колошниковой пыли осуществляется в производстве агломерата, окатышей или брикетированием.

Разработаны процессы холодного брикетирования с разнообразными связующими компонентами (сульфатная щелока, чугунная стружка, жидкое стекло и др.) и методы горячего брикетирования без связующих. По некоторым показателям процесс брикетирования может быть экономически выгоднее процесса окомкования с последующим обжигом сырых окатышей. Поскольку качество брикетов в меньшей степени зависит от гранулометрического состава и влажности исходного материала.

И все же основным способом переработки колошниковой пыли и доменного шлама является агломерационный процесс. Материалы, поступающие на агломерацию, смешиваются и подаются на аглоустановку, где происходит спекание шихты и образуется твердая пористая масса – агломерат.

Опытно-промышленные исследования, в процессе которых железосодержащие отходы предварительно брикетировались, а после дробились и подавались в аглошихту, показали, что такая технология позволяет производить агломерат из одних отходов металлургического производства. Производительность агломашин при этом повышается на 30 %.

Закон неустранимости образования отходов гласит: «В любом хозяйственном цикле образующиеся отходы и возникающие побочные эффекты – неустранимы, они могут быть лишь перенесены из одной физико-химической формы в другую или перемещены в пространстве». Из этого следует, что отходы металлургической промышленности будут всегда, а внедрение методов и технологий их утилизации будет всегда актуальной задачей для экологов-металлургов.

Литература:

1. Черная металлургия и охрана окружающей среды: учебное пособие / И.М. Мищенко. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2012. – 446 с.
2. Совершенствование системы газоочистки в доменном производстве / Э.Д. Джафаров, В.В. Кочура // Сборник научных работ «Комплексное использование природных ресурсов» - Донецк, ДонНТУ, 2015. – С.33-35.

СОДЕРЖАНИЕ

1. МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

1. Но Н.Т., Babich А.И. ВЛИЯНИЕ СТРУКТУРНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК УГЛЕЙ НА ИХ ГАЗИФИКАЦИЮ В УСЛОВИЯХ ФУРМЕННОЙ ЗОНЫ6
2. Абакумов И.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПОТОКОВ МЕТАЛЛА СО ШЛАКОВЫМИ ВКЛЮЧЕНИЯМИ В КРИСТАЛЛИЗАТОРЕ СЛЯБОВОЙ МНЛЗ10
3. Барышников А. А. ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАНЕСЕНИЯ ГАРНИСАЖА НА ПОВЕРХНОСТЬ КОНВЕРТЕРА.....15
4. Васильев Ю.П., Сосюра А.В. РАЗРАБОТКА ЛАБОРАТОРНО – ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОГО БЛОКА ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССА ЭЛЕКТРОШЛАКОВОГО ПЕРЕПЛАВА.....17
5. Джафаров Э.Д. ИЗУЧЕНИЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ШИХТОВЫХ МАТЕРИАЛОВ В ДОМЕННОЙ ПЕЧИ20
6. Жеведь С.С. ВЛИЯНИЕ ВВЕДЕНИЯ КОКСОВОГО ОРЕШКА В ЖЕЛЕЗОРУДНЫЙ СЛОЙ НА ИНТЕНСИФИКАЦИЮ ПРОЦЕССА ВОССТАНОВЛЕНИЯ ОКСИДОВ ЖЕЛЕЗА23
7. Клименко В.С. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ КОНСТРУКЦИИ ПРОДУВОЧНОЙ ФУРМЫ.....27
8. Котов А.Ю. ИССЛЕДОВАНИЕ НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОГО ПИРОЛИЗА УГЛЕЙ С ВЫСОКИМ ВЫХОДОМ ЛЕТУЧИХ ВЕЩЕСТВ29
9. Лобач В.В. МИНИ-ЗАВОДЫ - ПРОГРЕССИВНОЕ НАПРАВЛЕНИЕ РАЗВИТИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ31
10. Мазур С.А. СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫМ ПРОЦЕССОМ НА БАЗЕ СОВРЕМЕННЫХ СРЕДСТВ ВЫЧИСЛИТЕЛЬНОЙ ТЕХНИКИ.....34
11. Макаревич А.Н. МЕТОДЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ И ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ВЫПЛАВКИ СТАЛИ В ДСП.....37
12. Михненко А.Е. УПРАВЛЕНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИМ ПРЕДПРИЯТИЕМ НА БАЗЕ СОВРЕМЕННЫХ СРЕДСТВ ВЫЧИСЛИТЕЛЬНОЙ ТЕХНИКИ.....40
13. Панюта А.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕМЕШИВАНИЯ МЕТАЛЛА В СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОВ КОВШЕ ПРИ ПРОДУВКЕ ИНЕРТНЫМ ГАЗОМ.....42
14. Подоприхин Д.Ю. СТАЦИОНАРНЫЕ СИСТЕМЫ ВИБРАЦИОННОГО КОНТРОЛЯ.....46
15. Поляруш А.С. НЕПРЕРЫВНАЯ РАЗЛИВКА СТАЛИ – ОДИН ИЗ ПЕРСПЕКТИВНЫХ СПОСОБОВ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА СОРТОВОЙ ЗАГОТОВКИ.....50

16. Серёгин С.А. ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПРОДУВКИ СТАЛИ В ПРОМЕЖУТОЧНОМ КОВШЕ СЛЯБОВОЙ МНЛЗ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ ВАРИАНТАХ ПРОДУВКИ АРГОНОМ.....54
17. Суслов К.Э. ВЛИЯНИЕ НЕРАВНОМЕРНОСТИ ВЯЗКОСТИ ШЛАКА ПО ОБЪЕМУ ГОРНА НА ВЫСОТУ СЛОЯ ПРОДУКТОВ ПЛАВКИ В ДОМЕННОЙ ПЕЧИ №1 ПАО «АЛЧЕВКИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ».....58
18. Цегельник В.А. ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ УСОВЕРШЕНСТВОВАННОЙ СИСТЕМЫ ПОДАЧИ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ В РАЗЛИВОЧНЫЙ КОВШ ПРИ ВЫПУСКЕ СТАЛИ ИЗ КИСЛОРОДНОГО КОНВЕРТЕРА.....60
19. Шевченко А.А. ПРОДУВКА ИНЕРТНЫМ ГАЗОМ.....64
20. Шенец С. Л. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕМПЕРАТУРНЫХ ГРАНИЦ ДВУХФАЗНОЙ ЗОНЫ ПРИ ЗАТВЕРДЕВАНИИ СТАЛЬНЫХ СЛИТКОВ.....66
21. Шинкарев Д. В. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЛИЯНИЯ КОЛЕБАНИЙ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА ЧУГУНА НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ.....69

2. ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

1. Бандурка Т.С. АНАЛИЗ СПОСОБОВ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНОЙ СТРУЖКИ.....72
2. Гапоненко Я.С. ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ СПЛАВОВ ЦАМ.....75
3. Дробышев А.Ю. АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩЕЙ ТЕХНОЛОГИИ УТИЛИЗАЦИИ ЭЛЕКТРОЛИТА СВИНЦОВЫХ АККУМУЛЯТОРОВ.....78
4. Евтушенко Никита Юрьевич О КРИСТАЛЛАХ ХИМИЧЕСКИХ ЭЛЕМЕНТОВ.....80
5. Лелека М.В. СОВРЕМЕННЫЕ СПОСОБЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТИТАНОВОЙ СТРУЖКИ.....83
6. Зорин Е.А. ТИТАН – МЕТАЛЛ СЕГОДНЕШНЕГО ДНЯ.....85
7. Орлов С.В. ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ АЛЮМИНИЯ И ЕГО СПЛАВОВ ИЗ ШЛАКОВ.....87
8. Семергей Д. В. ПРОБЛЕМЫ ГОРЯЧЕГО ЦИНКОВАНИЯ.....90
9. Чайка В.Н. ПОЛИМОРФИЗМ КУБИЧЕСКИХ РЕШЕТОК93

3. ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

1. Артемьева М.А. МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ ЛИСТА С ПРИМЕНЕНИЕМ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СМАЗОК С ПОМОЩЬЮ МЕТОДА КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ В КОМПЛЕКСЕ АВАQUS.....97

2. Бевз А.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМОИЗМЕНЕНИЕ БИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО ПАКЕТА СОЧИТАНИЯ Ст3 – 15Х13100
3. Бурманцев А.Р. ОСОБЕННОСТИ ВЛИЯНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СМАЗОК НА СНИЖЕНИЕ ИЗНОСА ПРОКАТНЫХ ВАЛКОВ ПРИ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКЕ.....103
4. Гашенко А.Г. ОЦЕНКА ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ЗУБЧАТЫХ МУФТ ПРИВОДА ПРОКАТНЫХ КЛЕТЕЙ107
5. Герасименко Д. С. ОТДЕЛЬНЫЕ ПРОБЛЕМЫ РАЗВИТИЯ ПРОКАТНОГО ПРОИЗВОДСТВА.....111
6. Городко Р.И. ГИБКА ПРОФИЛИРОВАННОГО СТАЛЬНОГО УГОЛКА МЕТОДОМ НАВИВКИ НА ПОДВИЖНУЮ ОПРАВКУ.....114
7. Денисов Д.Г., Михалюк А.Н. ИССЛЕДОВАНИЕ ТРИБОТЕХНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ КОМПОЗИЦИОННЫХ АНТИФРИКЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ С ДОБАВКАМИ НАНО СТРУКТУРИРОВАННЫХ ПОРОШКОВ, ПОЛУЧЕННЫХ МЕТОДОМ ПРОКАТКИ.....116
8. Елисеева Т.И. РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЖАТИЙ ПО ВЕРТИКАЛЬНЫМ ВАЛКАМ ЧЕРНОВЫХ УНИВЕРСАЛЬНЫХ КЛЕТЕЙ ШИРОКОПОЛОСНОГО СТАНА.....119
9. Ермачков С.В. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОКАТКИ ТОЛСТОЛИСТОВОЙ СТАЛИ ДЛЯ ГАЗО- И НЕФТЕПРОВОДНЫХ ТРУБ КЛАССА ПРОЧНОСТИ К65.....122
- 10.Ильясов Р.И. ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГИДРОСБИВА ОКАЛИНЫ ПРИ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКЕ ЛИСТОВ.....126
- 11.Коваленко М.И. РАЗРАБОТКА БАЗОВОЙ МОДЕЛИ ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ ЛИСТА 12×2000×6000 С ПРОФИЛИРОВАНИЕМ ШИРОКИХ ГРАНЕЙ ДЛЯ УСЛОВИЙ СТАНА 3000 ПАО «АМК» С ПОМОЩЬЮ МЕТОДА КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ.....130
- 12.Колядко С.Д. ОТБОРТОВКА ШИРОКИХ ФЛАНЦЕВ В ТРУБНЫХ ЗАГОТОВОКАХ С НАГРЕВОМ ДЕФОРМИРУЮЩЕГО УЧАСТКА.....134
- 13.Кураев Р.М., Аринова Д.Б., Естауова А.А., Ахметова Н.Р. МОДЕЛИРОВАНИЕ ФАЗОВОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ СИСТЕМЫ НЕКОНДИЦИОННАЯ МАРГАНЦЕВАЯ РУДА- УГЛЕРОД136
- 14.Леонов Р.А., Хведчук Н.С. ПОЛУЧЕНИЕ КОМПОЗИЦИОННОГО АНТИФРИКЦИОННОГО МАТЕРИАЛА СТАЛЬ-ПОРОШКОВАЯ БРОНЗА МЕТОДОМ ПРОКАТКИ, С ПОСЛЕДУЮЩИМ ГАЗОПЛАМЕННЫМ НАПЫЛЕНИЕМ ФТОРОПЛАСТА-4.....139
- 15.Лозко А.П. ДИАГНАСТИРОВАНИЕ ПОДШИПНИКОВ КАЧЕНИЯ КОМБИНИРОВАННЫХ РЕДУКТОРОВ ПРОКАТНЫХ СТАНОВ.....142
- 16.Пономарев Т.С., Кисель И.С. ИССЛЕДОВАНИЕ БИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО СОЕДИНЕНИЯ ОБРАЗЦОВ ШТАМПОВОЙ ОСНАСТКИ, ПОЛУЧЕННЫХ СКОРОСТНЫМ ГОРЯЧИМ ВЫДАВЛИВАНИЕМ (СГВ)..... 145
- 17.Пригара П. В., Высевко В. А. ОСОБЕННОСТИ ПЛАСТИЧЕСКОГО ДЕФОРМИРОВАНИЯ ДВУХСЛОЙНОЙ СОСТАВНОЙ ЗАГОТОВКИ ПРИ

КОМБИНИРОВАННОЙ ВЫТЯЖКЕ ПОЛЫХ ДВУХСЛОЙНЫХ ИЗДЕЛИЙ.....	149
18.Сорокин А.С. РАЗРАБОТКА БАЗОВОЙ КОНЕЧНО-ЭЛЕМЕНТНОЙ МОДЕЛИ ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ ПОПЕРЕЧНОЙ РАЗНОТОЛЩИННОСТИ ТОЛСТЫХ ЛИСТОВ ПРИМЕНИТЕЛЬНО К УСЛОВИЯМ СТАНА 3000 ПАО «АМК».....	153
19.Сухина Н.Ю. РЕГУЛИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СМАЗЫВАНИЯ КОМБИНИРОВАННЫХ РЕДУКТОРОВ ПРОКАТНЫХ СТАНОВ.....	157
20.Тимофеева Е.А. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДА АНАЛИЗА ТОЧНОСТИ ФОРМУЛ РАСЧЕТА НАПРЯЖЕНИЯ ТЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛА ПРИ ГОРЯЧЕЙ ПЛАСТИЧЕСКОЙ ДЕФОРМАЦИИ	160
21.Ткаченко О.Ф. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ФОРМЫ РАСКАТОВ В ПЛАНЕ ПО ПРОХОДАМ НА СТАДИЯХ ЧЕРНОВОЙ ПРОКАТКИ ТОЛСТЫХ ЛИСТОВ...164	
22.Тыныбек Г., Пердебаева Г. ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ФАЗОВОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ СИСТЕМЫ CoO- NiO- Fe ₂ O ₃ - УГЛЕРОД.....	168
23.Шабельская Л.И. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОТБОРТОВКИ ОТВЕРСТИЙ МЕТОДОМ КОНЕЧНО-ЭЛЕМЕНТНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ.....	170
24.Шахрай А.А., Дубенец С.С. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА И ИНСТРУМЕНТ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ПОКОВКИ ПЕРЕМЕННОГО СЕЧЕНИЯ МЕТОДОМ ПОПЕРЕЧНО-КЛИНОВОЙ ПРОКАТКИ	173
25.Шугаева Т.И. РАЗРАБОТКА СПЕЦИАЛЬНОГО ПРЕДЧИСТОВОГО ОВАЛЬНОГО КАЛИБРА ДЛЯ ПРОКАТКИ КРУГЛЫХ ПРОФИЛЕЙ ДИАМЕТРОМ 270 ММ НА ТЗС «900/750-3» ОАО ДМКД.....	177

4. ПРИКЛАДНОЕ МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ

1. Громенко В.О. ВЛИЯНИЕ ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОГО ОТЖИГА НА СВОЙСТВА КАТАНКИ ДЛЯ ХОЛОДНОВЫСАДОЧНОЙ ПРОВОЛОКИ.....	181
2. Ефремова В.С. ВЛИЯНИЕ КРАТНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СМЕСИ ДЛЯ ДИФФУЗИОННОГО ЦИНКОВАНИЯ НА СТРУКТУРУ ПОКРЫТИЯ....	185
3. Кирюшкин А. А. ОСОБЕННОСТИ СТРУКТУРЫ НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ МЕДНОЙ ЗАГОТОВКИ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ЕЕ ДИАМЕТРА.....	189
4. Лайко А.А., студент 5-го курса Чайко Ю.В. СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ПРОЦЕССОВ АЗОТИРОВАНИЯ КОНСТРУКЦИОННЫХ СТАЛЕЙ В УСЛОВИЯХ ОАО «БЕЛАЗ» УПРАВЛЯЮЩАЯ КОМПАНИЯ ХОЛДИНГА «БЕЛАЗ-ХОЛДИНГ».....	191

5. ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА

1. Авдоница Д.В. ОТОПЛЕНИЕ ТЕПЛОТЕХНИЧЕСКИХ АГРЕГАТОВ ГЕНЕРАТОРНЫМ ГАЗОМ.....196
2. Барков С.П. АНАЛИЗ ТЕПЛООВОГО СОСТОЯНИЯ МЕТОДИЧЕСКОЙ НАГРЕВАТЕЛЬНОЙ ПЕЧИ В УСЛОВИЯХ ПЕРИОДИЧЕСКОГО РЕЖИМА РАБОТЫ198
3. Барткус К.С. ОТОПЛЕНИЕ ТЕПЛОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ АГРЕГАТОВ С ПОМОЩЬЮ КЕРАМИЧЕСКИХ РЕГЕНЕРАТИВНЫХ ГОРЕЛОК.....201
4. Васильева А.В. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПОДХОДОВ К ДИАГНОСТИКЕ ТЕПЛОВЫХ ПРОЦЕССОВ В КРИСТАЛЛИЗАТОРЕ МНЛЗ.....204
5. Васильева Е.Г. ОГНЕУПОРНЫЕ ИЗДЕЛИЯ НА ОСНОВЕ АЛЮМОТЕРМИТНЫХ СМЕСЕЙ.....208
6. Власов Я.С. ОТОПЛЕНИЕ ТЕПЛОТЕХНИЧЕСКИХ АГРЕГАТОВ С ПОМОЩЬЮ РЕКУПЕРАТИВНЫХ ГОРЕЛОК.....211
7. Волкова И.В. ЭНЕРГОРЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЕ ПРИ ДЕГАЗАЦИИ ЖИДКОГО МЕТАЛЛА НА ВЫПУСКЕ ПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ.....214
8. Гаврилов М.О. ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ ПРОЦЕССОВ ПОЛУЧЕНИЯ МАТЕРИАЛОВ МЕТОДОМ ПОРОШКОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ.....217
9. Григоренко И.В. ЭНЕРГОРЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЕ ПРИ ДЕГАЗАЦИИ ЖИДКОГО МЕТАЛЛА НА ВЫПУСКЕ ПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ.....221
10. Кольба И.К. СОЗДАНИЕ СИСТЕМЫ КОМПЛЕКСНОЙ ДИАГНОСТИКИ ТЕПЛООВОЙ ОБРАБОТКИ МЕТАЛЛА В ПЕЧАХ.....223
11. Пилипеев Е.А., Лобков В.А. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СУШКИ И РАЗОГРЕВА СТАЛЕРАЗЛИВОЧНЫХ КОВШЕЙ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РЕКУПЕРАТОРОВ.....227

6. ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА

1. Балыкина Д.Е. ОСОБЕННОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СОЛНЕЧНЫХ КОЛЛЕКТОРОВ В СИСТЕМАХ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ.....231
2. Вялкова К.С. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ ВОЗНИКАЮЩИЕ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ И ТРАНСПОРТЕ ТЕПЛА И ПРЕДЛОЖЕНИЯ ПО ИХ УСТРАНЕНИЮ.....233
3. Дрючевский В.А. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕПЛООВОГО ПОТОКА ПРИ ЗАВИСИМОМ ОТ ТЕМПЕРАТУРЫ И ПОСТОЯННОМ КОЭФФИЦИЕНТЕ ТЕПЛОПОВОДНОСТИ235
4. Завгородний К.А., Платошина Н.Г. ПОВЫШЕНИЕ НАДЕЖНОСТИ ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЯ КОТЕЛЬНОЙ ПУТЕМ ВЫРАБОТКИ ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ НА ТЕПЛОМ ПОТРЕБЛЕНИИ.....239
5. Королева В.Г. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДОВ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ОБСЛЕДОВАНИЯ КОТЕЛЬНЫХ.....242

6. Мацюк А.В. ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ НА БАЗЕ ГАЗОГЕНЕРАТОРНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ.....	244
7. Мулаомерович М.С. ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ КОТЕЛЬНЫХ ЗА СЧЁТ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТЕПЛОАСОСНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ.....	246
8. Новосельцев А.С. СНИЖЕНИЕ ТЕПЛОВЫХ ПОТЕРЬ ПРИ ГОРЯЧЕМ ВОДОСНАБЖЕНИИ.....	248
9. Обрезанов Д.С. РАСЧЕТ МИКРОРАЙОНА ГОРОДА. ПЕРЕЧЕНЬ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ МЕРОПРИЯТИЙ.....	250
10. Панченко А.А. РЕКОНСТРУКЦИЯ СУЩЕСТВУЮЩИХ КОТЕЛЬНЫХ С ВОЗМОЖНОСТЬЮ ИХ РАБОТЫ НА ТВЕРДОТОПЛИВНЫХ ПЕЛЛЕТАХ.....	252
11. Платохина Н.Г., Завгородний К.А. ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ КОТЕЛЬНОЙ ПУТЕМ УТИЛИЗАЦИИ ТЕПЛА ОТХОДЯЩИХ ГАЗОВ.....	256
12. Рышетник А.С. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛООБМЕНА И МОДЕЛИРОВАНИЕ МИКРОКЛИМАТА ОТАПЛИВАЕМЫХ ПОМЕЩЕНИЙ.....	260
13. Саржан А.В., Безбородов Д.Л. О ТЕПЛОСНАБЖЕНИИ КРУПНЫХ ГОРОДОВ ОТ УДАЛЕННЫХ ТЕПЛОВЫХ СТАНЦИЙ.....	264
14. Скоробогатая В.Э., Безбородов Д.Л. О ПОВЫШЕНИИ ТЕПЛОАККУМУЛИРУЮЩИХ СВОЙСТВ ЖИЛЫХ ЗДАНИЙ.....	266
15. Суходольская Т. В. УЛУЧШЕНИЕ ПРОЦЕССА СМЕСЕОБРАЗОВАНИЯ ПРИ СЖИГАНИИ УГЛЕЙ УХУДШЕННОГО КАЧЕСТВА В КОТЛАХ ТП-100 200 МВт	269
16. Суходольская Т.В., Худолей Ю.В. ЭКОНОМИЯ ТЕПЛА В СИСТЕМАХ ЖКХ	272
17. Турулина Ю.О. Лебедев А.Н., Бирюков А.Б. ОСОБЕННОСТИ СЖИГАНИЯ ДОМЕННОГО ГАЗА В КОТЕЛЬНЫХ УСТАНОВКАХ.....	276
18. Халецкая О.А., Гридин С.В. ВАКУУМНАЯ СУШКА ИЗОЛЯЦИИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНО ИЗОЛИРОВАННЫХ ТРУБОПРОВОДОВ НЕРАЗРУШАЮЩИМ МЕТОДОМ.....	279

7. ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ В МЕТАЛЛУРГИИ

1. Головки В.А., Шейх А.А. УТИЛИЗАЦИЯ ПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ – ОДНО ИЗ ВАЖНЫХ НАПРАВЛЕНИЙ СОХРАНЕНИЯ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ.....	282
2. Иванова А.С. Лепеха С.Н. МОДЕРНИЗАЦИЯ АСПИРАЦИОННЫХ СИСТЕМ ТРАКТА ПОДАЧИ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ КОНВЕРТЕРНОГО ЦЕХА.....	285

3. Каштальян Г.В., Кочура В.В. ОЦЕНКА ВОЗДЕЙСТВИЯ МАКЕЕВСКОГО КОКСОХИМИЧЕСКОГО ЗАВОДА НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ.....289
4. Мажан А.Г., Попов Е.А. ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА293
5. Середина А.И., Кочура В.В. СНИЖЕНИЕ ТЕХНОГЕННОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ДОМЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ.....295

Научное издание

**II МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ
КОНФЕРЕНЦИЯ СТУДЕНТОВ**

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

Материалы конференции

Компьютерное редактирование и верстка Турко Т.Ю.

Донецкий национальный технический университет
83001, г. Донецк, ул. Артема, 58.