

**ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ  
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
"ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ  
УНИВЕРСИТЕТ"**

**ФИЗИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ**



**III МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ  
КОНФЕРЕНЦИЯ МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ И СТУДЕНТОВ**

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ  
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

**25 мая 2017 года**

**ДОНЕЦК – 2017**

**ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ  
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
"ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ  
УНИВЕРСИТЕТ"**

**ФИЗИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ**



**III МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ  
КОНФЕРЕНЦИЯ МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ И СТУДЕНТОВ**

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ  
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

**СБОРНИК ДОКЛАДОВ**

**ДОНЕЦК – 2017**

УДК 669.18:621.7

Металлургия XXI столетия глазами молодых / Материалы III Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов. - Донецк: ДонНТУ, 2017. - 256 с.

В материалах сборника представлены результаты 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.

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

***Редколлегия:***

д.т.н., проф. Сафьянц С.М. (председатель); Асламова Я.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., заместитель 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, 2017  
© Изд-во ДонНТУ, 2017

*Уважаемые молодые ученые и студенты!*



В 2017г. в III Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых» участвуют представители 8 высших учебных заведений из Донецкой Народной Республики, Луганской Народной Республики, России, Казахстана, Испании 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 участники конференции, 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



# OPTIMISATION OF BIOMASS PREPARATION AND INJECTION INTO THE BLAST FURNACE

J. Solar<sup>1</sup>, F. Hippe<sup>2</sup>, A. Babich<sup>2</sup>

<sup>1</sup>School of Engineering of Bilbao (UPV/EHU), Spain

<sup>2</sup>Department of Ferrous Metallurgy, RWTH Aachen University, Germany

This work presents the targets and first results of a co-operation between doctorates of the Department of Chemical and Environmental Engineering, School of Engineering of Bilbao and IEHK, RWTH Aachen University related to sustainable development.

Use of biomass as renewable energy source is one of few possibilities to mitigate the CO<sub>2</sub> emissions in the steel industry in short or middle terms. There are three main options for their application: injection into shaft furnaces or EAF, incorporation into the burden materials and reducing gas generation [1].

Efficient use of biomass, particularly for injection, can be reached by means of their thermal treatment, typically pyrolysis prior to metallurgical application [1].

In the EU, Scandinavian countries and Spain have potential for upgrading the biomass-based renewable energy. In this study, woody biomass waste coming from forest activities carried out in the north of Spain were applied (Table 1). This material has been pyrolysed in a laboratory scale screw continuous reactor connected to a second reactor where the pyrolysis vapours have been thermally treated to promote further cracking, with the aim of diminishing tars and improving the composition of the gas phase, see Figure 1 [2].

Table 1 - Proximate analysis of raw woody waste (wt. %)

Volatile matter	Ash	Moisture	Fixed carbon
64.4	1.2	10.8	23.6

Besides charcoal, woody biomass yields two further products: an organic liquid known as bio-oil and a gas mixture composed of carbon oxides, light hydrocarbons and hydrogen. The share and quality of these three fractions depends on the pyrolysis parameters such as temperature, heating rate, residence time, presence of catalyst etc. Three main processes have an industrial application: flash, fast and slow pyrolysis.

In the lab installation used in this study (see Fig. 1) the slow pyrolysis process takes place.

In order to replace PC with charcoal (partly or completely), charcoal should fulfil certain quality requirements such as low content of volatile matter, ash and alkalis, as well as certain physico-chemical, physical and mechanical characteristics [1].

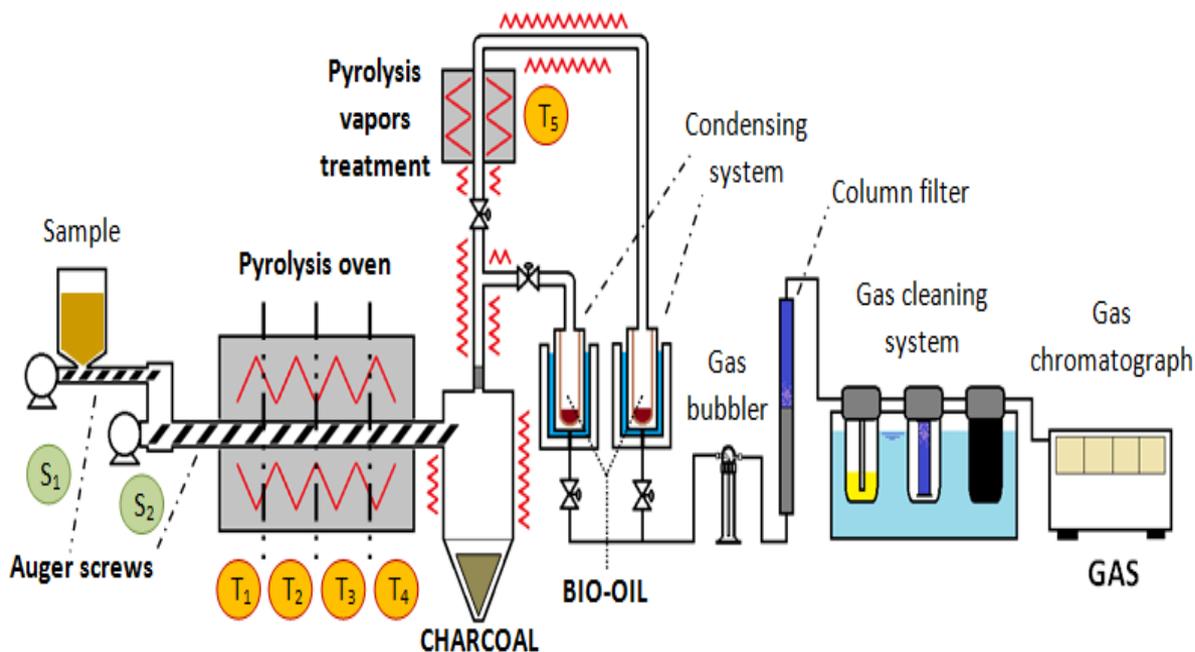


Figure 1 - Pyrolysis installation [2]

Table 2 shows the proximate analysis, the reactivity and the high heating value (HHV) of the charcoal produced in four selected pyrolysis experiments with different temperature profiles and residence times. The charcoals from all the tests are characterized by a very high fixed carbon content and a low volatile matter content. Increasing pyrolysis temperature and residence time leads to lower volatile matter and moisture content in charcoals and lower values of charcoal reactivity and HHV.

Table 2 - Characteristics of the pyrolysis process and produced charcoals [2]

Test No.	1	2	3	4
Temp. profile, K	573 - 1173	1173 - 1173	573 - 1173	1173 - 1173
Residence time, min	32	32	64	64
Moisture, wt. %	2.24	1.64	1.49	1.34
Proximate analysis, db%				
VM	8.77	6.03	6.70	6.51
Ash	2.11	2,63	2.18	2.94
C <sub>fix</sub>	89.12	91.34	91.12	90.55
Reactivity, %	24.05	15.28	16.65	11.94
HHV, MJ/kg	30.9	32.3	28.25	31.25

Charcoal produced in Test No. 1 was used for injection trials. Different grain size fractions were prepared and tested using the batch injection rig presented in [3].

It simulates the conversion behaviour of pulverised auxiliary reducing agents in the raceway. Based on the gas analysis, the conversion degree is calculated vs. O/C atomic ratios. For these ratios the oxygen in the atmosphere and in the sample are taken into account. The lower O/C atomic ratio is, the higher concentration of injectant (PC, charcoal etc.) and, consequently, higher injection rate is. Below only one test result of charcoal injection is presented, namely a test with a particle size fraction of 90 - 125  $\mu\text{m}$  (Figure 2). This fraction was selected to compare the result with that for two PC of same size presented in Ref. [3] (Figure 3).

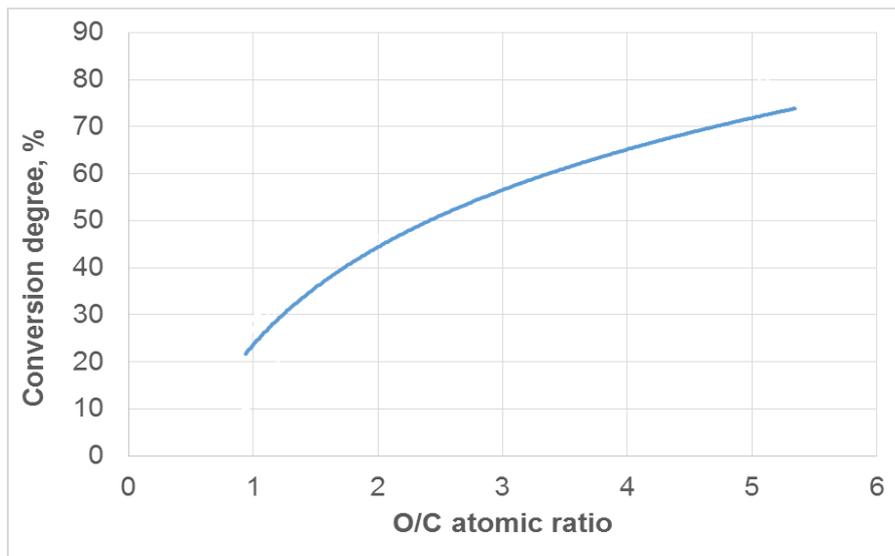


Figure 2 - Conversion degree of charcoal

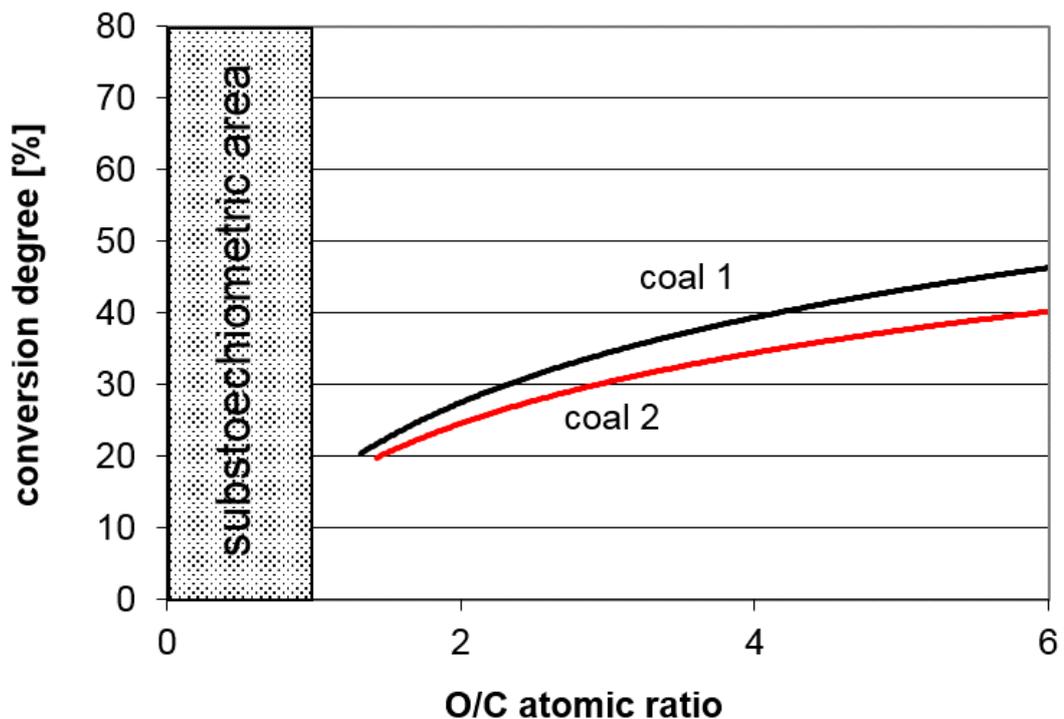


Figure 3 - Conversion degree of two coals [3, 4]

It can be seen that charcoal is characterised by higher conversion degree than both coals despite the higher volatile matter content in coals (30.1 and 20.5 % in coal 1 and coal 2 respectively). This is, obviously, because of highly porous microstructure of charcoal (Figure 4).

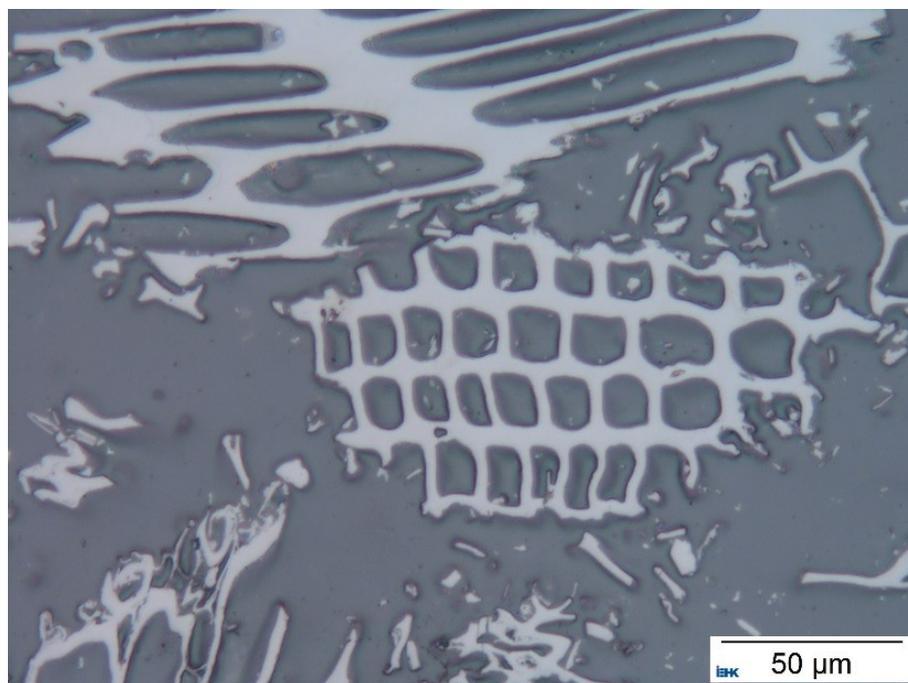


Figure 4 - Porous microstructure of charcoal, image of light optical microscope at magnification x500

In conclusion, the microstructure of charcoals may have a great influence on their conversion behaviour along with the chemistry.

### References

1. A. Babich, D. Senk. Biomass use in the steel industry: back to the future? *Stahl und Eisen*, 153 (2013), 5, pp. 57-67.
2. J. Solar, I. de Marco, B.M. Caballero, A. Lopez-Uriónabarrenechea, N. Rodríguez, I. Agirre, A. Adrados. Influence of temperature and residence time in the pyrolysis of woody biomass waste in a continuous screw reactor, *Biomass and Bioenergy*, Elsevier, 95 (2016), pp. 416-423.
3. Н.Т. Но, А. Babich. Влияние структурных характеристик углей на их газификацию в условиях фурменной зоны, II МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ СТУДЕНТОВ “Металлургия XXI столетия глазами молодых”, Донецк, ДонНТУ, 2016, pp. 6-9.
4. Н. Т. Но, А. Babich, D. Senk und M. Schwarz. Experimental examination of coal conversion in shaft furnaces, *Proc. Energetika a životní prostředí*, 2015, pp. 29-33.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ФУТЕРОВКИ СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОГО КОВША НА ФИЗИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ

Панюта А.А., Салмаш И.Н.  
Донецкий национальный технический университет

В процессе выплавки стали футеровка в сталеразливочном ковше изнашивается. В большинстве случаев характер износа неравномерный - некоторые зоны футеровки изнашиваются быстрее, чем другие. В результате футеровка перестает быть единым целым, и превращается в зональную. Характер износа футеровки также очень сильно зависит от расположения продувочных пробок в днище ковша.

Для моделирования процесса износа футеровки исследование проводилось на существующей модели ковша. В качестве физической модели ковша использовалась плоская модель с продувочными пробками, в днище. Как заменитель огнеупоров использовались материалы на основе желатина, которые располагались в ряд снизу вверх, заменитель жидкой стали - вода, шлак заменялся силиконовым маслом. Ниже приведено схематическое изображение установки для моделирования износа футеровки, на котором изображена плоская модель с изложенными двумя рядами желеиногo материала и налитым силиконовым маслом (рисунок).



Рисунок – Схема модели для измерения износа футеровки

И высота налива при этих экспериментах была  $1,2 H / D$ . Размыв футеровки при опытах со шлаком с расположением пробки на  $0,6R$  и  $0,75R$  показан на рисунках 2 и 3.

После загрузки желеиногo материала и сборки заливается вода, затем силиконовое масло, запускается компрессор для подачи воздуха через расположенные в днище модели продувочные пробки.

На данной установке был проведен ряд опытов с использованием силиконового масла. Для того чтобы более досконально имитировать работу агрегата ковш-печь. Силиконовое масло при этих опытах подогревалось. Была использована одна пробка при двух положениях на  $0,6R$  и  $0,75R$ .



Рисунок 2 – Размыв футеровки при положении пробки на 0,6R



Рисунок 3 – Размыв футеровки при положении пробки на 0,75R

Анализируя опыты, можно сказать, что при положении пробки на 0,6 радиуса размыв стенки, ближней к пробке происходит неравномерно. Размывание начинается в середине и увеличивается до шлакового пояса, что очень хорошо видно на рисунке 2. На противоположной стенке от пробки также очень быстро образуется характерная промоина в верхней части стенки (от центра и к шлаковому поясу). При положении пробки на 0,75 радиуса характер износа другой. Стенка со стороны пробки размывается незначительно по всей поверхности, нет характерных промоин. Точно такой же характер наблюдается и на противоположной стенке. Следовательно, более целесообразно выполнять расположение пробки на расстоянии 0,75R. В этом случае мы сможем добиться наименьшего износа футеровки.

#### Литература:

1. Еронько С.П. Моделирование тепло и массообменных процессов при продувке стали в сталеразливочных ковшах малой вместимости / С.П Еронько, И.Н. Салмша, Е.В Штепан, А.Ю Цупрун // Металл и литьё Украины. – 2005г / № 3-4 – с 111-112
2. Ефимова В.Г. Определение оптимальных условий продувки металла в промежуточном ковше мнлз с целью создания эффективных условий флотации неметаллических включений / В.Г Ефимова, А.В Ноговицын, А.В Кравченко, И.Н Салмаш // Процессы литья.- год 2013.- №3(99).- с17-24.
3. Еронько С.П. Оптимизация режимов продувки жидкого металла в сталеразливочных ковшах / С.П. Еронько, А.Н. Смирнов, И.Н. Салмаш, Д.П. Кукуй, А.Ю Цупрун // Metallurgical and Mining Industry.- 2004г. - №8 – с183-126.

## МОДЕЛЬ КИСЛОРОДНОГО КОНВЕРТОРА ДЛЯ НАНЕСЕНИЯ ГАРНИСАЖА

Клименко В.С., Шевченко А.А., Первухин Д.В., Лебедев Е.Н.  
Донецкий национальный технический университет

Перспективным развитием металлургических предприятий с конверторными цехами установка фурмы, которая не только осуществляют продувку металла а и способны наносить гарнисаж на футеровку конвертора.

Актуальность проблемы разработки такой фурмы и послужила причиной выбора конструкции модели относительно типовой конструкции конвертора 160 т. Для получения дополнительных и уточняющих данных для усовершенствования технологии нанесения гарнисажа была изготовлена физическая модель конвертора емкость 160 т в масштабе 1:12. Общий вид установки представлен на рисунке.



Конструкция установки включает следующие основные части:

- 1) Образцовый манометр;
- 2) Модель конвертора 160 т в масштабе 1:12;
- 3) Корпус фурмы;
- 4) Сменный наконечник фурмы;
- 5) Держатель фурмы;
- 6) Электрический таймер.

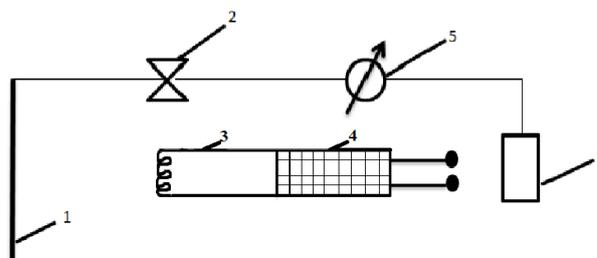


Рисунок - Установка для холодного моделирования нанесения гарнисажа на футеровку конвертора

Схема управления имеет вид: 1) фурма, 2) электроклапан, 3) электромагнитный клапан, 4) электрический таймер, 5) образцовый манометр 0,1 атм, 6) компрессор.

Выбор конструкции модели зависит от характера процесса, который предстоит моделировать. Модель изготовили с учётом геометрических размеров внутреннего контура футеровки конвертора.

Это установка позволяет в лабораторных условиях реализовать основные пять этапов физического моделирования. В их числе осуществить постановку и уточнения задачи эксперимента, анализ и вывод условий подобия, выбор конструкции и расчёт параметров модели объекта исследования, проведение экспериментов на модели, обработка полученных результатов эксперимента.

При постановке задачи необходимо исходить из того, что главная цель холодного моделирования на данной установке заключается в изучении основных закономерностей процесса нанесения гарнисажа на изношенную футеровку конвертора. Для этого на дно конвертора помещается окрашенная жидкость в объёме соответствующем оставленному от предыдущей плавки шлаку. Моделью шлака является окрашенная вода. Для образования брызг через модель фурмы выбранной конструкции подавали сжатый воздух из компрессора. Начальное давление определяли с помощью манометра.

Для того чтобы зафиксировать траекторию брызг модельной жидкости внутреннее пространство футеровки конвертора закрывается впитывающим материалом в его качестве служила бумага. Ей закрывали внутренние прозрачные стенки цилиндрической и конической части конвертора. Во время проведения эксперимента меняли время продувки и наконечники фурмы. При выполнении исследований варьировали временем продувки ванны сжатым воздухом. Траектория полёта брызг отмечалась на бумаге.

После проведения эксперимента бумагу извлекали. Площадь занятую оценивали по отдельной методике. Она состояла в том, что на поверхность накладывали координатную сетку. Площадь занятую окрашенными каплями воды оценивали по фрагментам координатной сетки. Суммарная площадь нанесенного гарнисажа являлась суммой этих фрагментов. Обработку полученных результатов осуществляли с использованием методов математической статистики. Результаты, полученные в ходе эксперимента, после обработки и обобщения представляют прикладной интерес. Он состоит в том, что данные могли бы быть использованы в реальных промышленных условиях для разработки технологии нанесения гарнисажа

Метод физического моделирования позволяет в более широких пределах изменять условия опыта. Преимущество физического моделирования заключается в снижении затрат на решении конкретных производственных задач.

#### Литература:

1. Чернятевич А.Г. Гидрогазодинамические закономерности нанесения шлакового гарнисажа на футеровку конвертера / А.Г.Чернятевич, Е.Н.Сигарев, Е.А.Чубина // Металл и литье Украины. – 2005. – № 3-4. – С.45-47.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ГИДРОДИНАМИКИ ПОТОКОВ ЖИДКОСТИ В ПРОМЕЖУТОЧНОМ КОВШЕ СЛЯБОВОЙ МНЛЗ

Серёгин С.А., Жук В.Л.

Донецкий национальный технический университет

Цель данной работы заключается в экспериментальном исследовании гидрогазодинамических процессов, протекающих в промежуточном ковше (ПК) МНЛЗ, с использованием физического моделирования и влияния расположения фурмы на распространение потоков металла.

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. В связи с этим развитие теоретических и практических аспектов разработки технологии рафинирования металла в ПК является актуальной задачей.

На данный момент 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.

Для исследования процессов, происходящих в ПК, была использована физическая модель промежуточного ковша (рисунок 1), созданная на кафедре МОЗЧМ ДонНТУ, имитирующая промежуточный ковш двухручьевого слябовой МНЛЗ ПАО «АМК» вместимостью 80 т. [1-2] Из условий гидродинамического подобия и соблюдения равенства для неё и натурального объекта, критериев Фруда и гомохронности, геометрический масштаб модели составляет 1:4.



- 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

Рисунок 1 – Общий вид экспериментальной установки для исследований гидрогазодинамических процессов в ПК

Условия проведения эксперимента, обеспечивающего подобие реального объекта и модели, были описаны в работах [3-4]. Для наблюдения за распространением потоков металла использовали специальный краситель розового цвета. Высота уровня жидкости на модели ПК была постоянной и составляла 65 мм. Продувочная односопловая фурма, диаметром сопла 1.5 мм располагалась на расстоянии 40 мм от вертикальной оси стакана сталеразливочного ковша.

Продувка осуществлялась воздухом при расходах 2,4 и 6 л/мин. Уровень расположения фурмы составлял расстояние: на дне промковша (10 мм от дна – поз. а); на 1/3 высоты уровня жидкости (21,7 мм от дна – поз. б); на 2/3 высоты уровня жидкости (43,4 мм от дна – поз. в). Толщина слоя шлака составляла 1,5 мм.

Длительность продувки на каждом уровне расположения фурмы и расходах воздуха составляла 25 с. Во время продувки фиксировали гидродинамику ванны при помощи фотосъемки видеокамерой телефона Samsung Galaxy J1 Mini. Полученные изображения гидродинамики ванны в ПК приведены ниже на рисунке 2, а результаты эксперимента указаны в таблице 1.



Рисунок 2 – Фотограмма гидродинамики потоков в ПК

Таблица 1 – Зависимость распространения потоков металла от расхода воздуха и высоты фурмы

Уровень расположения фурмы, мм	Расход воздуха при продувке, л/мин	Объем распространения потоков металла, %
10 мм от дна	2	96
	4	98
	6	100
21,7 мм от дна	2	77
	4	80
	6	82
43,4 мм от дна	2	70
	4	73
	6	79

В результате исследований было установлено, что при одинаковых расходах воздуха на продувку с увеличением высоты расположения фурмы от дна ПК объем распространения потоков металла уменьшается. Что примечательно, расход воздуха оказывал несущественное влияние в отличие от расположения фурмы. При расходах 2 л/мин объем распространения уменьшается с 96 до 70%, при расходах 4 л/мин – с 98 до 73%, а при расходах 6 л/мин – со 100 до 79%. С целью недопущения затягивания шлака в кристаллизаторы желательно располагать фурму на расстоянии 10 мм от дна ПК.

#### Литература:

1. Еронько С.П., Быковских С.В. Физическое моделирование процессов внепечной обработки и разлива стали. – К.: Техника, 1998. – 196 с.
2. Еронько С.П., Ошовская Е.В., Штепан Е.В. и др. // Металлургические процессы и оборудование. – 2009. - №4(18). – С.20 – 32.
3. Смирнов А.Н. Процессы непрерывной разлива стали / Смирнов А.Н., Пилюшенко В.Л., Минаев А.А. и др. – Донецк: ДонНТУ, 2002. – 536 с.
4. Серёгин С.А., Жук В.Л. Физическое моделирование параметров продувки стали в промежуточном ковше слябовой МНЛЗ при различных вариантах продувки аргоном // Металлургия XXI столетия глазами молодых / Материалы II Международной научно-практической конференции студентов. - Донецк: ДонНТУ, 2016. - С 54 – 57.

# ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРИЧИН ПРЕЖДЕВРЕМЕННОГО ВЫХОДА ИЗ ЭКСПЛУАТАЦИИ ГИЛЬЗ КРИСТАЛЛИЗАТОРОВ СОРТОВЫХ МНЛЗ

Кушнирев А.Ю. Ухин В.Е.

Донецкий национальный технический университет

Одним из наиболее важных узлов, определяющих рациональную работу МНЛЗ и оптимальное качество непрерывнолитой заготовки является кристаллизатор [1]. Кристаллизатор выполняет функцию приема жидкого металла, попадающего в него из промковша, а также перевода части жидкой стали в твердое состояние. Основным рабочим элементом кристаллизатора сортовой МНЛЗ является гильза при помощи, которой осуществляется отвод тепла от формирующейся заготовки к охлаждающей жидкости и формируется геометрическая форма заготовки. Гильза изготавливается или из первично рафинированной меди, или из сплава меди с небольшим количеством серебра. Для повышения эксплуатационной стойкости на внутреннюю поверхность кристаллизатора наносятся специальные защитные покрытия на основе хрома или никеля [2,3].

При разливке стали на сортовой МНЛЗ гильзы кристаллизаторов фирмы «Kobelco», при одних и тех же условиях эксплуатации, проявили различную эксплуатационную стойкость. Часть гильз из одной партии находились в эксплуатации заявленное производителем количество плавов, а другие – в два раза меньше.

Для определения причины преждевременно выхода из эксплуатации гильз кристаллизаторов из одной закупочной партии были отобраны образцы и разделены на две группы.

Первая группа – образцы с высокой стойкостью покрытия (871, 854, 874, 797, 843). Вторая группа - образцы с низкой стойкостью покрытия (868, 831, 902, 886, 893).

Основные параметры работы кристаллизаторов приведены в таблицах 1 и 2.

Таблица 1 – Показатели работы гильз фирмы "Kobelco" с высокой скоростью

Номер гильзы	Стойкость плавов	Износ по радиальной стороне, мм	Износ по параллельной стороне, мм	Средняя температура в ПК, °С
871	486	1,42	1,23	1557,75
854	496	1,8	1,51	1553,75
874	479	1,66	1,62	1550,13
797	414	1,88	1,47	1552,61
843	440	1,51	1,96	1547,15
Среднее	463	1,65	1,56	1552,28

Таблица 2- Показатели работы гильз фирмы "Kobelco" с низкой скоростью

Номер гильзы	Стойкость плавок	Износ по радиальной стороне, мм	Износ по параллельной стороне, мм	Средняя температура в ПК, °С
868	272	1,18	1,47	1541,42
893	208	0,4	1,41	1546,43
902	228	1,53	1,91	1541,44
886	220	1,5	0,75	1543,49
813	217	2,01	1,76	1543,36
Среднее	229	1,32	1,46	1543,36

Из приведенных таблиц видно, что образцы номер 868, 831, 902, 886, 893 имеют стойкость на 50% ниже стойкости образцов 871, 854, 874, 797, 843. Наглядным примером для сравнения стойкости можно рассмотреть образец под номером 893 с низкой стойкостью, которая составила 208 плавок и образец с высокой стойкостью под номером 854 (стойкость 496 плавок).

При этом анализ температурного режим и скоростей разлива показал, что эти параметры для всех образцов идентичны. Разница между показателями средней скорости разлива между двумя партиями составила 2,3%, а разница температур – 8,9°С.

Для более точного определения причины преждевременного выхода из эксплуатации гильз кристаллизаторов фирмы "Kobelco" были проведены исследования механических свойств гильзы, химического состава материала, из которого она изготовлена, толщины медной части кристаллизатора и его покрытия, а также электропроводности гильзы.

При исследовании механических свойств был определены следующие механические характеристики образцов:

- временное сопротивление разрыву;
- удлинение после разрыва;
- предел текучести;
- твердость основы гильз по методу Бринелля, НВ;
- твердость покрытия по методу Виккерса, НV.

Испытание образцов показали, что временное сопротивление разрыву среднее для образцов с высокой стойкостью покрытия равно 300 МПа, а для образцов с низкой стойкостью покрытия – 305,2 МПа.

Показатели механических свойств основы гильз кристаллизаторов отличаются на 1,7%, показатели удлинения после разрыва имеют разницу в 3,2 мм, а значения предела текучести отличается на 0,8 %.

Для каждого образца было проведено три измерения в разных точках поверхности медной основы гильзы. Для оценки использовали среднее значение величины твердости. Результаты замеров показывают, что твердость образцов во всех замерах идентична. Это хорошо видно на примере образца с низкой стойкостью под номером 868 и образца с высокой стойкостью 843. Во всех испытаниях их твердость составила 89,7 НВ. Разница средних значений

показателей твердости между испытываемыми партиями образцов составила 0,2%.

Твердость хромоникелевого покрытия гильз кристаллизаторов была измерена по методу Виккерса. По результатам проведенных испытаний твердости покрытия гильз кристаллизаторов по методу Виккерса, можно сделать вывод о том, что твердость покрытия для образцом практически совпадает и разница между образцами при нагрузке составляет: HV1=1%; HV2=1%; HV5=5,5%; HV10=9,2%. Вследствии полученных данных, можно сделать вывод, что твердость покрытия всех образцов практически одинакова и различается максимально на 5%, что не является существенным.

Химический анализ основы гильз кристаллизаторов, показал, что гильзы изготовлены из меди (Cu) с добавлением серебра (Ag). Химический состав медной основы всех гильз кристаллизаторов практически одинаков.

Для определения причины разницы в эксплуатационной стойкости между образцами гильз кристаллизаторов фирмы «Kobelco» 871, 854, 874, 797, 843 и образцами 868, 831, 902, 886, 893 также были проведены исследования толщины основы и двухслойного покрытия гильз кристаллизаторов.

Исследования толщины слоев гильз кристаллизаторов фирмы «Kobelco» показали, что разница средней толщины слоя медной основы у исследуемых образцами составил 0,084 мкм т.е. толщина основы во всех образцах, одинакова.

Толщина покрытия гильз кристаллизаторов у исследованных образцов существенно отличается. Например, разница средней толщины между исследуемыми партиями составила для первого слоя 5,998 мкм, а для второго слоя 5,014 мкм. Толщина покрытия образцов с низкой стойкостью меньше чем у образцов с высокой стойкостью в среднем на 30%, а у некоторых образцов толщина второго слоя покрытия отличается на 50% в меньшую сторону (образцы номер 868, 831, 893).

Пример фотографий образцов №874 и №886 представлены на рисунке 1. Снимки были получены при помощи электронного микроскопа с увеличением в 200 раз.

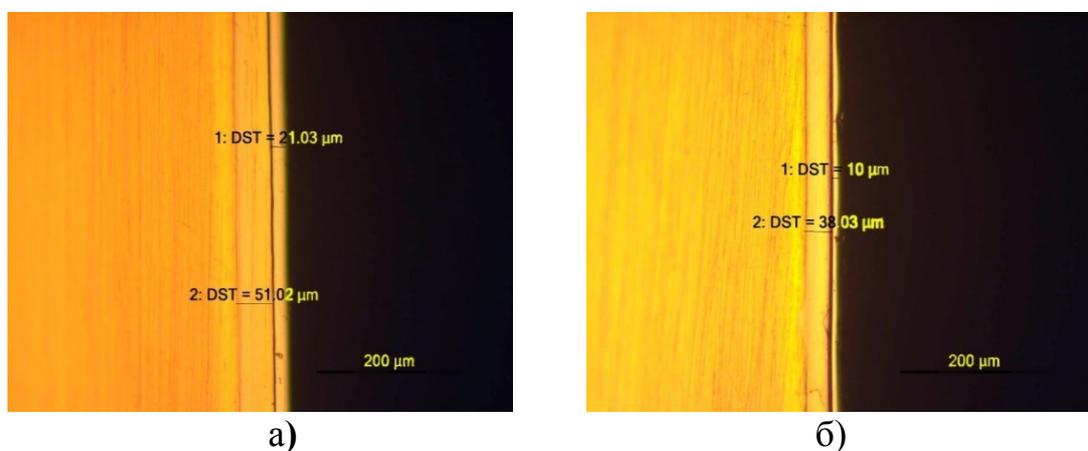


Рисунок 1 – Микроснимки гильз кристаллизатора №874 с высокой толщиной покрытия (а) и №886 с тонкой толщиной покрытия (б)

По микроснимкам особенно заметна разность толщины покрытия между образцами №874, №886. Разность толщины данных образцов составила:

- слоя подложки 25%;
- рабочего слоя 52%.

Это доказывает, что часть поставляемых производителем гильз кристаллизаторов были изготовлены с нарушением технологии.

Последним исследованием стало измерение электропроводности гильз кристаллизаторов. Известно, что в зависимости от свойств материала и его толщины, электропроводность меняется.

Результаты исследований электропроводности и сравнения её с толщиной покрытия приведены в таблице 3, 4.

Замеры электропроводности покрытия гильз кристаллизаторов, показали, что в зависимости от толщины слоев гильзы значение электропроводность меняется. Так среднее значение для образцов с высокой стойкостью составило минимальное  $0,532 \text{ (Ом}\cdot\text{см)}^{-1}$ , максимум  $1,081 \text{ (Ом}\cdot\text{см)}^{-1}$ .

Таблица 3 – Показатели электропроводности гильз с высокой стойкостью

Номер гильзы	Сторона гильзы медь, мкм	Электропроводности покрытие гильзы, $(\text{Ом}\cdot\text{см})^{-1}$		Покрытие	
		Минимум	Максимум	толщина 1сл, мкм	толщина 2сл, мкм
871	54,44	0,547	0,5644	56,02	14,04
854	55,37	0,5033	1,196	56,02	9,04
874	54,3	0,4401	0,9315	51,02	21,03
797	54,37	0,6203	1,259	47,03	8
843	54,5	0,5514	1,081	50,02	12,01
Средне значение	54,596	0,53242	1,00638	52,022	12,824

Таблица 4 – Показатели электропроводности гильз с низкой стойкостью

Номер гильзы	Сторона гильзы медь, мкм	Электропроводности покрытие гильзы, $(\text{Ом}\cdot\text{см})^{-1}$		Покрытие	
		Минимум	Максимум	толщина 1сл, мкм	толщина 2сл, мкм
868	54,45	0,672	1,196	46,02	8
831	54,28	0,5988	1,402	50,03	5
902	54,48	0,5628	1,763	48,02	10,05
886	54,45	0,9694	1,412	38,03	10
893	54,9	0,9694	1,86	48,02	6
Средне значение	54,512	0,75448	1,5266	46,024	7,81

У образцов с низкой стойкостью – минимальное  $0,754 \text{ (Ом}\cdot\text{см)}^{-1}$ , максимальное  $1,526 \text{ (Ом}\cdot\text{см)}^{-1}$ . По результатам исследований мы определили, что электропроводность образцов с коротким временем эксплуатации выше

электропроводности гильз с высокой эксплуатационной стойкостью, разница показателей составила 30%.

По данным исследований был построен графики зависимости между электропроводностью и толщиной покрытия гильз, с высокими эксплуатационными характеристиками, представленный на рисунке 2.

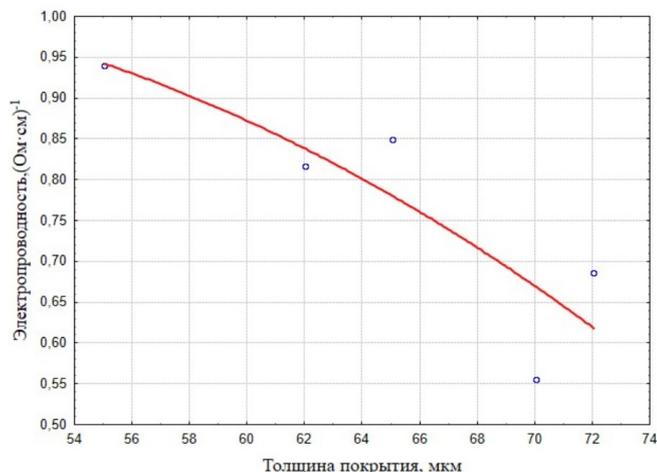


Рисунок 2 – Зависимость электропроводности от толщины покрытия гильз с высокой стойкостью

При проведении исследований гильз кристаллизаторов сортовой МНЛЗ фирмы производителя «Kobelco» была определена причина разной эксплуатационной характеристики образцов гильз из одной партии поставленной производителем. Причина заключается в разности толщины между образцами нанесенного, на поверхность гильз защитного покрытия состоящего из хрома (Cr) и никеля (Ni). Неразрушающим гильзу кристаллизатора методом контроля толщины нанесенного покрытия предлагаем использовать метод электропроводности.

#### Литература:

1. Смирнов А.Н. Исследование особенностей формирования следов качания на поверхности непрерывнолитой заготовки / А.Н. Смирнов, С.В. Куберский, А.В. Головчанский, Е.Н. Максаев, В.Е. Ухин // Известия ВУЗов. Черная металлургия.– 2016. Том 59 №4. – С. 226-231.

2. Смирнов А.Н. Исследование особенностей затвердевания стали в кристаллизаторе высокопроизводительной сортовой МНЛЗ / А.Н. Смирнов, В.Е. Ухин, С.В. Куберский // Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство: материалы Двенадцатой Всероссийской научно-практической конференции, Том I, 25-27 ноября 2015 г. – С. 135-142

3. Смирнов А.Н. Конструкция современных гильз кристаллизаторов для высокопроизводительного литья заготовок на сортовых МНЛЗ / А.Н. Смирнов, В.Е. Ухин, Е.Ю. Жибоедов // Металлургические процессы и оборудование. – 2009. – №2. – С. 49-55

# **АНАЛИЗ ПАРАМЕТРОВ ДОМЕННОГО ДУТЬЯ С РАЗРАБОТКОЙ ПРЕДЛОЖЕНИЙ ПО ПОВЫШЕНИЮ УРОВНЯ ИХ СТАБИЛИЗАЦИИ**

Брайцара С.А., Клягин Г.С.  
Донецкий национальный технический университет

Нормальный технологический режим работы доменной печи должен обеспечить бесперебойный интенсивный, но в то же время ровный ее ход для получения наиболее высоких показателей по производству чугуна, удовлетворяющего требованиям ГОСТа и внутризаводских технических условий (ТУ) при минимальном расходе кокса и сырых материалов.

Признаками устойчивого ровного хода доменной печи являются: непрерывный плавный сход шихтовых материалов; устойчивый характер распределения потока газа в печи (по характеру кривой содержания двуокиси углерода по сечению и окружности печи или по кривой температуры газов); равномерная температура в фурменных очагах горна; постоянство давления дутья; устойчивость теплового состояния печи, обеспечивающая получение чугуна и шлака постоянного заданного состава; постоянство выноса колошниковой пыли.

Нормальный технологический режим и устойчивый ровный ход доменной печи возможны, прежде всего, при постоянстве качества шихтовых материалов и соблюдении установленных для каждой печи оптимальных параметров режима работы, а также при выполнении всех производственных операций - от загрузки материалов до выпуска продуктов плавки - по строго регламентному графику, что требует в свою очередь бесперебойной работы всех механизмов и оборудования.

Основным показателем нормальной работы доменной печи является постоянство дутьевого режима (количество, температура, давление, влажность, расход топливных добавок), обеспечивающего заданную для данных условий интенсивность плавки, производительность и экономичность хода печи.

Интенсивность хода печи контролируют по количеству дутья и количеству проплавленных подач за час и смену.

Давление дутья и перепад давления газов по высоте печи зависят от газопроницаемости столба шихты, которая определяется ситовым составом минералов, характером распределения шихты и потока газов по сечению печи, свойствами шлаков, тепловым состоянием печи и давлением газов. Нормальным следует считать то наибольшее давление, которое обеспечивает в данных условиях устойчивый ровный ход печи и максимальное использование тепловой и восстановительной энергии потока газов.

Расход дутья устанавливается, исходя из необходимости обеспечить плавный сход шихты, высоко производительную и экономичную работу доменной печи, и поддерживается постоянным. Кратковременное снижение расхода дутья допускается только для устранения отклонений от нормального хода.

Температуру дутья следует держать постоянной на максимальном уровне, обеспечиваемом мощностью воздухонагревателей.

Воздухонагреватель может работать в 4 режимах: нагрева насадки, нагрева дутья, отделения и тяги. При переходе с режима нагрева насадки на режим дутья необходимо выровнять давление в воздухонагревателе и в коллекторе холодного дутья. Для этого открывается перепускное отверстие на клапане холодного дутья. При этом поток холодного дутья начинает разделяться на два параллельно подключённых воздухонагревателя, что приводит к резкому падению давления холодного дутья, поступающего в воздухонагреватель, стоящий на дутье, что в свою очередь приводит к резкому падению давления горячего дутья на фурмах. В печи происходит незапланированная осадка шихты, нарушение газовых каналов, замедление хода печи (Рисунок 1).

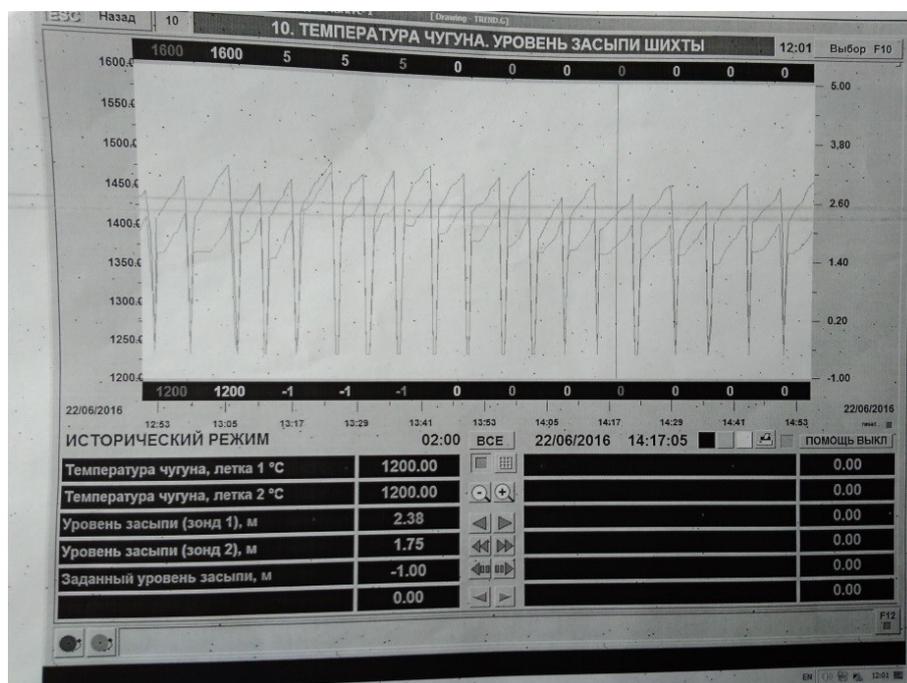


Рисунок 1 - Диаграмма температуры чугуна и уровня засыпи шихты на Донецком металлургическом заводе

Искусственное увлажнение дутья при работе на природном газе, как правило, не применяется, но иногда кратковременно используется как средство регулирования теплового состояния горна. Печь на природный газ переводят только при нормальном ходе и нагреве печи, а также при равномерном распределении газового потока по ее окружности (одинаковый состав и температура периферийного газа).

При переводе доменных печей на работу с повышенного на обычное давление газа под колошником количество дутья следует уменьшить, чтобы обеспечить нормальный перепад давления между фурмами и колошником. Прежнее количество дутья восстанавливают сразу же после повышения давления на колошнике.

Изменение дутьевого режима обязательно фиксируют в журнале работы печи, причём указывают причины и длительность изменения, а также степень снижения. Воздушные фурмы должны работать через полное их сечение.

На повышенное давление доменную печь переводят при нормальном ходе печи. Количество дутья при этом должно быть увеличено до такого, когда обеспечивается нормальный для этой печи перепад давления газов в столбе материалов.

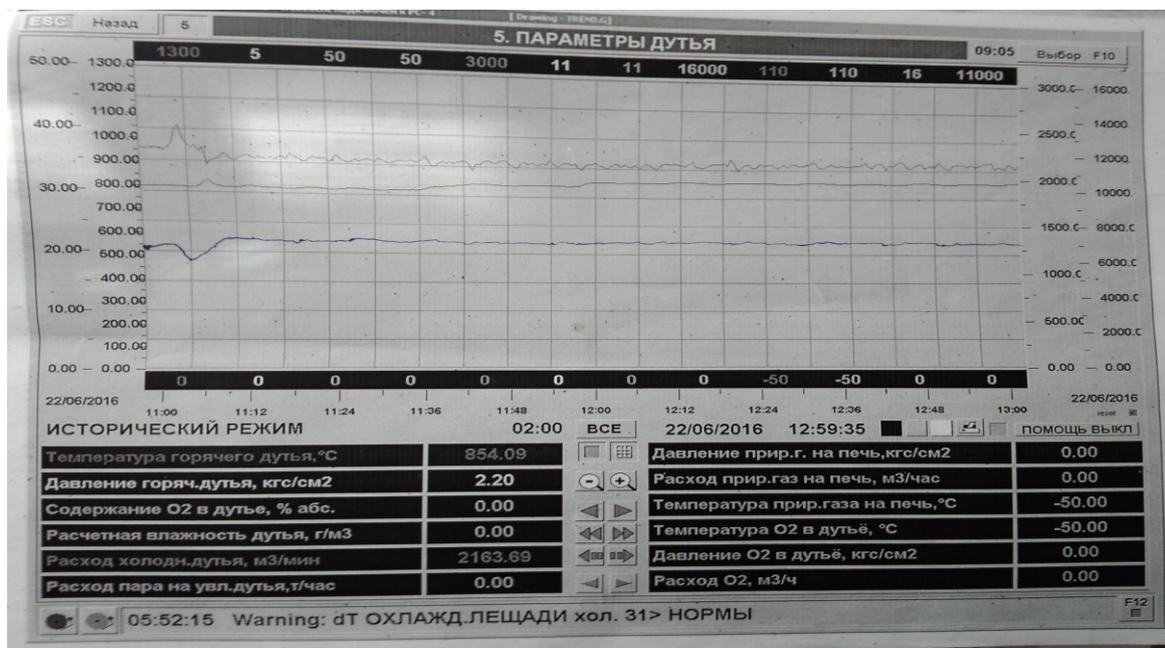


Рисунок 2 - Параметры доменного дутья на Донецком металлургическом заводе по состоянию на 2016 г.

Увлажнение дутья (в тех случаях, когда оно применяется) достигается подачей перегретого пара в воздухопровод холодного дутья. Если необходимо изменить влажность дутья в условиях нормального нагрева печи, соответственно должна быть изменена температура горячего дутья из расчёта 9°C на 1 г/м3 изменения влажности дутья.

В работе предложен метод уменьшения колебания температуры во время переходных режимов работы воздухонагревателей путём добавления дополнительного смесительного клапана меньшего диаметра при работе доменной печи на повышенной температуре дутья и невозможности обеспечения работы попарно-параллельного режима воздухонагревателей. Также разработано предложение по уменьшению тепловых потерь при выбрасывании отходящих газов доменных воздухонагревателей через дымовую трубу.

## МОДЕЛЬ СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОГО КОВША

Шевченко А.А., Клименко В.С., Первухин Д.В., Лебедев Е.Н.  
Донецкий национальный технический университет

Обработка металла инертным газом в современных условиях является обязательным технологическим приемом. Она служит для усреднения химического состава металла, его температуры и рафинирования от неметаллических включений.

Интенсивность подачи газа через продувочные устройства при рациональной технологии его подачи и оптимальном его расходе пропорционально влияет на степень рафинирования металла. Перед подачей металла на разливку сдерживающим фактором увеличения интенсивности продувки является его охлаждающий эффект. Охлаждающий эффект усиливается, когда донные струи газа раздувают шлак на поверхности металла. Пятна открытого зеркала металла усиливают его охлаждающий эффект.

Для уменьшения потерь тепла (скорости охлаждения металла) применяется мягкая продувка. Её интенсивность на различных предприятиях колеблется в широких пределах (от 100 до 500 л/мин). Выбор рационального режима мягкой продувки металла позволит сохранить максимальный рафинирующий эффект при минимальном охлаждении металла в ковше перед разливкой.

Установка для моделирования продувки металла в ковше (рис. 1) представляет собой конструкцию, основной частью которой является модель фрагмента ковша (1). Он крепится поддерживающими штангами (2) к оси основания прибора (3). Ось прибора располагается на платформе (4). Платформа является основанием для установки моделирования.

Перед началом физического моделирования продувки металла в ковше цилиндрическая прозрачная труба, моделирующая фрагмент ковша заполняют водой.

Целым рядом исследователей установлено [1], что вода при 20°C по вязкости соответствует жидкой стали при температуре 1600°C. Продувку воды сжатым воздухом, моделирующим аргон, осуществляет через капилляр (6), который как в промышленных условиях установлен в нижней части модели фрагмента ковша.

Для обеспечения постоянства давления перед капилляром в нижней части модели находится коллектор. В него подается воздух от компрессора. Давление воздуха в системе контролирует образцовый манометр. По электрическим параметрам вода является диэлектриком. Это означает, что ее электросопротивление стремится к бесконечности.

Появление электролита в объеме воды из-за появления носителей электричества уменьшает её электросопротивление. Поэтому ток резко увеличивается, если вода включена в электрическую цепь. Количество электролита, попавшего в тот или иной объем, характеризует интенсивность перемешивания.

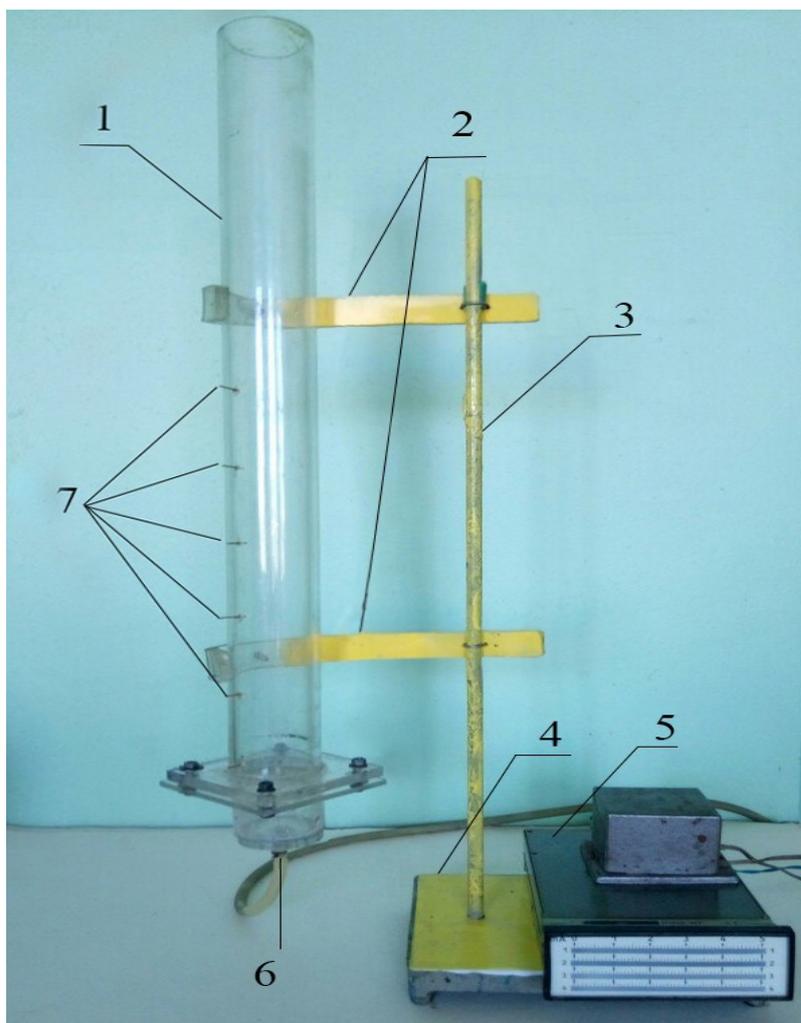


Рисунок 1 - Установка для моделирования продувки металла в ковше  
 1 – модель фрагмента ковша; 2 – поддерживающие штанги; 3 – ось основания прибора; 4 – платформа; 5 – 4-х канальный измерительный прибор; 6 – продувочное устройство; 7 – электрические контакты

При проведении исследования в определенный момент времени в воду добавляли электролит. В процессе перемешивания моделирующей жидкости струей воздуха производили замер электропроводности на 4-х уровнях модели (7) при помощи 4-х канального измерительного прибора (5). Динамические характеристики изменения электропроводности на разных уровнях обеспечивают количественную оценку эффективности перемешивания.

Анализ полученных данных позволит путем «холодного» моделирования выполнить оценку массообменных процессов под воздействием перемешивания на различных уровнях модели фрагмента ковша.

#### Литература:

1.Бойченко Б. М., Охотский В. Б., Харлашин П. С. Конвертерное производство стали. - Днепропетровск: РИА «Дншро-ВАЛ», 2006. - 454 с.

## ВЫБОР РЕЖИМА РАБОТЫ ПОВОРОТНОЙ ФУРМЫ

Клименко В.С., Шевченко А.А., Лебедев Е.Н.  
Донецкий национальный технический университет

Нанесение гарнисажа оставленным в конвертере шлаком является экономически целесообразным. Получаемая экономия огнеупоров в современных условиях окупает затраты на установку в конвертере дополнительной фурмы. Опыт металлургических предприятий показал, что универсальные многоярусные фурмы в данный момент не оправдали себя.

При выполнении лабораторных исследований применяли 160т конвертер в масштабе 1:16. Его прозрачные стенки позволяли визуально и с помощью фотосъемки оценить поведение модели шлака при воздействии на него относительно небольших возмущений.

На первой стадии продувку окрашенной жидкости, моделирующей шлак, вели через одно дутьевое отверстие. Это обеспечивает передачу наибольшей энергии ванне. Параметры фурмы, её высоту подъема над уровнем шлака и рабочее давление компрессора, обеспечивающего подачу воздуха, во всех опытах оставляли постоянными.

Уровень подъема фурмы над уровнем шлака составлял 0,02м. Рабочее давление компрессора при проведении исследований составляло 1,2 атм.

Интенсивность нанесения гарнисажа оценивали на специальных впитывающих жидкость вставках на цилиндрической и верхней конической части конвертера. Время воздействия воздушной струи изменяли от 0,5 до 3 секунд. Точность измерения временных интервалов нанесения гарнисажа составляла 0,1 секунды.

Результаты исследований площади нанесения гарнисажа первой серии представлены в таблице 1. Усредненные данные двух серий опытного нанесения гарнисажа на футеровку конвертера представлены в таблице 2.

Таблица 1 - Результаты нанесения гарнисажа

Время с	0,5	1	1,5	2	3
Цилиндрическая часть конвертора %	0,38	1,27	2,37	3,0	5,57
Занимаемая площадь %	0,64	1,65	2,85	3,78	8,0

Таблица 2 - Среднее значение серии опытов нанесения гарнисажа на футеровку конвертора

Время с	0,5	1	1,5	2	3
Среднее значение занимаемой площади %	0,59	1,70	2,96	3,84	7,86

Топография распределения капель показала, что их количество пропорционально увеличивается от времени продувки. Анализ распределения капель по высоте конвертера показал, что во всех режимах продувки они попадали на коническую часть и относительно неравномерно распределялись по цилиндрической части конвертера. Зона ледки во всех случаях попадала в зону нанесения гарнисажа. Параллельные опыты, повышающие достоверность результатов исследований, показали, что эта закономерность является стабильной.

Анализ топографии распределения капель на цилиндрической части конвертера показал их фрагментарное распределение (рисунок ). При общей длине окружности цилиндрической части конвертера, равном 0,72м фрагменты имели протяженность 0,15 и 0,2м. Это зависело от времени воздействия струи воздуха на моделирующую жидкость. Общий вид фрагментарного нанесения гарнисажа представлен на рисунке.



Рисунок - Неравномерность нанесения гарнисажа

Фрагмент с недостаточным гарнисажем отличается заметно большим расстоянием между соседними каплями модели шлака. Соотношение между линейными размерами цилиндрической части конвертера и угловым режимом поворота фурмы позволяет отметить, что он должен составлять 30-35 градусов. При большем числе дутьевых отверстий фурмы его угол сканирования может быть меньше. Для конической части конвертера такая закономерность однозначно не установлена. Это, видимо, объясняется «собирательным» свойством горловины конвертера.

#### Литература:

1. Клименко В.С. Совершенствования конструкции продувочной фурмы. / Клименко В.С., Лебедев Е.Н // *Металлургия XXI столетия глазами молодых* / Материалы II Международной научно-практической конференции студентов. - Донецк: ДонНТУ, 2016. – 27-28 с/

# РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОМ КОВШЕ

Хворостянов А.Н., Жук В.Л.

Донецкий национальный технический университет

Важным техническим узлом современной разливки стали является сталеразливочный ковш. Развитие теоретических и практических положений, касающихся разливки стали, улучшения массообмена в сталеразливочном ковше с целью рафинирования металла является актуальной задачей.

Одним из способов исследования этих явлений является физическое моделирование [1]. Для исследования процессов, происходящих в сталеразливочном ковше, была разработана и изготовлена плоская модель сталеразливочного ковша, применительно к действующему ковшу Енакиевского металлургического завода (ЕМЗ). Конструктивные и другие параметры сталеразливочного ковша следующие:

- емкость ковша составляет 160 т;
- высота ковша 3820 мм;
- диаметр верхней части составляет - 3600мм, а нижней - 3100 мм;
- масса футеровки 24 т.

С целью визуального наблюдения за происходящими процессами в сталеразливочном ковше модель изготовлена из прозрачного материала (кварцевое стекло), в масштабе 1:6.

Для обеспечения подобия процессов, протекающих в натуре и на модели, основными критериями гидродинамической оценки процессов перемешивания являются:

- критерий Фруда, подобие процессов, которые идут под действием силы тяжести, выражающей соотношения сил инерции и сил тяжести;
- критерий Рейнольдса, который определяет соотношение между силами трения в жидкости, которая движется, ;
- критерий гомохромности (критерий Струхалея), что характеризует соотношение между силой инерции и величиной, которая учитывает влияние нестационарности движения на скорость движения жидкости.

В качестве жидкости, моделирующей сталь, выбрана вода, шлака - силиконовое масло, а продувочного нейтрального газа – воздух. Во время проведения съемки изучаемых процессов для обеспечения наглядности фиксации границ массообменных потоков одновременно с подачей воздуха рядом с нижним срезом продувочной фурмы подается органический краситель. Для фото и видео съемки предполагается использовать мобильный телефон модели Samsung Galaxy Grand Prime с разрешением камеры в 10 МП, общий объем оперативной системы 10 Гб.

Разливка стали в крупные слитки осуществляется из сталеразливочных ковшей. При этом сталь в ковше подвергается, как правило, комплексной

внепечной обработке, включающей доводку металла по химическому составу и температуре.

Сталеразливочный ковш служат для приема стали из сталеплавильного агрегата, транспортирования и последующего ее литья. Основными элементами ковша являются корпус, стопорное устройство (одно или два) или ковшевые затворы, футеровка.

Сталеразливочный ковш представляет собой открытую футерованную емкость, позволяющую в течение небольшого промежутка времени сохранять жидким металл и разливать его в слитки. С учетом способа разливки слитки могут отливаться в изложницы непосредственно из ковша или с помощью дополнительного оборудования и приспособлений.

Оптимизация выбора огнеупорных материалов для сталеразливочного ковша в агрегатах ковш-печь является актуальной задачей, при решении которой необходимо учитывать не только общие принципы построения футеровки, но также принимать во внимание условия эксплуатации ковшей, как неотъемлемого элемента технологической цепочки всего сталеплавильного цеха (рисунок) [2].

Схема установки для проведения физического моделирования показана на рисунке.

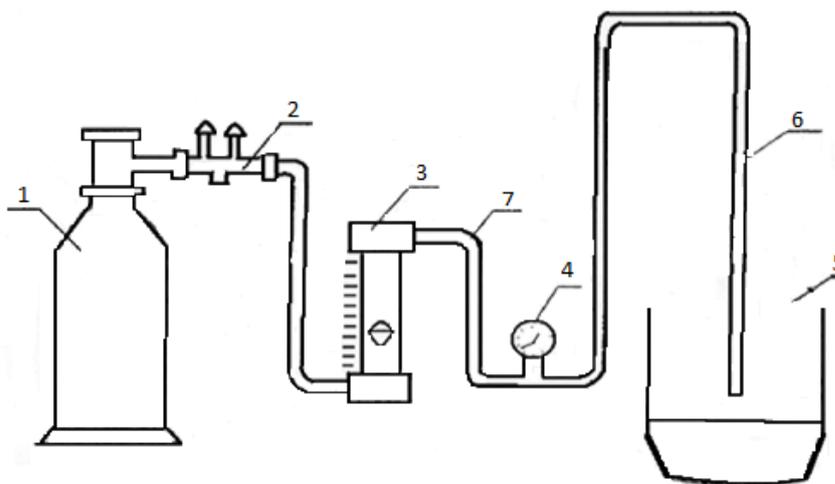


Рисунок - Схема установки для проведения физического моделирования: 1-баллон с воздухом; 2 - редуктор; 3 - ротаметр; 4 - манометр; 5 - прозрачная модель сталеразливочного ковша; 6 - односопловая фурма; 7 - гибкие шланги.

#### Литература:

1. Еронько, С.П., Быковских, С.В. Физическое моделирование процессов внепечной обработки и разливки стали / С.П. Еронько и С.В. Быковских. – Киев: Техника, 1998. – 136с.

2. Смирнов, А.Н. Непрерывная разливка стали/ А.Н. Смирнов, С.В. Куберский, Е.В. Штепан. – Донецк: ДонНТУ, 2011. – 482с.

# РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ, ПРОТЕКАЮЩИХ ПРИ ПРОДУВКЕ МЕТАЛЛА ГАЗОМ В ПРОМЕЖУТОЧНОМ КОВШЕ МНЛЗ

Ворона Ж.В., Жук В.Л.

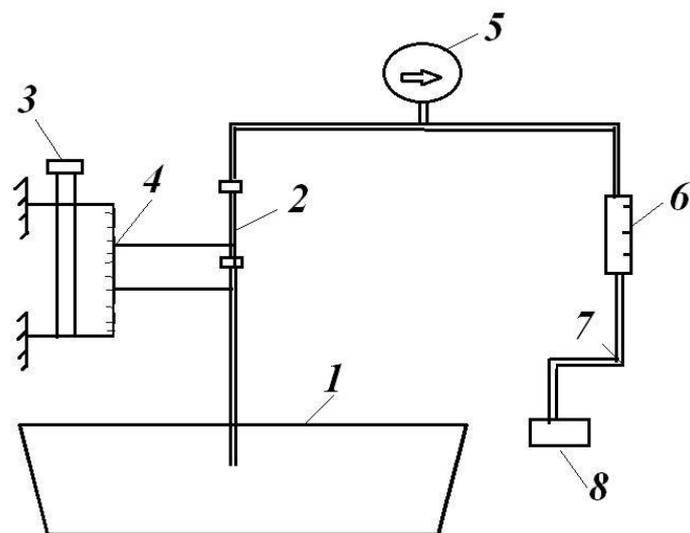
Донецкий национальный технический университет

Промежуточный ковш (ПК) является одним из важнейших технологических элементов при разливке стали на МНЛЗ. Конструкция и вместимость промежуточного ковша в значительной степени определяют стабильность процесса разливки стали и качество заготовки. Функционирование ПК в процессе разливки в значительной степени определяет устойчивость и стабильность процесса литья на МНЛЗ в целом. Важную роль в стабильности работы ПК играет организация движения потоков стали в момент начала разливки и по ее ходу [1]. На величину емкости ПК влияет также и режим разливки: в случае серийной разливки емкость ПК увеличивается с целью обеспечения запаса металла, необходимого для замены сталеразливочного ковша. Непрерывная разливка стали - наиболее эффективная энергосберегающая технология сталеплавильного производства, основной задачей которой является повышение качества литой заготовки. Это может быть достигнуто при расширении функциональных возможностей промежуточного ковша во время рафинирования металла от неметаллических включений, а также регулировки температурного режима.

Эксперимент на производстве связан с многочисленными трудностями, поэтому проводить исследования с реальным ПК неуместно, так как это может привести к большим затратам и невозможности наглядно наблюдать некоторые процессы [2]. Одним из различных способов, которые применяются для исследования работы ПК и явлений, протекающих в нем, является физическое моделирование [3]. Условия в лаборатории дают возможность достоверно изучить физические явления, а также самостоятельно управлять всевозможными факторами. Для улучшения функциональности и конструкции ПК можно пользоваться результатами лабораторных исследований.

Основными критериями гидродинамического подобия, которые учитывались при моделировании, были критерий Фруда и критерий гомохронности. Как критерий гидродинамического подобия этого процесса служит критерий Архимеда, который характеризует соотношение инерционных сил, что возникают в жидкости через разницу плотностей жидкой среды и газа, что внедряется в нее. Чтобы изучать процессы, проходящие в ПК, была разработана методика исследований на холодной физической модели, а также изготовлена модель ПК применительно к ковшу Енакиевского металлургического завода, емкостью 28т. Его размеры: длина верхней части – 5823 мм; длина нижней части – 5536 мм; ширина верхней части – 1303 мм; ширина нижней части – 1144 мм.

Схема установки приведена на рисунке.



1 – прозрачная модель промежуточного ковша;  
 2 – продувочная фурма; 3 – механизм перемещения фурмы;  
 4 – шкала для фиксирования положения фурмы; 5 – манометр;  
 6 – ротаметр; 7 – кран, регулирующий расход воздуха; 8 – компрессор.  
 Рисунок – Схема установки для моделирования процесса массопереноса в промежуточном ковше

Модель была выполнена в масштабе 1:10. Она была изготовлена из прозрачного материала (кварцевого стекла), что дало возможность наблюдать за процессами, которые проходили. Выполненный анализ критериев подобия дал возможность определить конструктивные, а также технологические характеристики модели.

В качестве моделирующей жидкости в установке используется вода, свойства которой близки к свойствам жидкой стали. Осуществление изображения потоков жидкости осуществляется с помощью индикатора(чернилами).

Для того, чтобы определить скорость потоков, на заднюю поверхность модели прикреплена координатная сетка с размером клетки 10 мм. Перемещение границы жидкости в ПК на фоне сетки фиксируется видеокамерой. В виде шлака используется силиконовое масло. Исследовать нужно влияние параметров дутьевого режима и изменение высоты фурмы на величину реакционной зоны.

#### Литература:

1. Смирнов, А.Н. Непрерывная разливка стали/ А.Н. Смирнов, С.В. Куберский, Е.В. Штепан. – Донецк: ДонНТУ, 2011. – 482с.
2. Еронько, С.П., Быковских, С.В. Физическое моделирование процессов внепечной обработки и разливки стали / С.П. Еронько и С.В. Быковских. – Киев : Техника, 1998. – 136с.
3. Еронько, С.П. Опыт и перспективы физического моделирования гидродинамики потоков металла в ванне промежуточного ковша МНЛЗ / С.П. Еронько, Е.В. Ошовская, Е.В. Штепан, С.В. Мечик, С.А. Бедарев// *Металлургические процессы и оборудование*. – 2009. - №4(18). – С.20-32.

# ПРИМЕНЕНИЕ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ УГЛЕРОДИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ В КАЧЕСТВЕ ВОССТАНОВИТЕЛЕЙ В ПРОИЗВОДСТВЕ ФЕРРОСПЛАВОВ

Мальцев К.Н., Харченко Е.М.

Карагандинский государственный индустриальный университет

Необходимым компонентом при производстве ферросплавов является углеродистый восстановитель. Наиболее распространенным восстановителем является кокс. Из-за дефицита мелких классов кокса и неудовлетворительного их качества, а также постоянно растущей его стоимости ведется поиск новых углеродистых восстановителей - заменителей кокса. Одним из таких заменителей могут быть каменные угли. В технологическом процессе выплавки ферросплавов, используемые ископаемые угли испытывают воздействие высоких температур, поэтому необходимо изучить их поведение и закономерности изменения основных свойств при повышении температуры.

Правильный выбор углеродистого восстановителя обеспечивает наиболее оптимальные условия технологического процесса и требуемое качество. При высокой реакционной способности восстановителя процесс начинается при более низких температурах, то есть в более высоких горизонтах печи, и происходит более полное восстановление. Высокое электрическое сопротивление восстановителя обеспечивает работу при более высоком рабочем напряжении, то есть при более выгодных электрических характеристиках печной установки. В составе золы восстановителя должно быть минимальное количество вредных примесей, так они в значительной степени переходят в готовую продукцию. Желательно, чтобы зола содержала максимально высокое количество полезного элемента, например кремнезема при выплавке ферросилиция, и минимальное количество шлакообразующих при использовании восстановителя в бесшлаковых процессах. Для восстановителя желательно не высокое содержание летучих, отсутствие склонности к спеканию, что обеспечивает хорошее газовыделение на колошнике печи и облегчает ее обслуживание.

В общем плане металлургическую оценку углеродистых восстановителей принято производить по их реакционной способности. Реакционная способность углеродистых материалов характеризует их химическую активность по отношению к определенной реакции, оксиду и оценивается чаще всего по взаимодействию  $\text{CO}_2 + \text{C}$ . В качестве исследуемых материалов используются углеродистые восстановители (Экибастузский, Шубаркольский, коксующийся (Караганда), Майкубинский) крупностью 0,5-1мм.

Реакционную способность углей определяли с помощью опытной установки – лабораторной трубчатой электропечи. Результаты представлены на рисунке 1.

Как видно из рисунка 1, каждый вид углеродистого материала с повышением температуры ведет себя по-разному, например у Шубаркольского

и коксующегося углей от 400 до 700<sup>0</sup>С заметно значительное выделение окиси углерода, а у Экибастузского и Майкубинского углей выделение окиси углерода происходит постепенно вплоть до 1000<sup>0</sup>С. Наибольшей реакционной способностью при 1000<sup>0</sup>С обладает Шубаркольский, коксующийся и Экибастузский угли.

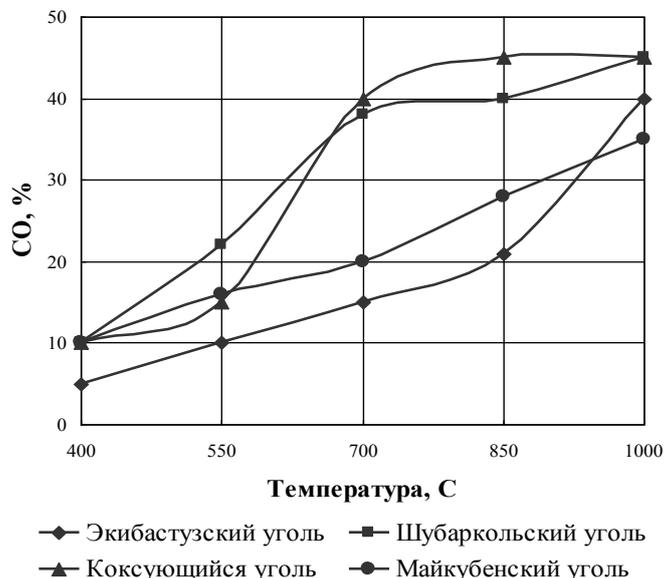


Рисунок 1 – Зависимость концентрации CO в газовой фазе от температуры

Далее проводилось изучение восстановимости Жайремского марганцевого концентрата выбранными углями.

При исследовании процессов восстановления обычно оперируют понятием степени восстановления, определяемой отношением массы отнятого при восстановлении кислорода к массе исходного кислорода, связанного в образце материала с восстанавливаемым металлом.

Степень восстановления определяется по формуле:

$$\%R = 0,714 \cdot \frac{CO}{O^u_2} \cdot 100, \quad (1)$$

где: CO – объем выделившегося газа;

$O^u_2$  – масса кислорода в исходном материале, г;

0,714 – переводной коэффициент.

Такие опыты, проводимые в лабораторных условиях, не являются полным моделированием промышленного процесса получения ферросплавов, так как в ферросплавной печи физико-химические процессы восстановления гораздо сложнее и связаны с высокотемпературной зоной электрической дуги, с постоянным сходом шихтовых материалов, периодическим выпуском металла и шлака и т. д. Однако подобные опыты могут дать довольно полную качественную характеристику влияния температуры, размеры исследуемого материала на скорость восстановительных процессов.

Исследуется марганцевая руда, используемая для выплавки ферромарганца. В качестве восстановителя используются ранее испытанные

углеродистые материалы. Опыты проводились газообъемным методом в печи Тамана.

В результате исследований снималась скорость газовой выделения (или восстановления) по показателям реометра и барабанного газосчетчика. В последнем случае скорость определяется по формуле:

$$V = \frac{V_{n+1} - V_n}{\Delta\tau}, \quad (2)$$

где:  $V$ -скорость выделения окиси углерода, л/мин;

$V_{n+1}$  и  $V_n$ -показание счетчика в конце и начале измерения, л;

$\Delta\tau$  -промежуток времени между двумя отсчетами, мин.

Степень восстановления вычисляется по формуле (1) по объему выделившегося газа.

Результаты восстановления жайремского марганцевого концентрата различными углями приведены на рисунке 2.

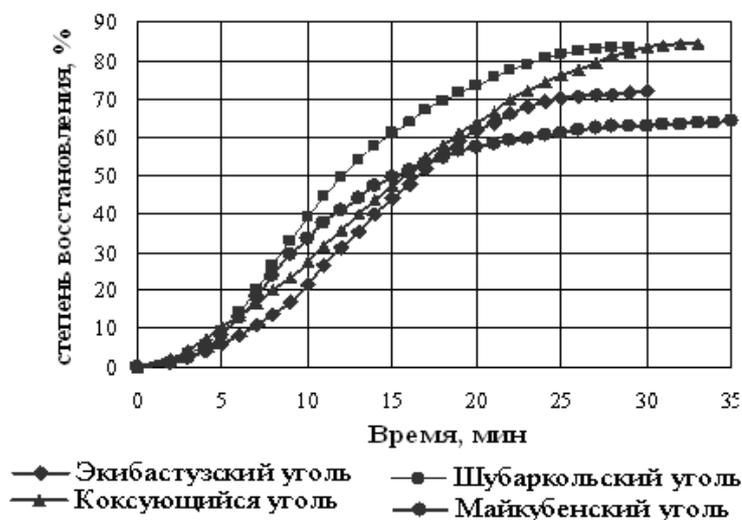


Рисунок 2 - Зависимости степени восстановления жайремского марганцевого концентрата различными восстановителями

Наибольшую степень восстановления Жайремскому марганцевому концентрату (рис. 2) обеспечивает коксующийся и Шубаркольский угли 84 и 81%, наименьшую Майкубенский и Экибастузский угли 64 и 71 % соответственно.

Таким образом, исследуемые в данной работе углеродистые материалы (Шубаркольский, Экибастузский, Майкубинский и коксующийся (Караганда ш. Северная) угли) обладают хорошей реакционной способностью и обеспечивают неплохую степень восстановления жайремскому марганцевому концентрату. С точки зрения экономики применение нетрадиционных углеродистых восстановителей при выплавке ферросплавов является наиболее выгодным, чем применение металлургического кокса по их сравнительно низкой цене, чем у металлургического кокса. Во-первых, исследуемые в данной работе угли можно применять как при полной замене кокса, так и при частичной его замене, что увеличивает экономию металлургического кокса. Во-вторых, затраты на подготовку углей составляют значительно меньшую сумму чем расходы на получение самого кокса.

## **ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩИХ ВОССТАНОВИТЕЛЕЙ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ФЕРРОСПЛАВОВ**

Жунусов Д.Б, Муравьева Е.С.

Карагандинский государственный индустриальный университет

Ферросплавы получают восстановлением окислов соответствующих металлов. Для получения любого сплава необходимо выбрать подходящий восстановитель и создать условия, обеспечивающие высокое извлечение ценного (ведущего) элемента из перерабатываемого сырья.

Стоит отметить, что для каждого производства, в котором получают ферросплавы, у восстановителя имеются свои особенности. Так, требования ферросплавного и доменного производств к коксу диаметрально противоположны. Если для доменного процесса главные показатели: высокие крупность (более 40 мм) и механическая прочность, то для выплавки ферросплавов - высокое электросопротивление и реакционная способность, обеспечиваемые при небольшой плотности и развитой пористой структуре.

Основным углеродистым восстановителем при выплавке ферросплавов длительное время остается коксовый орешек – отход при сортировке валового и доменного классов кокса.

Однако он имеет и недостатки. Так, его недостаточно высокая реакционная способность и относительно низкое электросопротивление ведут к неполному использованию возможностей печных агрегатов и к повышенному расходу электроэнергии.

С целью повышения удельного электрического сопротивления кокса, в шихту углей при коксовании вводят минеральные добавки (кварцит, песок, доломит, известняк). Наилучшие результаты получены при коксовании углей в смеси с 13 % кварцита. При выплавке ФС45 и ФС90 на коксе с 13 % кварцита производительность печей повысилась на 5,6-6,5 % и соответственно снизился расход энергии.

Одним из простых и наиболее близким к практической реализации вариантов расширения сырьевой базы углеродистых восстановителей является использование смесей обычно применяемого восстановителя (коксика) с нетрадиционным углеродистым восстановителем, например антрацитом.

Антрациты, применяемые в качестве восстановителя без предварительной термической обработки, должны отвечать ряду требований: иметь низкое содержание и благоприятный химический состав золы, невысокий выход летучих веществ, достаточную термическую стойкость и прочность, низкую графитизируемость, высокие удельное электросопротивление при температурах процесса и реакционную способность, оптимальную крупность. Антрацит по сравнению с коксом обладает повышенным (в 1000-1500 раз) удельным электросопротивлением, что является его преимуществом

Антрацит значительно дешевле кокса и хотя в составе антрацита меньше твердого углерода, его применение позволит получить значительную экономию дефицитного сырья.

Древесный уголь является наилучшим восстановителем. Он обладает высоким удельным электросопротивлением ( $2,1 \cdot 10^6$  Ом·см), сильно развитой пористостью, высокой химической активностью и содержит очень мало золы. Несмотря на эти несомненные преимущества, древесный уголь применяется в ограниченных размерах, что объясняется, главным образом, его дороговизной и необходимостью расходовать для выжигания угля ценную древесину.

В Химико-металлургическом институте (ХМИ, Казахстан, г. Караганда) разработана технология получения спецкокса.

Характеристики спецкокса (высокие реакционная способность и удельное электросопротивление, низкое содержание вредных примесных элементов (серы и фосфора)) обеспечивают:

- повышение производительности электропечей при выплавке ферросилиция до 25,0%,
- снижение удельного расхода электроэнергии при выплавке ферросилиция на 6,0%, высокоуглеродистого феррохрома - на 2,6%,
- повышение степени извлечения кремния на 3-5 %, хрома - на 6-8 %,
- доведение качества ферросплавов по остаточному содержанию серы и фосфора до уровня требований мировых стандартов.

Экономическая эффективность производства спецкокса обусловлена низкими удельными капитальными затратами, а также низкой стоимостью энергетических углей открытой добычи.

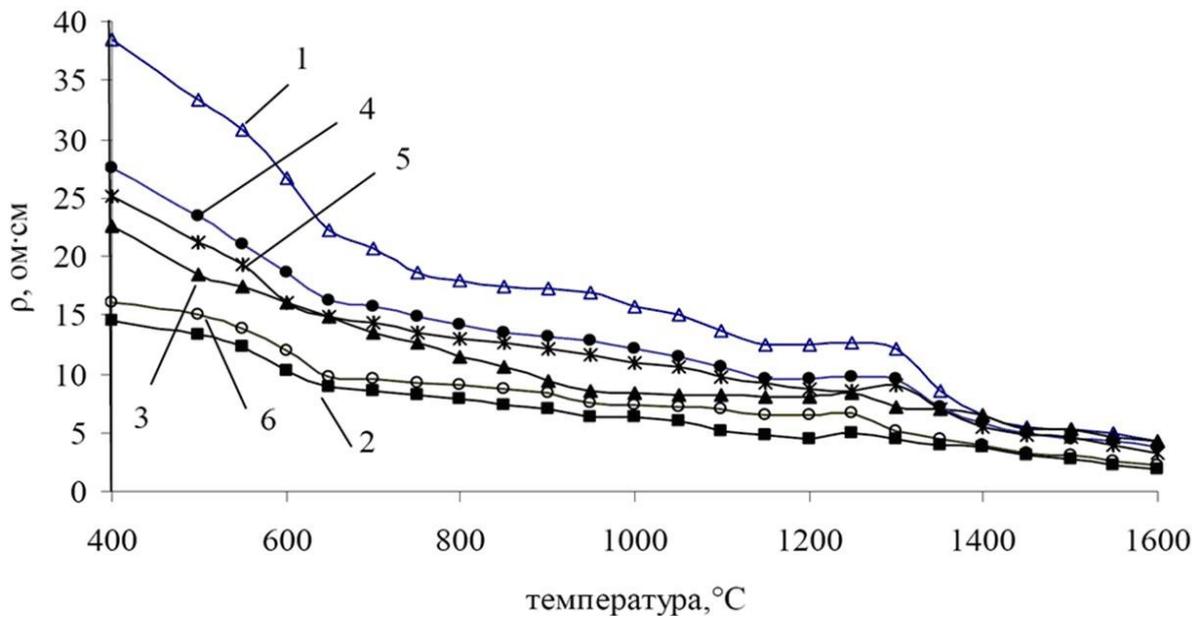
Были произведены эксперименты по определению зависимости удельного электросопротивления (УЭС) шихт с содержанием различных углеродсодержащих восстановителей от температуры (рисунок 1) и по исследованию кинетики протекающих процессов (рисунок 2).

В интервале температур 400-1200°C максимальное значение УЭС наблюдается у шихты со спецкоксом. Минимальным значением УЭС обладает шихта с коксиком

С повышением температуры свыше 1300°C наблюдается дальнейшее снижение электросопротивления у всех изученных шихт.

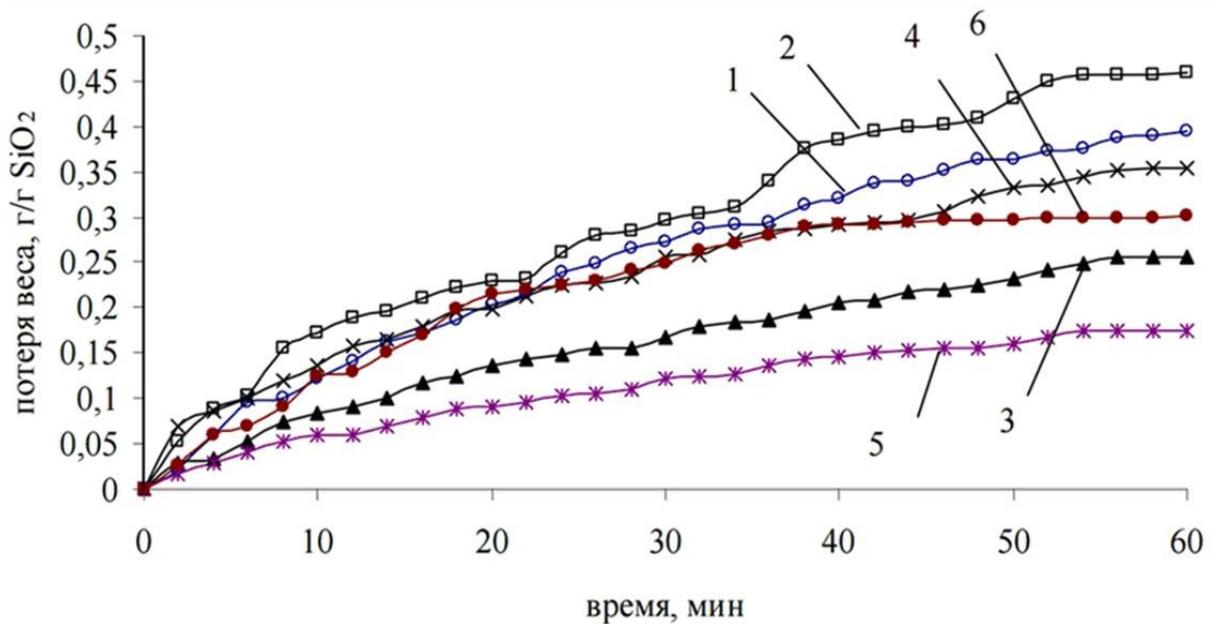
Скорость и степень восстановления шихты зависят от температуры и вида применяемого восстановителя. Максимальной восстановимостью обладает шихта со спецкоксом при 1700 °C.

Электросопротивление шихты со спецкоксом выше, чем у кокса КНР и заринского коксика. УЭС шихты, где углеродистым восстановителем является смесь спецкокса с заринским коксом, тем выше, чем выше содержание спецкокса, причем наиболее заметно это наблюдается при добавке спецкокса в количестве 50 и 75 %. Исследования кинетики восстановления кварцита в присутствии железа спецкоксом в сравнении с коксиком показали преимущества спецкокса как по скорости, так и по степени восстановления.



- 1 – шихта со спецкоксом; 2 – шихта с Заринским коксом;  
 3 – шихта с коксом КНР;  
 4 – шихта со смесью спецкокса и коксика 3:1 (по массе);  
 5 – шихта со смесью спецкокса и коксика 1:1 (по массе);  
 6 – шихта со смесью спецкокса и коксика 1:3 (по массе)

Рисунок 1 – Зависимость УЭС шихт ФС75 от температуры



- 1 - шихта с коксом при 1700°C;  
 2 - шихта со спецкоксом при 1700°C;  
 3 - шихта с коксом при 1650°C;  
 4 - шихта со спецкоксом при 1650°C;  
 5 - шихта с коксом при 1600°C; 6 - шихта со спецкоксом при 1600°C

Рисунок 2 – Убыль массы при восстановлении шихты для выплавки ферросилиция

Перспективной разработкой ученых ХМИ является карбонизат «Рексил», который представляет собой сыпучий кусковый материал серебристо-черного цвета. Размер кусков находится в пределах 5-40 мм. Насыпной вес 0,25-0,30 т/м<sup>3</sup>. Карбонизат «Рексил» обладает большей реакционной способностью, большим удельным электросопротивлением, чем спецкокс.

Кроме того, при замене спецкокса карбонизатом «Рексил» повышается производительность печи - с 352 до 396 кг/сутки, снижается удельный расход электроэнергии с 18,7 до 13,2 кВт·час/кг.

Таким образом, восстановитель «Рексил» имеет лучшие металлургические свойства в сравнении с другими углеродсодержащими восстановителями, обладает хорошо сбалансированной комбинацией характеристик.

#### Литература:

1. Ульева Г.А. Исследование физико-химических свойств специальных видов кокса и его применение для выплавки высококремнистых сплавов. Автореферат дис. канд. наук. Екатеринбург, 2013.
2. Ульева Г.А., Ким В.А. О восстановительной способности различных видов кокса // Электromеталлургия. 2013.
3. Рысс М.А. Производство ферросплавов. – М.: Металлургия, 1985. – 344 с.
4. Зубов В.Л., Гасик М.И. Электromеталлургия ферросилиция. Днепропетровск: Системные технологии, 2002. 704 с.
5. Мизин В.Г., Серов Г.В. Углеродистые восстановители для ферросилиция. М.: Металлургия, 1976.
6. Нурмуханбетов Ж.У. Исследование и разработка технологии получения и использования спецкокса для выплавки ферросплавов. Автореферат дисс. канд. наук. Караганда, 2006.

# ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ДОМЕННОГО КОКСА

Блинов А.М., Новохатский А.М.

Донбасский государственный технический университет

Важной проблемой в доменном производстве является определение объемного баланса продуктов плавки в горне доменной печи с целью недопущения его переполнения. В приходную статью данного баланса входит поступление чугуна и шлака в металлоприемник, а в расходную – выпуск продуктов плавки [1]. Известны массы поступающих в горн материалов, однако, способов точного определения их объема на сегодняшний день не существует.

В горне доменной печи находится коксовая насадка, в межкусковых промежутках которой, помещается чугун и шлак. Поэтому порозность кокса оказывает существенное влияние на занимаемый объем продуктами плавки. Порозность насадки изменяется в широких пределах в зависимости от ситового состава кокса, загружаемого в доменную печь, его прочности и реакционной способности. Определение плотности шлака затруднено в связи с его вспениванием в горне доменной печи и известное значение  $2,2 \text{ т/м}^3$  [2], которое было определено после дегазирования, не подходит для определения объема расплава в металлоприемнике. Поэтому важной задачей является определение объема горна, не занятого коксовой насадкой.

Исследования проводились для четырех видов кокса:

- калиброванный кокс (крупность 50-60 мм),
- рядовой кокс, загружаемый в доменную печь (крупность + 25 мм),
- валовый кокс без отсева,
- кокс, отобраный через отверстие для фурмы.

Ситовый состав трех последних образцов представлен в таблицах 1 – 3 и на рисунке.

Таблица 1 - Ситовый состав рядового кокса (крупность + 25 мм)

Фракция	25-30	30-40	40-50	50-60	+60
кг	0,572	1,482	1,196	0,5785	1,625
%	10,49	27,18	21,93	10,61	29,80

Таблица 2 - Ситовый состав валового кокса

Фракция	-3	3-5	5-7	7-10	10-15	15-25	25-30	30-40	40-50	50-60	+60
кг	0,075	0,125	0,085	0,105	0,165	0,465	0,44	1,14	0,92	0,445	1,25
%	1,44	2,40	1,63	2,01	3,16	8,92	8,44	21,86	17,64	8,53	23,97

Таблица 3 - Ситовый состав кокса «из фурмы»

Фракция	-3	3-5	5-7	7-10	10-15	15-25	25-30	30-40	40-50	50-60	+60
кг	0,99	0,28	0,266	0,37	0,76	1,65	0,404	0,435	0,275	0,1	0,07
%	17,68	5,00	4,75	6,61	13,57	29,46	7,21	7,77	4,91	1,79	1,25

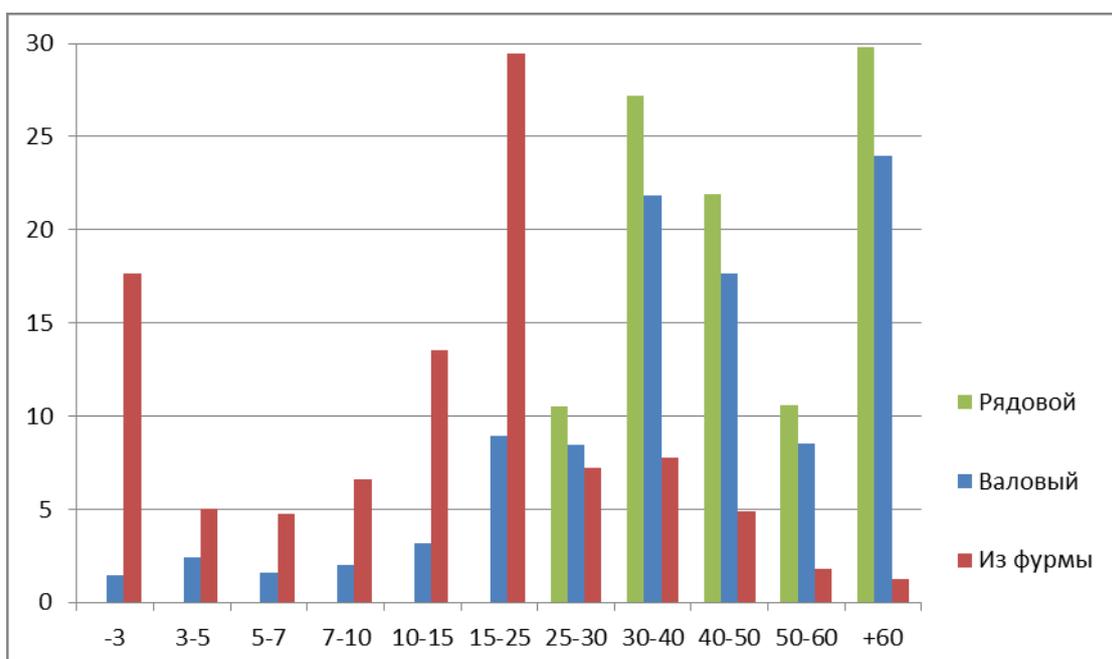


Рисунок - Ситовый состав кокса

Определение порозности кокса определялось по формуле

$$\varepsilon = 1 - \frac{\rho_{н}}{\rho_{к}}, \quad (1)$$

где  $\varepsilon$  – порозность,  $\rho_{н}$  – насыпная плотность,  $\rho_{к}$  – кажущаяся плотность.

Кажущуюся плотность кокса находили по формуле

$$\rho_{к} = \frac{m}{V}, \quad (2)$$

где  $m$  – масса образца,  $V$  – объем образца.

Объем образцов находили методом парафинирования. Отобранные 10 образцов кокса, различной крупности взвешивали, а затем погружали на тонкой проволоке в расплавленный парафин. Покрытые тонкой пленкой парафина куски погружали в градуированный сосуд с водой и, по количеству вытесненной жидкости, определяли их объем. Данные внесены в таблицу

Таблица 4. Кажущаяся плотность кокса

№ образца	Размер, мм	Масса, г	Объем, см <sup>3</sup>	$\rho_{к}$ , г/см <sup>3</sup>
1	37	13,0	15	0,867
2	34	15,6	20	0,78
3	37	6,75	10	0,675
4	29	11,4	12	0,95
5	43	32,5	35	0,93
6	52	43,1	53	0,81
7	48	34,3	32	1,07
8	55	54,8	58	0,94
9	52	31,3	32	0,97
10	50	47,7	50	0,954
Среднее				0,895

Насыпная плотность кокса определялась по стандартной методике. Навеску материала загружали до краев в прямоугольный сосуд известного объема и массы и затем взвешивали. Затем производились вычисления по формуле:

$$\rho_{\text{н}} = \frac{m_{\text{общая}} - m_{\text{сосуда}}}{V_{\text{сосуда}}}, \quad (3)$$

где  $m_{\text{общая}}$  – масса сосуда с коксом,  $m_{\text{сосуда}}$  – масса сосуда,  $V_{\text{сосуда}}$  – объем сосуда.

Измерения производились для четырех образцов: калиброванный кокс (крупность 50-60 мм), рядовой кокс, загружаемый в доменную печь (крупность + 25 мм), валовый кокс без отсева и кокс, отобраный через отверстие для фурмы. Результаты представлены в таблице

Таблица 5. Порозность кокса

Вид кокса	$\rho_{\text{н}}$ , кг/м <sup>3</sup>	$\varepsilon$
Калиброванный	378,8	0,58
Рядовой	391,4	0,56
Валовый	426,8	0,52
Из «фурмы»	700,8	0,22

По данным приведенным в таблице 5 видно, что порозность кокса, в зависимости от гранулометрического состава, изменяется в широких пределах (0,22 – 0,58). Следует отметить, что кокс «из фурмы», имеющий низшую порозность, содержит большое количество фракции – 3 мм (таблица 3, рисунок 1), которая, по видимому, образовалась в результате его горения в фурменном очаге. Данная фракция при нормальной работе доменной печи не попадает в горн, а полностью сгорает. Поэтому нельзя считать, что в металлоприемнике доменной печи коксовая насадка обладает такой низкой порозностью. Также невозможно нахождение в горне кокса с порозностью выше 0,52, так как механические разрушения, расходование углерода на реакции Будуара и прямого восстановления элементов увеличивают в нем содержание мелких фракций.

По мнению авторов, на основании проведенной работы, порозность кокса в горне доменной печи колеблется в пределах 0,3 – 0,45 в зависимости от условий работы агрегата.

#### Литература

1. Новохатский А.М. Теоретические основы движения продуктов плавки и управления процессами в горне доменной печи: автореф. дис. на соискание науч. степени докт. техн. наук / А.М. Новохатский. – ПГТУ, Мариуполь, 2009. – 34 с.
2. Вегман Е.Ф. Краткий справочник доменщика: справочник / Е.Ф. Вегман. – М.: «Металлургия», 1981 – 246с.

# МЕТОД РАСЧЕТА РАДИУСА ЦЕНТРАЛЬНОЙ МАЛОАКТИВНОЙ ЗОНЫ В ГОРНЕ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Диментьев А.О.

Донбасский государственный технический университет

Интенсивность доменной плавки на современных доменных печах зависит от размера горна, на который основное влияние оказывают объем шлака, оставшийся в металлургическом агрегате в момент закрытия чугунной летки, и наличие малоактивной зоны.

Значительное влияние на объем остаточного шлака оказывает малоактивная зона в центре нижней части доменной печи, которая затрудняет выход продуктов плавки от противоположной стороны горна по отношению к чугунной летке.

Определение размера малоактивной зоны на действующей доменной печи предоставит возможность провести анализ причин ее образования и изменения размеров, на основании чего в дальнейшем можно будет разработать технологические мероприятия для предотвращения появления тотермана в горне или борьбы с ним.

С этой целью при помощи разработанной методики расчета изменения высоты слоя шлака по окружности горна, в периоды накопления и выпуска продуктов плавки был проведен анализ влияния размера центральной малоактивной зоны на уровень расплава.

Для расчетов было принято, что скорость шлака в выпускном канале не зависит от разгара чугунной летки на протяжении выпуска продуктов плавки, что могут обеспечить современные массы для его закрытия.

Средняя скорость движения шлака в чугунной летке рассчитывалась по формуле

$$v_{ш} = \frac{V_{n.n.}}{S_{л} \cdot \tau_{вып}}, \quad (1)$$

где  $v_{ш}$  – средняя скорость движения шлака в канале чугунной летки доменной печи, м/с;

$V_{n.n.}$  – объем продуктов плавки, поступивших в горн за периоды его наполнения и опорожнения, м<sup>3</sup>;

$S_{л}$  – площадь сечения канала чугунной летки, м<sup>2</sup>;

$\tau_{вып}$  – продолжительность выпуска продуктов плавки, с.

Объем продуктов плавки, поступивших в горн доменной печи за периоды его наполнения и опорожнения можно определить используя выражение

$$V_{n.n.} = q_{n.n.} \cdot (\tau_{вып} + \tau_{нап}), \quad (2)$$

где  $q_{n.n.}$  – удельный приход продуктов плавки в горн доменной печи, м<sup>3</sup>/с;

$\tau_{нап}$  – продолжительность периода наполнения горна продуктами плавки после окончания выпуска до момента начала следующего, с.

Используя разработанную методику и показатели работы доменной печи № 1 ПАО «АМК», объем которой составляет 3000 м<sup>3</sup>, были рассчитаны уровни остаточного шлака по окружности горна, при наличии в его центре малоактивной зоны разных размеров, которые представлены на (рис. 1). Показана только половина развертки горна, так как в используемой методике принято, что движение шлака относительно чугунной летки является симметричным.

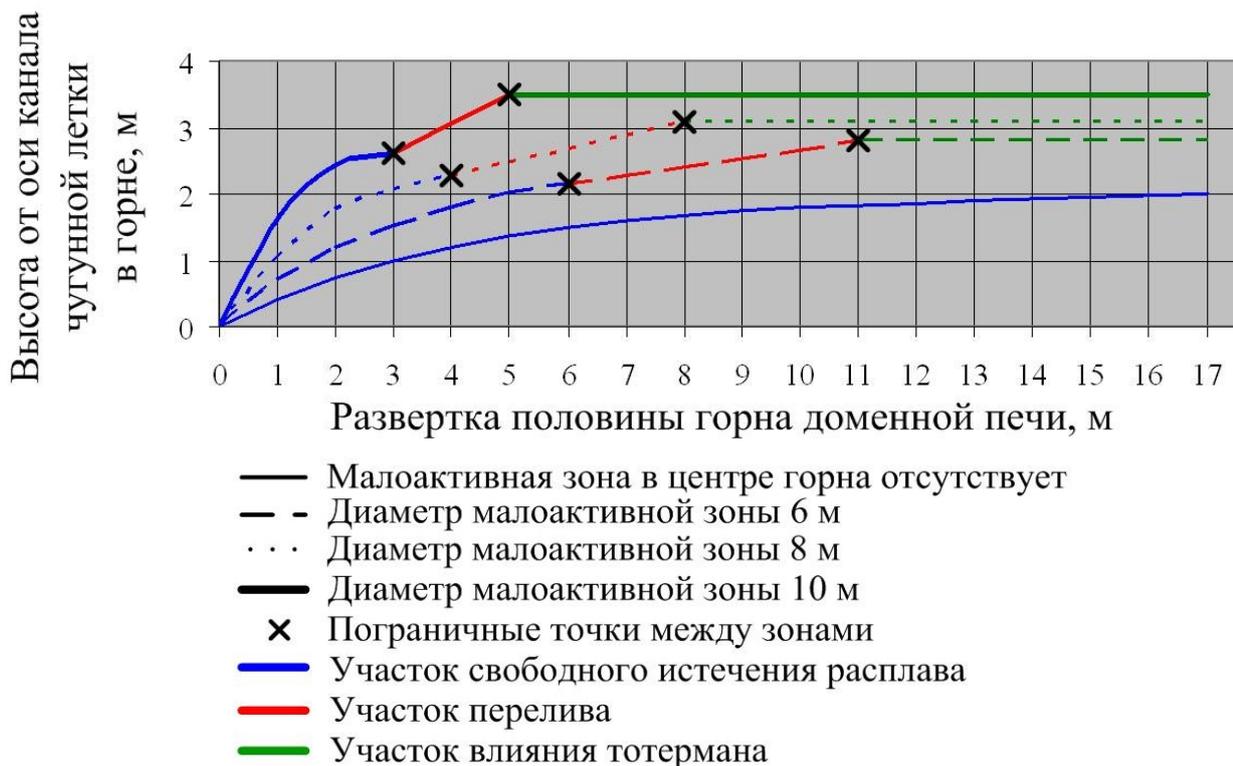


Рисунок 1 – Уровни остаточных продуктов плавки на половине развертки горна доменной печи № 1 ПАО «АМК», при различных диаметрах центральной малоактивной зоны, рассчитанные с помощью разработанной методики

Как видно на рисунке 1 увеличение размера малоактивной зоны в центре горна приводит к уменьшению протяженности участка свободного истечения расплава по окружности нижней части доменной печи и участка перелива, а так же росту длины участка влияния «тотермана».

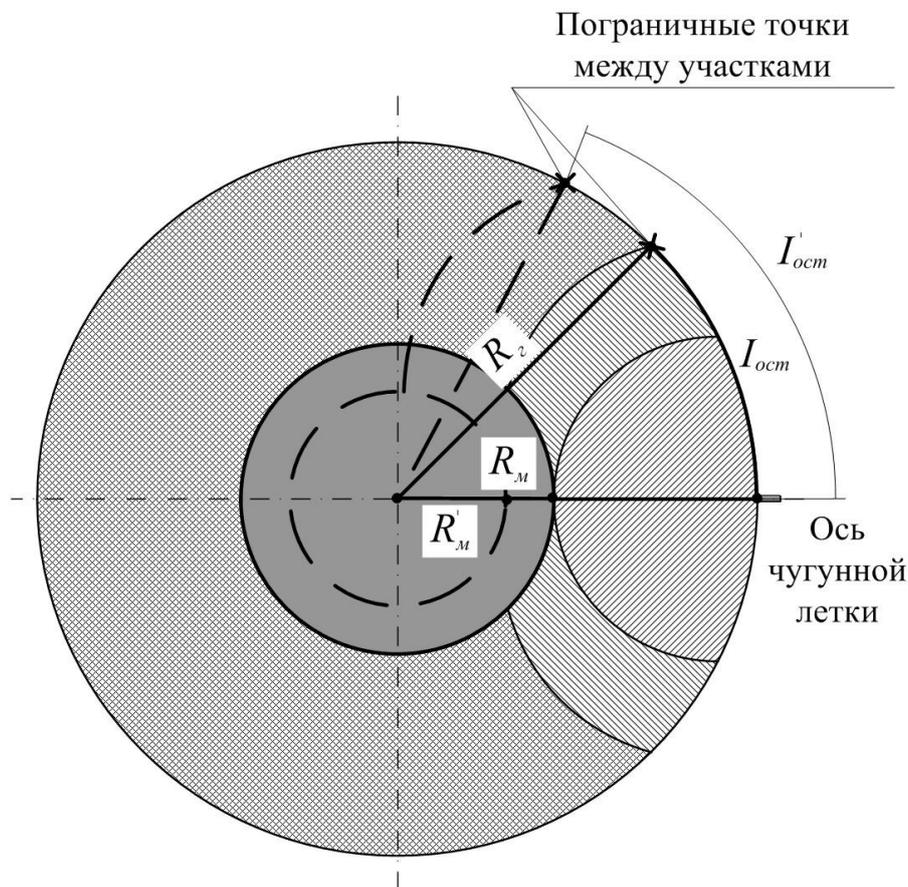
Однако полученные результаты идеализированы, в доменной печи на характер движения потока чугуна и шлака могут оказывать влияние факторы, не использованные при проведении экспериментов.

При отсутствии центральной малоактивной зоны в нижней части доменной печи уровень продуктов плавки по окружности горна будет соответствовать участку свободного истечения расплава.

Наиболее ярко влияние размера центральной малоактивной зоны в нижней части доменной печи на уровень остаточного шлака по окружности горна

проявляется в изменении местоположения пограничной точки участка влияния «тотермана», как показано на рисунке 2.

В связи с этим на основании данных об уровне остаточного шлака по окружности горна можно рассчитать размер центральной малоактивной зоны, используя пограничную точку участка влияния «тотермана».



$I_{ост}, I'_{ост}$  – длины дуг по окружности горна, которые находятся вне участка влияния «тотермана»;  $R_2$  – радиус горна доменной печи, м;  
 $R_M, R'_M$  – радиусы центральной малоактивной зоны.

Рисунок 2 – Горизонтальный разрез горна доменной печи

Точная форма малоактивной зоны в центре горна не известна, поэтому было принято, что она имеет вид цилиндра, соответственно ее радиус можно рассчитать по формуле

$$R_M = R_2 \cdot \cos\left(\frac{45 \cdot I_{ост}}{\pi \cdot R_2}\right), \quad (3)$$

где  $R_M$  – радиус центральной малоактивной зоны, м;  
 $R_2$  – радиус горна доменной печи, м.

## ВОССТАНОВЛЕНИЕ ГЕМАТИТА ДРЕВЕСНЫМ УГЛЕМ

Филиппенко Д.Г., Новохатский А.М.

Донбасский государственный технический университет

Во второй половине XIX века возникла двухстадийная схема чугуна-сталь, которая на данный момент является основной и считается самой эффективной. Данная схема очень сложна, требует капитальных затрат и задействование целый ряд огромных металлургических агрегатов. Причем на первой стадии в железо переходит ряд элементов, которые на второй стадии – при сталеплавильном процессе необходимо удалить. Это предопределяет создание нового восстановительного процесса, осуществляемого при условиях, исключающих науглероживанию железа.

Применение технологий по производству железа прямого восстановления (или губчатого железа) по-прежнему, как и несколько десятилетий назад, считается одним из самых перспективных направлений для эффективного развития мировой металлургии.

Под процессами прямого восстановления железа понимают такие процессы, которые дают возможность получать непосредственно из руды металлическое железо, минуя доменную печь. Способы прямого получения железа позволяют вести процесс, не расходуя металлургический кокс, заменяя его другими видами топлива.

Известно, что использование железа прямого восстановления при выплавке стали (в основном, в электродуговых печах) позволяет производить наиболее высококачественный, экономически выгодный (с относительно низкой энергоемкостью) и экологически чистый металл без примесей серы и фосфора, пригодный для удовлетворения самых высоких требований таких отраслей-потребителей, как машиностроение (авиа-, судостроение и т. д.) [1].

В лабораторных условиях были проведены опытные восстановления измельченной гематитовой руды твердым углеродом. Измельчение материалов и увеличение площади поверхности контакта при тщательном смешении окислов железа и частиц угля приводят к значительному ускорению реакций прямого восстановления железа [2]. Стехиометрически рассчитано, что на восстановление 1 кг  $Fe_2O_3$ , необходимо 225 г углерода. Определено, что при сравнительно низкой температуре, а именно  $1100^{\circ}C$ , можно получать губчатое железо. Данный процесс протекает без образования жидкой фазы.

Проведенные лабораторные исследования при температурах:  $900^{\circ}C$ ,  $1000^{\circ}C$ ,  $1100^{\circ}C$ ,  $1200^{\circ}C$ ,  $1300^{\circ}C$  показали, что для получения более качественного губчатого железа, восстановленного твердым углеродом, оптимальная температура составляет  $1100^{\circ}C$ . При этой температуре у губчатого железа самая большая степень металлизации и прочность, а вес материала соответствует расчетному, что показывает на полное выделение кислорода из гематита.

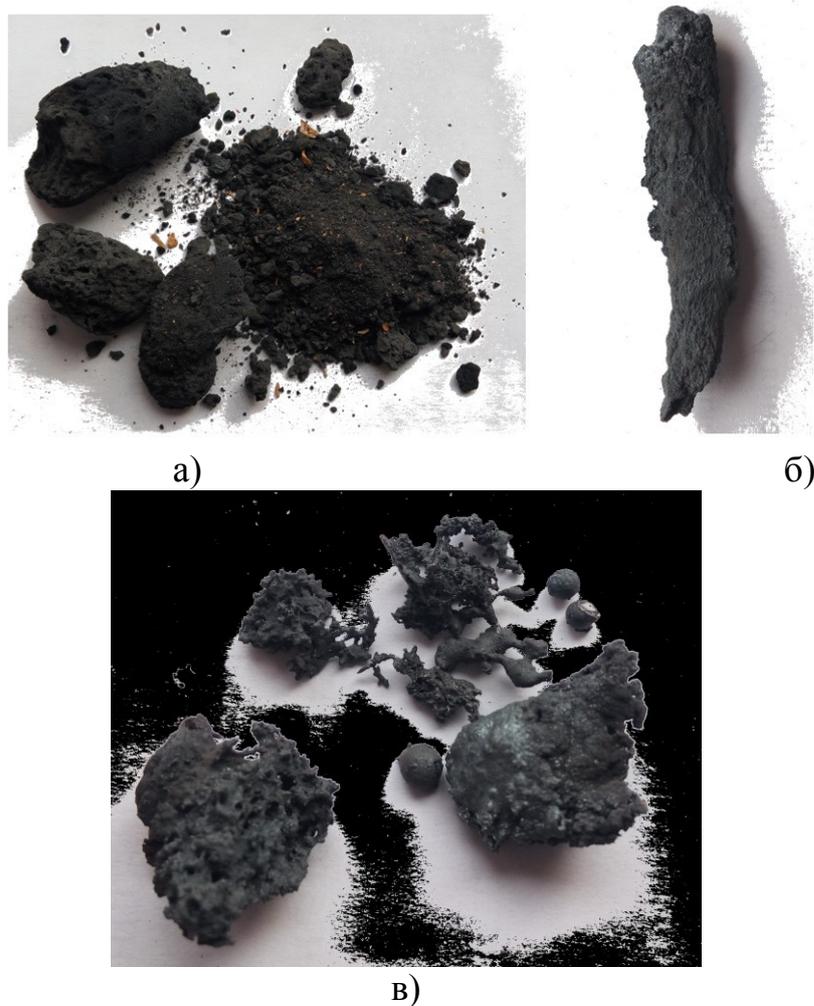


Рисунок 1 – Образцы, полученные при восстановлении гематитовой руды  
 а – губчатое железо, полученное при 900°С;  
 б – губчатое железо, полученное при 1000°С;  
 в – губчатое железо, полученное при 1100°С.

В ходе эксперимента было определено время протекания процесса восстановления гематитовой руды. Для этого нагрев производился в печи, в которую был опущен тигель, прикрепленный к аналитическим весам, что позволило вести постоянный контроль изменения массы навески.

Таблица 1 – Восстановление гематитовой руды твердым углеродом

Время, мин	Температура, °С	Вес шихты, г
0	30	5,55
5	230	5,47
15	375	5,38
20	460	5,24
30	570	5,00
45	720	4,78
55	780	4,67
1ч 5	830	4,45

1ч 15	885	4,25
1ч 30	935	4,05
1ч 45	970	3,87
2ч	990	3,52
2ч 15	1025	3,77
2ч 30	1050	4,00
2ч 45	1065	4,11
3ч	1077	4,16
3ч 15	1090	4,16
3ч 30	1100	4,10
3ч 45	1100	4,10

Процесс протекает 2 часа, после чего происходит вторичное окисление железа. Исходя из этого, следует, что данный процесс необходимо проводить в плотно изолированных от окружающей среды агрегатах, а полученное губчатое железо требует немедленного дальнейшего переплава в электродуговой или индукционной печи. Металлизация полученного восстановленного железа составила 94,6 %.



Рисунок 2 – Переплавленное губчатое железо

Данная технология производства металла позволит отказаться от агломерационного, доменного и конвертерного производства, тем самым снизить себестоимость металла, а также позволит снизить сырьевые и энергетические расходы на фоне роста мировых цен на кокс и металлолом.

#### Литература:

1. Казармщиков, И.Т. Производство металлических конструкционных материалов: Учебное пособие. / И.Т. Казармщиков. - Оренбург: ГОУ ОГУ, 2004. - 247 с.
2. Щедрин В.М. Теория доменной плавки под давлением / В.М. Щедрин. М.: Metallurgizdat, 1962. 454 с.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ПЕРЕМЕШИВАНИЯ МЕТАЛЛА СО ШЛАКОМ НА ФИЗИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОГО КОВША С ПРИМЕНЕНИЕМ ПУЛЬСИРУЮЩЕЙ ПОДАЧИ АРГОНА

Романчук Я.А.

Донбасский государственный технический университет

В современных технологиях производства стали необходимым условием получения качественного металла является проведение ряда технологических операций вне сталеплавильного агрегата, в сталеразливочном ковше.

Важным направлением получения качественного металла является обработка его на агрегате «ковш-печь».

Одной из проблем внепечной обработки стали является раскрытие зеркала металла при продувке инертными газами. В результате раскрытия зеркала жидкая сталь вступает в реакцию с кислородом атмосферы, что приводит к образованию оксидов железа, понижению качества стали по загрязненности неметаллическими включениями, снижению процента выхода годной стали. Наличие в жидкой фазе неметаллических включений оказывают негативный эффект при кристаллизации стали и её разливке на МНЛЗ.

Кроме этого необходимо отметить неудовлетворительное перемешивание металла в нижних уровнях ковша при продувке аргоном, что приводит к образованию «застойных» зон.

В этой связи, изучение процессов гидродинамики, тепло - и массообмена металла в ковше является необходимым и способствует дальнейшему совершенствованию технологии получения качественного металла и снижению его себестоимости.

Изучение перемешивания металла непосредственно в агрегате «ковш-печь» в производственных условиях является сложным процессом. Поэтому вопросы поведения металла удобнее всего изучать на физической модели сталеразливочного ковша.

При решении конкретной технологической задачи на модели необходимо использование определённых критериев подобия, позволяющих максимально приблизить процесс, протекающий на модели к объекту.

Физическое моделирование [1] осуществлялось на модели, представленной на рисунке 1. Расположение двух продувочных узлов в днище ковша сохранялось идентичным объекту с учётом пересчёта на параметры холодной физической модели [2].

В качестве реагентов, моделирующих сталь и шлак, использовали воду и машинное масло. Для продувки в модели использовали сжатый воздух. Машинное масло моделирующее шлак обладает низким межфазным натяжением что соответствует поведению жидкого шлака на поверхности стали.

Расход сжатого воздуха фиксируется газовым счетчиком для получения точных данных о количестве газа, идущего на модель[3].



Рисунок 1 - Физическая модель сталеразливочного ковша

На физической модели проводились исследования перемешивания жидкого металла путем воздействия на него пульсацией продувочного газа с определением его минимального и максимального расхода, а также длительности и частоты импульсов.

Газ в каждое продувочное устройство подают в режиме ударной пульсации. При этом для каждого продувочного устройства максимальный и минимальный расход и длительность подачи определяют на модели экспериментально.

Реализация предлагаемого способа подачи продувочного газа на физической модели показана на графике (рисунок 2).

В результате исследований на физической модели при данном режиме подачи газа обнаружено, что в нижней части ковша, вблизи расположения продувочных узлов (возле основной струи вдуваемого газа), образуются дополнительные вихревые потоки. При подаче газа через следующую пробку образуется аналогичная струя газа с дополнительными вихревыми потоками в жидкости. Это связано с тем, что на продувочную пробку действует «гидростатическое» давление и пузырьки газа, входящие в жидкую фазу, ударяются о жидкий металл, дробятся и всплывают, начиная перемешивание непосредственно над продувочными пробками. С течением времени вихревые потоки расширяются и вовлекают в движение большее количество жидкости. Это явление объясняется тем, что очередной импульс сдвигает жидкую массу металла и с каждой пульсацией расширяет диапазон перемешивания образовавшимися пузырьками инертного газа. В районе продувочных узлов возникает ударная волна, которая, в свою очередь, вовлекает в движение нижний слой металла. Недостаток обычной продувки состоит в том, что сплошные потоки выходящего из пробок газа не вовлекают те массы металла

как при пульсирующей продувке, а образовавшийся кинетический тоннель из газо-жидкометаллической смеси выполняет работу с перерасходом энергии.

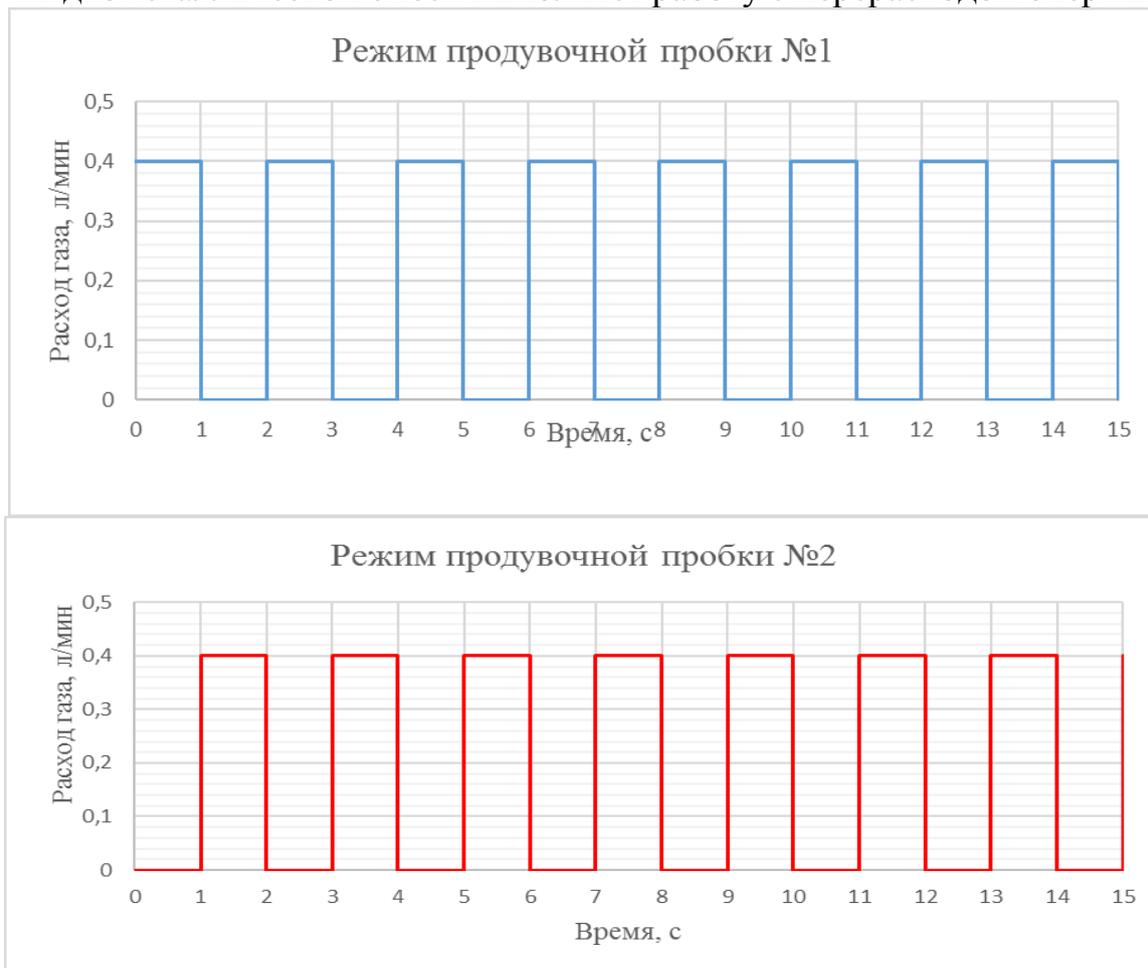


Рисунок 2 - Режим пульсирующей подачи продувочного газа на физической модели

Отмечено, что при пульсирующей подаче, пузырьки газа, достигая раздела границы фаз металл-шлак проходили через шлаковый покров не нарушая его и тем самым не оголяя зеркало металла. Слой шлака в месте всплытия пузырьков приподнимается, вспенивается и вновь опускается на место. При пульсирующей подаче в месте всплытия пузырьков шлаковый слой подвергается колебанию что приводит к его вспениванию и снижению плотности. Пониженная плотность шлака способствует лучшему прохождению твердых присадок, подаваемых в жидкую сталь.

#### Литература:

1. Теория оптимального эксперимента (планирование регрессионных экспериментов) [текст] / В. В. Федоров // М.: Наука, 1971. - 211 с..
2. Гизатулин, Р. А. Внепечные и ковшовые процессы обработки стали: [текст] Монография / Р.А. Гизатулин; – Новокузнецк: СибГИУ, 2007. – 260 с.
3. Кравченко, В. М. Исследование перемешивания расплава инертным газом в сталеразливочных ковшах большей емкости. [текст] / Кравченко В. М., Романчук Я. А.// - Металлургия – 2011.

# РАЗРАБОТКА СПОСОБА КОНТРОЛЯ ПОЛОЖЕНИЯ ЭЛЕКТРОДА В ШЛАКОВОЙ ВАННЕ ПРИ ЭЛЕКТРОШЛАКОВОМ ПЕРЕПЛАВЕ

Барчуков Б. В., Ратиев С. Н.  
Донецкий национальный технический университет

Электрошлаковый переплав (ЭШП) – вид электрошлакового процесса, электрометаллургический процесс, при котором металл переплавляется в ванне электропроводного шлака, нагреваемого электрическим током. При таком способе переплава повышается качество металлов и сплавов. Изменяя состав шлака и температурный режим процесса, осуществляют избирательное рафинирование металла. Слиток характеризуется плотной направленной макроструктурой, свободен от дефектов литейного и усадочного происхождения. [1]. На рис. 1 приведена схема установки электрошлакового переплава.

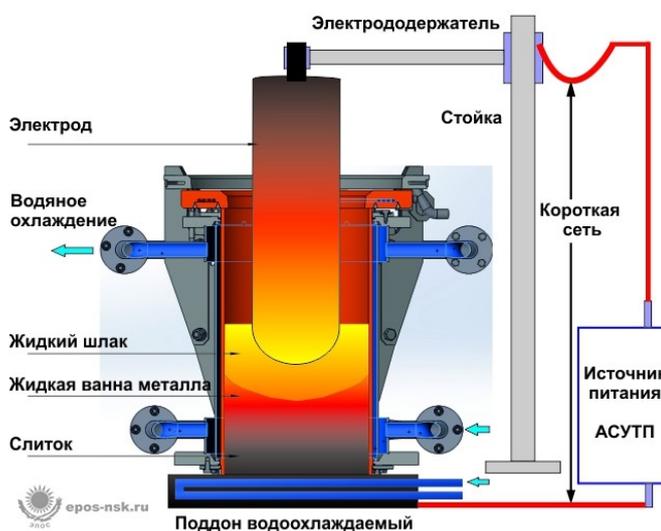


Рисунок 1 – Схема электрошлакового переплава [2]

При ЭШП большое влияние на зону тепловыделения оказывает размер электрода и его заглубление в шлак. Чем больше заглубление электрода, тем больше прогревается середина ванны. Из за этого ванна принимает более вытянутую форму. Такое же влияние оказывает коэффициент заполнения кристаллизатора (КЗК). Чем уже электрод тем сильнее нагревается средняя часть ванны. От формы металлической ванны зависит структура наплавляемого слитка. Рост кристаллов металла – дендритов происходит параллельно отводу тепла, то есть перпендикулярно к поверхности фронта кристаллизации металла. Чем меньше глубина металлической ванны, тем более преобладает осевая кристаллизация металла. При глубокой металлической ванне преобладает радиальная кристаллизация, что ухудшает структуру слитка и, следовательно, его качество [1].

На рисунке 2 схематично изображено влияние КЗК и глубины погружения электрода в шлак на форму жидкой ванны металла.

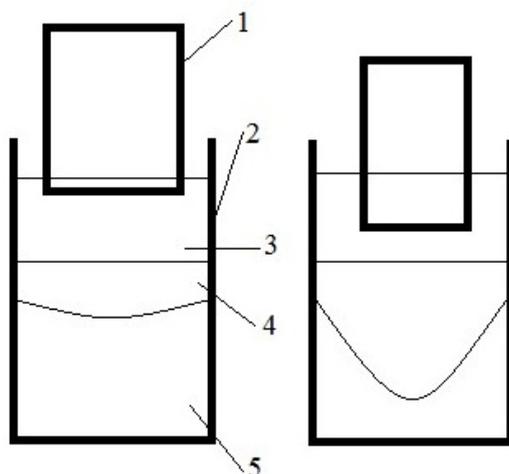


Рисунок 2 – Влияние размера электрода и КЗК на форму металлической ванны  
 1 – электрод; 2 – кристаллизатор; 3 – шлак; 4 – жидкая ванна металла;  
 5 – слиток.

Таким образом, необходим контроль заглубления электрода.

Существуют различные варианты систем управления электрошлаковым переплавом. Один из вариантов основан на поддержании заданного тока переплава на постоянном уровне. При неизменном напряжении на шлаковой ванне, ток переплава, можно регулировать изменением заглубления электрода в шлаковую ванну. В результате изменяется сопротивление цепи и соответственно ток переплава. При своей простоте такой способ управления имеет недостатки. Так, вначале переплава, когда длина расходуемого электрода максимальна, максимально и его электрическое сопротивление. По мере сплавления электрода его длина, а вместе с неё, и его электрическое сопротивление уменьшаются. При неизменном напряжении источника питания это будет приводить к увеличению тока переплава. Так как система управления ЭШП по току стремится поддерживать его постоянным, то это приведёт к тому, что заглубление электрода в шлак будет уменьшаться. Изменение заглубления электрода в течении переплава нежелательно, так как при это изменяются условия тепловыделения и кристаллизации, что может привести к изменению физической и химической однородности слитка по высоте. Чтобы этого не происходило, необходимо корректировать электрический режим переплава, т.е. уменьшать напряжение источника питания по мере сплавления электрода.

Однако при этом по-прежнему остаётся проблема контроля заглубления электрода в шлаковую ванну. Второй вариант контроля заглубления электрода основан на измерение его массы и массы слитка. Зная изначальную массу электрода и массу слитка, мы можем вычислить его положение. Этот метод трудоёмкий и не достаточно точный. Еще один метод контроля заглубления основан на сопротивлении цепи. Суть в том, что при изменении заглубления меняется и сопротивление цепи (чем больше заглубление, тем меньше сопротивление). Достоинства этого метода это точность и быстрота. Но для выполнения контроля положения при помощи сопротивления нужна калибровка, для каждой новой плавки, т. к. Сопротивление зависит от флюса,

марки переплавляемой стали, размера электрода. На рисунке 3 изображены графики зависимости сопротивления от глубины погружения электрода.

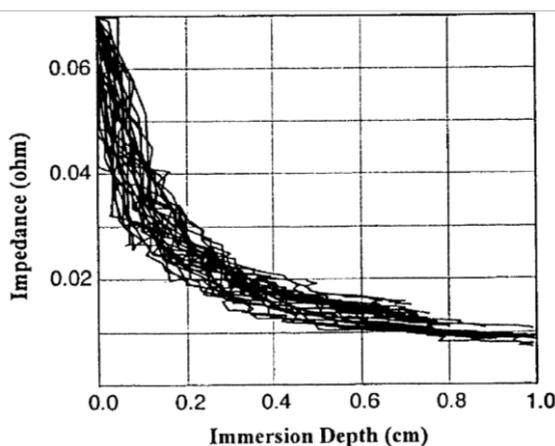


Рисунок 3 – Влияние погружения электрода на сопротивление цепи [3]

Метод основан на колебаниях сопротивления. Самый распространенный метод. Колебания сопротивления возникают при отрыве капли. Величина колебаний сопротивления зависит от заглубления электрода. Чем заглубление электрода меньше, тем величина колебаний сопротивления (тока) выше и наоборот [2]. Контролируя колебания тока переплава (так называемый свинг) можно контролировать заглубление электрода.

В моей магистерской работе провели эксперимент на самодельной модели. Электрод использовали из сплава Вуда. В качестве шлака использовали электролит. Электрический режим переплава изменяли по ходу плавки. Изменяли ток переплава изменением заглубления электрода. Напряжение поддерживали постоянное. В процессе плавки были записаны осциллограммы тока переплава, которые затем анализировали. Как видно меньшей величине тока соответствует меньшее заглубление электрода и большая величина пика рис. 4. В дальнейшем мы планируем использовать полученные результаты для создания системы контроля заглубления электрода.

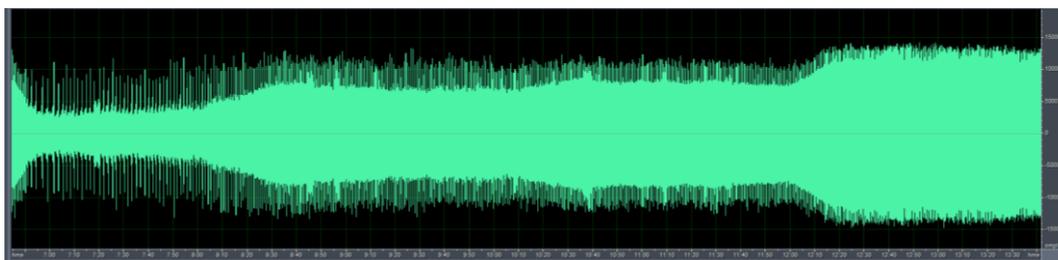


Рисунок 4 – Осциллограмма тока переплава

#### Литература:

1. Латаш, Ю. В., Медовар Б. И., Электрошлаковый переплав, М., 1970.
2. Печи электрошлакового переплава (ЭШП) [Электронный ресурс] : научно-производственное предприятие электроплазменного оборудования и систем <http://epos-nsk.ru/equipment/3/> – Загл. с экрана.
3. United States Patent Patent N0.: US 7,180,931 B1

# КОНТРОЛЬ ПОЛНОТЫ СГОРАНИЯ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА В ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Поддубный Н.С., Кочура В.В.

Донецкий национальный технический университет

В 21 веке применение пылеугольного топлива (ПУТ) является важным и определяющим показателем технического уровня доменной технологии: современная технология с применением ПУТ освоена в более чем 30 странах мира, где с его применением выплавляется около 1 млрд. т чугуна в год, расход ПУТ составляет 150-250 кг/т чугуна, кокса - 235-280 кг/т чугуна, доля замены кокса ПУТ и соответственными компенсирующими мероприятиями - 30-50 %.

Отечественный и зарубежный опыт показывает, что одним из важнейших условий использования ПУТ в доменной плавке является обеспечение его полного сгорания в пределах фурменных зон. Поэтому контроль полноты сгорания ПУТ является важной задачей.

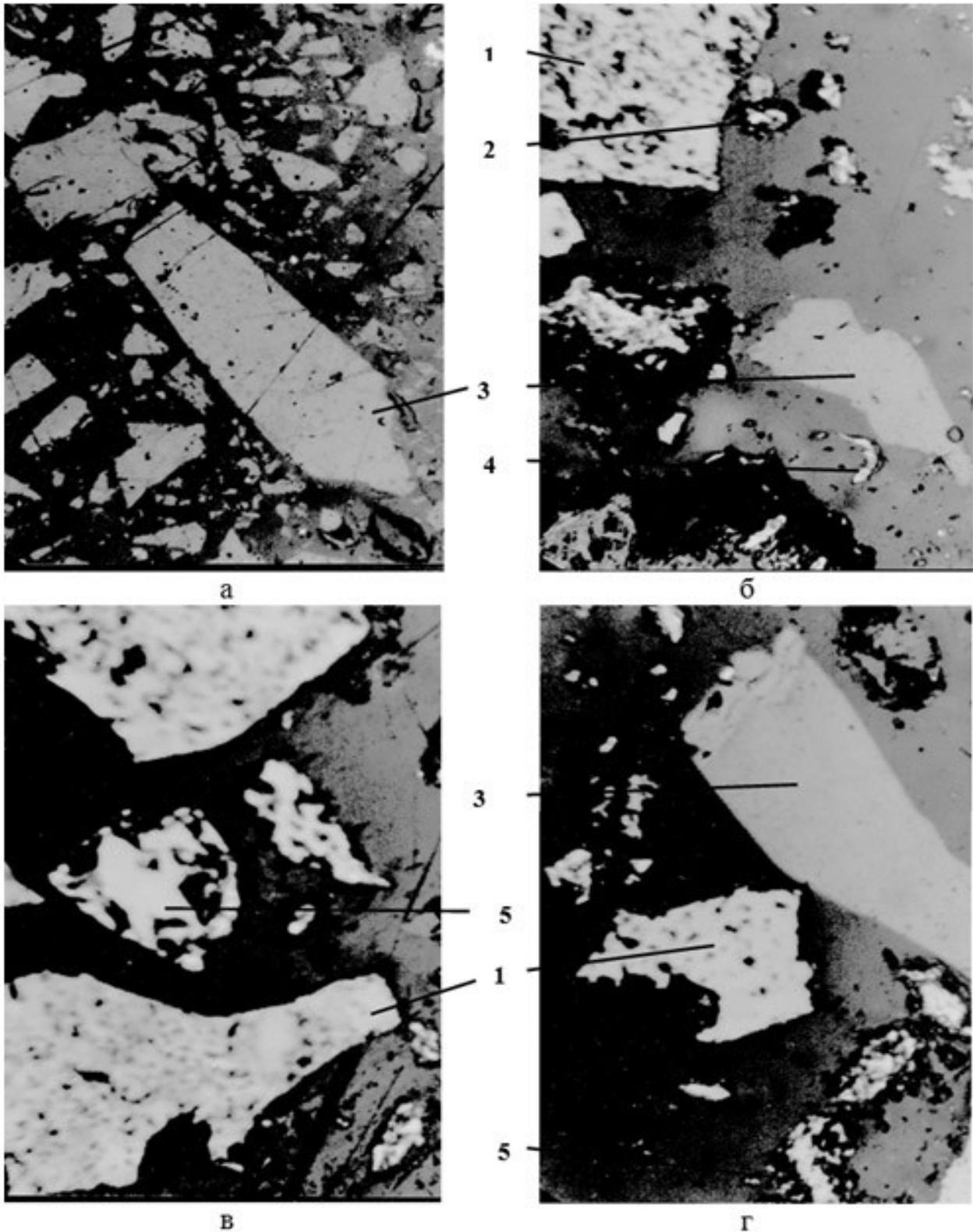
Методика исследования полноты сгорания ПУТ в доменной печи по анализу продуктов плавки основана на идентификации и количественной оценке несгоревших частиц углерода ПУТ, вынесенных из доменной печи в составе колошниковой пыли, шлама и шлака. Указанная методика опробована и применяется в отечественной и зарубежной практике [1-5].

Для контроля полноты сгорания ПУТ в условиях фурменных зон ДП-1 и ДП-2 полезным объемом 1033 м<sup>3</sup> ПрАО «Донецксталь» - металлургический завод» (ПрАО «Донецксталь» - МЗ») использовался петрографический анализ содержания несгоревших частиц ПУТ в колошниковой пыли и шлаке, а также химический анализ доменного шлака и колошниковой пыли. На первом этапе исследований ДП-1 выплавляла передельный чугун из привозных агломератов и окатышей, доля последних в шихте изменялась от 35 до 65 %. Для повышения стабильности химического состава железорудной шихты в качестве основных компонентов использовали окатыши ОАО «ЛебГОК» и агломерат ОАО «ЮГОК», а в качестве основного топлива - кокс Донецкого участка Рутченковского КХЗ.

ДП-1 работала без вдувания ПУТ, а ДП-2 с вдуванием 90-130 кг/т чугуна. Показатели качества ПУТ характеризовались высокой тониной помола (30-50 мкм), низкой и устойчивой влажностью (менее 1%).

В петрографических исследованиях применялся рудный микроскоп. Методика исследования основывалась на определении оптических и других свойств минералов (их искусственных аналогов и некристаллических фаз), а также морфологии, структуры, степени кристалличности.

Объектом исследования являлся полированный шлиф площадью 1-2 см<sup>2</sup>, изготовленный на основе эпоксидной смолы из пробы анализируемого материала (угля, кокса, колошниковой пыли и шлака). Микроструктура шлифа ПУТ и колошниковой пыли приведена на рис.1.



а – ПУТ, б и г – колошниковая пыль ДП-2, в - колошниковая пыль ДП-1; 1 – кокс, 2 –  $Fe_2O_3$ ; 3 – уголь, 4 – графит, 5 –  $Fe_3O_4$

Рисунок 1 - Микроструктура ПУТ и колошниковой пыли (x 537)

Результаты подсчетов основных компонентов, содержащихся в колошниковой пыли, отобранной на ДП-1, работающей без вдувания ПУТ и

ДП-2 – с вдуванием 90-130 кг ПУТ на 1 т чугуна, приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Основные компоненты колошниковой пыли

Компоненты	Содержание, объемное, %	
	ДП - 2	ДП - 1
Кокс	68,5	71,6
Магнетит	3,6	2,9
Магнетит в стекле	6,8	8,8
Магнетит с гематитом	4,1	4,9
Стекло с включениями металла	8,3	6,8
Рекристаллизованные компоненты	3,5	3,7
Уголь	0,8	-
Графит	1,3	-
Лимонит	0,6	0,5
Карбонаты	0,5	0,8

Из табл.1 видно, что в колошниковой пыли преобладает кокс (до 70%) в виде частичек размером в десятые-сотые доли миллиметров, в различной степени графитизированный. Содержание несгоревших частиц угольной пыли составляет (0,8 % по объему).

Вынос углерода с колошниковой пылью определялся расчетным путем по данным выноса колошниковой пыли и химическому анализу в ней углерода. Вынос колошниковой пыли за время исследования изменялся в диапазоне 73 - 194 т/т чугуна на ДП-1 и 72 - 145 т/т чугуна на ДП-2, а содержание углерода в колошниковой пыли от 7,4 до 19,07 %. Вынос углерода с колошниковой пылью на тонну кокса на ДП-2 оставался ниже или незначительно превышал вынос углерода на ДП-1, что свидетельствовало о достаточно полной газификации углерода ПУТ в фурменных зонах ДП-2.

Исследования содержания углерода в доменном шлаке при вдувании ПУТ на ДП-2 и без вдувания ПУТ на ДП-1 проводились на основании химического анализа шлака на углерод и петрографического анализа. Незначительный прирост содержания углерода в шлаке на 0,004-0,033 % при вдувании ПУТ свидетельствует, что процесс горения угольных частиц в фурменных зонах не ухудшился, сохранился на достаточно высоком уровне.

На втором этапе исследований на ДП-1 и ДП-2 вдувалось ПУТ, приготовленное из смеси газового и тощего угля в соотношении 3:2. Показатели качества ПУТ характеризовались высокой тониной помола, стабильным техническим анализом (А=10,35%; S=0,99%; W=1,58%, ЛВ=30%). Средний медианный размер частиц ПУТ составлял 35 мкм (>80 мкм - 13,77%; 80-63 мкм - 8,9%; 63-0 мкм - 77,83%).

Результаты подсчетов основных компонентов, содержащихся в шламе газоочистки и колошниковой пыли, отобранных на ДП-1, приведены в табл.2.

Таблица 2 - Содержание основных компонентов на ДП-1  
 ПрАО «Донецксталь» –металлургический завод», об. %

Компоненты	Содержание, % объемные	
	Колошниковая пыль	Шлам
Кокс	30,11	3,41
Уголь	0,10	0,012
Оксиды железа	36,09	72,02
Шлакообразующие компоненты	33,70	24,56

Из табл. 2 видно, что в шламе газоочистки преобладают оксиды железа (до 72%) и шлакообразующие (до 25%). Содержание кокса и угля составляет 3,4 и 0,012%. Углеродсодержащие компоненты в шлаке не обнаружены.

Исследования полностью подтвердили выводы субъективного анализа и наблюдений, свидетельствующих о высокой степени газификации ПУТ в доменной печи: об этом свидетельствуют высокий уровень основных ТЭП плавки, минимальные простои и горение воздушных фурм, достаточные стабильность и устойчивость технологического процесса.

Результаты петрографических исследований показали, что содержание углерода ПУТ в шлаке – следы; в колошниковой пыли – 0,1 и шламе – 0,012 % (об.). Это значит, что свыше 99 % углерода ПУТ газифицируется в ДП.

Таким образом, для контроля степени сгорания пылеугольного топлива в доменной печи предлагается использовать метод, основанный на идентификации и количественной оценке несгоревших частиц углерода ПУТ, вынесенных из доменной печи в составе колошниковой пыли, шлама и шлака. Проведенные петрографические и химические исследования полноты сгорания ПУТ показали достаточно высокую (99 %) степень сгорания ПУТ при его расходе 90-130 кг/т чугуна. Рекомендуется анализ полноты сгорания ПУТ в доменной печи проводить систематически.

#### Литература:

1. Ярошевский С.Л. Выплавка чугуна с применением пылеугольного топлива. - М.: Metallurgy, 1988. - 176 с.
2. Research on unconsumed fine coke and pulverized coal of BF dust under different PCI rates in BF at Capital Steel Co./ K. Wu, R. Ding, Q.Han, et al.// ISIJ International, Vol. 50 (2010). – No. 3. – P. 390-395.
3. Совершенствование методики определения степени газификации пылеугольного топлива в доменных печах / В.В. Кочура, С.Л. Ярошевский, В.И. Купенко и др. // Metallurgical and Mining Industry. - 2013. - №4. - С. 3-6.
4. Методика определения степени сгорания пылеугольного топлива в доменных печах / В.В. Кочура, С.Л. Ярошевский, В.И. Купенко и др. // Metallurg. - 2013. - № 8. - С. 9-14.

# МОДЕЛИРОВАНИЕ ФАЗОВОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ПРИ ЭЛЕКТРОПЛАВКЕ ТРУДНООБОГАТИМОЙ СВИНЦОВО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ

Абдижаппар А.О., Жакипбаев Б.Е., Кочеров Е.Н., Колесников А.С.  
Южно-Казахстанский государственный университет им. М. Ауэзова

Республика Казахстан обладает рядом месторождений, руды которых являются труднообогатимыми и их невозможно использовать по классической технологии для извлечения ценных металлов. Одним из таких месторождений является месторождение свинцово-цинковых руд Ачисай, расположенное близ одноименного поселка в Южно-Казахстанской области. Сульфидные свинец-цинксодержащие руды были переработаны в середине прошлого века и месторождение было выведено из эксплуатации. Однако на данном месторождении остались не востребованными карбонатные руды, содержащие в своем составе цветные металлы цинк, свинец, а также железо, кремний и другие полезные минералы и соединения.

Таким образом, вопросы термодинамического моделирования с целью создания комплексной переработки карбонатных руд месторождения Ачисай имеют актуальный характер, научный интерес и практическую значимость.

Для теоретического исследования фазовых превращений в системе карбонатная цинковая руда-восстановитель было проведено термодинамическое моделирование с помощью программного комплекса «Астра 4» [1], основанного на максимуме энтропии в интервале температур 1573-2173К и давлении  $P=0,001$ МПа. Основой для моделирования переработки карбонатной цинковой руды послужил процесс электротермической плавки в дуговой рудно-термической печи, согласно технологии приведенной в [2]. Результаты моделирования приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты термодинамического моделирования

Распределение железа, %							
Фаза/ T,К	1573	1673	1773	1873	1973	2073	2173
Fe	2,821E-05	0,000185	0,001037	0,00484	0,022	0,071624	0,21855
K*Fe <sub>3</sub> Si	0	0	0	0	0	99,928	99,781
K*Fe <sub>5</sub> Si <sub>3</sub>	99,9999	99,9998	99,9989	99,9951	99,9779	0	0
Сумма	100	100	100	100	100	100	100
Распределение кремния, %							
Si	0	0	1,089E-05	7,739E-05	0,00051	0,0024	0,01079
Si <sub>2</sub>	0	0	0	0	0	2,41E-05	0,00017
Si <sub>3</sub>	0	0	0	0	0	0	0
SiO	0	1,150E-05	0,000101	0,00071	0,0047	0,04231	0,3295
SiS	0	0	2,10E-06	1,741E-05	0,0001	0,0013	0,0119
K*SiC	28,709	28,709	28,7112	28,7124	28,7216	60,3756	60,1255
SiC	0	0	0	0	0	0	0
SiC <sub>2</sub>	0	0	0	3,295E-06	3,809E-05	0,00029	0,00203
Si <sub>2</sub> C	0	0	0	0	3,272E-05	0,000237	0,00158
Si <sub>2</sub> C <sub>2</sub>	0	0	0	0	0	0	3,96E-06

Si <sub>3</sub> C	0	0	0	0	0	0	0
K*Fe <sub>3</sub> Si	0	0	0	0	0	39,5776	39,5184
K*Fe <sub>5</sub> Si <sub>3</sub>	71,2900	71,2900	71,2885	71,2867	71,2729	0	0
Сумма	100	100	100	100	100	100	100
<b>Распределение углерода, %</b>							
CO	6,99E-06	5,36E-05	0,000341	0,00181	0,0092	0,0662	0,4184
CO <sub>2</sub>	0	0	0	0	0	0	3,479E-07
CS	0	0	0	0	0	5,723E-08	6,653E-07
K*SiC	0,51871	0,51871	0,5187	0,5187	0,51894	1,0908	1,0863
SiC <sub>2</sub>	0	0	0	1,191E-07	1,376E-06	1,052E-05	7,339E-05
Si <sub>2</sub> C	0	0	0	0	2,956E-07	2,149E-06	1,430E-05
Si <sub>2</sub> C <sub>2</sub>	0	0	0	0	0	0	7,165E-08
K*CO	32,93193	32,9316	32,9317	32,9323	32,932	32,9304	32,9248
AlC <sub>2</sub>	0	0	0	0	1,349E-05	2,117E-07	6,798E-07
Al <sub>2</sub> C <sub>2</sub>	0	0	1,216E-07	1,35E-06	0	1,205E-05	1,325E-05
CO	8,138E-07	5,601E-06	3,363E-05	0,00015	0,0006	6,028E-06	0,00725
K*C	65,59028	65,6595	65,8272	66,0097	66,5167	65,9124	65,5629
K*Al <sub>4</sub> C <sub>3</sub>	0,95905	0,88994	0,72191	0,5371	0,02221	0	0
Сумма	100	100	100	100	100	100	100
<b>Распределение свинца, %</b>							
Pb	99,806	99,938	99,961	99,948	99,969	99,977	99,984
Pb <sub>2</sub>	0,194	0,062	0,039	0,052	0,031	0,023	0,016
Сумма	100	100	100	100	100	100	100
<b>Распределение цинка, %</b>							
Zn	100	100	100	100	100	100	100
Сумма	100	100	100	100	100	100	100
<b>Распределение кадмия, %</b>							
Cd	100	100	100	100	100	100	100
Сумма	100	100	100	100	100	100	100

Из приведенных результатов термодинамического моделирования системы видно что, фазовый состав системы представлен 9 элементами и рядом соединений.

Таким образом, по результатам проведенных термодинамическим моделированием исследований фазовых переходов в системы карбонатная цинковая руда-восстановитель можно сделать вывод о том, что в условиях настоящей системы при условии моделирования электротермической плавки с температурным оптимумом при T=1973K возможно получение в качестве товарной продукции ферросилиция и комплексных возгонов цветных металлов, а образующийся в процессе переработки руды шлак, возможно, использовать в качестве корректирующей добавки при получении цементного клинкера.

#### Литература:

1 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.

2 Колесников А.С. Технология получения ферросплава и возгонов цветных металлов из отхода (монография)- Saarbrucken, Германия, LAP LAMBERT Academic Publishing 2013. -206с.

# ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ



## АНАЛИЗ СПОСОБОВ РАФИНИРОВАНИЯ ВТОРИЧНОЙ МЕДИ

Дробышев А.Ю., Пасечник А.Ю.

Донецкий национальный технический университет

Среди цветных металлов медь занимает особое место из-за высокой электропроводности и теплопроводности. По электропроводности медь уступает только серебру и поэтому является важнейшим материалом в электро- и радиотехнике. Она обладает также высокой коррозионной стойкостью, технологичностью, сравнительно низкой стоимостью. Эти замечательные свойства способствуют широкому применению в промышленности меди как в чистом виде, так и в виде различных сплавов.

Медь, выплавленная из лома и отходов в отражательных или шахтных печах содержит значительное количество примесей, основными из которых являются цинк, олово, свинец, никель, сурьма и железо. Все эти примеси необходимо отделить от меди.

Первой операцией по отделению основной массы этих примесей является конвертирование черной меди, заключающееся в продувке через слой расплавленной черной меди воздуха. Операция эта осуществляется в конвертере. Черной медью называют медь выплавленную из лома и отходов в отражательных или шахтных печах. Черновой медью называется продукт полученный в результате продувки черной меди в конвертере. Целью конвертирования является максимальное удаление цинка, олова, свинца и частично сурьмы в газовую фазу и перевод никеля, железа и части сурьмы в шлак. Однако практически отделить медь от примесей в конвертере удастся лишь частично, так как:

1. во-первых, цинк, свинец, олово, сурьма и никель неизбежно остаются в небольших количествах в конвертерной меди;
2. во-вторых, часть меди переходит в шлак вместе с частью никеля, сурьмы, цинка, свинца и олова, из которого приходится эти металлы извлекать вновь.

Процесс рафинирования вторичной меди осуществляется как правило, в две ступени: сначала проводят огневое рафинирование, посредством которого содержание меди в металле повышают до 99,2...99,4% а затем полученную медь отливают в аноды и уже электролизом доводят до марки М0 и лишь в очень небольшом количестве - до марки М00. Поэтому огневое рафинирование является операцией предварительной, имеющей целью удалить основную часть оставшихся в конвертерной меди примесей, а при разливке придать ей форму анодов.

Огневое рафинирование вторичной меди осуществляется в таких же пламенных отражательных печах, как и рафинирование конвертерной меди, выплавленной из руд. Рафинирование меди представляет собой окислительный процесс, осуществляемый посредством продувки воздухом расплавленной медной ванны с последующим ее восстановлением путем «дразнения».

Дразнение производится свежесрубленной древесиной; в результате чего образуется шлак, в который переходит большая часть примесей. Огневое рафинирование меди основано на том, что большинство содержащихся в ней примесей имеет большее сродство к кислороду, чем сама медь, и большинство окислов, образующихся при окислении примесей, в меди не растворимо и вследствие этого выделяется из меди с удалением в виде шлака. Однако огневым рафинированием нельзя удалить такие примеси, как благородные металлы и висмут, поскольку они имеют к кислороду меньшее сродство, чем медь, и потому не будут окисляться, находясь в расплаве меди.

Целью электролитического рафинирования является получение чистой высококачественной меди и получение шлама содержащего свинец, олово, сурьму, золото и серебро. Для этого осуществляют растворение анодов из черновой меди действием постоянного тока в растворе серной кислоты и одновременно осаждают из раствора чистую медь на катоде.

Электролиз ведут в ваннах ящичного типа длиной 3...5, шириной 1 и глубиной 1,2...1,3 м, футерованных внутри кислотостойкими материалами (винипласт, стеклопластик). В ванне подвешивают аноды и между ними катоды — пластины из чистой меди. Напряжение между анодами и катодами 0,3...0,4В. Электролит периодически обновляют. Часть примесей остается в электролите, а такие как Au, Ag, Se, Te, Pb, Sn, Pt выпадают в осадок — шлам, который выгружают из ванны и перерабатывают, извлекая ценные металлы. Растворение анода длится 20...30сут, катоды выгружают через 6...12 сут. Удельный расход электроэнергии равен 230...350 кВт • ч на 1т меди.

Содержание во вторичной меди золота редко превышает 2г/т, серебра 100...150г/т, селена и теллура также значительно меньше, чем в меди выплавленной из руд. Рафинированная катодная медь, получаемая из вторичной меди, не отличается по качеству от катодной меди, получаемой из руд, и соответствует марке М0.

Так же на металлургических предприятиях широко распространен электрошлаковый процесс рафинирования вторичной меди. Сущность способа состоит в следующем. Изготовленный из вторичной меди расходующийся электрод погружен в слой расплавленного рафинирующего шлака. Электрический ток проходит от электрода в шлак. Под действием джоулева тепла, выделяющегося в жидком шлаке при прохождении через него электрического тока, электрод плавится. Капли жидкого металла опускаются на дно шлаковой ванны и образуют металлическую ванну, которая, последовательно затвердевая снизу вверх в охлаждаемом кристаллизаторе, образует слиток. По мере сплавления расходующийся электрод подается в шлаковую ванну, непрерывно восполняя объем кристаллизирующейся металлической ванны. Плавящаяся медь обрабатывается шлаком соответствующего состава. Направленную кристаллизацию металла обеспечивают условия непрерывного подвода тепла сверху (от электродного металла и шлаковой ванны) при отводе тепла в слиток и стенку кристаллизатора. Направленной кристаллизации также способствует

образование между слитком и стенкой кристаллизатора шлакового гарнисажа, уменьшающего теплоотвод в горизонтальном направлении. Шлаковый гарнисаж обуславливает получение слитка с гладкой поверхностью. При электрошлаковом процессе получают плотные, свободные от дефектов усадочного происхождения слитки с минимальным развитием химической и физической неоднородности. Кроме того, значительно возрастает общая чистота металла. В нем снижается содержание вредных примесей и газов, значительно уменьшается содержание неметаллических включений. Металл характеризуется высокой однородностью структуры и свойств. По качеству электрошлаковый металл не уступает металлу ВДП, а по ряду показателей превосходит его.

Электрошлаковый переплав меди позволяет снизить содержание кислорода в два раза, что обеспечивает высокую электропроводность получаемого металла. Снижение содержания кислорода происходит в результате раскисления карбидом кальция входящим в состав флюса. Т.е. полученная медь по содержанию кислорода соответствует металлу, полученному методами переплавов в вакууме при значительно более простом и дешевом технологическом оборудовании.

К сожалению, данный способ не позволяет проводить удаление металлических примесей. Данную проблему можно попытаться решить путем методов щелочного рафинирования путем ввода компонентов не в шлаковую ванну, а в металлический расплав.

В настоящее время для электрошлаковой переработки меди и сплавов на ее основе используют рафинирующие флюсы (табл. 3), в состав которых входят такие фторсодержащие соединения как  $\text{CaF}_2$ ,  $\text{MgF}_2$ ,  $\text{BaF}_2$ ,  $\text{Na}_3\text{AlF}_6$ ,  $\text{YF}_3$  и другие. При работе с этими флюсами необходима эффективная вытяжная вентиляция и система газоочистки, для их создания необходимы большие материальные и финансовые затраты. Создание экологически чистых рафинирующих флюсов для ЭШП позволит свести эти затраты к минимуму и улучшить экологическую обстановку на производствах, связанных с электрошлаковыми технологиями.

В условиях небольших предприятий экономически выгодно и целесообразно использовать электрошлаковый процесс для рафинирования вторичной меди.

#### Литература:

1. Медь Вторичная: Монография / Бредихин В.Н., Маняк Н.А., Кафтаненко А.Я. – Донецк.: ГВУЗ "ДонНТУ", 2006 – 416с.
2. Медовар Б.И. Электрошлаковый металл: монография / Б.И. Медовар. – Киев.: Наук. думка, 1981 – 680с.

# ПРЕЦИЗИОННОЕ ОГНЕВОЕ РАФИНИРОВАНИЕ ВТОРИЧНОЙ МЕДИ

Целых К.А., Корицкий Г.Г.

Донецкий национальный технический университет

Единственным источником меди в нашем регионе в настоящее время является вторичное сырье, представленное отходами металлообрабатывающей промышленности, бракованными и отслужившими срок металлическими деталями и изделиями быта и т.п. Вторичное сырье становится основным источником получения не только меди, но и многих цветных металлов. Вовлечение вторичного сырья в металлургический цикл позволяет экономно расходовать природные ресурсы, снизить техногенную нагрузку на окружающую среду, получить металл более простым и дешевым способом. Успешное использование вторичного сырья в цветной металлургии зависит от уровня организации сбора, сортировки, хранения и, в значительной степени, подготовки к металлургическому переделу.

Сортированные металлические отходы представляют собой материал одного и того же вида (медь, бронзы, латуни и т.п.) и близкого состава. Переработка несортированного или недостаточно сортированного вторичного сырья предполагает выделение ценных компонентов и удаление вредных примесей, что значительно усложняет и удорожает ее. Современное состояние промышленного производства в регионе характеризуется нестабильностью объемов заготовки и поставки вторичного сырья на металлургические предприятия, острой нехваткой заготавливаемого сырья и, следовательно, крайне низкой загрузкой производственных мощностей (35%).

Для обеспечения потребности нашей промышленности в меди и сплавах из нее, следует значительно увеличить номенклатуру продукции, внедрять гибкие и легко перестраиваемые технологические процессы. С учетом этих факторов предприятиям, производящим вторичную медь, необходимо внедрять технологию огневого рафинирования, которая позволяет эффективно бороться с трудноудаляемыми и неконтролируемыми примесями, которыми богато вторичное сырье.

Традиционный процесс огневого рафинирования меди состоит из нескольких периодов, которые сочетают параллельное проведение глубокого окисления расплава с последующим экстракционным рафинированием шлаковой фазой переменного состава. При этом используют продувку расплава воздухом после расплавления шихты и нагрева расплава до 1100°C. При этом в зоне контакта кислорода и расплава происходит тотальное окисление практически всех химических элементов, но в силу высокой концентрации меди в сплаве доминирует реакция окисления ведущего элемента:



Окись меди ( $\text{CuO}$ ) при этих условиях образоваться не может, так как ее упругость диссоциации при температуре ванны намного выше парциального давления кислорода в воздухе. Образовавшаяся закись меди в результате перемешивания металла струей обедненного кислородом воздуха перемещается в глубинные слои расплава. В зоне низких концентраций кислорода в глубине ванны направление реакции (1) меняется на противоположное, т.е.  $\text{Cu}_2\text{O}$  растворяется в расплаве меди и, таким образом, концентрация кислорода в расплаве повышается. Приведенная на рисунке диаграмма состояния системы  $\text{Cu}-\text{Cu}_2\text{O}$  показывает, что растворимость закиси меди в меди повышается с 5% (по массе) при  $1100^\circ\text{C}$  до 12,4% при  $1200^\circ\text{C}$ . При температурах ниже  $1200^\circ\text{C}$  избыточная закись меди всплывает в виде самостоятельной твердой фазы, а при температуре выше  $1200^\circ\text{C}$  – выделяется в виде жидкой шлаковой фазы. Обычно при окислительном рафинировании поддерживают достаточно высокую концентрацию растворенного в меди кислорода, доводя ее температуру до  $1145^\circ\text{C}$ . Таким образом, в объеме расплава создают условия для преобладающего окисления примесей при минимальных потерях меди в шлак в виде оксидов.

Потенциальные возможности процесса окислительного рафинирования расплава меди определяются необходимостью поддерживать концентрацию кислорода в металле несколько выше, чем равновесная для реакций окисления конкретной из удаляемых примесей.

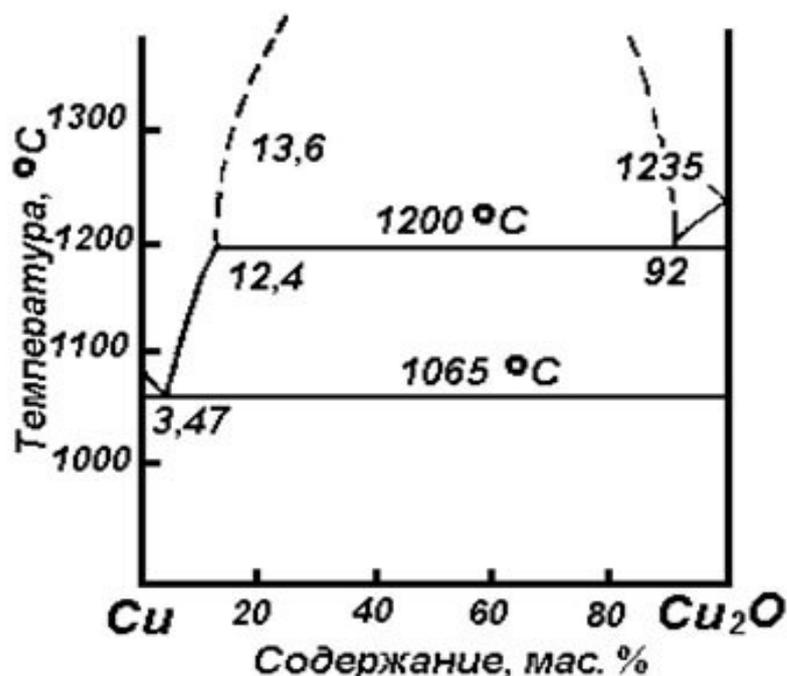


Рисунок - Диаграмма состояния  $\text{Cu} - \text{Cu}_2\text{O}$

Известно, что чем меньше активность оксида примеси в шлаке, тем глубже протекает рафинирование за счет сдвига равновесия реакции окисления примеси. Для того чтобы увеличить степень рафинирования меди активности

продуктов реакции в шлаке снижают путем образования прочных соединений в шлаке с учетом совмещения во времени процессов превалирующего окисления той или иной группы элементов вредных примесей. При этом равновесное содержание примеси в металле будет определяться реакциями на границе «шлак-металл», скорость которых, как известно, определяется удельной поверхностью контакта реагирующих фаз. Вместе с тем, быстрое повышение температуры и медленное шлакообразование не позволяют добиться низкого содержания примесей в меди из-за снижения прочности оксидов и повышенной их концентрации в шлаке. Резко повысить скорость и полноту протекания металлургических реакций позволяет вдувание порошковых шлакообразующих материалов под зеркало расплава, что увеличивает границу раздела реагирующих фаз и ускоряет взаимное перемешивание металла и шлака в печи. Размер твердых частиц не должен превышать 1мм. При этом продувку воздухом продолжают с тем, чтобы возникающие шлаковые капли, всплывая, формировали на поверхности металла активный жидкоподвижный рафинировочный шлак.

Процесс рафинирования шлакообразующими порошками является гетерогенным и его можно условно разделить на три стадии - массоперенос примеси из объема металла к границе раздела металл-шлаковая капля; окисление примеси на границе раздела; диффузия продуктов реакции в объем шлаковой капли.

Традиционно значительные трудности в процессе огневого рафинирования меди возникают при удалении никеля и сурьмы, у которых сродстве к кислороду незначительно отличается от этого показателя у меди. В случае высокого их содержания в исходном расплаве они удаляются лишь частично, а при низком - почти полностью остаются в меди. Термодинамические расчеты ряда исследователей показывают, что в отсутствие других примесей никель может быть удален теоретически лишь до содержания 0,25 %. Однако практически удаление никеля протекает значительно труднее и остаточное его содержание обычно составляет (0,3...0,4)%. Это связано с тем, что в присутствии сурьмы никель при окислении образует растворимые в меди соединения - слюдки  $((\text{Cu}_2\text{O})_6(\text{NiO})_8(\text{Sb}_2\text{O}_5)_2)$ . Удаление сурьмы происходит в основном за счет испарения летучего низшего оксида ( $\text{Sb}_2\text{O}_3$ ). Поэтому в начальной стадии окисления этот оксид удаляются достаточно интенсивно, но при значительном переокислении меди  $\text{Sb}_2\text{O}_3$  переходит в нелетучий оксид  $\text{Sb}_2\text{O}_5$ , который растворяется в черновой меди. Для более глубокого удаления сурьмы следует чередовать процессы окисления и восстановления. При восстановлении сильно окисленной меди сурьма вновь переходит в трехвалентное состояние, ее оксид частично возгоняется, но полное удаление сурьмы при этом, естественно, недостижимо. В традиционной практике огневого рафинирования такой прием не всегда приемлем, поскольку требует точного регулирования содержания кислорода в расплаве и снижает производительность печи.

Определенные трудности при рафинировании вызывает также удаление свинца, который, в сравнении с медью, обладает несколько большим сродством к кислороду. Кроме этого, образующийся оксид свинца, обладая большей плотностью, чем медь, не всплывает на поверхность расплава. Для удаления свинца рафинирование проводят в печи с кислым подом или применяют кварцевый флюс, способствующий образованию легкоплавкого силиката  $PbSiO_3$ , всплывающего на поверхность расплава и усваиваемого шлаком. Следовательно, рафинирование меди от свинца предпочтительно проводить с получением силикатных шлаков.

Учитывая результаты выплавки и огневого рафинирования меди, описанные в работах [1], была разработана комбинированная технологическая схема многостадийного прецизионного рафинирования, которую можно представить следующим образом:

- формирование кислого шлака путем ввода в ванну гексаметафосфата натрия  $NaPO_3$ ;
- рафинирование расплава меди от основных оксидов  $Pb$ ,  $Fe$  и  $Zn$ , образующих в шлаке соответствующие пирофосфаты  $PbP_2O_7$ ,  $Fe_4(P_2O_7)_3$  и  $Zn_2P_2O_7$ ;
- скачивание кислого рафинировочного шлака;
- наведение основного шлака путем ввода в ванну карбоната кальция ( $CaCO_3$ );
- рафинирование расплава меди от  $Sn$  и  $Sb$ , образующих в шлаке соответствующие станнат  $CaSnO_3$  и антимонат  $CaSbO_3$ ;
- скачивание основного рафинировочного шлака;
- наведение основного шлака на основе магнезита ( $MgO$ );
- рафинирование расплава меди от никеля ( $Ni$ ).

По окончании процесса окислительного рафинирования меди и съема шлака приступают к восстановлению  $Cu_2O$  (раскислению меди) и удалению растворенных газов по традиционной технологии.

Таким образом, определены и обоснованы оптимальные составы шлаковых смесей, параметры их ввода и порядок проведения основных технологических операций прецизионного рафинирования. За счет применения комплекса новых технологических приемов в рамках традиционной системы огневого рафинирования меди показана принципиальная возможность существенного (в 2 раза) увеличения степени рафинирования в условиях низкой концентрации примесей.

#### Литература:

1. Худяков В.И., Тихонов А.И., Деев В.И., Набойченко С.С. Металлургия меди, никеля и кобальта, часть 1. Металлургия меди, - М.: Металлургия, 1977, 147-157, 185-187].
2. Современные методы рафинирования черновой меди. /Лавров /М «Металлургия» 1977.

## ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ВТОРИЧНЫХ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Лемба П.Ю., Корицкий Г.Г.  
Донецкий национальный технический университет

В настоящее время в современном, динамично развивающемся мире появляется большое количество принципиально новых технически сложных устройств, происходит усовершенствование и усложнение уже существующих при постоянно ожесточающихся требованиях к ним, что приводит к необходимости повышения их эксплуатационных характеристик. Следовательно, интенсификация разработок технологических процессов, обеспечивающих получение качественных изделий с однородной структурой и повышенными механическими свойствами всегда актуальна. Кроме того, большое внимание уделяется снижению массы деталей, что увеличивает потребительский спрос на литые заготовки из алюминиевых сплавов, как в нашей стране, так и за рубежом. Наиболее перспективными и востребованными из них ввиду исключительно благоприятного сочетания литейных, механических и ряда специальных эксплуатационных свойств, являются силумины [1, 2].

Однако, производство первичного алюминия требует доступа к дешевой энергии, наличия крупных месторождений руд с высоким содержанием извлекаемых цветных металлов. Запасы природных руд невозможны, близко расположенных к поверхности земли месторождений становится все меньше, поэтому добыча и обогащение руд становится все дороже, что обуславливает повышение цен на алюминий.

В связи с этим получение алюминия из отходов производства и потребления уже достаточно давно стало вторым способом вполне конкурентно способным и эффективным. Преимущества получения цветных металлов из отходов по сравнению с их получением из рудного сырья характеризуется данными [3], приведенными в таблице 1.

Для нашей страны путь получения цветных металлов из лома и отходов их производства чрезвычайно актуален. Это объясняется тем, что на Донбассе отсутствует промышленная добыча руд алюминия, меди, цинка и ряда других цветных металлов, Кроме того разведанных запасов бокситов для производства алюминия нет.

Тем не менее, лом и отходы цветных должны перерабатываться на крупных специализированных предприятиях, располагающих современными технологиями и оборудованием для разделки, сортировки, подготовки и переработки вторичного сырья. Сырье, поступающее на заводы вторичного алюминия, в большинстве случаев загрязнено примесями цветных металлов, а содержание примесей Si и Fe выше в 2 и 6 раз, соответственно, чем в стандартных сплавах. Это приводит к ухудшению технологической пластичности сплавов и невозможности их деформирования традиционными

методами ОМД [9]. Высокое содержание меди и других элементов в алюминиевых сплавах, выплавляемых из вторичного сырья, приводит к более низкой их коррозионной стойкости по сравнению с традиционными низколегированными сплавами.

Таблица 1 - Сравнение основных показателей производства цветных металлов из рудного/вторичного сырья.

Показатели	Металлы		
	Al	Cu	Pb
Среднее содержание в сырье, %	39,6/80	0,76/75	1,39/50
Извлечение в готовую продукцию, %	87/92,4	80/90	80/95
Расход условного топлива на 1 тонну готовой продукции, т	9/0,27	1,3/0,2	0,7/0,5
Количество отходящих газов на 1 т готовой продукции, тыс. м <sup>3</sup>	30/5	40/4	20/5

В развитых странах (США, Англия, Германия) отсутствует разделение алюминиевых сплавов на первичные и вторичные. Фирмы производители реализуют «алюминиевые сплавы в чушках» без указания их происхождения. Это обусловлено налаженной системой сбора, сортировки и хранения алюминиевого лома и широким применением передовых технологий рафинирования расплава.

Технологические возможности переработки недеформируемых алюминиевых сплавов традиционными методами, такими как литье, порошковая металлургия, ограничены. В частности, не могут быть получены изделия с тонкими стенками, длинные тонкие стержни и т.д. Кроме того является общеизвестным фактом то, что механические свойства изделий с литой структурой хуже, чем у изделий, полученных деформированием.

Из изложенного следует сделать следующие выводы.

Во-первых, целесообразно сразу создать условия сбора, транспортировки, сортировки лома и отходов цветных металлов, выплавки и разливки цветных металлов, обеспечивающие получение вторичных деформируемых цветных сплавов.

Во-вторых, разработать и реализовать технологии переработки вторичных сплавов цветных металлов, позволяющие придать им способность к деформированию.

В-третьих, четко определить сферы эффективного использования вторичных цветных металлов, способных или неспособных к деформированию.

В настоящее время существует несколько направлений по усовершенствованию свойств данных сплавов:

- оптимизация состава сплава за счет соединения металловедческого и технологического подходов, которая позволяет определить требуемую структуру сплава и способ ее достижения [4].

- физические методы влияния на процесс кристаллизации: электромагнитное и механическое перемешивание жидкой ванны слитка, воздействие вибрационной частоты, ультразвуковая обработка расплава и т.п. [5].

- адсорбционные методы рафинирования и дегазации, а также модифицирование расплава, благодаря чему достигается необходимый уровень показателей качества и гарантированная эксплуатационная надежность изделий [6, 7].

Самыми распространенными материалами для рафинирования и модифицирования силуминов являются солевые композиции. При их применении серьезной проблемой становится загрязнение окружающей среды, что связано с традиционным наличием в составе указанных препаратов фтористых и хлористых соединений. [7]. Существующие экологически безвредные флюсовые композиции, как правило, не обеспечивают получение требуемых эксплуатационных свойств изделий или создают значительные технологические и экономические трудности при их использовании [10]. В связи с этим в последнее время большое внимание со стороны исследователей уделяется поиску новых высокоэффективных, экологически безвредных рафинирующих и рафинирующе-модифицирующих составов, обеспечивающих высокую стабильность получаемых результатов.

#### Литература:

1. Альтман М.Б. Структура и свойства легких сплавов. - М.: Наука, 1971.- 105с.

2. Liao H., Zhang M., Qichang W., Huipin W. and Sun G. Refinement of eutectic grains by combined addition of strontium and boron in near-eutectic Al-Si alloys // Scripta Materialia, Vol. 57, Iss. 12, Dec. 2007, P. 1121-1124.

3. Утилизация автомобилей и автокомпонентов: учебное пособие. – М.: МГИУ, 2010. 175 с.

4. Белов Н.А., Белов В.Д. Экономнолегированный высокопрочный силумин АКЧ8 для головок цилиндров дизельных двигателей // Труды V международной научно-практической конференции “Прогрессивные литейные технологии”. - М., 2009.- С. 74-76.

5. Эскин Г.И. Влияние кавитационной обработки расплава на измельчение структуры слитков легких сплавов // Труды V международной научно-практической конференции “Прогрессивные литейные технологии”. – М., 2009.- С. 44-48.

6. Никитин В.И., Курилкин Д.А., Никитин К.В. Наследственное влияние структур лигатуры Al+10%Sr на модифицируемость бинарного доэвтектического силумина // Труды V международной научно-практической конференции “Прогрессивные литейные технологии”.- М., 2009.- С. 88-92.

7. Тимошкин А. В. Комплексное рафинирование и модифицирование силуминов методом высокоскоростной струйной обработки расплава: Дис.канд.техн.наук: 05.16.04, 05.16.01 / А.В. Тимошкин. – М., 2003. – 210с.

8. Петров С.М., Петрова С.Г. Флюсы для алюминиевых сплавов // Современные литейные материалы и технологии получения отливок: Тез. докл. науч.-техн. конф.- Л.: Знание, 1991.- С.54-55.

9. Колобов Г.А., Бредихин В.Н., Маняк Н.А., Шевелев А. И. Металлургия цветных металлов – Д.: Издательский дом «Кальмиус», 2007. – 462 с.

## ПРОИЗВОДСТВО МЕДИ ФОСФОРИСТОЙ

Большаков А.С., Пасечник А.Ю.  
Донецкий национальный технический университет

Фосфористая медь представляет собой медно-фосфористый сплав, который применяется в качестве раскислителя или модификатора в процессе плавки меди и различных медных сплавов, в том числе бронзы. Таким образом, фосфористая медь является лигатурой – т.е. вспомогательным сплавом, используемым для добавления в жидкий металл дополнительного – легирующего компонента. Добавление фосфористой меди увеличивает некоторые физические свойства нового создаваемого сплава, в частности упругости, твердости, сопротивление разрыву. Кроме того, фосфористая медь используется в качестве главного компонента припоев. Наиболее популярными сплавами фосфористой меди являются МФ9 и МФ10.

Медь фосфористая МФ 9 производится в виде плитки или прутков. Основная сфера применения: раскислитель сплавов на медной основе.

Медь фосфористая МФ10 изготавливается может либо в виде плитки, либо в виде прутков. Главная сфера применения – это модификатор и лигатура для сплавов цветных металлов, а также припой.

Классическая технология производства:

Общепринятой технологией получения медно-фосфорных сплавов остается технология, разработанная в 30-х годах прошлого столетия. Эта технология предусматривает набивку на дно футерованного огнеупором ковша сначала красного фосфора, затем – активированного угля и опилок, укладку сверху медного листа. Металлическую медь расплавляют в печи и выливают в ковш на медный лист. После его расплавления медь просачивается сквозь слой опилок и угля на дно ковша, фосфор интенсивно испаряется и в виде пузырей проходит через медный расплав, взаимодействуя с ним. Вокруг каждой частицы угля, запутавшейся в медном расплаве, образуется пузырек газообразного фосфора. При этом растворение газообразного фосфора в расплавленной меди оказывается возможным благодаря высокой суммарной поверхности контакта пузырьков фосфора с медным расплавом. Эта поверхность обеспечивается большим количеством частиц активированного угля и опилок.

К недостаткам этой технологии следует отнести:

- необходимость использования красного фосфора, являющегося дорогостоящим и экологически опасным продуктом, работа с которым осуществляется вручную и не соответствует современному уровню санитарных норм;

- скорость растворения фосфора в расплавленной меди существенно ниже скорости всплывания пузырьков газообразного фосфора с частицами активированного угля. В результате этого потери фосфора в атмосферу

достигают 20-30%. Потери эти растут с ростом концентрации фосфора в выплавляемом сплаве;

- пары фосфора над ковшом, взаимодействуя с кислородом воздуха, догорают в виде большого факела с образованием частиц оксида фосфора. Растворение газообразного фосфора в расплавленной меди оказывается возможным благодаря высокой суммарной поверхности контакта пузырьков фосфора с медным расплавом. Если при этом вытяжная вентиляция не справляется с отсосом пикового выброса продуктов горения фосфора, то они попадают в атмосферу цеха. При взаимодействии оксида фосфора с парами воды, содержащимися в воздухе, образуется фосфорная кислота.

Технология эта представляет значительную опасность для окружающей среды. Выбросы фосфора и его оксидов в атмосферу не позволяют размещать производство в городе или ближайших пригородах. Строго говоря, воздух вытяжной вентиляции необходимо очищать от этих загрязнений.

Технология разработана в ДонНИПИЦМ.

Дробленую медь крупностью (-3) мм отсеивают на два класса крупности.

В каждой крупности полученной меди определяют ее насыпную массу по стандартным методикам.

Навеску исходных материалов осуществляют на напольных весах (цена деления 20 г).

- навеску дробленой меди осуществляют в металлическом ведре. Вес ведра предварительно определяется на тех же весах. Одна навеска дробленой меди составляет 25 кг.

- навеску красного фосфора осуществляют в полиэтиленовом пакете. Весом пакета пренебрегают.

Взвешивается пустая бочка с крышкой. Одну навеску меди крупностью (-0,45) мм засыпают на дно пластмассовой бочки. Сверху высыпают одну навеску красного фосфора и за тем еще одну навеску меди крупностью (0,45) мм.

В тигель загружают 400 кг смеси одной крупности по меди. Сверху тигель закрывается крышкой, уплотнение которой происходит через песочный затвор.

Одновременно в печь загружается 4 тигля.

Включают печь и проводят процесс синтеза по следующему режиму:

- нагрев от 0 до 200 градусов 60 минут;

- выдержка 20 минут (вместе с тиглями);

- нагрев до 500 градусов;

- выдержка 60 минут;

- печь выключается, и тигли остаются в ней на 12-14 часов;

- тигли вынимаются из печи и охлаждаются на воздухе до температуры менее 50 °С (температура контролируется термопарой ТХА (d=0; L=800)).

Продукт синтеза извлекается из тиглей в специальные короба, и определяется полученный вес готового продукта. Затем продукт синтеза измельчают до крупности (-10) мм и еще раз взвешивается.

От фосфида меди крупностью (-10) мм из каждого тигля отбирается проба на содержание в нем фосфора и отправляется на хим. анализ, а так же определяется насыпная масса полученного фосфида в каждом из тиглей.

Главным недостатком является высокая длительность синтеза фосфида меди.

#### Металлотермическая технология

Эффективная, экономичная и экологически безопасная технология, которая представляет собой внепечной алюмотермический способ получения и последующего рафинирования в одном устройстве до требуемой чистоты сплавов медь-фосфор с использованием в качестве фосфорсодержащего компонента апатитового концентрата, и в качестве источника меди – порошков оксида меди и меди. Существенно, что этот способ не требует наличия печного оборудования.

Получение сплава осуществляется путем алюмотермического восстановления одновременно меди из ее оксида и фосфора из апатита, при этом в той же внепечной операции происходит растворение фосфора в расплавленной меди и рафинирование полученного сплава. Технически процесс оформлен так, что попадание паров фосфора в атмосферу исключается. Процесс является экологически безопасным.

Производство является безотходным, т.к. получающийся в процессе шлак является сырьем для производства высокоглиноземистого цемента. Технология прошла промышленные испытания, запатентована в России.

Главным недостатком является возможность загрязнения продуктов синтеза (фосфида меди) элементами являющимися примесями в апатитах (Mg, Al, Fe).

#### Вывод:

Проведенный предварительный анализ технологий не дает возможности отдать предпочтение какому-либо из них в связи с имеющимися недостатками каждого из них и требует дополнительного исследования.

#### Литература:

1. Истрин М.А., Базилевский В.М., Качалов А.Б. и др. Вторичные цветные металлы. М., 1951, с.205
2. Колесникова И.Г., Серба В.И., Кузьмич Ю.В. и др. Получение сплава медь-фосфор с использованием апатитового концентрата // Металлы. 1999.№1. С.7-10

# ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ЭЛЕКТРОБРИКЕТИРОВАНИЯ

Лелека М.В., Пасечник А.Ю.  
Донецкий национальный университет

Брикетирование - процесс, во время которого материал прессуется под высоким давлением.

Целью брикетирования является уменьшение объема стружки, а также уменьшение затрат на время при погрузке стружки на передел.

Сложностью брикетирования стружки титана и алюминия является то, что стружка активно поглощает кислород из воздуха, а также она загрязнена СОЖ, поэтому проводят очистку от этих масел. Одна из особенностей брикетирования стружки Ti и Al является в том, что при окислении стружки потери металла могут достигать до 20-25%. Поэтому стандартные способы брикетирования не подходят.

На данный момент существует два способа брикетирования:  
1) Электротермическое брикетирование  
2) Горячее брикетирование

## Электротермическое брикетирование

Суть технологии заключается в совмещении процесса прессования с электрическим нагревом. Такое сочетание позволяет повысить пластичность компактируемого в специальной матрице материала и существенно (примерно в 100 раз) уменьшить усилия прессования. При этом исключается целый ряд технологических операций, характерных для традиционных схем прессования (вакуумный отжиг, сварка и т.п.), и повышается качество получаемых заготовок.

Технология может быть реализована как в замкнутой, так и в проходной матрице, что дает возможность получения длинномерных заготовок в полунепрерывном режиме (рисунок).

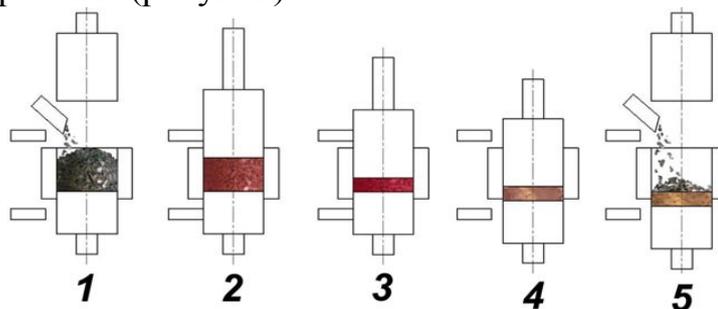


Рисунок - Этапы брикетирования в проходной матрице

Регулирование электрических режимов при нагревании порции стружки позволяет:

- исключить из технологической цепочки предварительное обезжиривание;
- эффективно удалять газовые и жидкофазные загрязнения с поверхности шихты;

- существенно повысить пластичность частиц стружки, а также в зонах их контактов образовывать прочные соединения через возникновение жидко-твердой фазы.

Достоинством данной технологии является возможность получения качественных крупногабаритных заготовок при значительно меньших удельных усилиях прессования и расходах электроэнергии.

При этом существенно повышается к.п.д. и соответственно производительность процесса.

#### Горячее брикетирование

Стружка загружается в накопительный бункер измельчителя. На стенках конического бункера закреплены болтовым соединением угловые ножи. В верхней части вращающегося вала расположена вращающаяся подающая рука с жестко приваренными ножами. На валу установлена вращающаяся измельчающая головка и наружный не вращающийся обод, обеспечивающие требуемый размер выходной фракции. Где, предварительно измельченная стружка, дробится в более мелкую фракцию. После окончательного измельчения мелкая стружка выгружается через лоток основания в транспортер.

В приемном накопителе транспортера установлен датчик уровня стружки, который регулирует включение и выключение измельчителя. Датчик уровня предупреждает перезагрузку стружки в транспортер. Также транспортер снабжен таймером, что дозирует объем стружки на следующую операцию, т.е. в центрифугу.

После центрифуги стружка попадает в промежуточный накопительный бункер и затем транспортером подается в накопительный бункер пресса. Переработанная в брикеты стружка собирается в бункере транспортирующего конвейера и затем направляется в конвейерную печь для отжига.

После отжига горячие брикеты направляются в бункер пресса для завершающего этапа прессования. Готовые брикеты сбрасываются в накопительный бункер.

Преимуществом данного способа является:

- высокая плотность брикетов
- остаточная влажность брикетов 0%
- высокая производительность пресса (до 5 т/ч)

Преимуществами электробрикетирования перед горячим брикетированием является

- не требует проводить очистку стружки от СОЖ
- большая плотность брикетов
- меньше окисленность стружки, возможно проводить процесс в вакууме
- меньшие затраты электроэнергии, в связи с отсутствием операций предварительного подогрева стружки.

В настоящее время значение этих способов переработки будет постоянно возрастать, так как потребление брикетов в промышленности постоянно увеличивается. В тоже время потребуются разработка и новых технологий переработки, позволяющих получать брикеты с меньшей окисленностью, возможностью частичного восстановления окислов.

## РАСЧЁТ ШИХТЫ ДЛЯ ВЫПЛАВКИ МЕДНОГО СПЛАВА ИЗ МЕДНОГО ЛОМА

Рогожин П.И., Брусов А.Л.

Донецкий национальный технический университет

Программы типа «Электронных таблиц» использовались для различных расчётов ещё на заре компьютерной эры, а в решении инженерных задач они стали просто незаменимы. Инженер XXI века, не может не уметь работать с электронными таблицами, так же, как инженер XX века не мог обойтись без калькулятора, а ещё раньше – без логарифмической линейки.

Например, известная задача о химическом составе продукта плавки. Сформулируем её в общем виде, пригодном для многих металлургических процессов: Какой будет химический состав и масса продукта плавки, если задана шихтовка (масса и состав всех компонентов) и известна доля перехода в сплав каждого из элементов? То есть расчёт выполняется от состава шихты «напрямую» к составу продукта плавки. Назовём такую постановку задачи «прямой». Можно сформулировать и обратную задачу: Какую шихту нужно задать в переплав, чтобы получить сплав заданного состава?

Постановка задачи: Разработать алгоритм и программу расчёта химического состава сплава по заданной дозировке компонентов шихты и их химическому составу, используя программу Excel.

Расчёт выполняем исходя из закона сохранения материи и для слитка в целом, и для каждого химического элемента. По сути это материальный баланс для твёрдого остатка. Преимущества «прямой» постановки задачи очевидны:

- упрощается и становится интуитивно-понятным алгоритм решения;
- можно оперативно менять компоненты шихты и их химический состав;
- даже радикальное изменение задачи (например, замена медных сплавов на алюминиевые или на сталь) требует незначительных переделок.

А недостаток только один: обычно требуется решать «обратную» задачу. До появления электронных таблиц Excel эту задачу, решали, используя систему линейных уравнений для заданных элементов и расчётной массы сплава. Для небольшого числа компонентов шихты и элементов в них (по 1-2 основных элемента в каждом) это несложно. Увеличение количества компонентов шихты и тех элементов, содержание которых нормируется, приводило к росту ошибки в расчётной дозировке и длительности расчёта на калькуляторе.

Скорость расчётов в электронных таблицах на современных компьютерах и возможности самого программного обеспечения позволяют решить обратную задачу «напрямую». Получив неудовлетворительный результат для пробной шихтовки, её корректируют по принципу: «Если какого-то элемента в итоговом сплаве больше необходимого, то нужно уменьшить долю (массу) того компонента шихты в котором этого элемента больше и наоборот». Решив задачу с составом, корректируют массу сплава, пропорционально уменьшая расходы всех компонентов. Важно, что по ходу расчёта можно учесть реалии

жизни. Например, наличие компонента шихты на складе, его ценность, или то, что химический состав лома известен лишь приблизительно, другие факторы.

Для удобства и наглядности решение оформляем в виде отдельных таблиц на разных вкладках (листах) файла Excel.

1. Первая таблица «*Задание. Нужно получить*» описывает сведения по нужному сплаву (марка), его количеству (масса, кг) и химическому составу, который нужно получить в результате переплавки лома. Марка сплава выбирается из списка. Программа заполняет таблицу: верхнюю, нижнюю границы и среднее содержание всех элементов из соответствующего ГОСТа.

2. В Табл. 2 указываются, коэффициенты угара металла и перехода его в сплав, характерные для конкретного плавильного агрегата и процесса.

3. Третья таблица («*Есть на шихтовом дворе*») описывает количество медного, латунного и бронзового лома на «шихтовом дворе», а также лигатуры для подшихтовки и их состав. Предполагается, что лом рассортирован по качеству и химическому составу, разложен в отдельные ёмкости и взвешен. Лом сортируют преимущественно визуально, поэтому о его химическом составе можно судить лишь приблизительно. Считаем, что для каждого вида сырья известен его химический состав по характерным элементам из списка: *Cu; Zn; Sn; Pb; Mn; Al; Fe; Ni; Si; Be; P; Bi; Sb; As*. В расчёте используют те виды шихты, которые подходят для выплавки заданного сплава.

4. В Табл. 4 «*Расчёт продуктов плавки*» выполняется расчёт массы каждого элемента, который переходит в расплав из каждого вида лома (= масса лома этого вида × доля в нём элемента × коэффициент его перехода в расплав). Просуммировав все элементы, получим массу сплава и долю каждого элемента.

5. В итоговой 5-й таблице «сравниваем заданное и расчётное значение». Отклонение заданных значений от расчётных по содержанию элементов, оцениваем по абсолютной величине разницы между каждым нормируемым элементом (среднее значение для заданного в ГОСТе интервала) и его расчётным значением. Принимаем, что сумма отклонений это главный показатель, и она должна иметь минимально-возможное значение. Изменяя массу и виды ломов, добиваемся этого. После чего проверяем, не выходят ли расчётные значения содержания элементов за нормируемые пределы.

Последовательное использование всех 5-и таблиц позволяет оперативно рассчитывать массу и химический состав итогового сплава в зависимости от дозировки компонентов шихты. Малое время расчёта сочетается с очевидными рекомендациями по его корректировке. Прделав несколько последовательных итераций, мы получим шихтовку для получения нужного сплава. Такой «любовой» метод хорошо использовать, если компоненты шихты не содержат несколько одинаковых элементов в близких соотношениях. В этом случае в подборе шихтовки помогает функция «Поиск решения...».

Вывод: Использование электронных таблиц Excel позволяет «напрямую» решить задачу расчёта химического состава сплава по заданной дозировке компонентов шихты и их химическому составу. Программа расчёта может быть использована в учебном процессе и в решении ряда практических задач.

## БЕРИЛЛИЕВАЯ БРОНЗА

Евтушенко Н.Ю., Корицкий Г.Г.  
Донецкий национальный технический университет

Сплавы, содержащие бериллий, применяют в электротехнике для изготовления деталей аппаратуры, пружин, контактов, зажимов. Так же без бериллиевой бронзы нельзя обойтись и в сварке. Широкое применение нашли бронзы, содержащие до 2,5% Be, и тройные сплавы Cu—Be—Ni. Их по праву называют металлом, не знающим усталости. Пружины, изготовленные из этих сплавов, сохраняют упругость после многих миллионов сжатий, во много раз превосходя стальные. Они незаменимы в автоматическом оружии.

Бериллиевая бронза, обладающая уникальным набором свойств, позволяет, при её использовании в ответственных узлах машин и оборудования, в несколько раз увеличивать их долговечность и надежность. Бериллиевая бронза по механической прочности, износостойкости и коррозионной устойчивости не знает равных при изготовлении опор скольжения, эксплуатируемых в морской воде, технологических пулях а также при изготовлении другого промышленного оборудования. Все детали, работающие в непосредственном контакте с паром и маслами, такие как вкладыши подшипников, фасонные элементы трубопровода – вот самый скромный. Его дополняют плоские и витые пружины, упругие элементы в виде гофрированных мембран, токоподводящих деталей электрооборудования, электронных приборов, устройств и пр. Основными отраслями применения являются: средства связи и коммуникации, компьютеры и компьютерная техника, электроника для автомобильной промышленности, детали промышленного нефтегазового оборудования и, особенно, электрооборудование и приборостроение, аэрокосмическая и оборонная отрасли. Продолжающееся усложнение компьютерной техники и средств связи является важнейшим фактором, определившим миниатюризацию электронных деталей, следовательно - повышение спроса на медно-бериллиевые сплавы.

Благодаря хорошей жидкотекучести, они прекрасно заполняют сложные формы при отливке в землю, в кокиль и под давлением. Они с успехом могут быть обработаны давлением, как в холодном, так и в нагретом состоянии. Изделия из нее поддаются различным видам сварки, а также пайке. Для улучшения свойств бериллиевые бронзы дополнительно легируют добавками кобальта, никеля, титана, магния, бора, а также редкоземельными металлами.

Единственным недостатком этих сплавов является высокая стоимость и дефицитность бериллия, а также его токсичность.

Бериллий — металл серебристо-белого цвета. По твердости уступает только иридию, осмию, вольфраму и урану, хрупок. Имеет очень высокий модуль упругости. На воздухе активно покрывается стойкой оксидной плёнкой BeO. Его извлекают из руд, используя десятки перегонки и очисток, которые завершаются электролизом. Основными производителями бериллия являются

США, Китай и Казахстан. Всего в мире производится около 300 тонн бериллия в год. Россия планирует построить к 2019 году новый комбинат по производству бериллия.

Бериллий в основном используют как легирующую добавку к различным сплавам, которая значительно повышает твёрдость и прочность сплавов, их коррозионную устойчивость. В технике довольно широко распространены бериллиевые бронзы типа БрБ. По свойствам они превосходят легированные стали. Достаточно прибавить к меди всего 1...3% этого элемента, чтобы довести до максимума разрывную прочность, величина которой не снижается с годами.

Сплавы, содержащие бериллий, легко могут быть выплавлены в печи любого промышленного типа, однако производство бериллиевой бронзы имеет свои особенности.

Шихтовыми материалами для медных сплавов могут быть: вторичные сплавы, оборотный сплав, а также различные лигатуры, поставляемые промышленностью или собственного приготовления.

При производстве меди и сплавов на ее основе из вторичного сырья на отечественных и зарубежных заводах используют различные плавильные агрегаты: стационарные, поворотные и вращающиеся отражательные печи; дуговые электропечи, индукционные канальные и тигельные печи, шахтные и печи других типов. На отечественных предприятиях вторичной цветной металлургии выплавку бронз осуществляют в отражательных и индукционных канальных печах.

Плавка бериллиевой бронзы (БрБ2) мало чем отличается от плавки обычных безоловянных бронз. Для этого используют индукционные печи с графитовыми тиглями. Плавку ведут под покровом древесного угля. Медь перед введением бериллия и титана раскисляют фосфором. Угар бериллия составляет 5...10%. Ввиду токсичности паров и пыли бериллия плавку ведут в изолированных помещениях, оборудованных хорошей приточно-вытяжной вентиляцией. Для отделения неметаллических включений при разливке бериллиевых бронз используют различные фильтры. Возможно использование отражательных печей с переходящей ванной. Для предохранения металла от окисления на зеркало расплава загружают сухой древесный уголь. Вместо древесного угля применяют криолит (1...2% от массы металла), плавиковый шпат, кальцинированную соду. Расход флюсов составляет 2...4% от массы шихты. В последнюю очередь грузят бронзовые и медные отходы. После полного расплавления шихты и тщательного усреднения расплава снимают шлак. Готовый металл разливают в чушки при температуре 1100-1150°C.

Плавка вторичной бронзы везде очень перспективное и выгодное дело, как для хозяина производства, так и для потребителей. Бронза всегда была необходима в производстве, чем славится наш регион. Машиностроительное производство находится в каждом городе нашей области, соответственно спрос на вторичную бронзу достаточно велик.

Плавку вторичных бронз производят в отражательных печах, которые используют жидкое или газообразное топливо. Сначала плавят кусковой лом для получения жидкой ванны, в которую потом загружают другие составляющие шихты. Режим нагрева меняют в зависимости от состава шихты: расплавление чистой меди ведётся интенсивно. Для ускорения расплавления твердую шихту перемешивают.

Бериллий задают в расплав в виде: вторичных сплавов, лома, оборотных сплавов, а также различных лигатур.

Существуют бериллиевые лигатуры, которые предназначены для легирования различных металлов.

Лигатура никель-бериллиевая (NiBe6), где бериллия от 5,5...6,5%; (NiBe14) в ней бериллий от 14...15,5%. В лигатуре имеется небольшое количество примесей – железа, меди, алюминия, кобальта, серы и углерода.

Медно-бериллиевая лигатура (CuBe3,3; CuBe10) – Бериллия в составе соответственно 3-4%, 9,5-10,5%. В основном используется для легирования бронз.

Так же существует медно-бериллиевая лигатура МБ-1, которая изготавливается строго по стандартам.

Межгосударственный стандарт ГОСТ 23912-79 – лигатура медно-бериллиевая. Медно-бериллиевую лигатуру изготавливают марок МБ-1 в соответствии с требованиями настоящего стандарта по технологии, утвержденной в установленном порядке.

Таблица 1 – Химический состав лигатуры, марки МБ-1

Марка	Химический состав, %						
	Основные компоненты		Массовая доля примесей на 1% бериллия, не более				
	Медь	Бериллий	Магний	Железо	Алюминий	Кремний	Свинец
МБ-1	Основа	От 4 до 11 включ	0,04	0,02	0,02	0,02	0,0007

Алюминий-бериллиевая лигатура применяется для легирования алюминиевых сплавов. Наиболее распространена лигатура (AlBe5) от 4,8 до 5,5% бериллия и лигатура АБ1 – от 4 до 6% бериллия. Применяется для легирования алюминиевых сплавов.

Бериллий часто используют как легирующую добавку к различным сплавам. Добавка бериллия значительно повышает твёрдость и прочность сплавов, коррозионную устойчивость поверхностей изготовленных из этих сплавов изделий.

# СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ШЛАКОВ ЩЕЛОЧНОЙ ПЛАВКИ СВИНЦОВО-АККУМУЛЯТОРНОГО ЛОМА НА ЧЕРНОВОЙ СВИНЕЦ

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

В настоящее время извлеченный из вторсырья свинец составляет более половины всего произведенного во всем мире металла. В США более чем 80% свинца получают путем вторичной переработки, а в Европе - более 60%.

В Северной Америке более 80% добытого свинца используются в производстве. Значительные показатели объясняются тем фактом, что большая часть свинца используется в продукции, годной для переработки. И в отличие от переработки многих других материалов, переработка свинца экономически выгодна, следовательно батареей аккумуляторов, из которых впоследствии более 95% утилизируется и перерабатывается.

Мировым лидером по производству рафинированного свинца является Китай, на долю которого приходится около 50% произведенного в мире металла. Европейский союз и США делят между собой второе и третье места. Значительны объемы производства и в некоторых странах Азии, таких как Япония, Южная Корея и Индия. В России, несмотря на внушительные запасы, добыча свинца находится на относительно низком уровне - около 105 тыс. тонн.

Сферы применения свинца изменились за последние годы, и сейчас приблизительно 80% мирового потребления приходится на сектор производства электрических батарей. Несмотря на то, что бензиновые добавки и припой больше не являются основными секторами потребления, податливость, плотность и антикоррозийные свойства свинца по-прежнему активно используются при сооружении резервуаров для хранения едких жидкостей и как защита против рентгеновских лучей и радиации. Кроме того, свинец применяется при изготовлении красок и пигментов и других химических соединений [1].

В России в настоящее время основным источником промышленного производства свинца является вторичный свинцовый лом. На территории страны находится до 1 млн. т свинца в отработанных свинцовых аккумуляторах. Поэтому актуальным является вопрос переработки отработанных свинцовых аккумуляторов в пирометаллургических агрегатах например, таких как: отражательные, вращающиеся короткобарабанные, электропечи, шахтные печи и др.

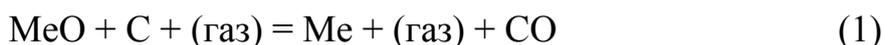
Следует отметить определенные преимущества плавки свинцовых неразделанных аккумуляторов в шахтной печи: высокая удельная производительность, отсутствие участка разделки аккумуляторов, низкая температура отходящих газов. Поэтому эти печи доминируют в мировой практике производства свинца из вторичного сырья.

Такие печи эксплуатируются: на ЗАО «Комбинат по переработке вторичных ресурсов «Сплав»; г.Рязань. Печь была введена в эксплуатацию в 2002 г. по проекту ООО СКБЦМ с учетом опыта работы шахтных печей и технологии переработки неразделанных свинцовых аккумуляторов на заводах «Укрцинк» г. Константиновка, ЗАО «Курский завод «Аккумулятор» и фирмы «Варта» (Германия) [2].

Целью шахтной восстановительной плавки является получение металлического чернового свинца путем восстановления его окислов окисью углерода из шлаков, аккумуляторного лома и других свинецсодержащих материалов. Вторым продуктом этой плавки является штейн, в котором концентрируется медь. В шлак переходит пустая порода, а легколетучие соединения и мелкие частицы шихты удаляются из печи с газами.

Загруженная в печь шихта, двигаясь сверху вниз навстречу потоку горячих, богатых окисью углерода газов, претерпевает под их влиянием и воздействием высокой температуры (750÷1400°С) ряд изменений. Основные процессы при этой плавке - процессы восстановления, вследствие чего эта плавка и называется восстановительной. Восстановитель (окись углерода) и тепло для плавления металла получается за счет горения загружаемого в печь кокса.

Кроме восстановления, во время плавки имеют важное значение процессы осаждения, сульфидирования и шлакообразования. Восстановление окислов в шахтной плавке с помощью соединений содержащих углерод, разделяют на “прямое” и “непрямое”. Считается, что в печи происходит прямое восстановление в том, случае, когда в результате совокупности всех восстановительных реакций, протекающих в системе кокс–окисел–газовая фаза, не происходит образования углекислого газа:



Процесс прямого восстановления можно представить как непосредственное взаимодействие оксида с твёрдым углеродом:



Вторым доминирующим процессом при переработке вторичного свинца является плавка свинецсодержащего лома в котлах.

Выплавка металлического свинца в котлах экономична вследствие низкой температуры плавления и низкой теплоемкости свинца. Для расплавления и перегрева 1т свинца до 400°С требуется по расчету 18000. ккал, что соответствует теплу, выделяемому 2,6 кг условного топлива, сжигаемого полностью до CO<sub>2</sub>.

Стальные котлы, применяемые для выплавки свинца, допускают кратковременный перегрев до 700÷800°С, но длительно служат лишь при

нагреве, не превышающем 600°C. Поэтому для переработки в котлах пригоден только такой лом, который расплавляется при температуре ниже 600°C.

В табл.1.приведены важнейшие свинцовые эвтектические сплавы с низкой температурой плавления, пригодные для выплавки в котлах.

Таблица 1 - Эвтектические сплавы на основе свинца

Эвтектики, %							Температура плавления, °С
Pb	Cu	Cd	Sb	Sn	Bi	Ca	
99,8	0,2	-	-	-	-	-	327
79	-	21	-	-	-	-	249
87	-	-	13	-	-	-	247
36	-	-	-	64	-	-	181
44	-	-	-	-	56	-	125
41,9	-	-	3,6	54,5	-	-	181
32	-	18	-	50	-	-	145
32	-	-	-	16	52	-	96
26,3	-	10	-	13,3	50	-	70
90,0	-	-	-	-	-	10	626

В таблице 2 приведены температуры плавления и кипения основных свинецсодержащих компонентов вторичного сырья.

Таблица 2 - Температуры плавления и кипения свинца, сурьмы, олова и их соединений

Металлы и их соединения	Химический символ	Температура, °С	
		плавления	кипения
Свинец	Pb	327,4	1717
Окись свинца	PbO	883	1470
Сульфид свинца	PbS	1110	-
Сульфат свинца	PbSO <sub>4</sub>	910	-
Сурьма	Sb	630,5	1645
Трехокись сурьмы	Sb <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	656	1456
Сульфид сурьмы	Sb <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	550	885
Олово	Sn	231,9	2270
Окись олова	SnO <sub>2</sub>	1960	-
Сульфид олова	SnS	880	1230

Из табл. 2 видно, что окислы, сульфиды и сульфаты свинца, сурьмы и олова, встречающиеся во вторичном свинцовом сырье, плавятся при температуре выше 600°C (за исключением  $Sb_2S_3$ ) и при нагреве в котле останутся нерасплавленными [3].

Одной из перспективных технологий переработки аккумуляторного лома является щелочная плавка в электропечах.

Щелочную плавку сульфидного свинцового концентрата осуществляют при температуре 850 °C в смеси с NaOH в электропечах. В процессе щелочной плавки получают относительно чистый свинец и щелочной плав, в который переходит медь, цинк, сера и вся пустая порода. Щелочной плав подвергают гидрометаллургической переработке с целью последующей регенерации щелочи и выделению других ценных компонентов, перешедших из концентрата. При щелочной плавке возможно извлечь до 98 % свинца в металл при расходе щелочи 80–100 % от массы концентрата.

Достоинства плавки: высокая производительность при сравнительно низкой температуре (без испарения свинца); возможность переработки концентрата любого состава; высокое прямое извлечение свинца в черновой металл.

Недостатки процесса: большой расход дорогой и дефицитной щелочи; сложности переработки щелочного плава с целью комплексного извлечения ценных компонентов; трудности аппаратурного оформления процесса из-за высокой агрессивности расплавленной щелочи [4].

В связи с вышеизложенным, на сегодняшний день является актуальным совершенствование такого вида переработки вторичного свинецсодержащего сырья.

#### Литература:

1. <http://www.cmmarket.ru/markets/pbworld.htm>
2. <http://www.armada-met.ru/stati/16-pererabotka-loma->
3. Бредихин В.Н., Маняк Н.А., Кафтоненко А.Я. СВИНЕЦ ВТОРИЧНЫЙ 2004 с. 189.
4. [http://lmx.ucoz.ru/blog/metallurgija\\_cvetnykh\\_metallov\\_svinec/2012-02-15-144.](http://lmx.ucoz.ru/blog/metallurgija_cvetnykh_metallov_svinec/2012-02-15-144)

# ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ЧЕРНОВОЙ МЕДИ ИЗ МЕЛКОДИСПЕРСНЫХ ОТХОДОВ МЕДНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА УСТАНОВКАХ ТИПА «АУСМЕЛТ»

Зорин Е.А., Пасечник С. Ю.

Донецкий национальный технический университет

В настоящее время известно несколько автогенных способов плавки, такие как:

- Процесс «Норанда»;
- Процесс «Эль-Тениенте»;
- Процесс «Мицубисси».

Можно выразить несколько недостатков данных технологий:

- экологически не безопасны;
- отсутствие универсальной технологии;
- высокая стоимость оборудования и длительный период ввода его в эксплуатацию;
- низкая степень использования тепла отходящих газов и расплава.

Выше перечисленные недостатки могут быть устранены за счет внедрения новой технологии плавки. Технология разработана фирмой «Аусмелт» (Австралия), впервые опробована на заводе «Pandenong» (рисунок 1). В мире работает около двадцати печей «Аусмелт» (2003 г.) и в настоящее время проводятся работы по проектированию еще нескольких печей. Так же данная установка используется на ЗАО «Карабашмедь» (Россия).

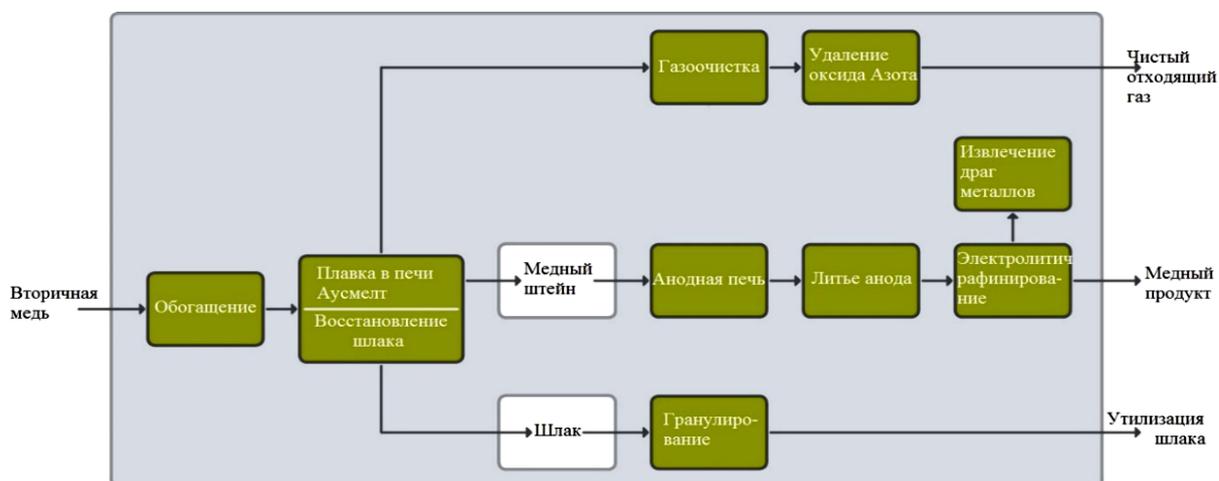
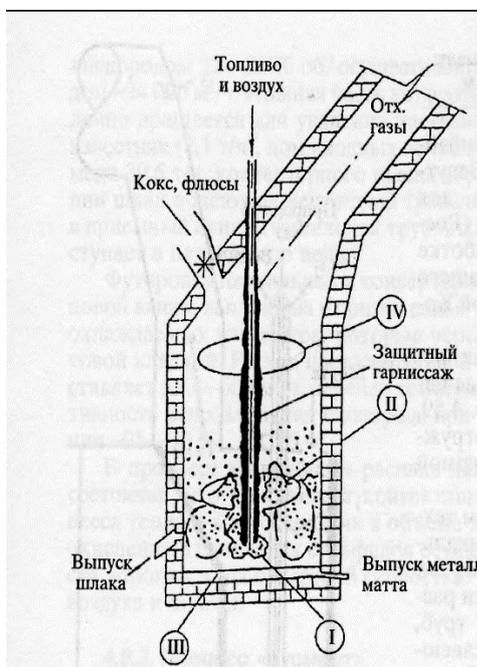


Рисунок 1 – Схема процесса «Аусмелт»

В данных процессах используются вертикальные цилиндрические печи (рисунок 2), оборудованные погружной вертикальной фурмой.

Основным элементом является вертикальная фурма, состоящая из 3-х концентрически расположенных стальных труб, выполненных из нержавеющей

стали. Сгорание топлива в смеси с воздухом происходит в камере сжигания в нижней части фурмы. Подача воздуха на охлаждение производится в межтрубную полость, образованную внешним кожухом и внутренней трубой. Длина кожуха выбирается таким образом, чтобы он постоянно находился над поверхностью шлаковой ванны (~1 м) и обеспечивал защиту стальных конструкций горелки.



1. зона горения и окисления;
2. зона плавления;
3. зона отставивания;
4. зона догорания газов.

Рисунок 2 - Конструкция печи и реакционные зоны процесса Аусмелт

По мере того как разрушается нижняя часть фурмы её опускают, и продувка продолжается. Углубление фурмы в шлак составляет порядка 15 см. Меняют фурму когда ее нижний слой разрушится на 1 м. К фурме приваривают новую трубу, соответствующего диаметра.

Образующийся шлаковый гарниссаж позволяет вводить дутьё глубоко в шлак, создавая интенсивное перемешивание расплава в ванне.

При поднятии фурмы процесс плавления может быть прерван. В этот момент отстаивается металлическая и штейновая фазы, которые после отстаивания выпускаются из печи.

Работа печи с фурмой сводится к следующим операциям. Сначала загружают твердый шлак (до уровня ~2 м) и начинают его плавить, используя фурму в качестве кислородно-топливной форсунки. После образования жидкой ванны шлака, на ее поверхность загружают шихту и приступают к плавке.

Зона плавления, расположенная на поверхности шлака. Процессы плавления в этой зоне могут протекать в окислительной, восстановительной или в нейтральной среде.

Благодаря устройствам, закручивающим поток и возникающей при этом циркуляции газа, происходит охлаждение корпуса фурмы и образование на его внешней поверхности горелки слоя защитного гарниссажа.

В рабочем пространстве печи можно выделить следующие зоны. Реакционная зона у конца фурмы. В зависимости от вида дутья она может быть окислительной, восстановительной или нейтральной.

Отстойная зона, расположенная на дне печи. Здесь происходит расслаивание и отстаивание металлической (Cu) и сульфидной фаз перед их выпуском из печи.

Операцию плавки проводят несколько раз в день, заканчивая подачей шихты, холостой продувкой печи и прекращением подачи дутья на фурму. Охлаждение печи происходит естественным путем.

Производство черновой меди на установке «Аусмелт» заключается в следующем. Концентрат сушат при исходной влажности 10 %. Из шихтарника концентраты распределяются по отдельным бункерам и далее с помощью весовых дозаторов направляют на общий ленточный транспортер, где смешиваются в необходимом количестве с флюсами. В качестве флюсов применяют кварцит, реже известняк. Размеры кусков при этом не должны превышать 25 мм. Шихта поступает в плавильное отделение в смеситель, где увлажняется водой.

Шихта из смесителя с помощью ленточного транспортера со скоростью 26 т/ч поступает в загрузочное отверстие верхней части агрегата. Охлаждение плавильного агрегата и конвертера осуществляют путем орошения кожухов оборотной водой с помощью форсунки.

Штейн из плавильной печи по закрытому желобу непрерывно перетекает в печь-отстойник, обогреваемый мазутом. Шлак из отстойника (0,5—0,7 % Cu) направляют на грануляцию.

Черновая медь через миксер направляется на разлив. Разливочная машина имеет форму эллипса с 56 изложницами. Охлаждение слитков водяное с зонтами вытяжки.

Отходящие газы от плавильной печи и его котла-утилизатора проходят через котлы-утилизаторы, сухие электрофилтры, смешиваются в теплоизоляционном газоходе и направляются в сернокислотных цех.

Работа завода полностью соответствует экологическим стандартам. Аспирационный воздух и отходящие газы миксера выбрасывают в трубу высотой 120 м. Плавильная и конвертерная печи расположены каскадом для перелива, высота здания составляет 45 м.

Конструкция печи позволяет полностью изолировать процесс плавки внутри цеха. Поэтому весь сернистый ангидрид улавливается, а выбросы газа в атмосферу составят менее 5000 тонн в год

Процесс «Аусмелт» по сравнению с традиционной технологией (плавка на штейн, конвертирование в горизонтальных конверторах) обладает рядом преимуществ:

- Высокая степень использования кислорода дутья (95%)
- Высокое прямое извлечение в черновую медь (более 90%)
- Низкое содержание серы в черновой меди (менее 1%)
- Низкие инвестиционные и эксплуатационные затраты плавильного и сернокислотного цеха.
- Непрерывность технологических операций
- Высокая степень восстановления серы
- Герметичность установки Ausmelt позволяет снизить концентрацию вредных веществ внутри цеха.
- Возможность работать с широким спектром исходных материалов, в том числе с высоким содержанием примесей
- Простой, компактный дизайн.

# СОВРЕМЕННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ АЛЮМИНИЕВЫХ ШЛАКОВ

Чайка В.Н., Бредихин В.Н.

Донецкий национальный технический университет

Шлаковая фаза алюминиевых сплавов пропитана металлом и при удалении её с поверхности расплава образуется сильно металлизированный продукт (шлак), который содержит до 50% металлической составляющей.

На протяжении многих лет перед переработчиками стоит задача не только по уменьшению образования шлака, но главное по увеличению извлечения металла из него [1, 2]. При этом по законам термодинамики окисление металлического алюминия происходит постоянно, пока кислород присутствует около открытой алюминиевой поверхности. При этом алюминий сгорает по реакции (1) и в результате чего в оксид переходит порядка 1% алюминия в минуту.



Такая ситуация требует разработки полного комплекса мероприятий начиная от снижения до минимума образования шлака в печи, до максимального извлечения из шлака алюминия. При этом наибольший эффект достигается, если извлечение металла будет происходить в первые 5÷10 минут после удаления шлака из печи.

Сегодня известно много способов по переработке алюминиевых шлаков, но большинство — это “холодные способы”, которые выполняются после остывания и передачи шлака на специальные предприятия (цеха). При этом используются традиционные схемы обогащения: дробление, классификация, сепарация [3]. Известны также центробежная обработка шлаков фирмы “Рейнольдс” [4], а также использование центрифуг погружного типа. Однако эти разработки не нашли широкого применения из-за большой сложности технологического оборудования.

В последние годы получила распространение технология прессования горячего шлака, что имеет значительные преимущества, как с точки зрения конструктивного исполнения, так и эффективности процесса.

В статье представлены теплофизические расчёты установки для переработки горячего алюминиевого шлака.

В общем случае температура шлака  $t$  изменяется в пространстве и во времени,

$$t = f(x, y, z, \tau) \quad (2)$$

При этом передача тепла (теплообмен) – самопроизвольный процесс передачи внутренней энергии, осуществляемый за счёт теплопроводности, конвекции тепла и теплового излучения.

Плотность теплового потока по закону Био–Фурье пропорциональна градиенту температуры и представлена следующим соотношением:

$$q = -\lambda \frac{\partial t}{\partial n} \quad (3)$$

где  $\lambda$  – физический параметр, называемый коэффициентом теплопроводности, ккал/м×час×град.

Функциональная зависимость между изменением температуры в пространстве и во времени рассчитана на основе 1-го и 2-го законов термодинамики и закона Био-Фурье и выражается дифференциальным уравнением теплопроводности:

$$\frac{\partial t}{\partial \tau} = \text{div}(\lambda \text{grad}t) + \frac{q_v}{c\gamma} \quad (4)$$

если  $\lambda$  – величина постоянная, то

$$\frac{\partial t}{\partial \tau} = a \nabla^2 t + \frac{q_v}{c\gamma} \quad (5)$$

где  $a = \frac{\lambda}{c \cdot \gamma}$  – коэффициент температуропроводности в м<sup>2</sup>/час. Он характеризует скорость выравнивания температуры в неравномерно нагретом теле.

$c$  – теплоёмкость, ккал/кг×град

$\gamma$  – удельная масса тела, кг/дм<sup>3</sup>

$q_v$  – объёмная производительность источников тепла, ккал/м<sup>3</sup>×час.

Физически  $q_v$  равна количеству тепла, выделяемому источниками в единице объёма тела в единицу времени;

$\nabla^2 t$  – дифференциальный оператор второго порядка (оператор Лапласа).

В прямоугольных координатах

$$\nabla^2 t = \frac{\partial^2 t}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial z^2} \quad (6)$$

Для стационарного режима, т.е. температуры стенки  $t_{c_1}$  и  $t_{c_2}$  постоянные, причём  $t_{c_1} > t_{c_2}$ , уравнение теплопроводности (4) имеет вид

$$\nabla^2 t + \frac{q_v}{\lambda} = 0 \quad (7)$$

В качестве соотношения, связывающего плотность теплового потока на границе тела ( $q_c$ ), температуры поверхности тела ( $t_c$ ) и окружающей среды, т.е. жидкости или газа ( $t_{жс}$ ) принят закон Ньютона – Рихмана:

$$q_c = \beta(t_c - t_{жс}) \quad (8)$$

где  $\beta$  – коэффициент теплоотдачи, ккал/м<sup>2</sup>×час×град и численно равен  $q_c$  при  $t_c - t_{жс} = 1^\circ\text{C}$ .

Физически коэффициент  $\beta$  характеризует интенсивность теплообмена между поверхностью тела и окружающей его жидкостью или газом.

Как видим из уравнения (8),  $\beta$  не зависит от координат и времени и от разности ( $t_c - t_{жс}$ ).

Следовательно, тепло отдаваемое нагретым шлаком  $Q_1$  затрачивается на нагрев более холодного тела – пуансона  $Q_2$  и на компенсацию потерь тепла в окружающую среду -  $Q_n$ , которые не превышают 5÷7% от запасенного тепла шлаком и им можно пренебречь.

Тогда тепловой баланс будет представлен как:

$$Q = Q_1 \quad (9)$$

где  $Q$  – тепловая нагрузка аппарата.

Если теплообмен протекает без изменения агрегатного состояния теплоносителей, то уравнение (9) можно записать в виде

$$Q = G_1(i_{1н} - i_{1к}) = G_2(i_{2н} - i_{2к}) \quad (10)$$

где  $i_{1н}$ ,  $i_{1к}$  – энтальпия горячего теплоносителя на входе и выходе аппарата;

$i_{2н}$ ,  $i_{2к}$  – начальная и конечная энтальпия холодного теплоносителя.

Значение энтальпии запишем в виде

$$I_{1н} = C_{1н} \cdot t_{1н} \quad (11)$$

тогда уравнение (10) примет следующее выражение:

$$Q = G_1(C_{1н}t_{1н} - C_{1к}t_{1к}) = G_2(C_{2н}t_{2н} - C_{2к}t_{2к}) \quad (12)$$

где  $G_1$ ,  $G_2$  – массовый расход нагретого и холодного теплоносителя, соответственно;

$C_{1н}$ ,  $C_{1к}$  – средние удельные теплоёмкости нагретого теплоносителя в диапазоне изменения температур  $(0 \div t_{1н})$  на входе в аппарат и  $(0 \div t_{1к})$  на выходе из аппарата, соответственно;

$C_{2н}$ ,  $C_{2к}$  – средние удельные теплоёмкости холодного теплоносителя в диапазоне  $(0 \div t_{2н})$  и  $(0 \div t_{2к})$  соответственно.

Общая кинетическая зависимость для процессов теплопередачи, выражающая связь между тепловым потоком  $Q'$  и поверхностью теплообмена  $F$ , представляет собой основное уравнение теплопередачи:

$$Q' = K \times F \times \Delta t_{cp} \times \tau \quad (13)$$

Где,  $K$  – коэффициент теплопередачи, определяющий среднюю скорость передачи тепла вдоль всей поверхности теплообмена;

$\Delta t_{cp}$  -средняя разность температур между теплоносителями, определяющая среднюю движущую силу процесса теплопередачи или температурный напор;

$\tau$  – время;

$F$  – расчётная поверхность теплообмена в  $m^2$ .

Тепловой расчёт выполнен при совместном решении следующих основных уравнений:

а) уравнение теплового баланса (9) и

б) уравнение теплопередачи (13).

За исходные значения принято:

- масса охлаждаемого алюминиевого шлака,  $G = 200$  кг;
- состав флюса - 50%  $NaCl$  и 50%  $KCl$ , следовательно:

$$Q = 82832 \text{ кДж} = 19768,7 \text{ ккал.}$$

Из уравнения теплопередачи (13) находим тепловой поток  $Q_1$ :

$$Q = K \times F \times \Delta t_{cp} \times \tau$$

Получаем следующие конструктивные значения:

$$F = 3,13 \text{ м}^2 - \text{поверхность теплообмена}; \quad \Delta t_{cp} = 200^\circ\text{C}$$

$$K = \frac{\lambda}{\delta} - \text{коэффициент теплопередачи, Вт/м}^2 \times \text{град,}$$

где  $\lambda = 45 \text{ Вт/м}^2 \times \text{град}; \quad \delta = 120 \text{ мм} - \text{толщина стенки.}$

$$K = \frac{45}{0,2} = 375 \text{ Вт/м}^2 \times \text{град}; \quad \tau = 1 \text{ сек.}$$

$$Q_1 = 234750 \text{ Вт} \times \text{с} = 234750 \times \text{Дж} = 234,75 \text{ кДж}$$

Время охлаждения горячего алюминиевого шлака до температуры  $400^\circ\text{C}$  составляет,  $\tau = \frac{Q}{Q_1} = \frac{82832 \text{ кДж}}{234,75 \text{ кДж/с}} = 352,85 \text{ с} = 5,88 \text{ мин.}$

Охлаждающим агентом является оборотная вода (либо тосол) с начальной температурой до  $+20^\circ\text{C}$ . При условии, что конечная температура воды на выходе из аппарата будет не более  $40^\circ\text{C}$ , тогда расход её составляет  $175 \text{ м}^3/\text{час}$ .

На основании теплового расчёта разработана конструкция пресса (рисунок) с усилием прессования 80 тонн (два гидроцилиндра с усилием по 40т каждый, с рабочим давлением в системе  $160 \text{ кгс/см}^2$ , ходом штока 500 мм и объёмом шлаковницы  $0,27 \text{ м}^3$ ).

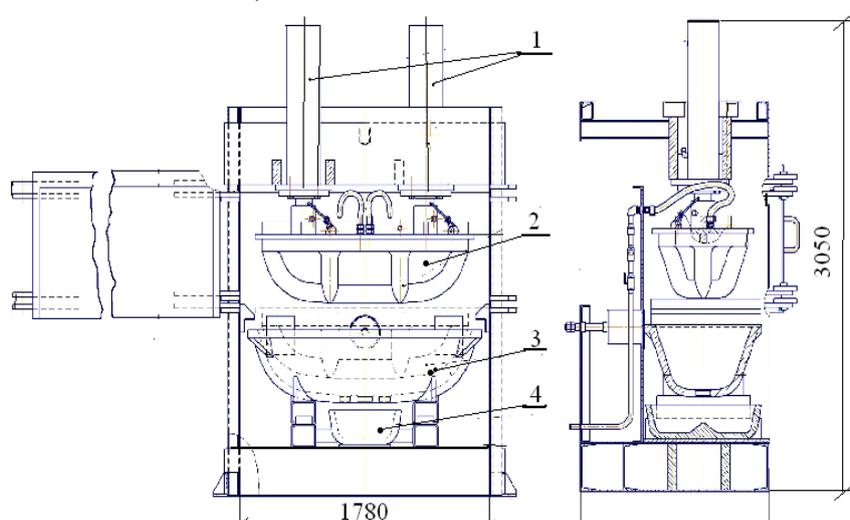
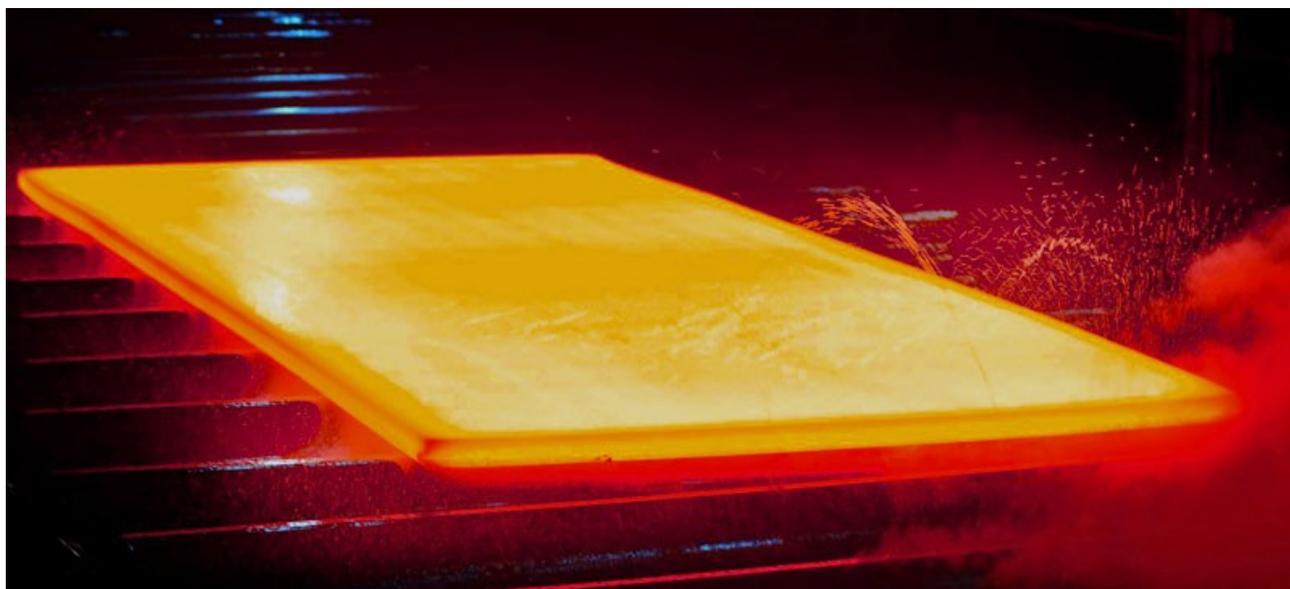


Рисунок - Установка для извлечения металла из алюминиевого шлака  
1-гидроцилиндр; 2-пуансон; 3-шлаковница; 4- изложница

#### Литература:

1. Sivilotty O., Light Metal Age, 1984, V.42, N.11÷12, P.9.
2. Цветная металлургия Украины. ТЗ. Термодинамические закономерности в металлургии цветных металлов: монография/Червоний И.Ф., Бредихин В.Н., Верховлюк А.М. и -др.- Запорожье: ЗГИА, 2015. -334с.
3. Колобов Г.А., Бредихин В.Н., Чернобаев В.М. Сбор и обработка вторичного сырья цветных металлов. Учебник для вузов. / - М.: Металлургия, 1993. -228 с.
4. Патент США, # 4137073, опубл. 01.03.79.

# ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ



## К ВОПРОСУ ТОЧНОСТИ ТОЛСТЫХ ЛИСТОВ ПО ТОЛЩИНЕ, ПРОИЗВЕДЕННЫХ ПО КОНТРОЛИРУЕМЫМ РЕЖИМАМ

Денисенко А.А., Гончаров В.Е.

Донецкий национальный технический университет

Проблема повышения точности толстых листов по толщине, произведенных на ТЛС в условиях, когда на большинстве отечественных станов отсутствуют системы регулирования, остаётся актуальной и на сегодняшний день. В общем случае продольный профиль раскатов, прокатанных по продольной и продольно-поперечной схеме, имеет вид, представленный на рисунке .

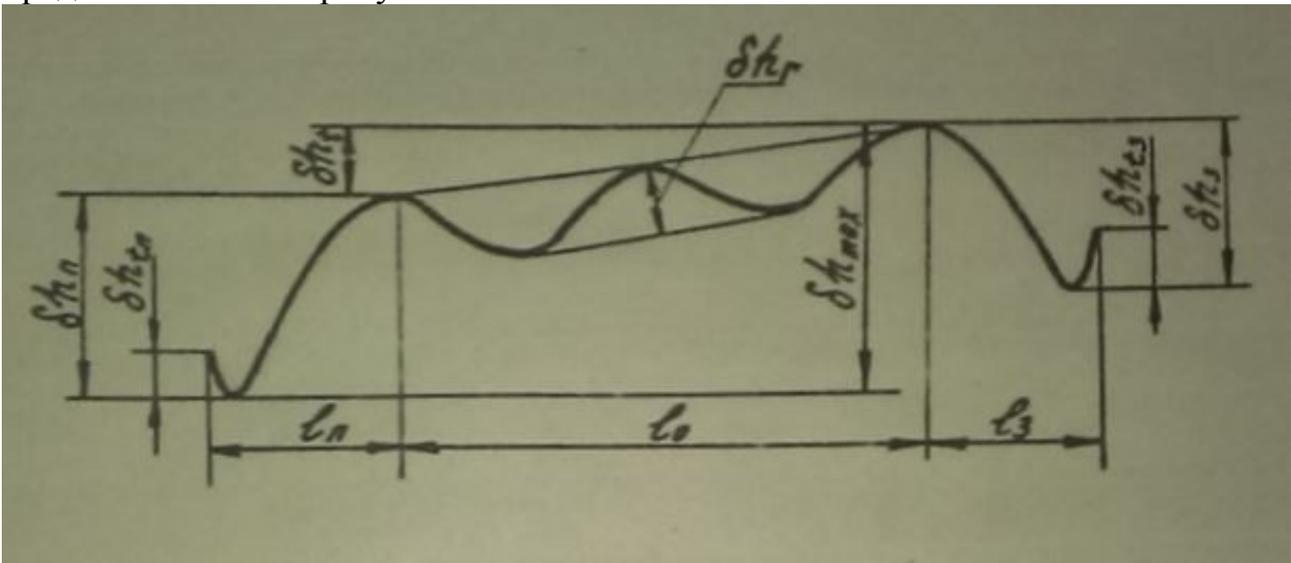


Рисунок – Элементы продольного профиля горячекатаных толстых листов

Неравенство толщины по длине раскатов связано с изменением температурных и скоростных условий прокатки. Изменение температуры по длине раскатов вызвано охлаждающим воздействием глиссажных труб, подстуживанием концов раската при прокатке и неравномерным охлаждением в процессе прокатки (температурный клин), которые вызывают соответственно разнотолщинность  $\delta h_r$ ,  $\delta h_{тп}$ ,  $\delta h_{тз}$  и  $\delta h_t$ . Кроме того, применяемый на ТЛС скоростной режим прокатки, включающий захват и выброс металла на пониженных оборотах двигателя, способствует возникновению скоростной составляющей разнотолщинности. На рисунке  $\delta h_{п}$  и  $\delta h_3$  представляет собой разнотолщинность, вызванную изменением скорости прокатки и температуры до и после глиссажных меток.

Имеющиеся в литературе данные по продольной разнотолщинности свидетельствуют о её значительной величине и отличаются в оценке величины её составляющих. Особенно это касается разнотолщинности, вызванной температурным клином. По различным данным величина  $\delta h_t$  изменяется от (0,02-0,06) до 0,8 мм при традиционной прокатке. Сведения о

разнотолщинности раскатов, прокатанных по контролируемым режимам, немногочисленны и нуждаются в уточнении.

Поскольку объекты исследования в настоящее время недоступны, изучение вопроса влияния условий контролируемой прокатки на продольную разнотолщинность следует решать путём математического моделирования. Из известных моделей расчёта температурного клина и разнотолщинности [1-4] модель [3-4] в наибольшей степени учитывает особенности реверсивной прокатки в чистовой клети ТЛС, позволяет в динамике изучать процесс их формирования, модель [3-4] позволяет также учесть неравенство температуры вызванное неравномерным нагревом заготовки (нагревом с переносом температуры от головных к хвостовым участкам сляба и наоборот). Однако она получена для условий традиционной прокатки и не учитывает некоторые особенности технологии контролируемой прокатки.

Поскольку чистовая прокатка при контролируемых режимах осуществляется при пониженных температурах (850-740°C) необходимо выполнить анализ методик расчёта составляющих теплового баланса раската, методик расчёта сопротивления деформации и силы прокатки при контролируемой прокатке. Также нужно установить необходимость учета сплющивания валков при определении длины дуги захвата в условиях контролируемой прокатки.

Результатами анализа будет дополнена модель [3-4] и выполнен анализ влияния параметров прокатки на тепловое состояние раскатов, произведенных по технологии контролируемой прокатки и их продольную разнотолщинность.

#### Литература:

1. Клименко, В.М. Влияние нестабильности температуры раската на продольную разнотолщинность толстых листов / В.М.Клименко, Э.А.Орнатский, В.С.Горелик, А.П.Митьев // Повышение качества толстого листа: Тематический сборник научных трудов. – М.: Металлургия, 1984. –С. 35-42
2. Савранский, К.Н. Математическая модель продольной разнотолщинности горячекатаных полос на реверсивном стане / К.Н.Савранский, Э.А.Гарбер, В.Г.Надутов, В.Н.Мочалин // Теория и практика производства листовой стали: Тематическая отрасль сборника – М.: Металлургия, 1982. С.27-31
3. Долженков Ф.Е. Математическая модель продольной разнотолщинности раската при реверсивной прокатке толстых листов / Долженков Ф.Е. Коновалов Ю.В. Будакова А.А. Гончаров В.Е. Арцебашев В.А. Долинная В.В. // Известие вузов. Черная металлургия. – 1987. -№8 С. 72-75.
4. Долженков Ф.Е. Математическая модель продольной разнотолщинности раската при реверсивной прокатке толстых листов / Долженков Ф.Е. Коновалов Ю.В. Будакова А.А. Гончаров В.Е. Арцебашев В.А. Долинная В.В. // Известие вузов. Черная металлургия. – 1987. -№10 С. 66-68.

# **ДИНАМИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ОЧАГА ДЕФОРМАЦИИ ПРИ НЕПРЕРЫВНОЙ ПРОКАТКЕ СТАЛЬНЫХ ПОЛОС С УЧЕТОМ НЕСТАЦИОНАРНОГО ХАРАКТЕРА ПАРАМЕТРОВ РАБОТЫ МНОГОМАССОВЫХ ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИХ СИСТЕМ**

Нездолий А.Ю., Смирнов А.С., Кожевников А.В.

Череповецкий государственный университет

Современное производство предполагает под собой высокую производительность, высокое качество получаемой продукции и низкие затраты как на само производство так и на обслуживание средств производства. Для улучшения всех перечисленных качеств требуется введение в технологический процесс современных методов управления. Но без достаточно точного понимания явлений влияющих на технологический процесс сложно составить, с достаточной точностью, управляющие задания. В данной статье приводится описание имитационной модели очага деформации, при прокатке тонколистового металла, во второй клетки пяти клетового стана. Также приведена модель главного привода второй клетки пяти клетового стана, показывающая влияние динамического изменения параметров очага деформации, на сам привод. Такой подход к моделированию дает возможность провести анализ процессов как в переходный момент, во время захвата прокатываемой полосы, так и непосредственно в процессе прокатки. Главным объектом для исследования, при проработке данной модели, являлось влияние неоднородности толщины подката, что в свою очередь несет за собой серьезные изменения параметров технологического процесса. Все работы по созданию моделей производились в среде MATLAB/Simulink [1].

Основой для проведения моделирования была принята модель главного привода прокатной клетки (рис. 1), подобная модель разрабатывалась авторами в [2], для изучения колебательных процессов происходящих в механической части обусловленных различием между механизмами привода верхнего и нижнего валков. Данная модель является рабочей и дает возможность исследовать механические эффекты, происходящие в приводе.

Но основной задачей, поставленной перед авторами данной статьи, как уже говорилось, являлось изучение эффектов связанных с влиянием разнотолщинности подката, на момент прокатки, а следовательно и на весь привод самой клетки.

В ходе исследования была построена модель очага деформации (рис. 2) основанная на уравнениях приведенных в источнике [3]. Полученная модель очага деформации может применяться как самостоятельная, для изучения процессов прокатки и основой для разработки более точных моделей, с введением в них процессов опережения, отставания и прилипания, а также как часть моделей показывающих взаимосвязи эффектов проявляющихся при разнотолщинности подката и эффектов в механической части привода клетки.

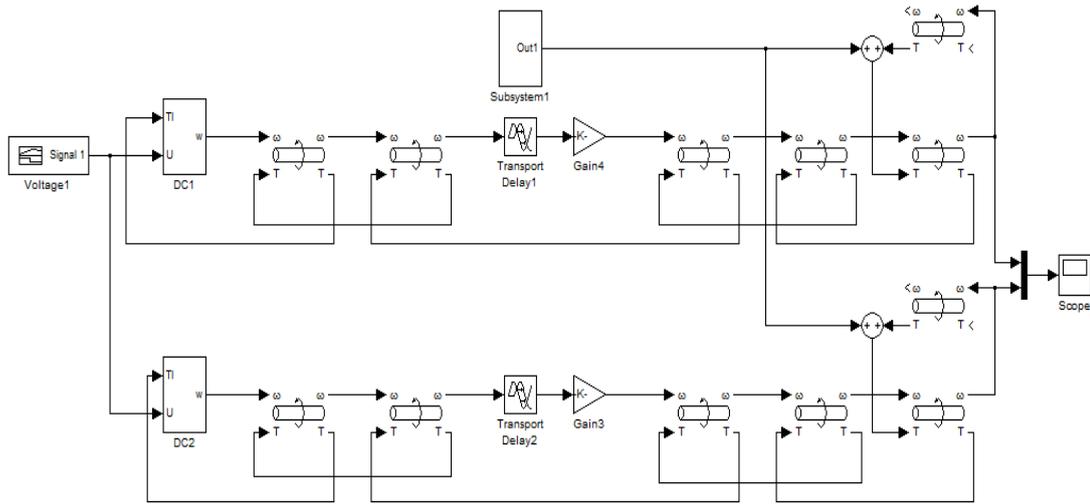


Рисунок 1 – Имитационная модель главного привода второй клетки пяти клетового стана

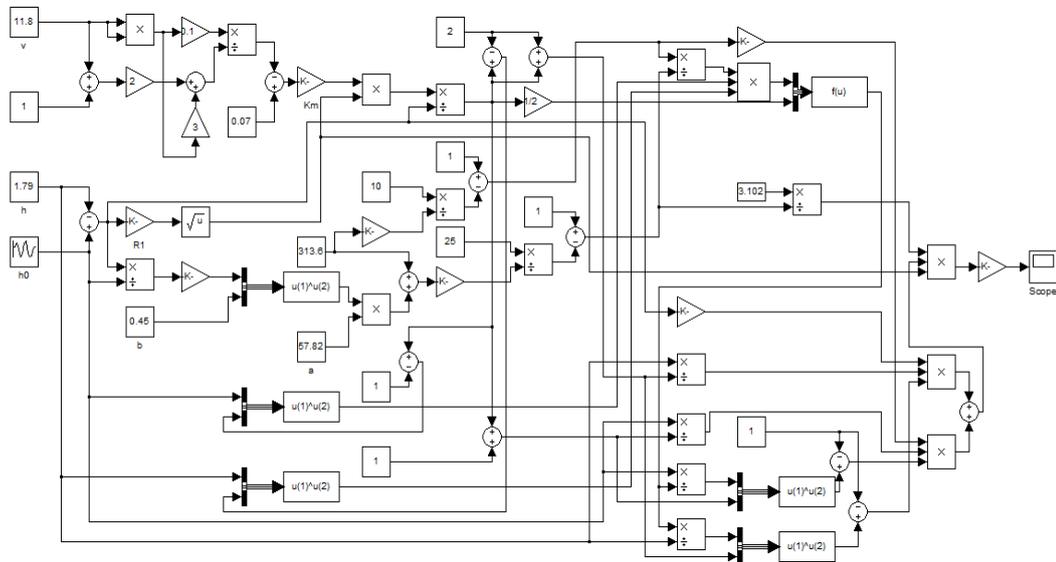


Рисунок 2 – Имитационная модель очага деформации прокатываемого металла

График момента, полученный путем моделирования очага деформации в модели приведенной выше, приведен на (рис. 3), из него видно, что процесс прокатки не является стационарным. Влияние разнотолщинности подката на момент является достаточно значительным, что говорит о необходимости принятия его во внимание. За начальные параметрами модели были взяты значения характеристики стали 09Г2. Диаметр стальных валков 490 мм, скорость прокатки 10,8 м/с, толщина полосы на выходе из первой клетки 2,13 мм, ширина 1700 мм, относительное обжатие 15,2%. Прокатка ведется со смазкой валков (10% эмульсия) и натяжением: заднее – 10 МПа, переднее - 25 МПа.

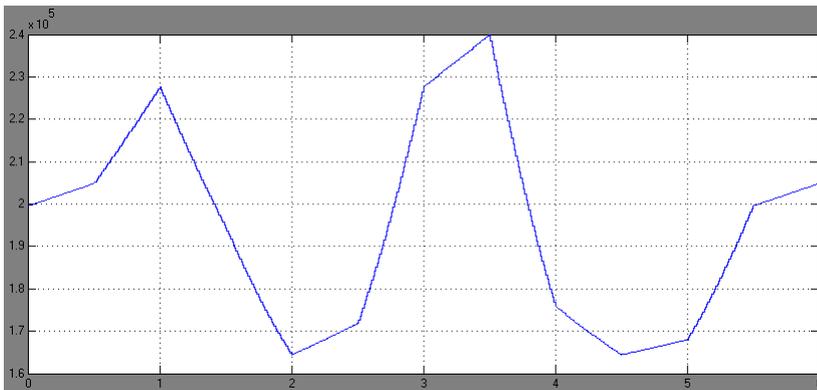


Рисунок 3 – Результаты моделирования момента прокатки в модели очага деформации

Главной особенностью данной модели является возможность получения динамически изменяющихся параметров прокатки, что дает возможность в совокупности с, выше приведенной моделью главного привода клетки получить достаточно достоверные результаты моделирования,

обеспечивающие возможность не только понимания процессов происходящих при прокатке, но и в дальнейшем, возможность создания автоматизированной системы управления приводом прокатной клетки. Результаты моделирования показаны на (рис. 4).

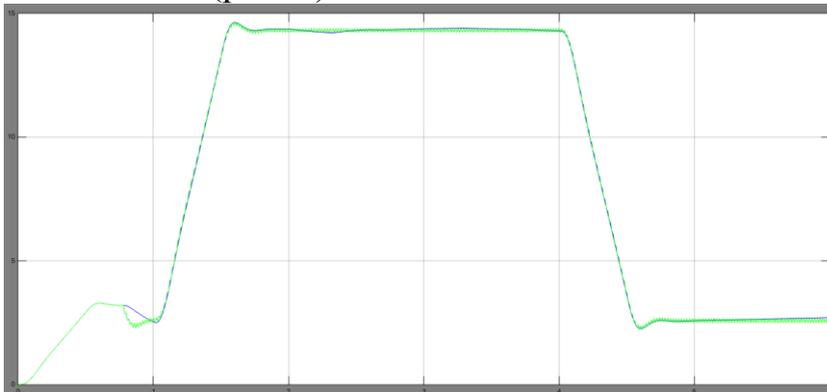


Рисунок 4 – Результаты моделирования процесса прокатки в объединенной модели

Из графика скорости видно, что задание момента прокатки разработанным методом отвечает требованиям к точности модели, так как скорости валков практически одинаковы. Их разность обусловлена разной длиной приводных валов, но при этом процессы заправки металла в клеть, разгона

до рабочей скорости и стационарный процесс соответствуют современным представлениям о прокатке. А значит, разработанная модель очага деформации дает возможность применять ее для разработки систем управления и технологической документации для улучшения параметров технологического процесса производства тонколистового проката.

#### Литература:

1. Черных И.В. «Simulink: инструмент моделирования динамических систем». <http://matlab.exponenta.ru/simulink/default.php>
2. Кожевникова И.А., Кожевников А.В., Сорокин Г.А., Маркушевский Н.А. Демпфирование колебаний в главных приводах станов холодной прокатки // Сталь. – №10. – 2016. – С. 31-33.
3. А.Д. Зобнин Сборник задач по расчету энергосиловых параметров прокатки на листовых станах (с решением). Электронное учебное пособие. 2010. <http://ansya.ru/health/sbornik-zadach-po-raschetu-energosilovih-parametrov-prokatki-n/main.html>.

## МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА РЕДУЦИРОВАНИЯ СЛЯБА ПО ШИРИНЕ

Пилипенко В.В., Снитко С.А.

Донецкий национальный технический университет

Производство листовой продукции считается прогрессивным, когда листы прокатывают из непрерывно литых слябов [1, 2]. На данный момент согласно информации WorldSteel Association производство металла путем непрерывной разливки в мире достигло 96-99%.

Сортамент продукции, регламентируемый по размерам ГОСТ 19903, предусматривает прокатку полос по ширине с градацией 50 или 100 мм. При поставках слябов со слябингов или блюмингов-слябингов эти требования обеспечиваются за счет прокатки слябов заданной ширины.

Переход на непрерывную разливку позволяет повысить производительность станов. Однако при непрерывной разливке ширина слябов определяется размерами выходного сечения кристаллизатора. Поэтому для обеспечения сортамента полос по ширине с градацией 50 мм необходимо увеличивать парк кристаллизаторов. В этом случае для сохранения производительности требуется иметь несколько установок непрерывной разливки и распределить разливку слябов между ними по 2-3 размера. Данная схема реализуется на предприятиях России.

Более перспективным является применение в головной части широкополосного стана горячей прокатки (ШСГП) редуцирующе-прокатного агрегата. За рубежом многие действующие ШСГП третьего поколения реконструировали с обязательной установкой универсальной реверсивной клетки [3].

В последние годы наметилась устойчивая тенденция к увеличению массы слябов и повышению эффективности редуцирования. При этом важной задачей является получение рациональной формы сляба в плане, обеспечивающей минимальные отходы металла в обреш.

Для того, чтобы описать влияние всех факторов на процесс редуцирования требуется выполнение многочисленных и дорогостоящих экспериментов, что неприемлемо не только в промышленных, но и в лабораторных условиях. В связи с этим широкое применение получил метод трехмерного конечно-элементного моделирования [4, 5], который позволяет выполнить всесторонний анализ существенно нестационарного процесса деформации практически на любой его стадии не прибегая к большим масштабным коэффициентам, снижающим точность получаемых результатов при физическом моделировании. Поэтому настоящая работа посвящена реализации конечно-элементного моделирования процесса редуцирования сляба по ширине.

На начальном этапе работы была проведена прокатка свинцового образца в гладких цилиндрических валках на лабораторном стане 100 ГОУ ВПО «Донецкий национальный технический университет» (Рис. 1).



Рисунок 1 – Лабораторный стан 100

Эксперимент был проведен при условиях, приведенных в таблице 1.

Таблица 1 – Условия лабораторной прокатки сляба на стане 100

Толщина сляба	10,2 мм
Ширина сляба	61,6 мм
Длина сляба	88,7 мм
Материал сляба	Свинец
Редуцирование по ширине	15,8% (3,9 мм)
Диаметр валков	62 мм
Скорость прокатки	23,4 мм/с
Температура прокатки	20 °С

В силу технических особенностей лабораторного стана 100 прокатка образца производилась на ребро.

При аналогичных условиях было проведено конечно-элементное моделирование процесса прокатки сляба в гладких цилиндрических валках. С целью экономии времени расчета было выполнено моделирование половины сляба относительно плоскости его симметрии (рис. 2). Тип материала заготовки был пластический, тип объекта валков – жесткий недеформируемый. Для моделирования были выбраны изотермические условия. Показатель сил трения по Зибелю 0,9. Для повышения точности описания закономерности формоизменения сляба по длине сечения брались с шагом  $\approx 0,5$  длины очага деформации (4,3 мм).

Полученные результаты моделирования были сравнены с экспериментальными данными лабораторной прокатки. Как видно из рисунка 3 расчётные значения высоты наплывов после прокатки ( $h$ ) несколько ниже экспериментальных данных, при этом максимальное отклонение расчетных данных от экспериментальных не превышает 5% (рис. 3).

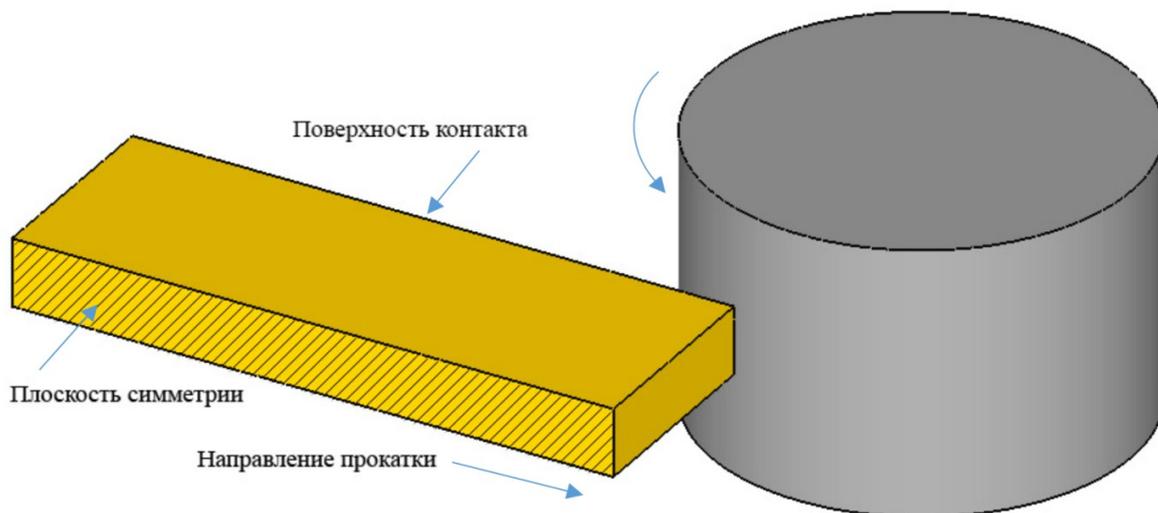


Рисунок 2 – Общий вид моделируемого процесса

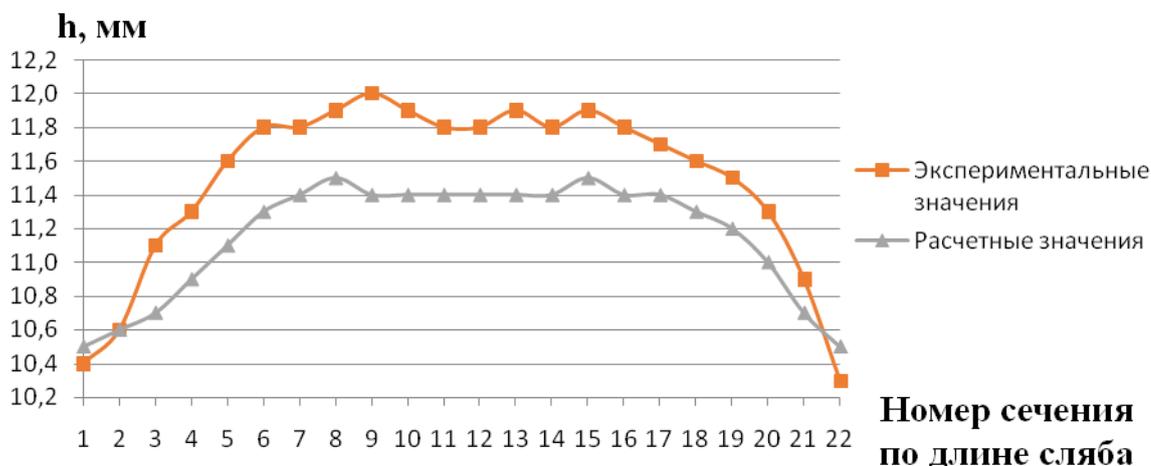


Рисунок 3 – Изменение высоты наплывов сляба при его редуцировании по ширине

С целью сравнения параметров формоизменения раската в плане была выполнена обводка прокатанного образца и сравнена с расчетным контуром сляба. Обводка сляба и контур модели были наложены друг на друга для наглядного сравнения (Рис. 4). Жирной линией выделен контур натурального образца. Слева на рисунке показан задний торец сляба, справа – передний.

Проверку адекватности конечно-элементного моделирования также выполняли путем сравнения расчетных и экспериментальных значений длины стелы вогнутости ( $f$ ), толщины переднего и заднего торцов раската по

плоскости симметрии ( $h$ ) после прокатки (табл. 2). При этом максимальное отклонение расчетных данных от экспериментальных не превышает 8%.

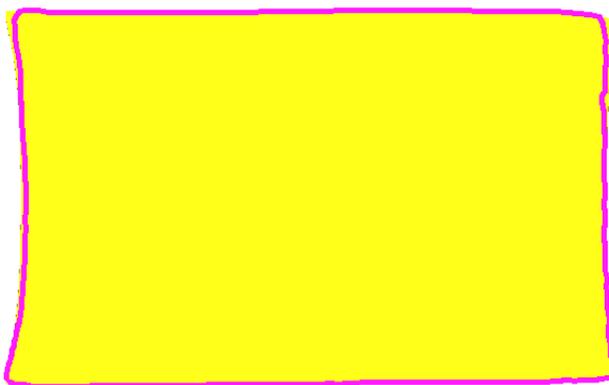


Рисунок 4 – Форма раската в плане после редуцирования сляба по ширине

Таблица 2 – Параметры формоизменения раската в плане

Параметр	Расчетное значение, мм	Экспериментальное, мм	Параметр $\rho$	Расчетное, мм	Экспериментальное, мм
$f_{\text{переднего}}$	1,4	1,5	$f_{\text{заднего}}$	2,3	2,5
$h_{\text{переднего}}$	10,7	10,4	$h_{\text{заднего}}$	10,3	10,2

Таким образом, было проведено конечно-элементное моделирование процесса редуцирования сляба по ширине. Проверка адекватности полученных при моделировании параметров формоизменения сляба относительно данных физического эксперимента показала, что максимальное отклонение не превышает 8%, что позволяет сделать вывод о возможности применения данного подхода для изучения закономерностей прокатки редуцирования слябов по ширине и оценке эффективности новых технических решений.

#### Литература:

1. Чижиков, Ю.М. Редуцирование и прокатка металла непрерывной разливки. – М. : Metallurgy, 1974, 384с.
2. World Steel Association. [Электронный ресурс]. – режим доступа: <https://www.worldsteel.org>
3. Коновалов Ю. В. Редуцирование непрерывнолитых слябов в технологической линии широкополосных станов горячей прокатки / Ю. В. Коновалов, Е. А. Руденко, М. О. Фролова // Сталь. – 2014. - № 6. – С. 47–53.
4. Xiong Shangwu. A three-dimensional finite element simulation of the vertical-horizontal rolling process in the width reduction of slab / Shangwu X. , Xianghua L. , Guodong W. , Qiang Z. // Materials Processing Technology. – 2000. - №101. – P. 146-151.
5. Mohammad Reza Forouzan. A comparative study of slab deformation under heavy width reduction by sizing press and vertical rolling using FE analysis / Forouzan M.R. , Salehi I. , Hossein A.A. // Materials Processing Technology. – 2009. - №209. – P.728-736.

# АСИММЕТРИЯ ШТАМПОВАННО-КАТАНЫХ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ КОЛЕС И ФАКТОРЫ ЕЕ ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ

Фоменок И.А., Снитко С.А.

Донецкий национальный технический университет

В колесопрокатном производстве существует актуальная задача снижения металлоемкости производства [1 и др.].

Высокий расходный коэффициент металла при производстве штампованно-катаных железнодорожных колес связан, в первую очередь, с освоением производства новых профилей колес. Однако, помимо этого, значительные припуски на механическую обработку колес, а также брак на прокате при производстве уже освоенных колес зачастую связаны с нестабильностью размеров (асимметрией) черновых колес после прессопрокатной линии.

К основным причинам асимметрии колес на прессопрокатной линии можно отнести следующие: дефекты формы исходных заготовок (овальность и косина реза), неравномерность температурного поля заготовок при нагреве под деформацию, непараллельность обжимных плит, несоосность инструмента при разгонке и формовке в штампах, несоосность заготовки относительно инструмента деформации прессов. Очевидно, что полностью исключить асимметрию заготовок на линии, равно как и разновес исходных заготовок, невозможно. Но ее можно минимизировать. Для этого нужно определить факторы, которые оказывают наиболее существенное влияние на асимметрию и которым можно управлять. Этому и посвящена настоящая работа.

Исследование параметров формоизменения при штамповке колесной заготовки (для колес с плоскоконическим диском  $\varnothing 957$  мм) по существующей на АО «Выксунский металлургический завод» (ВМЗ) технологии выполнено путем конечно-элементного моделирования. Методика реализации и проверка адекватности используемых моделей изложены в работе [2].

На первом этапе было реализовано 9 расчетных опытов (табл. 1). В качестве варьируемых были выбраны два фактора: угол наклона верхней осадочной плиты осадочного пресса 20МН (X1); отклонение верхней конусной плиты от оси заготовочного пресса 50МН (X2). В качестве параметра использовали меру асимметрии заготовки ( $\Delta$ ), которую рассчитывали как разность масс частей заготовки относительно вертикальной плоскости, проходящей через ось заготовки перпендикулярно плоскости ее сечения (оси штампов).

На втором этапе исследований было реализовано 17 расчетных опытов (табл. 2). В отличие от вышеуказанных 2-х факторов был добавлен еще один: сдвиг оси заготовки относительно оси формовочного штампа (X3). После реализации всех запланированных опытов также была рассчитана величина  $\Delta$  (см. табл. 2).

Таблица 1 – Результаты исследования асимметрии на переходе «пресс 20МН – 50МН»

№ опыта	X1, град.	X2, мм	Δ, кг
1	+0,13	0	-1,161
2	+0,13	-5	-0,631
3	+0,13	5	-0,272
4	-0,13	0	0,037
5	-0,13	-5	0,941
6	-0,13	5	0,308
7	0	0	-1,712
8	0	-5	1,717
9	0	5	-1,193

Таблица 2 – Результаты исследования асимметрии на переходе «пресс 50МН – 100МН»

№ опыта	X1, град.	X2, мм	X3, мм	Δ, кг
1	+0,13	-5	-5	-2,196
2	+0,13	-5	+5	2,537
3	+0,13	+5	-5	-2,781
4	+0,13	+5	+5	2,003
5	+0,13	0	-5	-2,865
6	+0,13	0	+5	-2,243
7	-0,13	-5	-5	-0,898
8	-0,13	-5	+5	4,234
9	-0,13	+5	-5	-1,425
10	-0,13	+5	+5	3,809
11	-0,13	0	-5	-1,332
12	-0,13	0	+5	3,383
13	0	-5	-5	-0,717
14	0	-5	+5	3,869
15	0	+5	-5	-2,571
16	0	+5	+5	1,753
17	0	0	0	0,160

Анализ полученных результатов процессов осадки (пресс 20 МН) и последующей осадки-разгонки (пресс 50 МН) заготовок показал, что во всех 9 расчетных опытах получены заготовки, удовлетворительной формы и размеров. Все они имеют равномерный отпечаток технологического кольца на боковой поверхности заготовки, что соответствует технологической инструкции и является признаком равномерной деформации на прессе 50МН. Наиболее осисимметричное течение металла имело место в опыте №9, а ассиметричное – в опыте №4 (рис. 1). С точки зрения разницы масс заготовки относительно вертикальной плоскости, проходящей через ось штампов ( $\Delta$ ) осадка – разгонка в опыте №4 дала значительно более лучшие результаты, чем в опыте №9. Максимальная величина  $\Delta$  во всех опытах получена менее 2 кг, что технологически возможные изменения факторов в исследованном диапазоне не оказывают существенное влияние на формирование асимметрии заготовки на технологическом переходе «пресс 20МН - пресс 50МН».



Рисунок 1 – Результаты реализации расчетного опыта №4 из табл. 1

Анализ полученных результатов формовки колесных заготовок, имеющих обод, диск и ступицу, в формовочных штампах прессы силой 100МН показал отсутствие неисправимых дефектов формы колесных заготовок. Во всех опытах ступица полностью заполнилась при допустимой на прессе силе штамповки (80-85МН). Вместе с тем в ряде опытов (опыты: №8,10,12,14) имело место неравномерность заполнения периферийной полости штампов по их периметру. Указанная неравномерность имеет место потому, что во-первых существующая схема деформации металла в формовых штампах не имеет механизмов исправления несовершенства формы осаженой и разогнанной заготовки, а также исправления её асимметрии по массе ( $\Delta$ ). Во вторых, установленный на прессе механический трехрычажный центрователь не всегда обеспечивает точность центровки заготовки на нижнем формовочном штампе по оси прессы (величины децентровки может достигать 5мм и более).

Установлено, что даже тогда, когда величина асимметрии заготовки прессы 50МН невелика ( $\Delta=0,037$  см. опыт №4), но её форма ассиметрична, при формовке в штампах имеет место и повышение асимметрии по массе (опыт №12 табл. 2)  $\Delta=3,4$  и неравномерность заполнения периферийной полости штампов, которая проявляется в разноширинности отштампованного обода и неравномерности отпечатка верхнего штампа на торце обода. Также установлено, что когда форма осаженой и разогнанной заготовки в целом удовлетворительная (опыте №14), но её асимметрия значительно больше

(1,7 кг, см. табл. 1 опыт №8), асимметрия по массе отформованной колесной заготовки и в этом случае равна  $\Delta=3,9$  кг. При этом форма колесной заготовки получена наихудшая: разнотолщинность обода по периметру штампов достигает 3 мм (рис. 2).



Рисунок 2 – Результаты реализации расчетного опыта №14

В опытах №8,10,14 прослеживается следующая тенденция: металл, асимметрично распределенный относительно оси формовочных штампов, сосредотачивается в зоне разъема штампов, в той части колесной заготовки, из которой затем на колесопркатном стане будет выкатываться гребень. Прокатка таких колесных заготовок по существующему режиму приведет, в ряде случаев, к образованию заката по гребню и получению чернот по ободу, обусловленных повышенной асимметрией прокатанного колеса.

Таким образом, исследованные факторы по-разному влияют на асимметрию и форму штампованной колесной заготовки: при одних сочетаниях они могут частично компенсировать негативное влияние друг друга, а при других – существенно увеличивать уже имеющуюся асимметрию. Как показали расчеты, определяющее влияние на асимметрию прокатанного колеса имеет форма и размеры колесной заготовки после формовки в штампах. При существующей схеме деформации металла в формовочных штампах асимметричная укладка осажденной и разогнутой заготовки в формовочные штампы практически во всех исследованных случаях приводит к увеличению в несколько раз уже имевшейся асимметрии заготовки. Дальнейшая прокатка колесной заготовки в стане, как известно (в силу особенностей технологического процесса), приводит лишь к увеличению асимметрии колеса.

Поэтому перспективным направлением совершенствования технологии на прессопркатной линии является изменение схемы деформации деформации металла в формовочных штампах с целью исправления асимметрии колесной заготовки за счет контролируемого перемещения металла относительно оси штампов. Это позволит снизить асимметрию черновых колес и, соответственно, – сократить расходы на ремонтную обточку колес.

#### Литература:

1. Яковченко А.В. Проектирование профилей и калибровок железнодорожных колес А.В. Яковченко, Н.И. Ивлева, Р.А. Голышков. - Донецк: Донецкий национальный технический университет, 2008. - 491с.
2. Snitko Sergey, Duzhurzhi Alexander. Features Finite-Element Modeling of the Deformation Exact Mass / *Journal of Computational and Theoretical Nanoscience*. - 2012. -Vol. 9, Nr. 9. - P. 1505 – 1510.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИКИ ИЗМЕНЕНИЯ ШИРИНЫ СЕЧЕНИЯ ПОЛОСЫ ПО ДЛИНЕ ОЧАГА ДЕФОРМАЦИИ

Гранкин Э.А., Митьев А.П.  
Донецкий национальный технический университет

Для повышения конкурентоспособности листового металла за счет уменьшения боковой обрезки все большее внимание исследователей сосредоточено на пластических деформациях металла в поперечном направлении. Одним из направлений развития этого направления может быть изучение динамики процесса прокатки на гладкой бочке.

Целью данной работы является изучение влияния динамической составляющей на пластическое течение металла в поперечном направлении при прокатке заготовок на листовых станах.

Исследования течения металла в поперечном направлении были проведены на образцах из свинца на лабораторном стане 100. Уширение при прокатке заготовок оказывает существенное влияние на точность размеров в поперечном направлении. На динамику уширения существенное влияние оказывают коэффициент трения, динамические составляющие передаточных устройств стана, характеристики приводов, деформационные и силовые условия прокатки. На стане 100 при прокатке металла исследовали динамику течения металла по ширине на гладкой бочке.

Проводились измерения крутящего момента на шпинделях, скорости привода, ток, скорость течения металла в поперечном направлении, отметка времени прокатки, отметка выхода металла из валков при измерении динамической составляющей. Запись энергосиловых и деформационных параметров осуществляли на шлейфовом осциллографе Н145.

Для определения уширения полосы во время нахождения полосы в прокатных валках была собрана тензометрическая схема при помощи тензобалок представленная на рисунке. Результирующий сигнал от полупроводниковых тензодатчиков и помощи без усилительного блока фиксировали на осциллографе для регистрации прохождения полосы на выходе из очага деформации на одной из тензобалочек был установлен светодиод, а на станине стана на выходе из очага деформации фотодиод, который позволяет зафиксировать уширения в процессе прохождения металла в очаге деформации.

Запись тока и напряжения двигателя постоянного тока осуществили, используя шунт в якорной цепи. Запись также фиксировалась на осциллографе. Крутящий момент фиксировали от тензометрической без усилительной схемы собранной на шпинделях прокатного стана. Отметку времени фиксировали от отдельного отметчика времени. Также производили запись скорости двигателя от тахогенератора. Провели измерение полосы до и после прокатки. Момент инерции на прокатных станах складывается из момента и результирующий частей линии стана, в нашем случае из якоря двигателя, редуктора и шестерённой клетки, шпинделей прокатных валков. Масштаб моделирования

выбирали согласно прокатке полос в обжимной клетке стана 250 ДМЗ и равен 1:5.

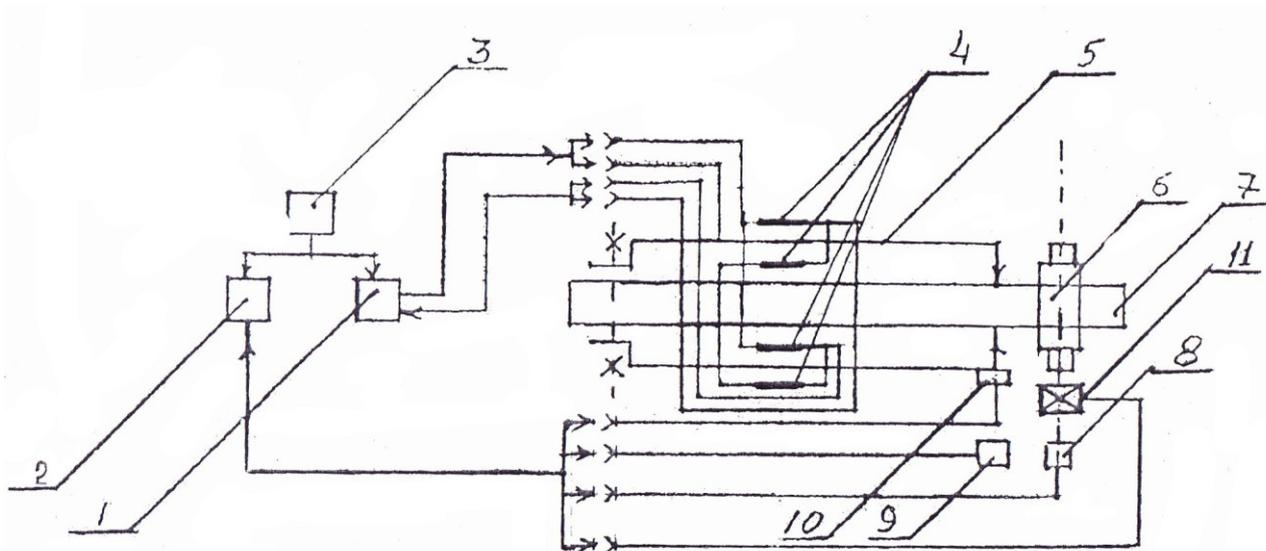


Рисунок – Схема измерений динамической составляющей уширения:

1 – Безуселительный блок; 2 – Осцеллограф; 3 – Источник питания;  
4 – Полупроводниковые датчики; 5 – Щуп; 6 – Валок; 7 – Полоса;  
8 – Тахогенератор; 9 – фотодиод; 10 – Светодиод; 11 – Привод

На воздействие динамической составляющей, в поперечном направлении, влияют скорость прокатки, параметры очага деформации, коэффициент трения и ряд других факторов.

Однако характер пластического течения металла в поперечном направлении в зависимости от динамической составляющей изучен недостаточно.

#### Литература:

1. Коновалов Ю.В. Справочник прокатчика. Кн.1: Производство горячекатаных листов и полос / Ю. В. Коновалов. - М.: Теплотехник, 2008. - 640 с.: ил.
2. Евстратов В.А. Теория обработки металлов давлением. Учебник для вузов.- Харьков: Вища школа, 1981. – 248 с.
3. Сафьян М.М.Прокатка широкополосной стали. – М.: Metallurgy, 1969. – 460с.
4. Грудев А.П., Мышкин Л.Ф., Ханин М.И. Технология прокатного производства. М: Metallurgy 1994.-656 с.
5. Коновалов Ю.В., Остапенко А.Л., Пономарев В.И. Расчет параметров листовой прокатки. Справочник. - М.: Metallurgy, 1986. - 430с.

# АНАЛИЗ ТОЧНОСТИ ФОРМУЛ РАСЧЕТА НАПРЯЖЕНИЯ ТЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛА И ВОЗМОЖНОСТИ ЭКСТРАПОЛЯЦИИ РАСЧЕТНОЙ ИНФОРМАЦИИ

Тимофеева Е.А., Яковченко А.В.  
Донецкий национальный технический университет

Исследования напряжения течения металла  $\sigma$  имеют важное значение для теории и практики обработки металлов давлением. Этой теме посвящено значительное количество работ, вместе с тем, вопросы точности расчета напряжения течения металла остаются актуальными.

Анализ точности разработанных формул для расчета напряжения течения металла [1] выполнен по отношению к экспериментальной информации, которая не использовалась при их разработке. Исследования реализованы на базе специализированной компьютерной программы и метода планируемого эксперимента. Установлено, что погрешность формул не превышает 8 % (см. таблицу 1).

Таблица 1 – Средняя относительная погрешность при расчете напряжения течения металла по формулам [1]

Марка стали	Пределы измерения факторов			$\Delta_{\text{ср}}, \%$
	$\varepsilon$	$U, \text{с}^{-1}$	$T, \text{°C}$	
ШХ15	0.050-0.500	0.1-100	900-1200	4
12ХН3А	0.050-0.400	0.1-100	900-1200	4
40Х	0.050-0.500	0.1-100	900-1175	6
60С2	0.050-0.500	0.1-100	900-1200	3
ХВГ	0.050-0.400	0.1-100	900-1200	8
У8	0.050-0.500	0.1-100	900-1200	3
Х17Н2	0.050-0.400	0.1-100	900-1200	4
45	0.100-0.400	0.3-10,0	900-1200	4
Р18	0.050-0.450	0.1-100	900-1200	6
14ГН	0.050-0.500	0.1-100	900-1200	6
Ст3	0.050-0.500	0.1-100	900-1200	3

Задача по изучению возможности экстраполяции расчетной информации на базе формул типа [1] решалась с использованием специализированной компьютерной программы и метода планируемого эксперимента следующим образом. Весь диапазон изменения значений факторов: степени деформации  $\varepsilon$ , скорости деформации  $U$  и температуры  $T$ , для которых известна пластометрическая информация по напряжению течения металла  $\sigma$ , разбили на две части (см. рисунок 1). В интервале от 0 до 70 % изменения факторов разработали формулы. А в интервале от 80 до 100 % изменения факторов проверили их точность (см. рисунок 2). По существу расчеты за пределами диапазона экспериментальной информации, на котором разработана формула, и

есть экстраполяция. Оценка точности экстраполяции оказалась возможной вследствие того, что в интервале от 80 до 100 % изменения факторов экспериментальная информация по  $\sigma$  также имела. Полученная погрешность при указанной экстраполяции не превышает 12 % (см. таблицу 2).



Рисунок 1 – Схема экстраполяции расчетной информации

**Аппроксимация экспериментальной информации на основе формулы проф. Зюзина В.И.**

**Пределы изменения факторов**

$\epsilon_{min}$	$\epsilon_{max}$	U min (1/c)	U max (1/c)	T min, (град.С)	T max, (град.С)
0.33	0.4	80	100	1140	1200

**Кодовые и натуральные значения факторов**

Кодовые значения факторов	-1.2154	-1	0	+1	+1.2154	
Натуральные значения факторов	$\epsilon$	0.33	0.3362	0.3650	0.3938	0.4
	U (1/c)	80	81.772	90.000	98.228	100
	T (град.С)	1140	1145.317	1170.000	1194.683	1200

Имя файла: КАТАЛОГ\Стали по источнику З4Х13.[3], стр.97, рис. II, 89-90

**План-матрица эксперимента**

	X1	X2	X3	$\epsilon$	U (1/c)	T (град.С)	$\sigma_{эксп.}$ (МПа)
1	-1	-1	-1	0.3362	81.772	1145.317	112.012
2	+1	-1	-1	0.3938	81.772	1145.317	113.035
3	-1	+1	-1	0.3362	98.228	1145.317	115.207
4	+1	+1	-1	0.3938	98.228	1145.317	116.258
5	-1	-1	+1	0.3362	81.772	1194.683	93.134
6	+1	-1	+1	0.3938	81.772	1194.683	93.986
7	-1	+1	+1	0.3362	98.228	1194.683	95.792
8	+1	+1	+1	0.3938	98.228	1194.683	96.666
9	-1.2154	0	0	0.33	90.000	1170.000	103.469
10	+1.2154	0	0	0.4	90.000	1170.000	104.630
11	0	-1.2154	0	0.3650	80	1170.000	102.257
12	0	+1.2154	0	0.3650	100	1170.000	105.851
13	0	0	-1.2154	0.3650	90.000	1140	116.629
14	0	0	+1.2154	0.3650	90.000	1200	92.960
15	0	0	0	0.3650	90.000	1170.000	104.113

**Результаты расчета**

$\sigma_p$ (МПа)	$\Delta$ (%)
117.6	5
122.9	9
119.7	4
125	8
100.1	7
104.5	11
101.8	6
106.3	10
108.9	5
114.9	10
110.8	8
113.1	7
123.6	6
101.5	9
112	8
$\Delta_{ср}$	8

$$\sigma = \frac{A \cdot \epsilon^{n1} \cdot U^{n2}}{e^{n3 \cdot T}}$$

А	4486.432840711420790
n1	0.275560947198442
n2	0.094700578379372
n3	0.003281369063577

Мак. число итераций:  Выполнено: 7

Рисунок 2 – Окно программы проверки точности экстраполяции

Таблица 2 – Анализ возможной экстраполяции расчетной информации

Марка стали	Пределы измерения факторов			Δср, %
	ε	U, с <sup>-1</sup>	T, °C	
4X13	0.05-0.4	0.1-100	900-1200	8
ЭП311	0.05-0.4	1-100	900-1200	12
ЭП220	0.05-0.3	1-100	1000-1150	10
ЭП99	0.05-0.2	1-50	1000-1150	2
ЭИ661	0.05-0.250	0.1-100	1000-1200	3
ШХ15	0.050-0.5	0.1-100	900-1200	9
ХН78Т	0.05-0.250	0.1-100	900-1200	10
ХН70Ю	0.05-0.250	0.1-100	900-1200	1
ХВГ	0.05-0.4	0.1-100	900-1200	3
Х20Н80	0.1-0.4	1-100	850-1200	7
Х18Н12М2Т	0.050-0.5	0.1-100	900-1200	4
Х18Н9Т	0.05-0.4	0.1-100	900-1200	4
Х17Н2	0.05-0.4	0.1-100	900-1200	7
Х16Н5М4	0.1-0.5	0.8-100	900-1200	6
Сталь типа хромомолибденовой	0.05-0.4	1-100	900-1200	1
Сталь типа кремнемарганцовистой	0.05-0.4	1-100	900-1200	4
P18	0.050-0.45	0.1-100	900-1200	2
ВЖ98	0.05-0.250	0.1-100	900-1200	1
60С2	0.050-0.5	0.1-100	900-1200	9
45	0.1-0.4	0.3-10	900-1200	3
30ХГСА	0.05-0.4	0.1-100	900-1200	3
20ХНГР	0.050-0.5	1-200	900-1200	3
20ХГНМ	0.1-0.5	0.3-10	800-1200	4
20	0.05-0.5	0.1-100	900-1200	4
18ХНВА	0.05-0.4	0.1-100	900-1200	3
18ХГТ	0.05-0.5	1-200	900-1200	3
15Х5М	0.1-0.4	0.8-100	900-1200	8
14ГН	5-0.5	0.1-100	900-1200	6
12ХНМФА	0.1-0.5	0.3-10	800-1200	3
12ХН3А	0.05-0.4	0.1-100	900-1200	7
12Х17	0.1-0.5	0.8-100	800-1200	11
10ХН	0.1-0.5	0.3-10	800-1200	4
08кп	0.050-0.5	0.004-400	700-1200	9
15ХСНД	0.050-0.5	0.1-100	900-1175	3
40Х	0.050-0.5	0.1-100	900-1175	5

## Литература:

1. Яковченко А.В., Снитко С.А., Ивлева Н.И., Якушева А.В., Тимофеева Е.А. Разработка эмпирических зависимостей для расчета напряжения течения металла//Ресурсосберегающие технологии производства и обработки давлением материалов в машиностроении: сб. науч. тр. – Луганск: изд-во ЛГУ им. В. Даля, 2016. – Вып. №1(16).

# ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПЛАСТИЧЕСКОЙ ДЕФОРМАЦИИ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ШТРИПСОВОЙ СТАЛИ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ КОМПЛЕКСА МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ

Бакуменко А.А., Бевз А.А., Королёв К.Г.  
Донбасский государственный технический университет

Ужесточение условий эксплуатации трубопроводов и требований по безопасности приводит к постоянному повышению технических требования к трубам и листовому прокату для их производства. Это обуславливает необходимость создания и освоения производства трубных сталей с повышенным комплексом прочностных свойств: ударной вязкости, хладостойкости, трещиностойкости.

В работах [1-4] было отмечено, что структура проката, сформированная после черновой прокатки в значительной степени определяет дальнейшие процессы структурообразования и формирования конечной структуры толстого листа. На этом этапе управление процессами структурообразования преследует две основных цели: получить мелкое зерно аустенита и не допускать формирования смешанной структуры частичной рекристаллизации. Движущей силой для изменений структуры металла, таких как процессы рекристаллизации и статического возврата, являются деформация и скорость деформации, вызванные прокаткой. При обжати толстых литых слитков имеет место значительная неравномерность деформации в объеме деформируемого тела - больше деформируются поверхностные слои, в то время как, в центральную зону полосы деформация практически не проникает, а это может привести к формированию неоднородной структуры. При этом, известно [5], что образование структуры разнотельного аустенита после прокатки в черновой клети обуславливает формирование разнотельной ферритной структуры и не может быть исправлена в ходе чистовой прокатки.

При применяемой на стане 3000 Алчевского меткомбината контролируемой прокатки, неравномерность накопленной деформации (а значит структурная неоднородность) образуется во время черновой стадии прокатки, поэтому важно контролировать и иметь возможность снижать степень неравномерности деформации по высоте толстого листа. Полностью устранить неравномерность деформации при существующем соотношении размеров слябов и валков стана невозможно, ввиду ограничений величин частных обжатий по энергосиловым параметрам оборудования, а также особенностей течения металла в процессе продольной прокатки (монотонный характер движения частиц металла), вследствие которого при прокатке высоких полос в осевой зоне сляба литая структура недостаточно прорабатывается, неметаллические включения и ликваты имеют строчечное расположение в металле вдоль оси проката, что снижает требуемый уровень физико-механических свойств изделий ответственного назначения. Необходимо так построить процесс деформации литого металла, чтобы обеспечить равномерное

распределение степени деформации во всем объеме очага деформации. Перспективным в этом направлении является создание дополнительных потоков течения металла в очаге деформации. Например, создание зон локализации сдвиговых деформации не только в продольном, но и в поперечном направлениях.

Для решения этой задачи применительно к условиям стана 3000 Алчевского металлургического комбината выполнено компьютерное моделирование на основе МКЭ в программном комплексе Abaqus с целью изучения напряженно деформированного состояния металла полосы при прокатке в черновой клетке с валками, имеющими профилированную поверхность (рис. 1) для интенсификации пластической деформации и лучшей проработки осевой зоны.

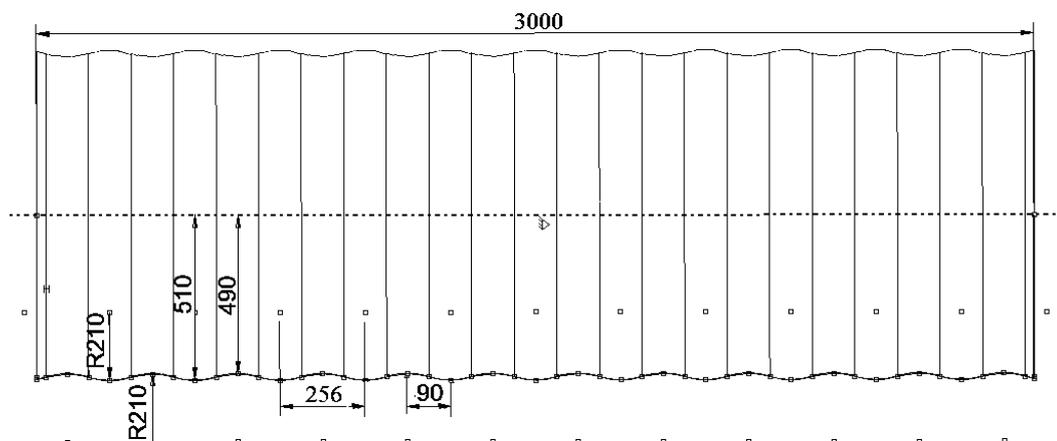


Рисунок 1 – Схема рабочего вала с профилированной поверхностью

Валок представлен в виде аналитически жесткого тела. Материал прокатываемой заготовки сталь 17Г1С-У, принят изотропным. Условия контакта между заготовкой и валком описывались с помощью модели контакта «surface-to-surface contact» путём задания коэффициента трения  $\mu = 0,3$ , используя «classical isotropic Coulomb friction model» [6]. Размеры заготовки 260x1300x2120 мм. Для сокращения времени расчета учитывали симметричность относительно плоскости XZ. Моделировался режим прокатки по не полной продольной схеме. Разбивка ширины выполнялась за 4 прохода, после кантовки было 4 прохода и передача раската в чистовую клетку. После каждого прохода в черновой клетке раскат смещался относительно оси на 90 мм, чтобы гребни на поверхности раската, образованные в предыдущем проходе, попадали на гребни валков в текущем.

В результате моделирования, получены данные о напряженно-деформированном состоянии раската, в частности поля распределения эквивалентной пластической деформации.

Для сравнительного анализа предложенного метода было проведено моделирование режима прокатки по тем же исходным данным, но на гладких валках в черновой клетке (базовый режим прокатки). Критерием оценки стало

значение эквивалентной пластической деформации в центральных слоях по оси раската после первого прохода в чистовой клетке (рис. 2).

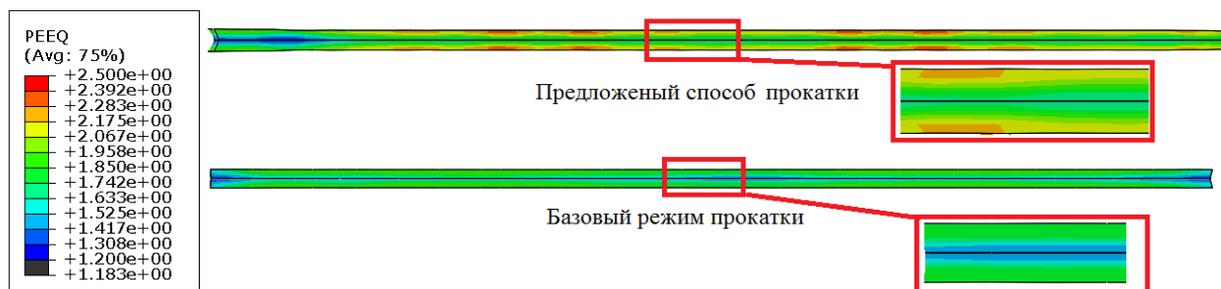


Рисунок 2 – Поля распределения эквивалентной пластической деформации в центральных слоях после по оси раската первого прохода в чистовой клетке

Исходя из полученных данных видно, что в случае прокатки на гладких валках в черной клетке (базовый режим) в центральных слоях по оси раската накопленная эквивалентная пластическая деформация достигает значений 1,308-1,525, в то время как по предложенному способу 1,85-1,958, причем распределена более равномерно по толщине раската.

Таким образом, при прокатке в черновой клетке с профилированной поверхностью валков можно интенсифицировать проникновение пластической деформации по толщине на 30-40% по сравнению с базовым режимом, что благотворно скажется на структуре металла и повышении прочностных свойств готовой продукции. Дальнейшие исследования необходимо вести в направлении определения оптимальных соотношений элементов профилированного валка, а также установлении рекомендаций по режиму обжатий и числу проходов (четное или не четное) на каждой стадии процесса.

#### Литература

1. Tanaka T., Tabata N., Hatomura T., Shiga C. Three Stages of Controlled Rolling Process // *Microalloying'75. Proc. Intern. Symp. Union Carbide Corp. N.Y. 1977. P. 88-99.*
2. Погоржельский В.И., Литвиненко Д.А., Матросов Ю.И., Иваницкий А.В. Контролируемая прокатка. М.: Металлургия, 1979. 184с.
3. Irvine K.J., Pickering F.B., Gladman J.J. Controlled Rolling of Structural Steel // *JISI. 1970. Vol. 208, № 8. P. 717-726.*
4. Особенности формирования напряженно-деформированного состояния раската в черновых проходах применительно к стану 5000 ОАО «ММК» / В.М. Салганик, А.В. Шмаков, Д.В. Шмаков, Д.О. Пустовойтов, С.А. Муриков // *Производство проката. 2009. №11. С. 10-14*
5. Эфрон Л.И. *Металловедение в «большой» металлургии. Трубные стали.* М.: Металлургиздат, 2012. 969 с.
6. Манилык Т. Практические рекомендации программного комплекса АВАQUS в инженерных задачах. Версия 6.6. / Т. Манилык, К. Ильин. – М.: МФТИ, Тесис, 2006. – 68 с

# ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ ОСНОВНОГО И ПЛАКИРУЮЩЕГО СЛОЁВ ПРИ ПЛАСТИЧЕСКОЙ ДЕФОРМАЦИИ БИМЕТАЛЛА СТАЛЬ – ТИТАН

Бевз А.А., Королёв К.Г., Беседин А.И.  
Донбасский государственный технический университет

В настоящее время существует большое количество различных способов получения биметаллов. Это объясняется большим разнообразием биметаллов по их видам и композициям.

Одним из основных вопросов в исследовании процесса пластической деформации биметалла является определение величин высотной и поперечной деформаций слоев при заданной общей деформации биметаллической заготовки в различных условиях процесса.

Детальное изучение этого вопроса необходимо для решения практических задач: выбора исходной толщины составляющих в биметаллическом пакете и для создания такой схемы напряженно-деформированного состояния, которая максимально способствовала бы сцеплению слоев.

При прокатке биметаллов равномерное распределение деформаций по высоте деформируемого тела встречается редко. Это объясняется тем, что слой металла, обладающий меньшим сопротивлением деформации, всегда стремится деформироваться интенсивнее, чем слой металла с большим сопротивлением деформации. Разница в деформации слоев будет тем больше, чем больше различие в величине сопротивления деформации основного и плакирующего слоев. Поэтому исследование формоизменения при производстве биметаллов методами ОМД представляет научный интерес.

Разработка математической модели позволит решить задачу определения напряженно-деформированного состояния, возникающего в основном и плакирующем слое, при прокатке. Реализация этой задачи возможна при помощи метода конечных элементов в программном комплексе Abaqus. Полученная модель станет основой для дальнейшего исследования формоизменения при пластической деформации различных композиций металлов, в зависимости от температурного и деформационного режима прокатки.

В работе [1] было проведено исследование влияния величины суммарного обжата на качество сварки с применением клинообразных составных образцов. Установлено, что при температуре прокатки  $900^{\circ}\text{C}$  отношение деформаций стального и титанового слоев, а также отношение толщин этих слоев после прокатки, т.е. коэффициент неравномерности деформации, примерно равно единице. Прокатка же при температурах  $950^{\circ}$  –  $1000^{\circ}\text{C}$  приводит к большей деформации титанового слоя, а при температуре  $850^{\circ}\text{C}$  к большей деформации стального слоя.

Было установлено, что изменение температуры прокатки приводит к изменению сопротивления деформации каждого слоя и пакета в целом, что в

свою очередь приводит к различной степени деформации слоев и изменению коэффициента неравномерности деформации. Некоторая тенденция к уменьшению коэффициента неравномерности деформации  $K=1$  наблюдается лишь в зоне температур  $900^{\circ}\text{C}$ , являющейся температурой превращения в титане.

Основной и плакирующий слой для моделирования представляет собой двухслойный клин как в работе [1], который состоит из пластины стали и пластины титана, который плотно вставлен в паз в стальной пластине (рис. 1).

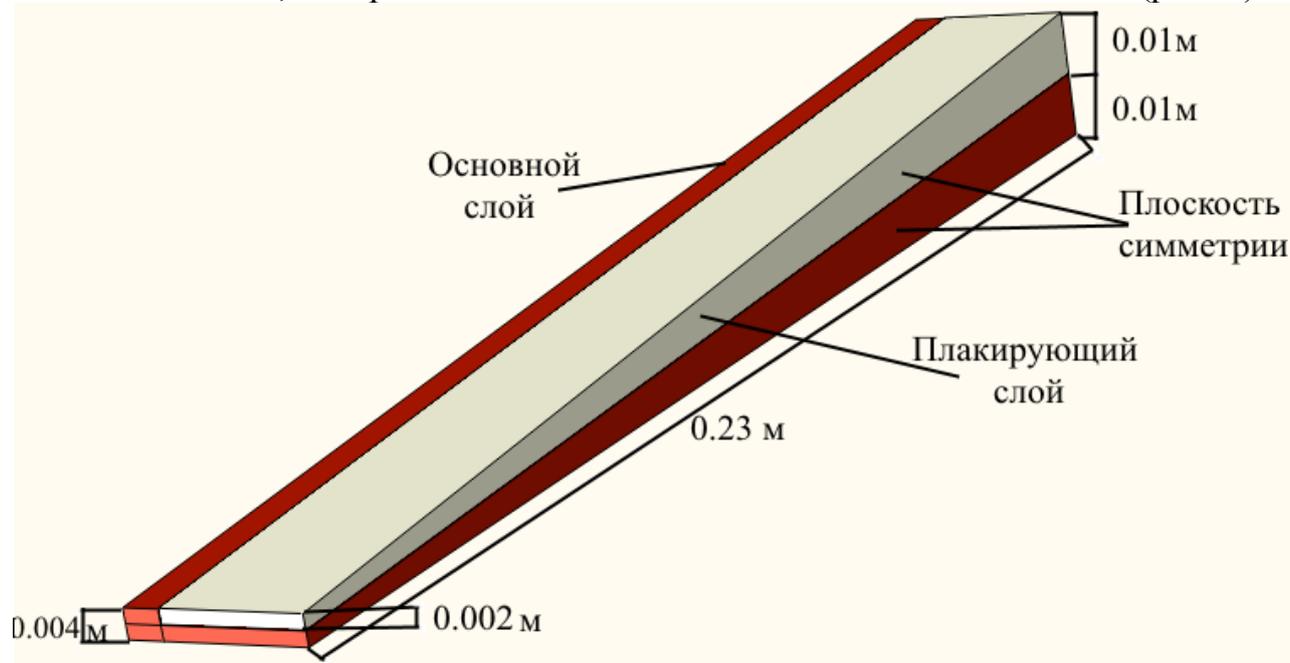


Рисунок 1 - Модель прокатываемого клина

Контакт между заготовкой и валком учитывали при помощи модели контакта «surface-to-surface contact» путём задания коэффициента трения  $\mu = 0,3$ , используя «classical isotropic Coulomb friction model» [2]. Контакт между плакирующим слоем и основным слоем создали при помощи модели контакта ««Hard» Contact» и опция «Allow separation after contact» была отключена, что позволило обеспечить необходимую взаимосвязь между слоями, и обеспечить совместную деформацию пакета. Материал основного слоя Ст08кп, плакирующего слоя Вт6 приняты изотропными. При описании пластических свойств материалов, использовали формулировку Джонсона Кука [3].

$$\sigma = [A + B\varepsilon^n] \times \left[1 + C \ln \frac{\dot{\varepsilon}}{\dot{\varepsilon}_0}\right] \times (1 - T_h^m) \quad (1)$$

$$T_h = \frac{T - T_{room}}{T_{melt} - T_{room}}$$

где  $\sigma$  - напряжение пластического течения,  $\varepsilon$  - деформации,  $\dot{\varepsilon}$  - скорость деформаций,  $T$  - температура,  $A$ ,  $B$ ,  $n$ ,  $C$ ,  $m$  - коэффициенты, которые подбираются путем минимизации среднеквадратичной погрешности между экспериментальными данными и численными значениями, полученными по уравнению Джонсона-Кука.  $\dot{\varepsilon}_0$  - эталонная скорость пластических,  $T_{room}$  -

комнатная температура ( $20^{\circ}\text{C}$ ),  $T_{\text{melt}}$  - температура плавления исследуемого металла.

При моделировании валок представлен в виде аналитически жёсткой недеформируемой поверхности. Диаметр бочки рабочего валка – 200 мм; длина бочки – 400 мм. Модель в сборе представлена на рисунке 2. В процессе моделирования деформации пакета использовали адаптацию сетки в формулировке Лагранжа-Эйлера.

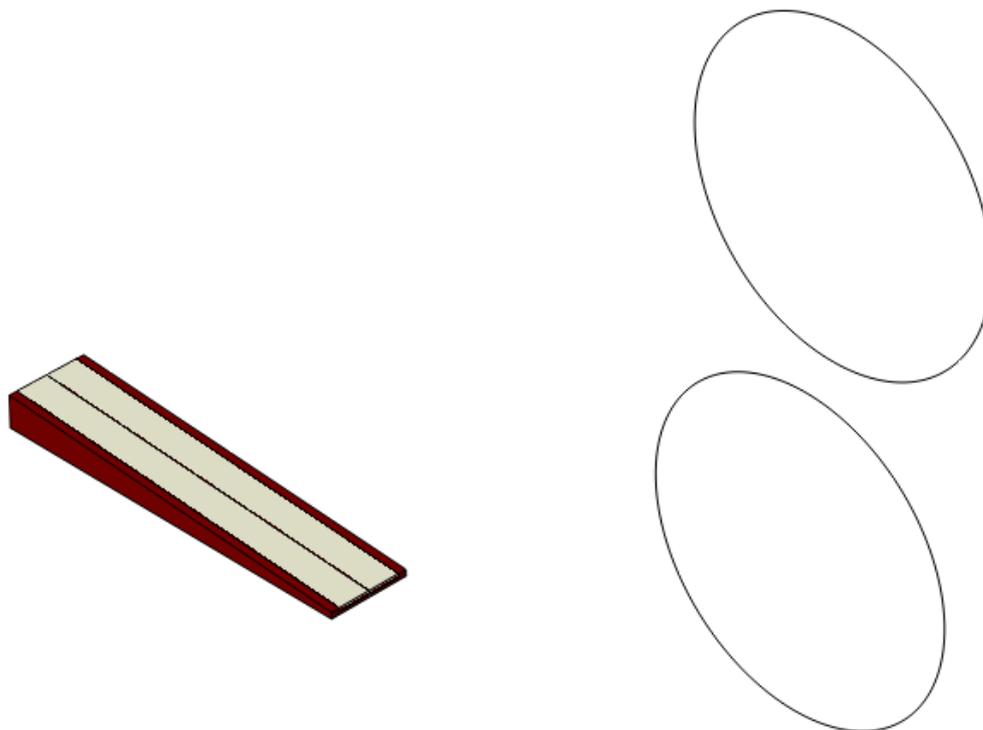


Рисунок 2 - Модель в сборе

Тип элементов - шестигранные элементы C3D8R и опции Hourglass control – Stiffness [4]. В процессе описания данной модели, учитывается симметричность моделируемого процесса относительно плоскости XY для сокращения времени расчёта.

Моделировался процесс прокатки за один пропуск с установленным зазором между валками 4 мм. При температурах – 1000; 950; 900; 850 и 800  $^{\circ}\text{C}$ . Формаизменение и поля распределения эквивалентной пластической деформации представлены на рисунке 3.

Из результатов моделирования установлено, что при температуре прокатки 900, 950 и 1000 $^{\circ}\text{C}$  характерна вытяжка титанового слоя, разность которой по отношению со стальным слоем равна 20, 6 и 3 мм соответственно. Прокатка же при температурах 800 – 850 $^{\circ}\text{C}$  приводит к большей деформации стального слоя на 6 и 7 мм. Что не полностью совпадает с экспериментальными данными работы [1], возможные причины в том, что описание пластических свойств при разной температуре зависит напрямую от коэффициентов формулы (1) и в литературе приводятся различные данные для одних и тех же материалов. Поэтому в дальнейшем исследовании в области моделирования формоизменения биметаллических композиций необходимо сфокусироваться

на исследовании и сопоставлении результатов различных данных материалов и поиске наиболее адекватных данных описания свойств материалов.

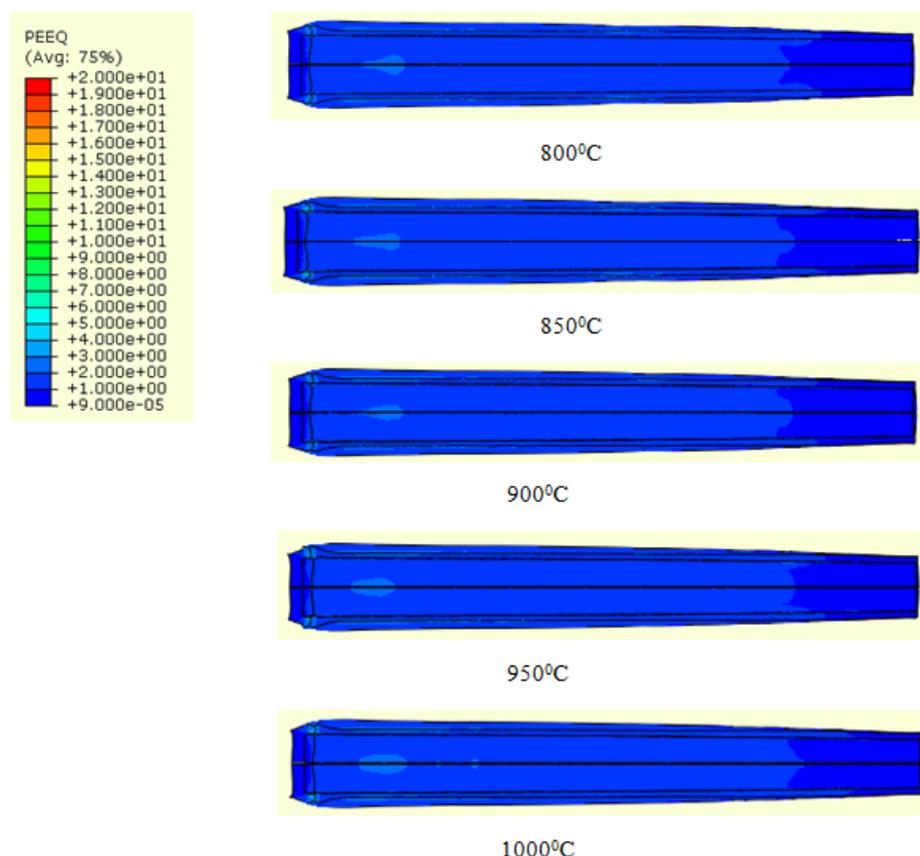


Рисунок 3 - Поля распределения эквивалентной пластической деформации

#### Литература:

1. Беседин А.И. Исследование процесса получения биметаллических листов сталь – титан в условиях толстолистовых станов горячей прокатки: дис. ...к.т.н.-Коммунарск., 1969.

2. 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.

3. Yongzhi HUA A new method based on iteration algorithm to extract parameters of constitutive equations // Mechanical Engineering, Materials and Energy II, Online: 2013-01-11, p.508.

4. Теоретические исследования процессов обработки металлов давлением на основе метода конечных элементов: учебное пособие / П.В. Боровик. – Алчевск: ДонГТУ, 2012 – 170 с.

# АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ РЕЖИМА ПРОФИЛИРОВАНИЯ ШИРОКИХ ГРАНЕЙ НА ФОРМУ РАСКАТОВ В ПЛАНЕ ПРИ ПРОКАТКЕ В УСЛОВИЯХ ТОЛСТОЛИСТОВОГО СТАНА 3000

Иванишин Н.В., Денищенко П.Н.  
Донбасский государственный технический университет

Уровень производства листового проката косвенно определяет степень промышленного развития страны в целом. Доля толстых листов в общем объеме производства готового проката в развитых странах составляет: в Японии (12-15)%, в США (7-10)%, в ФРГ – (20-23)%, в Великобритании (10-13)%, во Франции (13-15)%, в Италии (14-16)%, в Украине (15-18)% [1].

Черная металлургия СНГ характеризуется повышенными расходами энергетических и материальных ресурсов, в том числе и на производство проката. [2].

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 СНГ расходный коэффициент находится в пределах 1180 – 1285 кг/т [3, 4].

Сокращение расхода металла при прокатке толстых листов достигают в большинстве случаев снижением концевой и боковой обрезки путем управления формой раскатов в плане на этапе черновой прокатки. Существующие на сегодняшний день управляющие способы прокатки на предприятиях СНГ не реализованы в полной мере на всех предприятиях.

Возможные способы профилирования широких граней и формы раскатов в плане представлены в работах [5,6].

Целью работы является анализ профилирования широких граней и формы раскатов в плане при прокатке толстых листов, позволяющих уменьшить расход металла в обрезь за счет приближения формы готовых листовых раскатов в плане к прямоугольной.

На стане 3000 Алчевского металлургического комбината выполняют профилирование толщины раската по его длине с обжатием, которое увеличивается от его концов к середине длины. Размер участков без профилирования  $L_{\text{бп}}$  варьируется в пределах 60-180мм. Схематично продольной сечение раската, что спрофилированное переменным обжатием толщины по длине раската приведена на рисунке 1.

Анализ существующих режимов профилирования показал, что профилирование осуществляется совместно с рабочим обжатием. Размер профилирующего обжатия  $\Delta h_{\text{пр}}$  составляет  $0,4 \div 4,5$  мм.

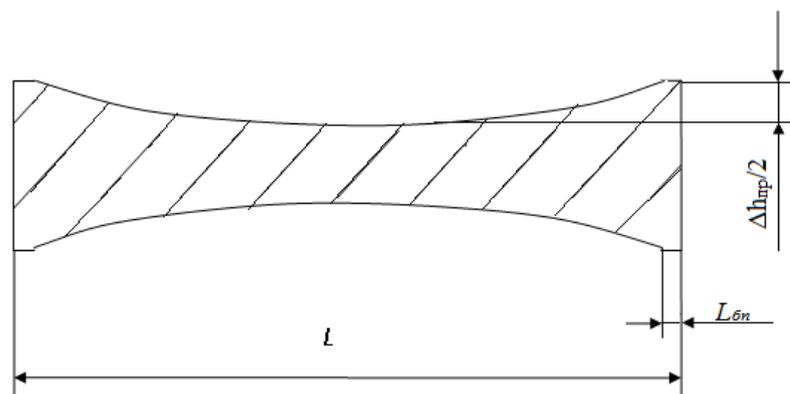


Рисунок 1 - Продольное сечение раската спрофилированное переменным обжатием толщины по длине раската

Изображение формы раскатов в плане при прокатке по существующим схемам прокатки и режимам профилирования приведены на рисунке 2. Все раскаты были прокатаны по продольной схеме. Продольная схема прокатки без протяжки – рис. 2А и Б, полная продольная схема прокатки – рис. 2В – Е. На рисунке 2 указаны также суммарные коэффициенты вытяжки на этапах прокатки:  $\mu_1$  – суммарный коэффициент вытяжки на этапе протяжки;  $\mu_2$  – суммарный коэффициент вытяжки на этапе разбивки ширины;  $\mu_3$  – суммарный коэффициент вытяжки на этапе продольной прокатки до толщины раската передаваемого в чистовую клеть;  $\mu_{\text{чист}}$  – суммарный коэффициент вытяжки в чистовой клетке.

Как можно увидеть, форма раскатов в плане при прокатке по существующим режимам профилирования на стане 3000 Алчевского металлургического комбината не всегда обеспечивает получение прямоугольной формы раската. В большинстве случаев (рис. 2А–Г) передний и задний концы раската имеют выпуклую форму, даже при использовании максимальных величин профилирующего обжатия ( $\delta=2,6-3,63$  мм), что увеличивает торцевую обрезь. На рис. 2Д,Е раскаты приближены к прямоугольной форме несмотря на то, что использовались минимальные профилирующие обжатия ( $\delta=1,11-1,79$  мм). В некоторых случаях (рис. 2А) наблюдается искажение формы боковой кромки за счет образования серповидности раската, что значительно увеличивает боковую обрезь. Увеличение торцевой и боковой обрезки приводит к увеличению расходного коэффициента металла.

Существенное влияние на форму раската в плане оказывает отношение вытяжек при продольной и поперечной прокатке. Из рис. 2 видно, что выпуклая форма торца раската образуется, если отношение суммарной продольной вытяжки к суммарной поперечной вытяжке больше единицы ( $\frac{\mu_1 * \mu_3}{\mu_2} > 1$ ), если отношение суммарной продольной вытяжки к суммарной поперечной вытяжке меньше единицы ( $\frac{\mu_1 * \mu_3}{\mu_2} < 1$ ), то торцы раската получаются ровные или имеют небольшую вогнутость.

Величина профилирующего обжатия раскатов толщиной 9-40 мм составляла от  $\delta=1,11$  мм до  $\delta=3,63$  мм. При профилирующем обжатии  $\delta=3,63$  мм (рис. 2Б) торцы раската имеют выпуклую форму, при  $\delta=1,11$  мм (рис. 2Е) торцы раската имеют близкую к прямоугольной форму из-за того, что отношение суммарной продольной

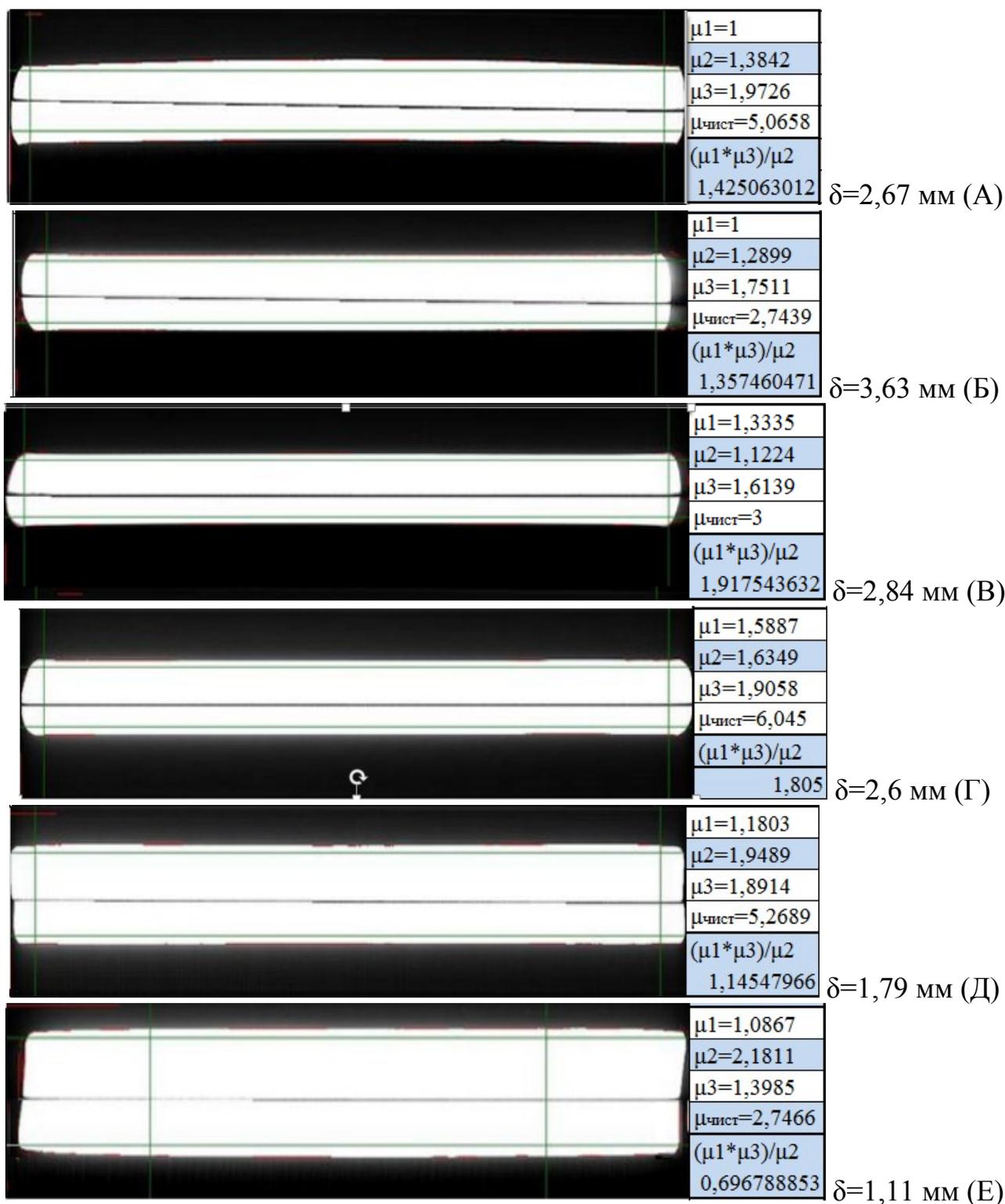


Рисунок 2 - Форма раскатов в плане при прокатке по существующим на стане 3000 схемам прокатки и режимам профилирования:

А- лист 16x1500x6000мм из сляба 220x1200x2510мм; Б- лист 40x1500x8500мм из сляба 250x1250x1985мм; В - лист 30x1500x6000мм из сляба 250x1450x1945мм; Г- лист 8x1500x6000мм из сляба 220x1000x1505мм; Д- лист 10x1800x6000 из сляба 220x1000x2200мм; Е- лист 22x2000x9000мм из сляба 200x1000x2485мм.

вытяжки к суммарной поперечной вытяжке меньше единицы  $\frac{\mu_1 * \mu_3}{\mu_2} < 1$ , на рис.

2Д торец раската имеет прямоугольную форму т.к. отношение суммарной продольной вытяжки к суммарной поперечной вытяжке близкое к единице.

Как видно из приведенного выше анализа сочетания схемы прокатки, соотношения размеров исходных слэбов и готовых листов, вытяжек на этапах продольной и поперечной прокатки для определения величины профилирующего обжатия трудно прогнозируемо без соответствующей модели (даже применение самого большого профилирующего обжатия горизонтальными валками  $\delta=3,63$  мм не обеспечивает получение ровных торцов). Поэтому, целесообразно усовершенствование режимов профилирования с целью приближения формы раската в плане к прямоугольной, и таким образом уменьшения расходного коэффициент металла на стане 3000 Алчевского металлургического комбината, выполнить методом моделирования.

В рамках работы при помощи метода конечных элементов (МКЭ) и программного комплекса ABAQUS было выполнено моделирование формоизменения слэба  $250 \times 1250 \times 1985$  мм для прокатки листа  $40 \times 1500 \times 8500$  мм. На рис. 3А представлена форма раската в плане, полученная в результате компьютерного моделирования существующей технологии прокатки и профилирования горизонтальными валками ( $\delta=3,63$  мм) с использованием программного комплекса ABAQUS. На рис 3Б представлена форма раската в плане, полученная в условиях стана 3000 Алчевского металлургического комбината после профилирования по существующим режимам.



Рисунок 3 - Форма раската в плане в результате компьютерного моделирования (А) и действительная форма раската в плане (Б), полученная при прокатке листа  $40 \times 1500 \times 8500$  мм из слэба  $250 \times 1250 \times 1985$  мм

Как видно на рис. 3, в обоих случаях раскат имеет выпуклые передний и задний торцы, поэтому с учетом допущений, принятых при разработке модели, разработанную модель можно считать адекватной. Для улучшения формы раската в плане предлагается увеличить профилирующее обжатие.

Проведя моделирование методом конечных элементов с увеличением профилирующего обжатия до  $\delta=8,3$  мм мы получили форму раската более

приближенную к прямоугольной (рис. 4). Увеличив профилирующее обжатие на  $\delta=8,3-3,63=4,67$  мм получаем форму раската более приближенную к прямоугольной, что свидетельствует об эффективности усовершенствованного режима профилирования.

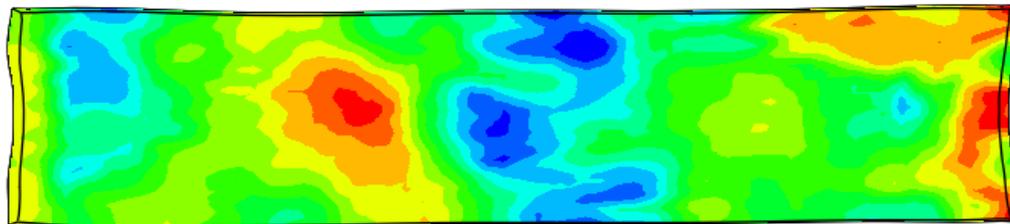


Рисунок 4 - Форма раската в плане после 7-го прохода в чистовой клети и поле распределения эквивалентных напряжений по Мизесу

Аналогичным образом можно провести моделирование для других типоразмеров листов и слябов и определить необходимую величину профилирующего обжатия. При проведении моделирования могут быть учтены не только величина профилирующего обжатия, но и режим проведения профилирования, неравномерность износа валков черновой и чистовой клетей, их прогиб и другие факторы.

#### Литература:

1. Коновалов Ю.В. Совершенствование оборудования и технологии прокатки на толстолистовых станах за рубежом / Ю.В. Коновалов, Ю.В. Фурман, В.Г. Носов, Л.А. Никитина // Черная металлургия: Бюл. ин-та «Черметинформация». – М., 1983. – Вып.8. – С. 9-16.
2. Грищенко С.Г. Рынок проката черных металлов в Украине в 2000 – 2002 гг. и ближайшие перспективы его развития // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2003. - №2. – С. 44-49.
3. Долженков Ф.Е. Резервы экономии металла на реверсивных толстолистовых станах / Ф.Е. Долженков, Ю.В. Фурман, Н.Н. Шкурко, Н.Н. Попов // Сб. науч. тр. – М.: Металлургия. – 1990. – С. 9-15.
4. Носов В.Г. Пути снижения расхода металла на толстолистовых станах / В.Г. Носов, В.Г. Корохов, И.Е. Пилипенко, Н.И. Корягина // Интенсификация производства листовой стали: Тематический сб. науч. тр. – М.: Металлургия. – 1988. – С. 57-61.
5. Шкурко Н.Н. Разработка и исследование металлосберегающей технологии производства листового проката, в том числе с профилированием широких граней раската горизонтальными валками: Дис. канд.техн.наук: 05.16.05. – Донецк, 1990. – 150с.
6. Воропаев А.П. Исследование и совершенствование способов улучшения формы раскатов толстолистовой стали: Дис. канд. техн. наук: 05.16.05 – М., 1978. – 137с.

## ЭФФЕКТИВНОСТЬ НОВОГО МЕТАЛЛОСБЕРЕГАЮЩЕГО СПОСОБА ПРОКАТКИ ТОЛСТЫХ ЛИСТОВ

Ткаченко О.Ф., Руденко Е.А.  
Донецкий национальный технический университет

В последнее время широкое применение получили способы прокатки толстых листов с профилированием широких граней слябов (раскатов) в последних проходах протяжки и разбивки ширины при черновой прокатке с целью получения готовых листов с формой в плане близкой к прямоугольной, которые значительно снижают расход металла в обрезь. Схема прокатки по этому способу показана на рис.1.

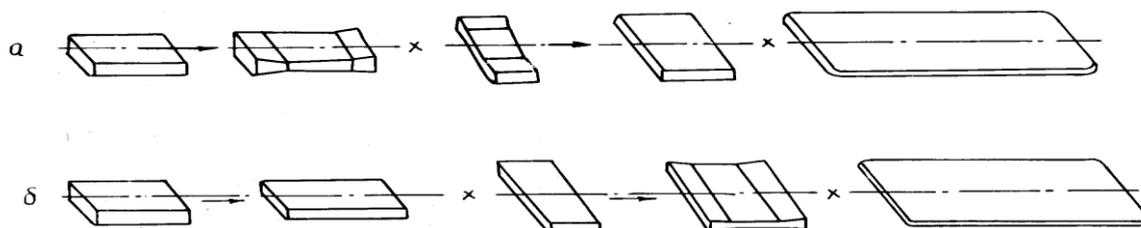


Рисунок 1 – Схема формирования боковых (а) и торцевых (б) кромок раската по МАС – процесса.

Поскольку профилирование раскатов переменным обжатием толщины по их длине оказывает влияние на форму раската в плане лишь после его кантовки на  $90^0$ , то основным технологическим ограничением осуществления прохода с учетом удлинения от профилирующего обжатия является длина бочки рабочих валков, которая должна быть на 200-400мм больше длины спрофилированного раската. Из этого ограничения следует, что профилирование может быть осуществлено только на этапе черновой прокатки.

Ширина сляба при прокатке по чисто продольной схеме и длина сляба при прокатке по чисто поперечной схеме должны быть больше ширины готового листового раската на величину припуска (120-160мм) и меньше длины бочки валков (на 200-400мм). Готовые листовые раскаты, прокатанные по этим схемам, характеризуются большими выпуклыми торцами в виде «языков», достигающими на тонких раскатах до 1000 мм и более. При этом продольная разноширинность готовых раскатов в виде расширенных концов длиной от 0,2 до 1,5 м и величиной до 100мм обуславливает относительно малую боковую обрезь, значительно меньшую, чем концевую. Поэтому в этих схемах прокатки профилированием целесообразно уменьшить концевую обрезь.

Так как чисто продольные и чисто поперечные схемы прокатки не имеют кантовок между проходами, то осуществить управляющее профилирование невозможно. Однако в условиях прокатного стана можно дополнительно организовать специальную кантовку раската и осуществить профилирование широких граней раската. Эту операцию можно сделать перед первым проходом

или в любом проходе при условии, что длина раската после профилирования не будет больше длины бочки валка.

Так, при поперечной схеме прокатки, промежуточный проход, в котором длина раската меньше длины бочки валков, необходимо назначить продольным с профилирующим обжатием. При этом профилирующее обжатие в дополнительном проходе будет в несколько раз меньше, чем в первом, когда профилирование осуществляется при толщине сляба. Осуществление профилирования в дополнительном проходе является основным преимуществом этого способа. [1].

Ниже приведен предложенный нами новый способ профилирования раската в промежуточных проходах прокатки в черновой клетки по чисто поперечной и чисто продольной схемам прокатки. Сущность способа заключается в дополнительном профилировании раската перед кантовкой. Следовательно, осуществляются два профилирования - перед и после кантовки раската в разных направлениях.

Для оценки эффективности нового способа прокатки толстых листов с профилированием широких граней раскатов переменным обжатием толщины по их длине перед промежуточной кантовкой по отношению к известным способам рассмотрим изменение параметров формы раската в плане на примере прокатки толстых листов толщиной 22мм по поперечной схеме из сляба размерами  $H \times V \times L = 250 \times 1500 \times 2100$  мм на стане 3600 «Азовсталь».

Расчеты выполнены с использованием программного пакета «Толстяк», разработанного НПО «Доникс» и ДонНТУ.

В табл. 1 приведены результаты расчета параметров формы раската в плане по проходам при чисто поперечной схеме прокатки без профилирования толщины по длине. Как видно готовый листовой раскат имеет выпуклые торцы (языки) на переднем и заднем концах равные 262 мм и 285 мм соответственно. Такие значения параметров формы готового раската в плане характеризуют значительное расход металла в обрезь.

Динамика изменения параметров формы раскатов с профилированием по известным [1,2] и новым способам прокатки толстых листов по поперечной схеме приведена в табл. 2-4.

В табл.2 в динамике по проходам приведены параметры формы в плане после профилирующего обжатия 40 мм широкой грани в первом дополнительном продольном проходе по поперечной схеме прокатки. Это обжатие после кантовки раската на  $90^0$  обусловило значительное уменьшение параметров формы торцов раската после последнего поперечного прохода, что позволило сократить концевую обрезь за счет уменьшения главным образом значений стрел выпуклости торцов раската до 20 мм на переднем конце и до 113 мм на заднем конце.

В табл.3 представлен также известный вариант профилирования осуществляемый после кантовки в дополнительном продольном проходе. Как видно профилирующее обжатие составило 4,0 мм. Стрелы выпуклости составили на переднем конце 23мм, а на заднем 43 мм.

Таблица 1 – Изменение параметров формы раската в плане при обычной прокатке по чисто поперечной схеме без профилирования (БП)

Клеть	Проход	Напр. прох.	Толщина, мм	Ширина, мм			Профил. обжатие	Параметры формы концов раската после прохода						Прод. разноширин. мм, вып (+) воги (-)
				п.к.	середина	з.к.		Форма торца, мм		Форма конца, мм		Длина конца с переменной шириной, м		
								вып. (+), воги (-)	воги (-)	ушир. (+), утяжка (-)	ушир. (+), утяжка (-)	п.к.	з.к.	
Чер	1	Попер	226	2133	2130	2134		5	8	3	5	0,06	0,07	-4,1
Чер	2	Попер	202	2145	2130	2142		13	13	16	13	0,08	0,08	-14,2
Чер	3	Попер	173	2156	2130	2157		19	24	26	27	0,10	0,11	-26,7
Чер	4	Попер	149	2169	2130	2167		30	30	40	37	0,11	0,11	-35,8
Чер	5	Попер	128	2179	2130	2180		36	40	50	50	0,11	0,13	-49,8
Чер	6	Попер	110	2191	2130	2189		46	45	62	59	0,15	0,13	-60,5
Чер	7	Попер	99	2197	2130	2198		50	53	67	68	0,14	0,16	-67,6
Чер	8	Попер	89	2205	2130	2203		59	58	75	73	0,18	0,16	-74,1
Чер	9	Попер	80	2209	2130	2210		65	69	80	80	0,18	0,20	-79,9
Чер	10	Попер	62	2222	2130	2220		81	91	93	91	0,23	0,26	-91,7
Чер	11	Попер	48	2229	2130	2231		124	114	100	101	0,34	0,29	-100,3
Чис	12	Попер	37	2234	2130	2231		154	169	105	101	0,38	0,44	-103,0
Чис	13	Попер	29	2231	2130	2234		216	199	101	105	0,56	0,49	-103,0
Чис	14	Попер	22	2234	2130	2231		262	285	105	101	0,64	0,73	-103,0

Таблица 2 – Изменение параметров формы раската в плане при прокатке по чисто поперечной схеме с профилированием по известному способу (И1)

Клеть	Проход	Напр. прох.	Толщина, мм	Ширина, мм			Профил. обжатие	Параметры формы концов раската после прохода						Прод. разноширин. мм, вып (+) воги (-)
				п.к.	середина	з.к.		Форма торца, мм, вып. (+), воги (-)		Форма конца, мм, ушир. (+), утяжка (-)		Длина конца с переменной шириной, м		
								воги (-)	воги (-)	ушир. (+), утяжка (-)	ушир. (+), утяжка (-)	п.к.	з.к.	
Чер	1	Прод.	226	1525	1521	1526	40,0	5	8	3	5	0,06	0,07	-4,1
Чер	2	Попер	202	2331	2365	2325		-70	-96	-34	-41	0,85	0,85	37,3
Чер	3	Попер	173	2330	2365	2339		-93	-56	-35	-26	0,99	0,99	30,8
Чер	4	Попер	149	2344	2365	2337		-48	-84	-21	-28	1,15	1,15	24,5
Чер	5	Попер	128	2343	2365	2352		-81	-34	-23	-14	1,34	1,34	18,0
Чер	6	Попер	110	2357	2365	2350		-26	-71	-8	-15	1,56	1,56	11,5
Чер	7	Попер	99	2355	2365	2363		-71	-16	-11	-2	1,74	1,74	6,5
Чер	8	Попер	89	2367	2365	2360		-10	-66	2	-5	0,25	1,93	1,5
Чер	9	Попер	80	2365	2365	2373		-66	-0	-1	8	2,15	0,28	-3,6
Чис	10	Попер	62	2372	2365	2384		-56	22	7	19	0,36	0,36	-12,8
Чис	11	Попер	48	2406	2365	2383		35	-33	41	18	0,47	0,46	-29,5
Чис	12	Попер	37	2391	2365	2423		-18	55	26	58	0,60	0,61	-41,8
Чис	13	Попер	29	2437	2365	2402		75	4	72	37	0,77	0,76	-54,2
Чис	14	Попер	22	2430	2365	2444		20	113	65	79	1,01	1,02	-72,1

В табл.3 представлен также известный вариант профилирования осуществляемый после кантовки в дополнительном продольном проходе. Как видно профилирующее обжатие уменьшилось в 10 раз и составило 4,0 мм. Стрелы выпуклости концов также несколько уменьшились и составили на переднем конце 23мм, а на заднем 43 мм.

Таблица 3 – Изменение параметров формы раската в плане при прокатке по чисто поперечной схеме с профилированием по известному способу (И2)

Клеть	Проход	Напр. прох.	Толщина, мм	Ширина, мм			Профилір. обжатие	Параметры формы концов раската после прохода						Прод. разнош ирин. мм, вып (+) вогн (-)
				п.к.	середина	з.к.		Форма торца, мм вып. (+), вогн (-)		Форма конца, мм ушир. (+), утяжка (-)		Длина конца с переменной шириной, м		
								п.к.	з.к.	п.к.	з.к.	п.к.	з.к.	
Черн	1	Попер	210	2135	2130	2138		9	16	6	8	0,11	0,11	-7,0
Черн	2	Попер	180	2156	2130	2151		25	25	26	21	0,14	0,14	-23,7
Черн	3	Попер	153,5	2169	2130	2171		34	40	39	41	0,17	0,17	-39,9
Черн	4	Попер	136,8	2184	2130	2180		47	45	54	51	0,19	0,20	-52,4
Черн	5	Попер	128	2190	2130	2192		50	55	60	62	0,22	0,22	-61,2
Черн	6	Попер	110	2201	2130	2198		62	59	71	68	0,24	0,24	-69,6
Чист	7	Прод	99	3498	3418	3499	4,0	-70	-69	-120	-119	1,08	1,08	119,6
Чист	8	Попер	89	2286	2151	2285		-55	-62	135	133	0,27	0,27	-134,2
Чист	9	Попер	80	2289	2151	2292		-61	-47	138	141	0,30	0,30	-139,1
Чист	10	Попер	62	2296	2151	2302		-49	-26	145	151	0,39	0,39	-147,9
Чист	11	Попер	48	2309	2151	2306		-12	-28	158	155	0,50	0,51	-156,8
Чист	12	Попер	37	2314	2151	2320		-13	10	163	169	0,66	0,65	-166,0
Чист	13	Попер	29	2343	2151	2324		23	8	192	173	0,83	0,84	-182,6
Чист	14	Попер	22	2350	2151	2361		23	43	199	210	1,11	1,09	-204,6

В табл.4 приведены параметры профилирования и формы раската в плане по проходам по новому способу. Его сущность заключается в том, что в последнем поперечном проходе перед кантовкой раската, длина которого должна быть меньше длины бочки валков, назначается дополнительное профилирование, затем выполняется кантовка и основное профилирование в продольном направлении, затем кантовка и дальнейшая прокатка по поперечной схеме. При этом дополнительное профилирование перед кантовкой составило лишь 0,5 мм и осуществляется совместно с рабочим обжатием, а значит, не требует дополнительного времени. Как видно из таблицы дополнительное профилирование по предлагаемому способу обеспечивает уменьшение расширения концов готового раската и продольной разноширинности с 204,6 мм до 133,2 мм.

Как видно из табл.4 и 5 дополнительное профилирование по новому способу (Н) обеспечивает уменьшение расширения концов готового раската и продольной разноширинности с 204,6 мм до 133,2 мм, а также небольшой эффект по снижению обрезки (на 1 кг/т).

Таблица 4 – Изменение параметров формы раската в плане при прокатке по чисто поперечной схеме с профилированием по новому способу (Н)

Клеть	Проход	Напр. прох.	Толщина, мм	Ширина, мм			Профил ир. обж атие	Параметры формы концов раската после прохода						Прод. разношин. мм, вып (+) вогн (-)
				п.к.	серед ина	з.к.		Форма торца, мм вып. (+), вогн (-)		Форма конца, мм ушир. (+), утяжка (-)		Длина конца с переменн о й шириной, м		
								п.к.	з.к.	п.к.	з.к.	п.к.	з.к.	
Чер	1	Попер	210	2135	2130	2138		9	16	6	8	0,11	0,11	-7,0
Чер	2	Попер	175	2156	2130	2151		25	25	26	21	0,14	0,14	-23,7
Чер	3	Попер	145	2169	2130	2171		34	40	39	41	0,17	0,17	-39,9
Чер	4	Попер	125	2184	2130	2180		47	45	54	51	0,19	0,20	-52,4
Чер	5	Попер	112	2190	2130	2192		50	55	60	62	0,22	0,22	-61,2
Чер	6	Попер	100	2201	2130	2198	0,50	62	59	71	68	0,24	0,24	-69,6
Чер	7	Прод.	97,3	3497	3418	3497	4,00	-33	-34	-121	-121	1,08	1,08	120,8
Чер	8	Попер	89	2215	2151	2213		-55	-62	64	62	0,27	0,27	-62,8
Чер	9	Попер	80	2217	2151	2220		-61	-47	66	69	0,30	0,30	-67,7
Чис	10	Попер	62	2225	2151	2230		-49	-26	74	79	0,39	0,39	-76,5
Чис	11	Попер	48	2238	2151	2235		-12	-28	87	84	0,50	0,51	-85,4
Чис	12	Попер	37	2243	2151	2249		-13	10	92	98	0,66	0,65	-94,6
Чис	13	Попер	29	2272	2151	2253		23	8	121	102	0,83	0,84	-111,2
Чис	14	Попер	22	2279	2151	2289		23	43	128	138	1,11	1,09	-133,2

Таблица 5 – Оценка эффективности способов профилирования по снижению обрези при прокатке листов по поперечной схеме

Составляющие обрези	Теоретическая масса обрези (эффект), кг				Расходы металла (эффект), кг/т			
	БП	И1	И2	Н	БП	И1	И2	Н
Перед. конец	61,1	5,21 (55,9)	5,40 (55,7)	5,39 (55,8)	10,1	0,9 (9,2)	0,9 (9,2)	0,9 (9,2)
Задний конец	66,4	29,2 (37,2)	10,2 (56,2)	10,2 (56,4)	11,0	4,8 (6,2)	1,7 (9,3)	1,7 (9,3)
Боковая обрезь	5,82	6,00 (0,18)	18,5 (12,7)	12,0 (6,2)	1,0	1,0 (0)	3,1 (2,1)	2,0 (1)
Суммар обрезь	133,4	40,4 (93,0)	34,1 (99,3)	27,6 (105)	22,0	6,7 (15,3)	5,6 (16,4)	4,6 (17,4)
Технолог. 50мм для ножниц	139,7	128 (12,0)	141 (0,91)	140 (0,91)	23,0	21,1 (1,9)	23,2 (0,2)	23,2 (0,2)
Общая обрезь	273,1	168 (105)	175 (98,4)	168 (105)	45,1	28 (17,4)	29 (16,3)	28 (17,3)

ЛИТЕРАТУРА:

1. Пат. 86476, Украина, МПК В21В 1/38. Спосіб прокатки товстих листів / А.Л. Остапенко, Є.О. Руденко, О.М. Юр'єв, Ю.В. Коновалов (Україна). – Заявл. 15.06.2007; опубл.27.04.2009, Бюл. №8.

## ВЫБОР ОПТИМАЛЬНОГО СПОСОБА РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ОБЖАТИЙ ПО ВЕРТИКАЛЬНЫМ ВАЛКАМ ЧЕРНОВЫХ КЛЕТЕЙ ШИРОКОПОЛОСНОГО СТАНА

Елисеева Т.И., Руденко Е.А.

Донецкий национальный технический университет

Для условия прокатки в черновой группе клетей стана 2000 Новолипецкого МК слябов толщиной  $H_c=250$  мм, шириной  $B_c=1000, 1250, 1500$  и  $1750$  мм на подкат толщиной  $H_n=35$  мм, шириной  $B_n=1427$  мм рассчитаны значения составляющих баланса ширины в каждой универсальной клетки и черновой группы. Для примера в табл.1 приведен результат расчета сляба шириной  $1500$  мм на подкат шириной  $1427$  мм для условия максимальных допустимых обжатий в ВВ.

Таблица 1 - Баланс ширины по клетям при прокатке сляба  $250 \times 1500$  мм на подкат  $35 \times 1427$  мм (с максимальными обжатиями в ВВ)

Параметры, мм	Номер клетки					Сумма за черновую группу
	1	2	3	4	5	
$B_c$	1234	1217	1200	1186	1179	
$[\Delta B]$	69	42	45	45	32	233
$\Delta H$	84	47	40	26	18	215
$\delta b_{св}$	16	7	6	2	1	32
$\delta b_{вн}$	28	19	24	30	27	128
$\delta b_{изм}$	44	26	30	32	28	160
$\delta b_{умен}$	25	16	15	13	4	73
$B_c$	1475	1459	1444	1431	1427	

Ранее нами получена зависимость для расчета обжатий по вертикальным валкам (ВВ) черновых клетей по различным законам (способам) их распределения  $Z_{распр}$ .

$$\Delta B_i = Z_{распр} \cdot \sum \delta b_{измен.i} / [1 - (0.28 + 0.02 B_i / H_i)], \quad (1)$$

где  $\delta b_{умен,i}$  – суммарное изменение ширины в универсальной черновой клетки, включая свободное  $\delta b_{св,i}$  и вынужденное  $\delta b_{вн,i}$  уширения.

Закон распределения в общем случае имеет вид

$$Z_{распр} = \delta b_{умен,i} / \sum \delta b_{умен,i} \quad (2)$$

В частных случаях (способах) зависимость (2) представили в виде отношений технологических параметров прокатки в ВВ, которые дают возможность изменять характер распределения обжатия по клетям. Конкретные зависимости распределения должны содержать только известные технологические параметры, обладающие аддитивными свойствами.

В выбранных способах 1–5 установлены следующие отношения:  
 $\Delta B_i / [\Delta B_i]_{\text{сумм}}$  – (способ 1);  $H_i / \sum H_i$  – (способ 2);  $\Delta H_i / \sum \Delta H_i$  – (способ 3);  
 $\ln \lambda_i / \ln \lambda_{\text{сум}}$  – (способ 4);  $\delta b_{\text{св}i} / \sum \delta b_{\text{св}i}$  – (способ 5).

В табл. 2 приведены обжатия по ВВ, определенные по всем способам распределения по зависимости (1). Для сопоставимости оценок результатов приняли одинаковое суммарное изменение ширины во всех клетях, равное 68 мм, обеспечивающих одинаковые уменьшение ширины и ширину подката в черновой группе клетей.

Таблица 2 - Распределение обжатий  $\Delta B$  по клетям при прокатке сляба 250x1500 мм на подкат 35x1462 мм

Номер способа распредел.	$\sum \delta b_{\text{изм}}$	Номер клетки					$\Delta B_{\text{сум}}$ мм	$B_n$ мм
		1	2	3	4	5		
[ $\Delta B$ ]	160	69	42	45	45	32	233	1427
1	68	33	20	22	22	16	113	1462
2	68	42	29	19	14	9	113	1462
3	68	44	25	22	14	9	114	1462
4	68	24	19	24	23	24	114	1462
5	68	23	20	23	20	23	109	1462

Результаты аналогичные приведенным в табл. 1 и 2 получены для условий прокатки для всех исследуемых ширин слябов.

Качество распределения оценивали по критериям:

1)  $F_1$  – эффективность уменьшения ширины при обжатии в ВВ:

$$F_1 = \sum \Delta B / \sum \delta b_{\text{умен}} \Rightarrow \min, \quad (3)$$

где  $\Delta B_{\text{сум}}$  – сумма обжатий в ВВ;  $\delta b_{\text{умен}} = B_c - B_n$ ;

2)  $F_2$  – критерий обрезки:

$$F_2 = m_o \Rightarrow \min, \quad (4)$$

где  $m_o$  – удельная масса обрезки, кг/т.

3)  $F_3$  – критерий равномерности использования допустимого запаса по усилию прокатки [ $\Delta P_{\epsilon_i}$ ]

$$F_3 = \sum_{i=1}^{n-1} \left( \frac{P_{\epsilon_i}}{[P_{\epsilon_i}]} - \frac{P_{\epsilon_{i+1}}}{[P_{\epsilon_{i+1}}]} \right)^2 \Rightarrow \min \quad (5)$$

4)  $F_4$  – критерий равномерности использования допустимого запаса по моменту прокатки [ $\Delta M_{\epsilon_i}$ ]

$$F_4 = \sum_{i=1}^{n-1} \left( \frac{M_{\epsilon_i}}{[M_{\epsilon_i}]} - \frac{M_{\epsilon_{i+1}}}{[M_{\epsilon_{i+1}}]} \right)^2 \Rightarrow \min \quad (6)$$

5)  $F_5$  – критерий относительной суммарной загрузки ВВ по силе прокатки подката:

$$F_5 = \Sigma P_{oi} / \Sigma [P_{oi}] \Rightarrow \min \quad (7)$$

В табл. 3, в качестве примера, приведены значения критериев  $F$  для ширины 1500 мм.

Таблица 3 – Критерии оценки качества настройки ВВ при различных способах распределения обжатый для сляба шириной 1500 мм

№ способа	Критерии оценки качества				
	F1	F2	F3	F4	F5
1	2,97	0,5	0,102	0,091	0,659
2	2,97	0,5	0,155	0,157	0,650
3	3,0	0,5	0,155	0,152	<b>0,649</b>
4	3,0	<b>0,4</b>	<b>0,084</b>	<b>0,08</b>	0,668
5	<b>2,87</b>	0,4	0,092	0,081	0,666

Для определения способа коррекции, наилучшим образом отвечающего требованиям критериев  $F_1, F_2, F_3, F_4, F_5$  использовали комплексный критерий:

$$F_{\Sigma} = \alpha_1 \cdot F_1 + \alpha_2 \cdot F_2 + \alpha_3 \cdot F_3 + \alpha_4 \cdot F_4 + \alpha_5 \cdot F_5, \quad (8)$$

где  $\alpha_1, \alpha_2, \alpha_3, \alpha_4, \alpha_5$  – весовые коэффициенты.

Критерии  $F_1, F_2, F_3, F_4, F_5$  имеют на порядок отличающиеся значения и различные размерности. Для выполнения требования при свертке частных критериев их привели к относительным величинам  $\Phi_j$  путем деления на соответствующие максимальные значения  $F_{1\max}, F_{2\max}, F_{3\max}, F_{4\max}, F_{5\max}$  определенные на всем множестве способов настройки. Результаты расчетов приведенных критериев  $\Phi_j$  представлены в табл. 4.

Таблица 4 – Приведенные критерии оценки качества настройки ВВ при различных способах распределения обжатый для сляба шириной 1500 мм

№ способа	Приведенные критерии оценки качества				
	$\Phi_1$	$\Phi_2$	$\Phi_3$	$\Phi_4$	$\Phi_5$
1	0,990	1,000	0,658	0,579	0,987
2	0,990	1,000	1,000	1,000	0,973
3	1,000	1,000	1,000	0,968	<b>0,972</b>
4	1,000	<b>0,8</b>	<b>0,542</b>	<b>0,509</b>	1,000
5	<b>0,957</b>	0,8	0,594	0,516	0,997

Выполнили два расчета комплексного критерия  $\Phi_{\Sigma}$  по рассмотренным способам: 1- все весовые коэффициенты равны единице, т.е.  $\alpha_i = 1$ . (табл. 5); 2 –

критерий  $F_2$  вдвое важнее при оценке коррекции, чем остальные критерии, т.е.  $\alpha_2 = 1; \alpha_1 = \alpha_3 = \alpha_4 = \alpha_5 = 0.5$  (табл.6).

Таблица 5 – Значения комплексных критериев  $\Phi_\Sigma$  при  $\alpha_i = 1$  для различных способах распределения обжати

Комплексный критерий	№ Способа распределения обжати				
	1	2	3	4	5
Ширина 1000					
$\Phi_\Sigma$	3,524	3,930	4,991	3,478	3,564
Ширина 1250					
$\Phi_\Sigma$	4,282	4,968	4,446	4,405	3,853
Ширина 1500					
$\Phi_\Sigma$	4,214	4,963	4,940	3,851	3,864
Ширина 1750					
$\Phi_\Sigma$	4,515	4,935	4,537	3,818	3,805

Таблица 6 – Значения комплексных критериев  $\Phi'_\Sigma$  при  $\alpha_2 = 1 \alpha_1 = \alpha_3 = \alpha_4 = \alpha_5 = 0.5$  для различных способах распределения обжати

Комплексный критерий	№ Способа распределения обжати				
	1	2	3	4	5
Ширина 1000					
$\Phi'_\Sigma$	2,262	2,465	2,996	2,114	2,157
Ширина 1250					
$\Phi'_\Sigma$	2,641	2,984	2,723	2,703	2,302
Ширина 1500					
$\Phi'_\Sigma$	2,897	2,982	2,970	2,597	2,332
Ширина 1750					
$\Phi'_\Sigma$	2,758	2,968	2,669	2,309	2,303

Из табл.5 и 6 видно, что при равноценных критериях оптимальными являются способы 4 и 5, а при двойном весе критерия  $F_2$  - способ 5 ( $B=1250, 1500$  и  $1750$  мм) и способ 1 ( $B=1000$  мм).

#### Литература

1. Елисеева, Т.И. Распределение обжати по вертикальным валкам черновых универсальных клетей широкополосного стана / Т.И.Елисеева, Е.А.Руденко // II Международная научно-практическая конференция студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых». - Донецк, ДонНТУ, 2016. – С. 119 – 121.

## СПОСОБЫ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ОБЖАТИЙ ПО ГОРИЗОНТАЛЬНЫМ КЛЕТЯМ ЧЕРНОВОЙ ГРУППЫ ШИРОКОПОЛОСНОГО СТАНА

Ходунова И.В., Юрченко Ю.И.  
Донецкий национальный технический университет

От характера распределения обжатий по горизонтальным валкам черновых клеток широкополосного стана горячей прокатки зависит суммарный расход электроэнергии на прокатку, форма концов раската в плане, а, следовательно, величина концевой обрезки. Снижение расхода электроэнергии и концевой обрезки является актуальной задачей, так как позволяет уменьшить расход металла на прокатку полос.

Самыми простыми способами распределения обжатий являются одинаковое по клетям их абсолютное или относительные значения.

В случае одинаковых относительных обжатий  $\varepsilon_i$  толщину по клетям  $H_i$  и абсолютные обжатия  $\Delta H_i$  определяют по формулам

$$H_i = \sqrt[n]{H_c^{n-1} \cdot H_n^i}, \quad (1)$$

$$\Delta H_i = \varepsilon_i H_i, \quad (2)$$

где  $n, i$  – число черновых клеток в черновой группе и текущая клеть соответственно ( $H_n = H_{II}$  – толщина после  $n$  –клетки (подката)).

Указанные распределения обжатий имеют существенный недостаток: неравномерная загрузка клеток (проходов) по энергосиловым параметрам прокатки.

На практике в качестве основных условий распределения обжатий принимается равномерность загрузки механического и электрического оборудования черновых клеток. С учетом этих критериев в действующих технологических инструкциях по прокатке слябов в черновых группах клеток широкополосных станов приводятся допустимые диапазоны относительных обжатий по клетям, а в черновой клетки толстолистовых станов – допустимые абсолютные обжатия в зависимости от толщины и ширины раската перед проходами.

Методы распределения обжатий по проходам в черновых клетях листовых станов приведены в работах [1]. В качестве ограничивающих обжатия параметров могут быть приняты: предельный угол захвата, предельная мощность и крутящий момент электродвигателей, предельные сила и момент прокатки, определенные по прочности элементов валков и главной линии клеток. В работе [2] при распределении толщин раската по клетям черновой группы клеток широкополосного стана, обеспечивающих загрузку клеток пропорционально допустимым мощностям, использованы кривые удельного расхода энергии. Обжатия могут быть распределены по клетям (проходам) и неравномерно. Например, для повышения температура раската необходимо увеличить обжатия в последних клетях [3].

Способы распределения обжатий по проходам в черновых клетях листовых станов приведены в работе [1]. В качестве ограничивающих обжатия параметров могут быть приняты: предельный угол захвата, предельная мощность и крутящий момент электродвигателей, предельные сила и момент прокатки, определенные по прочности элементов валков и главной линии клетей.

За критерий оптимального распределения обжатий в ГВ черновых клетей можно принять одно из условий равномерности загрузки оборудования черновых клетей относительно допустимых значений: электродвигателей главных приводов – по мощности; главных линий – по крутящему моменту; валковых систем – по силе прокатки и др.:

$$b_{i(\Pi)} = \Pi_i / [\Pi_i] = const, \quad (3)$$

где  $\Pi_i = N_i, P_i, M_i, \Delta H_i$  – мощность, сила, момент прокатки обжатие соответственно;

$b_{i(\Pi)}$  – коэффициент загрузки  $i$ -ой клетки по выбранному параметру;

$\Pi_i, [\Pi_i]$  – текущее и допустимое значение параметра прокатки в ГВ  $i$ -ой клетки.

Для параметра прокатки  $\Pi_i$  из условия (3) следует

$$b_{i(\Pi)} = \Pi_i / [\Pi_i] = b_{ср(\Pi)} = \frac{\sum_{i=1}^n \Pi_i}{\sum_{i=1}^n [\Pi_i]}, \quad (4)$$

где  $b_{ср(\Pi)}$  – средний коэффициент загрузки клетки по выбранному параметру;

$\sum_{i=1}^n \Pi_i$  – сумма параметра прокатки во всех  $n$  черновых клетях;

$\sum_{i=1}^n [\Pi_i]$  – сумма допустимых значений параметра прокатки в черновых клетях.

Из равенства (4) следует, что клетевая доля (клетевой коэффициент) «расхода» параметра прокатки  $\Pi$  в  $i$ -той клетки в суммарном «расходе» этого параметра во всех клетях черновой группы  $a_{i(\Pi)}$  определяется как отношение:

$$a_{i(\Pi)} = \Pi_i / \sum_{i=1}^n \Pi_i = [\Pi_i] / \sum_{i=1}^n [\Pi_i]. \quad (5)$$

Нарастающая доля (нарастающий коэффициент) «расхода» параметра прокатки ( $\Pi$ ) в  $i$ -той клетки  $A_i^\Pi$  равна сумме:

$$A_{i(\Pi)} = \sum_{i=1}^n a_{i(\Pi)}. \quad (6)$$

С учетом (5) выражение (6) примет вид:

$$A_{i(\Pi)} = \frac{\sum_{i=1}^i [\Pi_i]}{\sum_{i=1}^n [\Pi_i]}. \quad (7)$$

Таким образом, выражение (7) позволяет определять значения  $A_{i(\Pi)}$ , обеспечивающих равномерную относительно допустимых значений загрузку клетей по мощности, моменту или силе прокатки, не имея данных о фактических значениях этих параметров по клетям, т.е. до прокатки.

Закон распределение толщин раската по клетям представим в виде [4]:

$$H_i = H_c (H_n / H_c)^{A_{i(N)}^c}, \quad (8)$$

где  $H_i$ ,  $H_c$ ,  $H_n$  – текущая толщина раската по клетям, толщина сляба и подката;

$c$  – коэффициент.

Конкретные решения задачи распределения обжатий по клетям с ГВ для станов 2000. Так, в результате экспериментального исследования нарастающего коэффициента расхода мощности прокатки  $A_{i(N)}$  по клетям черновых групп клетей ШСП 2000 НЛМК и ЧерМК (Северсталь) установлено значение коэффициента  $c$  в выражении (7) равно 1; по расходу момента прокатки  $c = 1,4$ ; по расходу силы прокатки  $c = 1,1$ .

Приведенные выше способы распределения обжатий являются оптимальными только по одному выбранному условию равномерности загрузки оборудования рабочих клетей. Они не учитывают качественные параметры технологического процесса: равномерности относительной загрузки клетей по другим энергосиловым параметрам; суммарную массу обрезки переднего и заднего концов подката; суммарный расход мощности, сил и моментов прокатки в клетях черновой группы; снижение температуры металла за цикл прокатки сляба в черновой группе и другие.

В дальнейшем нашем исследовании поставлена задача оценить все рассмотренные выше способы распределения обжатий по горизонтальным черновым клетям с использованием комплексного критерия оптимальности, учитывающего качественные и экономические показатели.

#### Литература

1. Литовченко Н.В. Станы и технология прокатки листовой стали. - М.: Металлургия, 1979. - 272с.
2. Поляков Б.А., Белянский А.Д. Распределение нагрузки по клетям НШС с использованием кривых удельного распределения энергии//Тонколистовая прокатка. Межвузовский сборник. – Воронеж: ВПИ.- 1981.- С.35-41.
3. Снижение энергозатрат при прокатке полос / А.Л. Остапенко, Ю.В. Коновалов, А.Е. Руднев, В.В. Кисиль. – К.: Техніка, 1983. – 223 с.
4. Экспериментальное исследование параметров прокатки в черновой группе клетей стана 2000 ЧерМК / Е.А. Руденко, А.К. Кужель, Т.С. Литвинова, В.З. Риднер//Интенсификация процессов производства тонколистового проката.- М.: Металлургия.-1988. –С. 27-31.

## ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РЕДУЦИРОВАНИЯ В КАЛИБРОВАННЫХ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВАЛКАХ С КРУГЛЫМИ И РОМБИЧЕСКИМИ РУЧЬЯМИ

Прядченко Э.В., Оноприенко М.С., Руденко Е.А.  
Донецкий национальный технический университет

На сегодняшний день широко внедряется технология редуцирования непрерывно-литых слябов по ширине в мощной черновой реверсивной универсальной клетки, установленной в начале черновой группы широкополосного стана. Редуцирование позволяет сократить число типоразмеров непрерывнолитых слябов по ширине и получить полосу шириной на 200-250 мм меньше ширины исходного сляба [1].

Редуцирование слябов осуществляется путем обжатия его в вертикальных валках (ВВ) редуцирующей клетки, затем раскат проглаживается в горизонтальных валках (ГВ) на исходную толщину. После проглаживания прикромочные наплывы металла, обусловленные обжатием в ВВ, частично возвращаются в ширину и образуют вынужденное уширение  $\delta b_{вн}$

$$\delta b_{вн} = B_2 - B_0; \quad (1)$$

где  $B_0$ ,  $B_2$  – ширина сляба после обжатия в ВВ и проглаживания в ГВ.

Эффективность редуцирования принято определять по формуле (2)

$$\eta = 1 - \delta b_{вн} / \Delta B \quad (2)$$

где  $\Delta B$  – обжатие в ВВ.

Чаще всего для редуцирования применяют калиброванные вертикальные валки с ящичными ручьями. Сведений об опытах применения вертикальных валков с ручьями круглой и ромбической (угловой) формами очень мало [2]. В связи с этим была поставлена задача исследовать эффективность процесса редуцирования в калиброванных вертикальных валках с круглыми и ромбическими ручьями в лабораторных условиях. В качестве моделирующего материала использовали образцы из свинца.

Приняли масштаб моделирования 1:30, материал-свинец.

Моделировали процесс обжатия слябов толщиной 240 мм и шириной 1650-2000 мм в универсальной реверсивной клетки с вертикальными валками диаметрам 1600-1900 мм и горизонтальными валками 1500 мм. Толщина образцов равна 8 мм, ширина 50-60 мм. Размеры ручьев следующие.

Ромбический: диагональ вдоль бочки валка 10 мм, глубина 5 мм; Круглый : диаметр по бочке валка 10 мм, глубина 5 мм; Ящичный: ширина вдоль бочки 10 мм, ширина по дну - 8 мм, глубина - 5 мм.

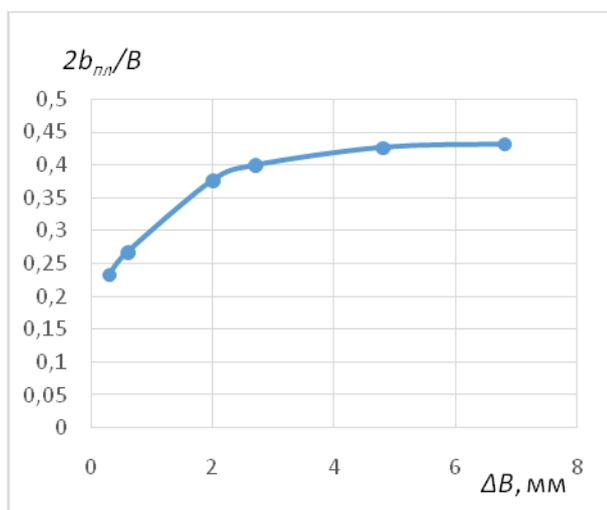
В табл. 1 показаны результаты измерения  $B_0$ ,  $B_2$ ,  $\Delta B$ , толщины наплыва

$h_n$  , длины пластической зоны проникновения деформации на одной стороне ширины образцов  $b_{пл}$  и расчетные значения параметров  $\delta b_{вн}$ ,  $\eta$  и  $2b_{пл}/B_0$ ,

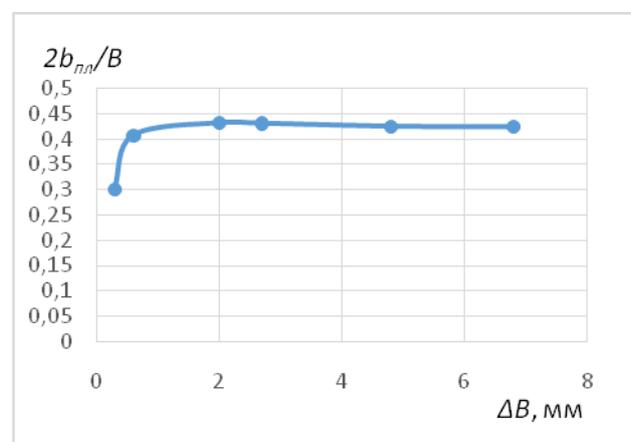
Таблица 1 – Результаты исследования

№ образца	$B_0$ мм	$B_с$ мм	$h_n$ мм	$b_{пл}$ мм	$\Delta B$ мм	$\delta b_{вн}$ мм	$\eta$	$2b_{пл}/B_0$	$B_с$ мм
Круглые ручки									
1	51,3	51,0	7,8	6,0	0,3	0,2	0,34	0,233	51,2
2	53,2	52,6	8,3	7,1	0,6	0,3	0,5	0,267	52,9
3	55,3	53,3	9,2	10,4	2	0,9	0,55	0,376	54,2
4	56,1	53,4	10,2	11,2	2,7	1,6	0,6	0,399	55,0
5	58,2	53,4	10,5	12,4	4,8	1,9	0,61	0,426	55,3
6	60,3	53,5	11,2	13,0	6,8	2,3	0,7	0,431	55,8
Ромбические ручки									
1	56,2	56,0	8,5	8,5	0,2	0,1	0,5	0,3	56,1
2	58,5	57,6	9,4	11,9	0,9	0,4	0,55	0,407	58,0
3	60,6	58,3	9,8	13,1	2,3	1,0	0,56	0,432	59,3
4	62,7	58,4	10,3	13,5	4,3	1,9	0,56	0,431	60,3
5	63,6	58,4	10,5	13,5	5,2	2,4	0,58	0,425	60,6
6	64,6	58,4	10,6	13,7	6,2	2,4	0,61	0,424	60,8
Ящичные ручки									
1	55,1	54,0	8,4	-	1,1	0,4	0,63	-	54,4
2	56,2	54,1	9,0	-	2,1	0,9	0,57	-	55,0
3	57,2	54,1	9,0	-	3,1	1,2	0,6	-	55,3
4	58,3	54,2	9,4	-	4,1	1,7	0,58	-	55,9
5	59,2	54,3	9,4	-	4,9	2,0	0,59	-	56,3
6	61,1	54,6	9,4	-	6,5	1,9	0,7	-	56,5

На рис.1 приведены графики влияния обжатия в ВВ на изменение относительной части деформированной ширины при обжатии в ромбических ручьях (а) и в круглых ручьях (б).



а



б

Рисунок 1 – Влияние  $\Delta B$  на  $2b_{пл}/B_0$  : а- круглый, б –ромбический ручей.

На рис. 2 показаны графики изменения коэффициента эффективности редуцирования  $\eta$  от обжатия  $\Delta B$  в ВВ.

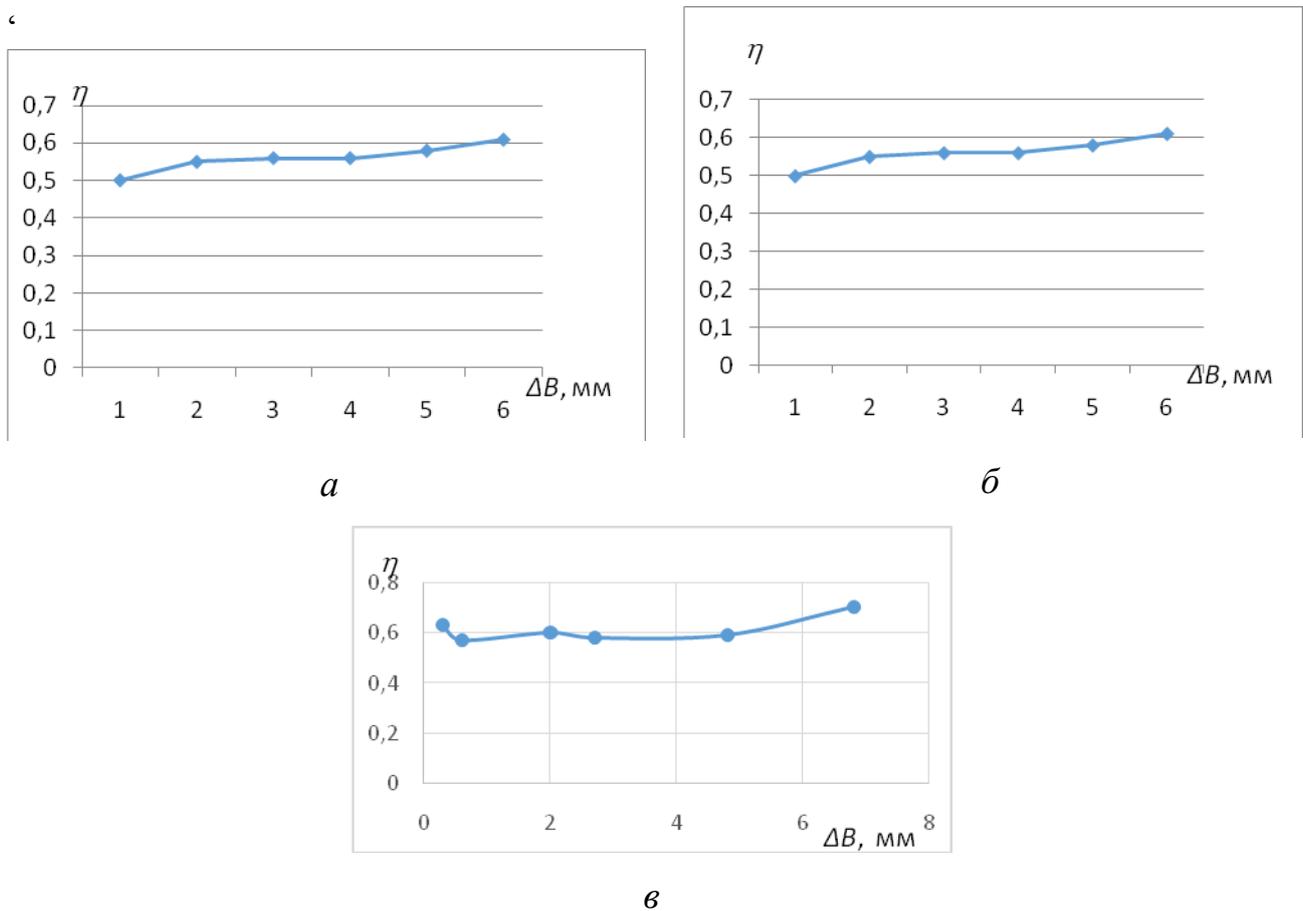


Рисунок 2 – влияние  $\Delta B$  на  $\eta$ : а – круглый ручей, б- ромбический ручей, в – ящичный ручей.

Как видно на рис. 1-2 все исследуемые параметры имеют тенденцию незначительного роста с увеличением обжатия в ВВ. Эффективность  $\eta$  уменьшения ширины в ящичных ручьях при малых обжатиях выше чем при обжатиях в круглом и ромбическом ручьях на 10-25%. Это можно объяснить влиянием захвата с защемлением. Наклонные стенки ручьев смещают часть объема металла в уширение.

#### Литература

1. Коновалов, Ю.В Редуцирование непрерывнолитых слябов в технологической линии широкополосных станов горячей прокатки / Ю.В.Коновалов, Е.А.Руденко, М.О.Фролова // Сталь, 2014. - №6. - С. 47-53.
2. Абэ, Х. Техника большого обжатия сляба по ширине при черновой прокатке на полосовом стане горячей прокатки и меры по уменьшению потерь обрезки / Х. Абэ, К. Саса, С. Накагара // «Тэцу то хаганэ», 1983. - Т.69 №10. - С. A229 - A232.

**ПРИКЛАДНОЕ МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ,  
ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ И  
МЕТАЛОВЕДЕНИЕ**



# ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ФАСОННЫХ ОТЛИВОК ДЛЯ ДЕТАЛЕЙ ХОЛОДИЛЬНИКОВ ИЗ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Пчеленко Т.М., Алимов В.И.

Донецкий национальный технический университет

Продукция из алюминия и его сплавов как продукт цветной металлургии занимает лидирующие позиции, как в производстве, так и в потреблении в мире. Широкое распространение получили такие виды термообработки литейных алюминиевых сплавов как отжиг и упрочнение путём закалки и старения [1].

В последние годы технология, основанная на термовременной обработке, является инновационным и перспективным методом улучшения технологических свойств расплавов силуминов. После расплавления металл находится в неравновесном состоянии и на скорость перехода расплава в состояние, близкое к равновесному, влияют температура, продолжительность и интенсивность перемешивания при вакуумировании, обработке ультразвуком, продувке газами, воздействии электромагнитным полем и др. [2].

Термовременная обработка заключается в переплаве вторичного алюминиевого сплава при высоких температурах с изотермической выдержкой. Актуальной задачей является изучение данного процесса и его влияния на качество вторичных силуминов, с целью улучшения механических свойств выплавленных сплавов.

Для проведения исследований термовременной обработки использовали сложные отливки – петли из алюминиевого сплава АК12М2 для холодильной техники. Данный сплав относится к системе алюминий-кремний-медь, со средним содержанием кремния 12 % и меди 2 %.

На рисунке 1 показан излом ушка петли после испытания на разрушение при увеличении  $\times 16$ .



Рисунок 1 – Излом ушка петли после испытания на разрушение,  $\times 16$

После испытания на разрушении при изучении излома ушка петли установили, что излом является – квазихрупкий, кристаллический, блестящим, сложной формы. Квазихрупкое разрушение характеризуется присутствием в изломе гребней, ступенек, язычков и фасеток квазискола. Наличие гребней в изломе свидетельствует о том, что в процессе разрушения в этих участках проходила некоторая локальная пластическая деформации.

Термовременную обработку расплава АК12М2 проводили путем перегрева расплавов до температур 600, 700 и 800 °С ( $T_{пл}=577$  °С), изотермической выдержки при этих температурах в течение 30, 25 и 20 мин с перемешиванием керамическим стержнем жидкого расплава.

Навески помещали в алундовые жаростойкие тигли и загружали в печь СНОЛ-16.25.1/8М2, предварительно нагретую до заданной температуры. С целью изучения влияния различных факторов на скорость кристаллизации расплавы в тиглях 2, 4 и 6 подвергали обработке с перемешиванием керамическим стержнем жидкого металла. Полученные данные по микротвердости и пористости приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты проведенного опыта

№ обр.	Режим обр.	$T_{пл}, ^\circ C$	$\tau_{выд},$ мин	Перемешивание расплава (+)	Микротвердость $\alpha$ -фазы, Н/мм <sup>2</sup>	Микротвердость эвтектики, Н/мм <sup>2</sup>	Средняя степень пористости, об. %
1	ТВО	600	30	-	730±40	1082±35	0,8
2	ТВО	600	30	+	766±32	1118±31	0,4
3	ТВО	700	25	-	748±40	1114±35	0,8
4	ТВО	700	25	+	785±35	1147±30	0,4
5	ТВО	800	20	-	779±40	1182±37	0,4
6	ТВО	800	20	+	793±33	1219±30	0,2
-	Литье в кокиль	810	45	-	973±85		15,4

Из таблицы видно, что перемешивание является значимым фактором. Термовременная обработка повышает микротвердость. Также видно, что средняя степень пористости в отливках при литье в кокиль очень высокая и составляет 15,4 %, а отливки после термовременной обработки обладают значительно меньшей пористостью. Причем в отливках с перемешиванием пор меньше. Таким образом, этот фактор имеет большое влияние, так как материал отливки в кокиль не плотный за счёт большого количества пор.

На рисунке 2 представлены структуры алюминиевого сплава после литья в кокиль.

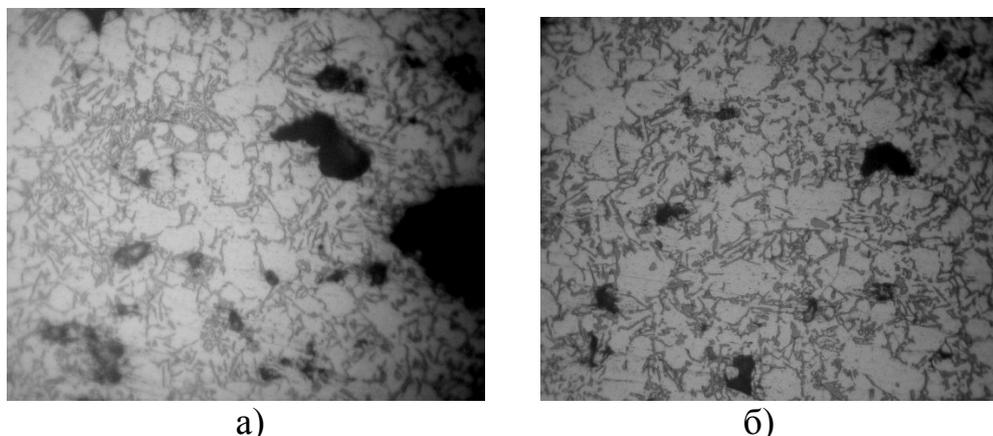


Рисунок 2 – Структуры алюминиевого сплава АК12М2 после литья в кокиль ×600: а) поперечный шлиф; б) продольный шлиф

Видно, что после литья в кокиль в структуре присутствует значительное количество пор.

Методом определения величины зерна пересечением границ зерен рассчитали средний условный диаметр зерна  $d_L$  в мм по формуле:

$$d_L = \frac{L}{N}$$

где  $L$  – суммарная длина отрезков в мм,

$N$  – общее число зерен, пересеченных отрезками длиной  $L$ .

Средний условный диаметр зерна структурных составляющих твердого раствора  $\alpha$ -фазы равен  $d_L=0,0143$  мм, а колоний эвтектики  $d_L=0,0628$  мм.

На рисунке 3 представлены частоты распределения размера зерна твердого раствора  $\alpha$ -фазы (рис. 3а) и размера колоний эвтектики (рис. 3б).

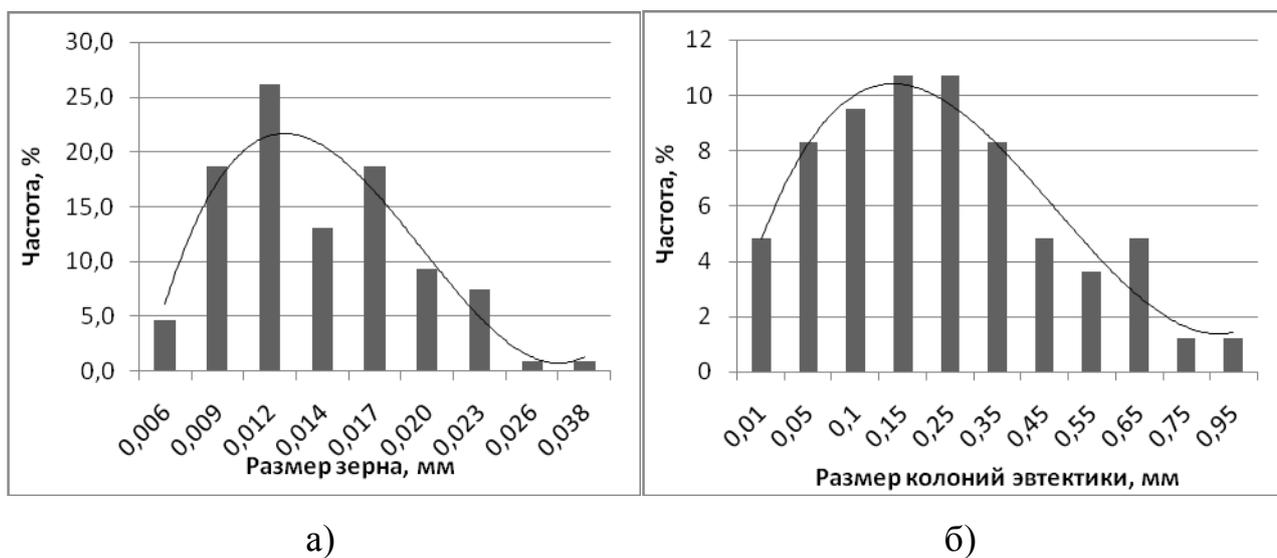


Рисунок 3 – Частота распределения размера:  
а) зерна твердого раствора  $\alpha$ -фазы, б) размера колоний эвтектики

Из рисунка 3а видно, что диапазон распределения размера зерна твердого раствора  $\alpha$ -фазы колеблется в пределах 0,006 – 0,038 мм. Наиболее часто встречаются зерна размером 0,009, 0,012 и 0,017 мм.

Из рисунка 3б видно, что диапазон распределения размера колоний эвтектики колеблется в пределах 0,01 – 0,95 мм. Наиболее часто встречаются колонии эвтектики размером 0,05 – 0,35 мм.

Основными структурными составляющими в литом состоянии сплава АК12М2 является тройная эвтектика  $\alpha$ -Si-CuAl<sub>2</sub> и твердый раствор  $\alpha$ -Al. Крупными выделениями прямоугольной формы в структуре являются первичные кристаллы кремния Si<sub>п</sub>. Фаза CuAl<sub>2</sub> представлена кристаллами округлой морфологии.

На рисунке 4 представлены структуры алюминиевого сплава после ТВО при температурах 600, 700 и 800 °С при увеличении  $\times 100$ .

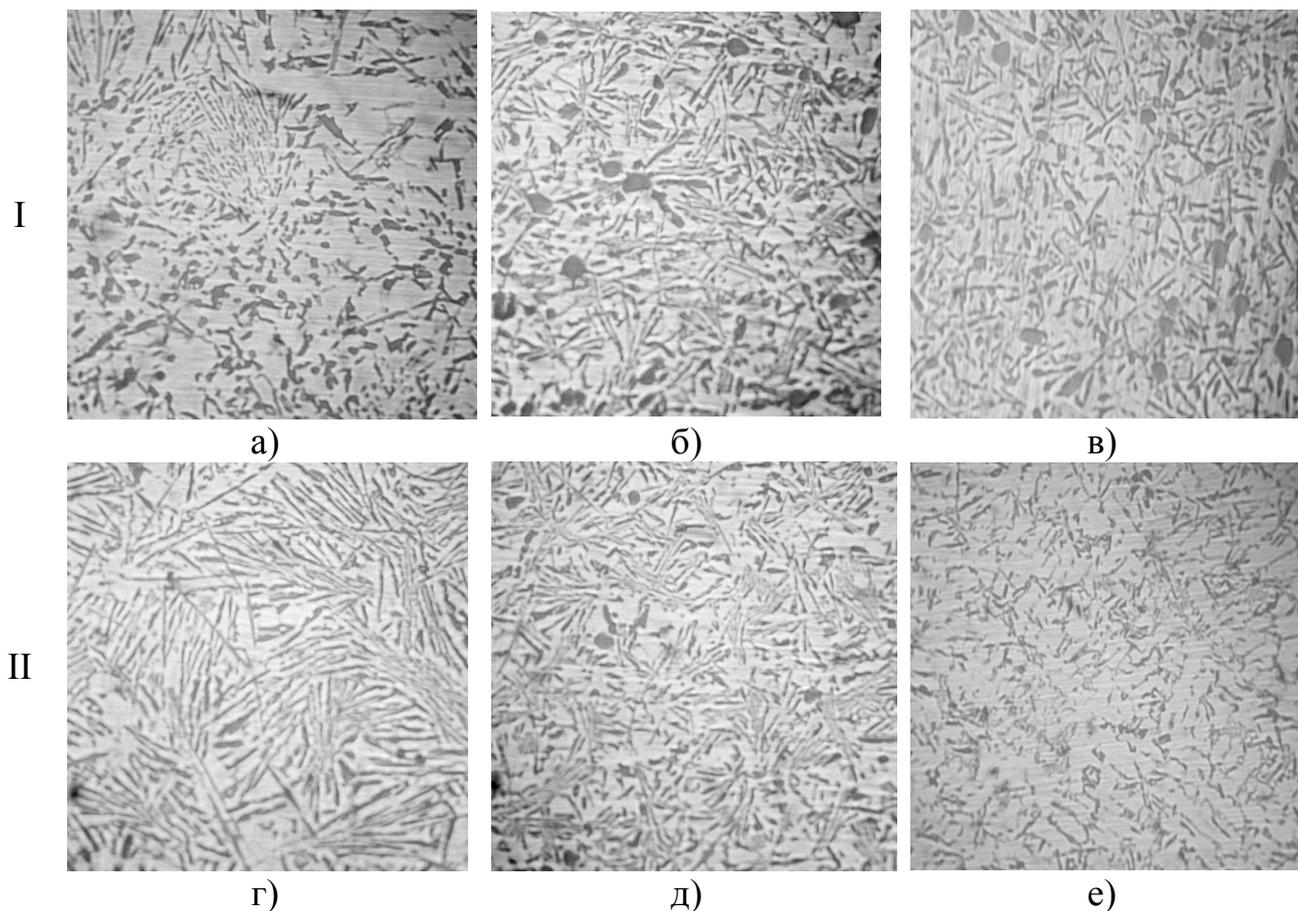


Рисунок 4 – Микроструктуры образцов после ТВО  $\times 100$ :

I – без перемешивания: а) 600 °С; б) 700 °С; в) 800 °С; II – с перемешиванием: г) 600 °С; д) 700 °С; е) 800 °С

После термовременной обработки в структуре сплава наблюдали значительное уменьшение пористости и увеличение микротвердости. Перемешивание при термовременной обработке так же уменьшает количество пор и незначительно увеличивает микротвердость. При перемешивании в структуре присутствует меньше выделениями первичных кристаллов кремния  $Si_I$  и эвтектика более дисперсна.

Вывод: комплексная термовременная обработка жидкого алюминиевого сплава с перемешиванием позволяет улучшить свойства и уменьшить количество пор в сплаве АК12М2 для сложных отливок холодильной техники. Использование термовременной обработки энергетически выгодно, так как позволяет использовать вторичные силумины.

#### Литература:

1. Колачев Б. А. Металловедение и термическая обработка цветных металлов и сплавов. Учебник для вузов / Б. А. Колачев, В. И. Елагин, В. А. Ливанов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: «МИСИС», 1999. – 416с.
2. Алимов В.И. Свойства и структура нового вторичного Zn-Al-Si сплава / В.И. Алимов, Е.А. Манаева, О.И. Воронцова, А.И. Шевелев // Металлургия и обработка металлов / Материалы научной технической конференции. – Донецк: ДонНТУ, 2004, № 7. – С. 36-38.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИЧИН НАРУШЕНИЯ АДГЕЗИОННОЙ СВЯЗИ И КОРРОЗИОННОЙ СТОЙКОСТИ МЕТАЛЛИЧЕСКОГО КОРДА В АРМИРОВАННОЙ РЕЗИНЕ

Сандомирская К.К., Алимов В.И.  
Донецкий национальный технический университет

Широкое распространение во всём мире автомобильного транспорта влечёт за собой необходимость повышения качества одного из главных элементов автомобиля, а именно автомобильных шин. Важной составляющей автомобильной шины является металлокорд, представляющий собой стальной трос, свитый из высокопрочной стальной проволоки с покрытием. Металлокорд обеспечивает высокую прочность и высокие показатели по теплостойкости и теплопроводности, а также способствуют равномерному распределению температуры.

Качество и долговечность шин зависят от многих факторов, в том числе и от прочности связи металлического корда с резиной. Проволоку латунируют для обеспечения необходимой прочности связи металлокорда с резиной. Адгезия резины к латунированному металлокорду возникает в результате реакции между латунным покрытием и составляющими резиновой смеси. Основными характеристиками латунного покрытия являются прочность его сцепления со стальной основой, масса или толщина покрытия, химический состав покрытия и его сплошность (пористость). Для образования прочной адгезионной связи толщина латунного покрытия должна составлять 1,4-2,0 мкм [1].

Целью настоящей работы является изучение причин нарушения адгезионной связи металлического корда в резине и его коррозионная стойкость.

В качестве материала для исследования использовалась автомобильная шина T 175/70 R13 и металлокорд конструкции 9Л15/25.

Конструктивная характеристика металлокорда и способ его расположения в шине является одной из важнейших характеристик, влияющих на прочность связи с резиной и определяющих дальнейшие свойства обрезаемого полотна. Конструкция металлокорда должна обеспечить полное проникновение резины между нитями корда. Фактор заполнения оказывает существенное влияние на работоспособность резинеметаллокордной системы, так как кислород и влага, попадающие в незаполненное резиновой смесью пространство, способствуют коррозии латунного покрытия и разрушению адгезионной связи металлокорд - резина. Кроме того, с недостаточным затеканием смеси между нитями металлокорда связано разрушение последнего вследствие взаимного перетирания проволок.

Важной характеристикой прочности сцепления металлокорда с резиной является количество резины, остающееся на металлокорде после разрушения образца. Как правило, большей прочности связи соответствует большее

количество резины, остающейся на корде. Количество резины, остающейся на корде, оценивается визуально в баллах по 5-ти или 10-тибалльной системе, также по величине относительной доли поверхности металлокорда, покрытой резиной, в процентах[2].

На рисунке 1 показан извлеченный из резины металлокорд. На данных образцах определялась доля покрытой резиной поверхности в процентах.



Рисунок 1 - Извлеченный из резины металлокорд, x1:1

Из рисунка 2 видно, что на исследуемых образцах доля поверхности покрытой резиной составляет 55-80%.

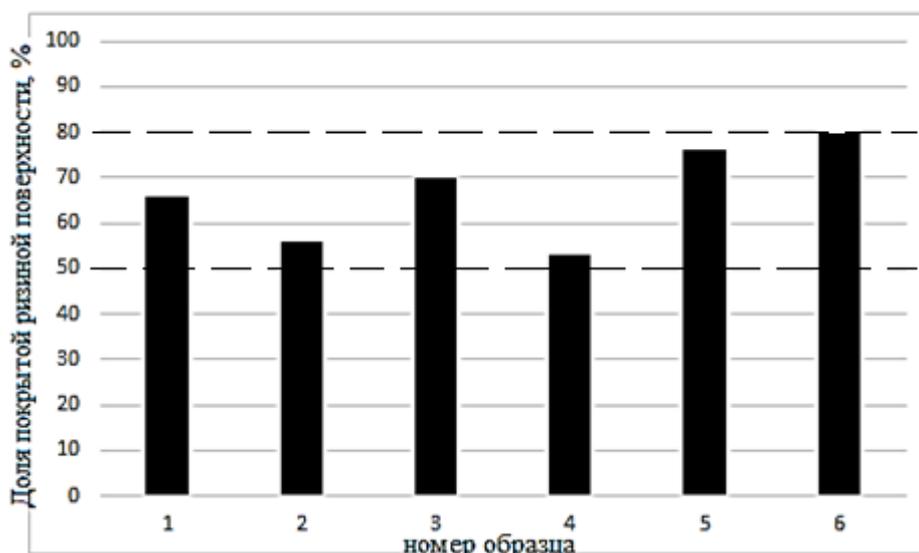


Рисунок 2 – Определение доли поверхности покрытой резиной

Одной из важнейших проблем системы резина-металлокорд является плохое сохранение начального уровня адгезионной прочности связи в различных процессах старения, в связи с протеканием коррозионных процессов. Работоспособность резинометаллокордных изделий зависит от стабильности адгезионной связи к действию различных факторов - влаги, электролитов, кислорода воздуха и повышенной температуры. При эксплуатации шины нагреваются до 50-60, а иногда и до 100°C. В ряде работ [3,4] было рассмотрено влияние термической обработки на коррозионную стойкость проволоки с содержанием углерода 0,7 – 0,9 %. Вместе с влагой в

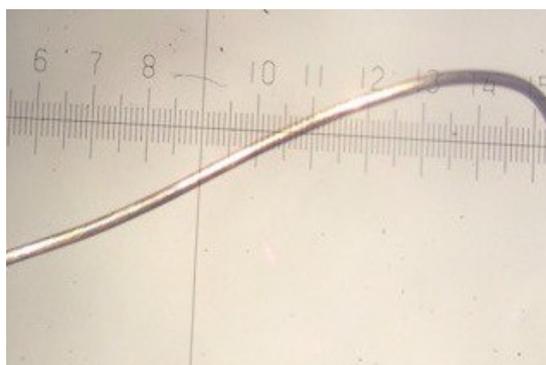
изделия могут попадать соли, используемые для ускорения таяния снега и льда на дорогах в зимнее время, например, хлориды натрия и кальция. Из изложенного следует необходимость определения прочности связи металлокорда с резиной при воздействии указанных факторов.

Образцы нитей металлокорда конструкции 9Л15/25 подвергали воздействию 10 % -ного водного раствора  $H_2SO_4$ . Результаты экспериментов представлены в таблице 1.

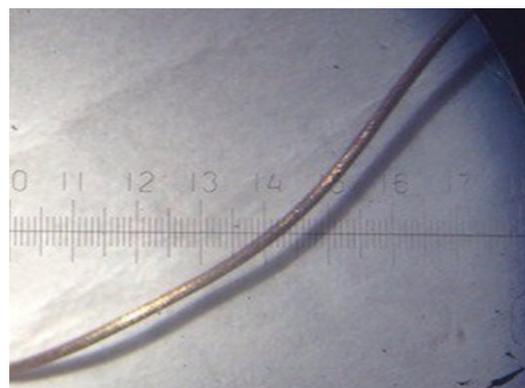
Таблица 1 – Коррозионная стойкость металлокорда конструкции 9Л15/25

№ образца	Диаметр проволоки, мм	Коррозионная среда (водный раствор)	Режим термической обработки	$\Delta m, г$	$K_m^-, г/(м^2*ч)$
1	0,25	10% $H_2SO_4$	30	0,007	0,020
2			60	0,0012	0,020
3			90	0,002	0,026
4			24 ч	0,0198	0,018

После проведения экспериментов было рассмотрено качество и сплошность латунного покрытия корда.



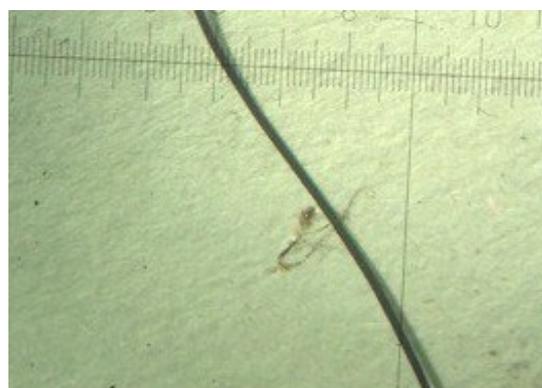
а)



б)



в)



г)

Рисунок 3 - Латунное покрытие металлокорда после воздействия 10 % -ного водного  $H_2SO_4$  в течение а)30 мин, б)60 мин, в)90 мин и г)24 ч, х56

Из рисунка 3 видно, что на первом образце (рис.3,а) вид латунного покрытия, в сравнении с исходным, не изменился. На втором образце (рис.3,б) появились темные участки, покрытие не сплошное, с пропусками. На образце 3 протяженность латунного покрытия уменьшилась, увеличилось количество пропусков, образец потемнел.

После воздействия 10 % -ного водного раствора  $H_2SO_4$  в течении 24 часов (рис. 3, г) латунное покрытие отслоилось, на проволоке покрытия не осталось.



Рисунок 4 – Латунированная проволока после воздействия раствора  $H_2SO_4$  в течение 24 часов

Широкое распространение резиновых изделий, армированных металлокордом, делает весьма актуальным повышение прочности сцепления металлокорда с резиной и устойчивости адгезионной связи в процессе работы изделий. Несмотря на большое количество обзоров и публикаций по этой проблеме, её нельзя считать решенной, т.к. в нашей стране и за рубежом известны случаи преждевременного выхода шин из строя вследствие нарушения связи между металлокордом и резиной.

Выводы. Существенное влияние на прочность связи системы резина-металлокорд оказывает конструктивная характеристика корда. Конструкция должна обеспечить полное проникновение резины между нитями корда.

Одной из основных причин нарушения адгезионной связи между резиной и металлическим кордом является протекание коррозионных процессов под действием различных факторов - влаги, электролитов, кислорода воздуха и повышенной температуры в процессе эксплуатации.

#### Литература

1. Ильясов Р.С. Шины. Некоторые проблемы эксплуатации и производства/ Р.С. Ильясов, В.П. Дорожкин, Г.Я. Власов-М.:КГТУ- 2000.-576 с.

2. Шмурак И.Л. Шинный корд и технология его обработки / В.Л. Шмурак // Москва, 2004.-335 с.

4. Алимов В.И. Фазовые и структурные превращения при деформационно-термической обработке стальной проволоки / В. И. Алимов, О. В. Пушкина// Монография - Донецк: Донбасс, 2012. - 242 с.

5. Алимов В.И. О влиянии нагревов и сред на долговечность канатной проволоки и канатов / В.И. Алимов, О.В. Ашихмина, Р.Ф. Алимова // Охорона окружающей среды. Сборник докладов, т.2.- Донецк, 2000. – С. 165-166.

# ПРОДУКТЫ ГАЗОВОЙ КОРРОЗИИ КАК ИНТЕНСИФИКАТОРЫ ХИМИКО-ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ СТАЛЬНЫХ ИЗДЕЛИЙ

Генкузина В.О., Алимов В.И.  
Донецкий национальный технический университет

Газовой коррозией называют химическую коррозию стали в газовой среде при минимальном содержании влаги (как правило, не более 1%) или при повышенных температурах [1]. В области черной металлургии газовая коррозия возникает при термической обработке в воздушной среде, ковке, прокатке и т.д. стальных изделий.

Газовая коррозия, возникающая в процессе воздействия на стальные изделия повышенных температур, чаще всего рассматривается как нежелательный процесс. При нагреве металла в воздушных атмосферах происходит насыщение поверхности кислородом и образование на поверхности оксидов железа. На стальных поверхностях образуются оксиды железа трех типов  $Fe_2O_3$  (гематит),  $Fe_3O_4$  (магнетит) и  $FeO$ . С повышением температуры толщина оксидного слоя увеличивается, становится более рыхлым и отслаивается от поверхности, что ведет к прямым необратимым потерям металла. В связи с этим многие исследования направлены на предотвращение окисления металлов.

Наряду с негативным влиянием газовой коррозии существуют области техники, в которых преднамеренно окисляют поверхность изделий (при выплавке чугуна, использование окалина, оксидные покрытия (воронение) и т.д.). Преднамеренное насыщение поверхности кислородом с образованием оксидных пленок нашло свое применение и в процессах химико-термической обработки. Большое количество исследований направлено на изучение преднамеренного окисления для активации поверхности при последующем диффузионном насыщении. Такой подход используют в процессах цементации, азотирования, нитроцементации, борирования и т.д. – это позволяет сократить время процесса и уменьшить расход насыщающих сред.

В работе [2] предложен метод нитроцементации изделий после горячей прокатки иликовки без последующей механической обработки поверхностей. Авторами установлено, что оксиды, образовавшиеся в процессе вышеуказанных обработок, не только не препятствуют, но даже способствуют насыщению поверхности деталей углеродом и азотом, интенсифицируя процесс. Толщина оксидных пленок в исследовании достигала 70 мкм. Толщина и износостойкость слоя при данной обработке отличается незначительно от слоя, полученного на очищенной от окислов поверхности. Данную обработку рекомендовано применять для деталей, поверхность которых не требует предварительной механической обработки (диски и шайбы коксового валкового грохота и т.д.).

Также положительным оказался метод насыщения поверхности [3], в котором циклы окисления и цементации чередуются, а последняя стадия обработки включает в себя насыщение азотом. При данной технологии в первом

цикле происходит окисление деталей при температуре 450-500 °С, затем изделия подвергаются цементации в атмосфере «эндогаз-метан». В процессе цементации происходит восстановление окислов железа за счет водорода. После предварительного окисления поверхностного слоя время последующей цементации сокращается на 15-20%. Для повышения прочности, а также предотвращения появления трооститной сетки в поверхностном слое проводят последующее насыщение азотом.

Увеличение скорости нитроцементации деталей с предварительным оксидированием может быть обусловлено тем, что при окислении поверхность металла становится шероховатой и ее адсорбционная способность возрастает, что вызывает увеличение диффузионного потока при насыщении [4]. Кроме того, при нитроцементации слой окалина поглощает смесь углеродосодержащих газов и пары аммиака, диссоциирующие на азот и водород, что создает повышение концентрации диффундирующих веществ у поверхности стали, подвергаемой насыщению. Также отмечается, что азот способствует более значительному науглероживанию при наличии оксидированной поверхности, а углерод, напротив вызывает снижение концентрации азота на поверхность насыщаемой окисленной стали [5].

Авторами [6] показано, что наибольшая эффективность азотирования в атмосфере, содержащей аммиак и воздух, достигается при разделении этих двух атмосфер, т.е. сначала необходимо осуществлять подачу воздуха с целью окисления поверхности, а затем – азотирование в атмосфере аммиака. Диапазон технологических возможностей такого рода процесса азотирования достаточно широк и позволяет создать на металлах и сплавах разнообразные диффузионные нитридные покрытия с большим набором физико-механических характеристик.

Азотирование по данной методике проводят как в один, так и в несколько чередующихся циклов. При азотировании в один цикл изделия нагревают до температуры насыщения 500-600 °С в инертной атмосфере, например, диссоциированного аммиака, которая не допускает насыщения поверхности азотом из-за отсутствия активного азота, проводят выдержку в воздушной атмосфере. На поверхностях деталей формируется зона из оксидов железа. Затем проводят выдержку в насыщающей атмосфере с получением диффузионного слоя в виде наночастиц из нитридов легирующих элементов и азота в твердом растворе альфа-железа. Толщина упрочненного слоя напрямую зависит от времени выдержки изделий в атмосфере аммиака [7].

При азотировании в несколько циклов, после нагрева изделий до температуры насыщения, проводят выдержку попеременно в атмосфере воздуха, а затем в атмосфере аммиака с формированием в результате на поверхности изделий высокопрочной многослойной структуры, состоящей из чередующихся между собой слоев из оксидных и нитридных фаз железа, причем в высоколегированных сталях наряду с нитридами железа присутствуют оксидные и нитридные фазы соответствующих легирующих элементов. Толщина упрочненного слоя зависит от состава атмосферы в процессе выдержки и интенсивно растет за счет присутствия кислорода в ней [8].

Наряду с нитроцементацией и азотированием процесс предварительного окисления поверхности применяют также для последующего борирования [9]. С целью повышения производительности процесса борирования при насыщении в порошках, перед загрузкой в контейнер изделия прогревают до температур 400-600 °С для образования окислов железа на поверхности [10]. Активация поверхности осуществляется путем окисления в процессе нагрева и выдержки при температурах 300-600 °С. Важную роль для последующего борирования играет толщина образовавшейся оксидной пленки. Так при температуре 300 °С и выдержке менее 10 мин образуются тонкие пленки, эффективность действия которых незначительна, также как и при температуре 600 °С и выдержке более 60 мин образуются отслаивающиеся пленки, которые тоже не дают необходимого эффекта [11].

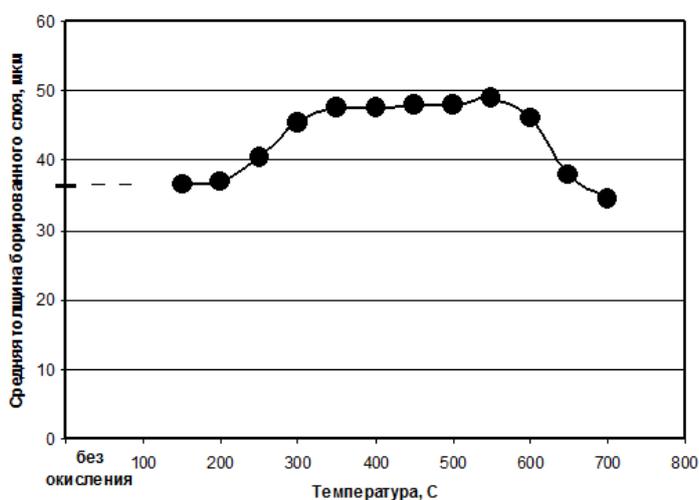


Рисунок – Влияние температуры предварительного нагрева для окисления на глубину слоя при последующем борировании

Из зависимости, построенной нами на основании экспериментальных данных, полученных при борировании после окисления при различных температурах в интервале 150-700 °С с длительностью выдержки 1 час [9] (рисунок) видно, что предварительное окисление в интервале 300-600 °С дает наиболее значимые результаты. При этом минимальная и максимальная толщина борированного слоя оказывается выше, чем после окисления при более низких или более высоких температурах. Также несколько уменьшается разница между

максимальной и минимальной толщиной слоя, что характеризует более равномерную толщину.

Наряду с такими способами, существуют и более многостадийные способы активации поверхности, например, при активизации поверхности проволоки авторы [12] предлагают пропускать проволоку через проходной плазмотрон с двумя типами электродуговой плазмы, причем плазмой большей мощности проводят очищение от оксидов и загрязнений, а плазмой меньшей мощности – непосредственно активацию поверхности. Также существуют изобретения, включающие в процесс активации поверхности воздействие высокочастотных источников энергии [13].

Все рассмотренные методы в той или иной степени направлены на увеличение производительности, улучшение условий труда и усовершенствование методов химико-термической обработки металлических изделий различного сортамента.

Таким образом, окисление поверхности изделий с образованием тонких оксидных пленок активизирует поверхность в процессе последующей химико-термической обработки; то позволяет сократить длительность насыщения на 15-20%, а следовательно увеличить производительность печного оборудования при химико-термической обработке.

#### Литература:

1. Семенова И. В. Коррозия и защита от коррозии / И. В. Семенова, Г. М. Флорианович, А. В. Хорошилов – М.: ФИЗМАЛИТ, 2002. – 336 с.
2. Ольховой Л. С. Нитроцементация окисленных поверхностей / Л. С. Ольховой, И. К. Юдин, Ю. И. Андреев и др. - МиТОМ. – 1984. - № 3. – С. 6-4.
3. Кальнер В. Д. Комплексное насыщение стали углеродом, азотом и кислородом / В. Д. Кальнер, В. А. Ковригин, Б. С. Сторожев, С. А. Юрасов. - МиТОМ. – 1977. - № 9. – С.15-17.
4. Лахтин Ю. М., Арзамасов Б. Н. Химико-термическая обработка металлов. - М.: Металлургия, 1985.- 256 с.
5. Шендерей П. Э. Разработка технологии предварительного оксидирования для увеличения производительности процесса нитроцементации/ П. Э. Шендерей, М. В. Святкин, А. В. Святкин и др.- VII Международная научная конференция. Теоретические и практические основы современной науки. Евразийское научное объединение. Москва. - 2015. - № 7. - С. 30-35.
6. Петрова Л. Г., Александров В. А., Шестопалова Л. П. Формирование наноструктурных дисперсно-упрочненных покрытий путем химико-термической обработки легированных сталей в разделенных атмосферах воздуха и аммиака / Упрочняющие технологии и покрытия - 2010. - № 4. - С. 25-32.
7. Пат. РФ 2367715, МПК C23C8/34. Способ азотирования изделий из легированных сталей/ Петрова Л. Г., Александров В. А., Шестопалова Л. П. – Опубл. 20.09.2009.- Бюл. № 26. – 7 с.
8. Пат. РФ 2367716, МПК C23C8/34. Способ обработки изделий в газообразной среде / Петрова Л.Г., Александров В. А., Шестопалова Л. П. – Опубл. 20.09.2009.- Бюл. № 26. – 6 с.
9. Алимов, В.И. Продукты окисления на стали как интенсификаторы химико-термической обработки / В.И. Алимов, А. П. Штычно, М. В. Афанасьева // Наукові праці ДонНТУ. 2007. -№ 9. - С. 208-211.
10. А.с. №876772 М. кл<sup>3</sup>.C21C9/04. Способ борирования металлических изделий в порошках. Шаповалов С. И., Алимов В. И., Подлесный Л. С., Олифиренко В. В. – (СССР). 4 с.
11. А.с. № 1044672, МКИ C23C9/04. Способ борирования изделий / С. И. Шаповалов, В. И. Алимов (СССР). 3 с.
12. Пат. Укр. № 68476. МПК C23C14/38. Спосіб активізації поверхні дроту перед нанесенням покриттів. Алімов В. І., Максаков А. І., Максакова А. А., Толпа А. А. (Укр.). 4с.
13. Пат. Укр. № 69179, МПК C23C8/00. Спосіб активізації хіміко-термічної обробки при відновленні сталевих виробів. Алімов В. І., Георгіаду М. В., Желтобрюх Л. О. (Укр.). 4 с.

## ПРИПЕКАНИЕ ПОКРЫТИЙ ИЗ ПОРОШКА ХРОМА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПОСТОЯННОГО ТОКА

Ефременко М.М., Крымов В.Н.

Донецкий национальный технический университет

Электроконтактное припекание порошковых материалов является эффективным способом формирования покрытий из различных металлических материалов. Быстрое выделение тепла в местах контакта частиц порошка активизирует процесс спекания и снижает его длительность [1]. Интенсификация сжимающего усилия на небольшом участке поверхности позволяет отказаться от громоздкого прессового оборудования, несмотря на то, что давление может достигать 100 Мпа. Пористость покрытий может не превышать 2-3%.

Особенно важной особенностью данной технологии является то, что спекание занимает доли секунды. Это позволяет организовать непрерывный процесс получения покрытия и соединить его с другими процессами, например, прокаткой.

Как правило, электроконтактное припекание выполняется с применением коротких импульсов тока. Это дает возможность управления температурой процесса, которая составляет 0,9-0,95 температуры плавления порошка. Управление импульсами представляет дополнительную сложность, ограничивающую применение стандартного оборудования, например, для шовной сварки.

Цель данной работы было опробование режимов нанесения покрытия методом припекания с использованием постоянного тока и стандартного оборудования для контактной сварки.

В качестве материала покрытия использовали порошок чистого хрома крупностью 0,03-0,05 мм. Покрытие наносили на плющеную полосу из стали 08кп сечением 7x1,5 мм. Припекание осуществляли на машине точечной сварки. На поверхность образца насыпали слой порошка толщиной 2-2,5 мм. Площадь единично покрываемого участка равнялась 40-50 мм<sup>2</sup>. Сила тока составляла 3 кА. Давление достигало 40-50 Мпа. Длительность приложения давления - до 0,8 с. Наносили как однослойное покрытие, так и двухслойное.

На полученных образцах изготавливали поперечные шлифы оп обычной методике, на которых изучали микроструктуру.

Вокруг припеченного слоя (рис. 1) заметны цвета побежалости, но центральные участки не имеют следов окисления. Как показало исследование микроструктуры, только на одном из полученных образцов было заметно окисление покрытия в виде толстой темной сетки на поверхности частиц порошка.

Оптимальным, в данных условиях, оказалась длительность припекания до 0,5 с. Увеличение длительности выдержки отмечается началом оплавления стального образца.

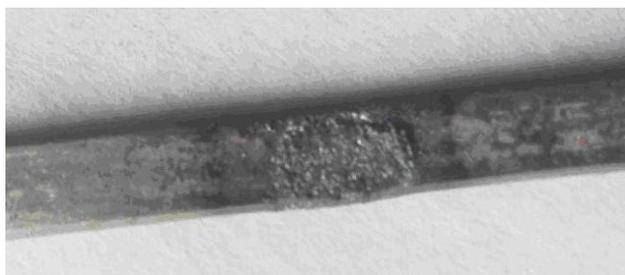
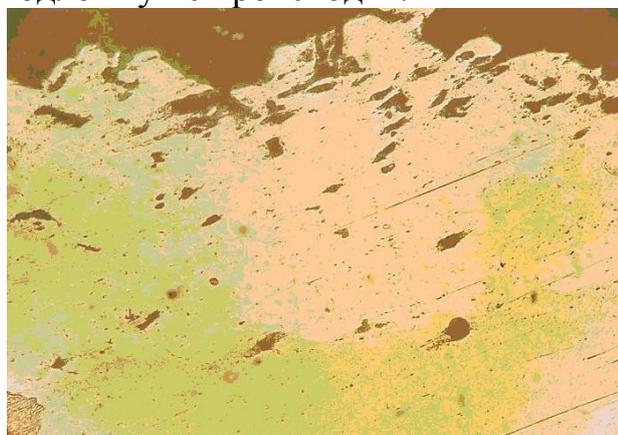


Рисунок 1 – Макроструктура образца с припеченным покрытием из хрома

Прочность сцепления покрытия с подложкой достаточно высока - при порезке образцов не было замечено скалывания или отслаивания слоя.

Микроструктура образцов с покрытиями характеризуется двумя, четко различающимися слоями (рис.2). Слой хрома не выявляется обычным травителем. Поскольку длительность припекания очень мала диффузия хрома в подложку не происходит.



а



б

Рисунок 2 – Микроструктура образца с двухслойным покрытием из порошка хрома, x100

По микроструктуре хорошо видна разница между первым и вторым припеченными слоями. Первый, внутренний слой практически беспористый. Во время нанесения второго слоя первый подвергался горячему прессованию, во время которого поры залечивались. В наружном слое пористость составляет 7-8%. Размеры пор достигают 20-50 мкм.

Таким образом, припекание покрытий с использованием постоянного тока позволяет получать достаточно качественные покрытия, характеризующиеся хорошим сцеплением с подложкой.

#### Литература:

1.Дорожкин Н.Н. Получение покрытий методом припекания / Н. Н. Дорожкин, Т. М. Абрамович, В. И. Жорник; Под общ. ред. Н. Н. Дорожкина. - Минск : Наука и техника, 1980. - 176 с.

## ИЗУЧЕНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ МИКРОСТРУКТУРЫ СТАЛИ 10ХСНД В ПРОЦЕССАХ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ

Канцурова А.А., Егоров Н.Т.

Донецкий национальный технический университет

Поведение сталей в различных процессах термической обработки существенно зависит от характера структурных превращений, происходящих при их нагреве.

Изучали влияние температуры нагрева в интервале 700-1200.°С и скорости охлаждения в диапазоне 0,5 - 90°С/с на процессы структурообразования при термообработке стали 10ХСНД.

Для изучения структуры стали использовали образцы размером 20х20мм, вырезанные из горячекатаных листов толщиной 18 мм производства Алчевского металлургического комбината. Длительность выдержки при нагреве составляла 30 мин. Различные скорости охлаждения достигались охлаждением в воде, в масле и на воздухе.

Микроструктуру исследовали на микроскопе «Neophot-21», шлифы готовили по обычной методике. Микротвердость структурных составляющих определяли на приборе ПМТ-3 (нагрузка 0,1Н), а их количество – точечным методом А.А.Глаголева.

При изучении структуры стали 10ХСНД в зависимости от температуры и скорости охлаждения, помимо стандартных структур феррита, перлита и мартенсита, наблюдали образование нестандартных структур промежуточного типа округлой и игольчатой форм, перлитно-бейнитных и перлитно-мартенситных комплексов. С повышением температуры нагрева (рис.1) уменьшаться количество феррита и увеличивается количество промежуточных (ПС) и игольчатых (ИС) структур.

Особый интерес представляет собой образование, форма и распределение промежуточных структур при охлаждении стали на воздухе после нагрева в межкритический интервал температур. В начальной стадии нагрева ( $A_{c1} + 10-20^{\circ}C$ ) участки промежуточной структуры располагаются в виде цепочки отдельных мелких зерен округлой формы по границам ферритных зерен, а затем с повышением температуры приобретают вид преимущественно игольчатых выделений. Количество игольчатых структур с повышением температуры нагрева в интервале  $A_{c1} - A_{c3}$  увеличивается и достигает максимума после нагрева до 780-820°С. По мере приближения к верхней критической точке  $A_{c3}$ , количество игольчатых структур уменьшается, и в структуре сталей появляются перлит, перлитно-бейнитные (ПБ) и перлитно-мартенситные (ПМ) комплексы.

Наиболее благоприятная феррито-перлитная структура стали при охлаждении на воздухе образуется после нагрева на 920-950°С. Величина зерна феррита при этом соответствует 8-9 баллам, а перлит имеет однородное строение и характеризуется практически одинаковой дисперсностью.

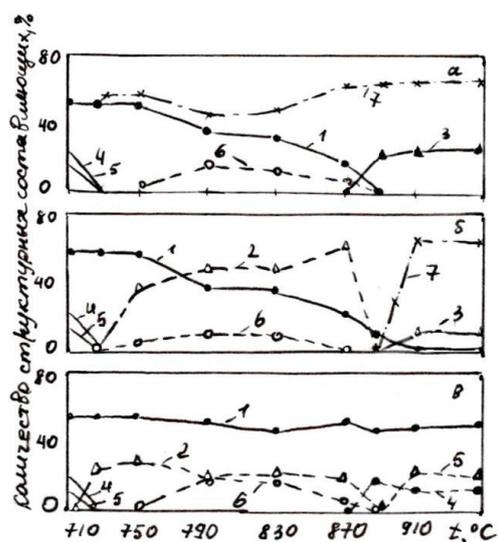


Рисунок 1 - Изменение количества структурных составляющих стали 10XCHD в зависимости от температурного нагрева и условий охлаждения:

в воде(а), в масле(б), на воздухе(в):  
 1 феррит; 2-ПС; 3-Мс; 4-перлит; 5-ПБ;  
 6-ИС; 7-Мт

После нагрева до 1000-1050°C и последующего охлаждения до комнатной температуры структура стали неоднородна как по размеру зерна, так и по составу структурных составляющих. Характерно, что при охлаждении на воздухе крупнозернистые участки в структуре стали 10XCHD представляют собой продукты промежуточного распада аустенита.

С повышением температуры нагрева до 1100-1200°C структура стали становится более однородной. Избыточный феррит при охлаждении на воздухе выделяется по границам бывших аустенитных зерен, образуя ферритную сетку, а оставшейся аустенит при этом распадается преимущественно по промежуточному типу с образованием бейнитных участков. На рис.2 представлены данные об изменении микротвердости при нагреве в межкритический интервал с последующим различным охлаждением.

Из представленных данных следует, что микротвердость структурных составляющих существенно изменяется в зависимости от температуры нагрева и условий охладений. Значительные изменения в межкритическом интервале температур потерпевает феррит, который не испытывает фазового превращения при нагреве. Микротвердость его после охлаждения в воде (закалка) и на воздухе (нормализация) от температур незначительно превышающих критическую точку  $Ac_1$ , повышается и достигает максимальных значений при 780-800°C, что может быть объяснено фазовым наклепом, который возникает в результате объемных изменений при образовании мартенсита и бейнита.

В ряде случаев при нагреве стали до температур, незначительно превышающих критическую точку  $Ac_3$ , на фоне мелкой феррито-перлитной структуры появляются отдельные крупные зерна, наружная часть которых состоит из перлита, а в центральной части содержатся продукты промежуточного распада аустенитного бейнитного типа.

В условиях быстрого охлаждения (вода, масло) после нагрева выше точки  $Ac_3$  в структуре стали появляются перлитно-мартенситные комплексы, представляющие собой перлитные зерна, содержащие участки бесструктурного мартенсита светложелтого цвета (Мс). При закалке в воде эти участки чаще всего наблюдаются в виде отдельных самостоятельных зерен на фоне игольчатого мартенсита темного цвета (Мт).

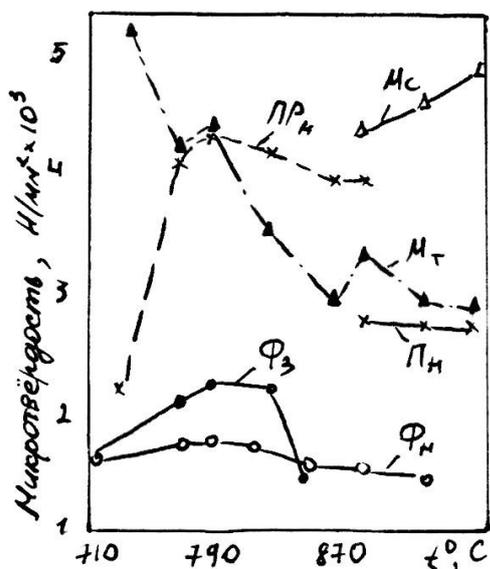


Рисунок 2 - Микротвердость структурных составляющих стали 10ХСНД после различных режимов термообработки: Фн, Пн, ПРН – феррит, перлит, промежуточные структуры в нормализованной стали; Фз, Мт, Мс – феррит, мартенсит(темный, светлый) в закаленной стали

Микротвердость мартенсита, образующегося после закалки стали с повышением температур нагрева, монотонно снижается. Так, микротвердость мартенсита после закалки от температур несколько выше точки  $A_{c1}$  составляет 5500-5700 Н/мм<sup>2</sup>, а при обычной закалке 3000-3200 Н/мм<sup>2</sup>. Такое изменение микротвердости связано с различной температурой мартенситного превращения аустенита, образующегося при различных температурах нагрева. При нагреве в нижнюю область межкритического интервала, аустенит, вследствие более высокой концентрации в нем углерода и легирующих элементов, имеет более низкую температуру мартенситного превращения. В этом случае формируется структура пластинчатого мартенсита, характеризующегося высокой твердостью.

С увеличением температуры нагрева концентрация углерода и легирующих элементов в аустените уменьшается, что приводит к соответствующему повышению (до 400-420°C) мартенситной точки  $M_n$  и, как следствие этого, снижению микротвердости в результате более интенсивного развития процессов самоотпуска. О возможности перераспределения углерода и легирующих элементов при термической обработке с нагревом в межкритический интервал температур свидетельствует образование продуктов промежуточного превращения в низколегированных сталях при охлаждении на воздухе и результаты исследований [1,2].

Значительные различия в микротвердости, количестве и расположении структурных составляющих при термической обработке оказывают существенное влияние на уровень механических свойств стали и позволяют не только оценивать ее качество, но и корректировать существующие технологические процессы.

#### Литература:

1. Подгайский М.С., Уманская Г.Д. Исследование особенностей микроструктуры кремниймарганцовистой стали после нагрева в межкристаллическом интервале температуры // Сб. «Производство листа», М., «Металлургия», 1973, №2, С.70-74.
2. Петруненок А.А. Термическая обработка низколегированных сталей для получения феррито-аустенитно-бейнитной структуры // Физика металлов и металловедение. – 1991, №5, С.93-98.

## АНАЛИЗ ПРИЧИН ВЫХОДА ИЗ СТРОЯ НИХРОМОВЫХ НАГРЕВАТЕЛЕЙ ТЕРМИЧЕСКИХ ПЕЧЕЙ

Ермоленко Н.Ю. Алимов В.И.  
Донецкий национальный технический университет

Срок службы нагревательных элементов зависит от таких факторов, как: рабочая температура, характера ее изменения, конструкции и размеров нагревателя, воздействия на него атмосферы печи. Он может быть обусловлен постепенным окислением материала при эксплуатации или потерей им механической прочности.

Применяемые для нагревателей материалы образуют при нагреве плотные окисные пленки, защищающие основной материал от дальнейшего окисления, поэтому до определенных (для каждого материала) температур окисление развивается крайне медленно, а после перехода через этот температурный уровень процесс резко ускоряется. Так же протекает и распыление материалов в вакууме или защитной атмосфере [1].

За максимально допустимую температуру данного материала следует принимать ту температуру, начиная с которой резко усиливается процесс окисления или разрушение материала. Если перейти через эту границу, то срок службы нагревательного элемента сильно сокращается.

При окислении нагревателя пленка окисла на нем постепенно утолщается, а сечение металлической сердцевины уменьшается. Поэтому сопротивление нагревателя постепенно увеличивается, а выделяющаяся в нем мощность падает. Когда это уменьшение мощности становится существенным (около 10—15%), нагреватель приходится заменять на новый, его срок службы заканчивается.

Часто нагреватели выходят из строя задолго до достижения его сопротивлением предельного значения. В нагревателе обычно наблюдаются несколько ослабленных участков, мелкие трещинки в местах перегибов, включения пленок окислов и так далее, в которых наблюдается местное увеличение сопротивления. Участки с увеличенным сопротивлением вызывают местные перегревы в нихромовых нагревателях и более интенсивное окисление в местах этих перегревов. Интенсивное окисление вызовет дальнейшее уменьшение сечения нагревателя в этих точках, дальнейший рост их температуры, процесс пойдет по нарастающей и приведет к перегоранию нагревателя в одной из таких точек.

Теплоотдача некоторых участков нагревателей затруднена в результате того, что поверхность нагревателя загрязнена, или он неправильно сконструирован, это приведет к образованию местных перегревов.

Когда значения местных перегревов невелики и температуры наиболее нагретых участков не будут достигать значений, при которых начинается интенсивное окисление, это не будет существенно оказывать влияние на сокращении срока службы нагревателя.

Необходимо стремиться к тому, чтобы между максимально допустимой температурой нагрева и рабочей температурой нагревателя был запас, превышающий значение возможных местных перегревов. Если этот запас невелик, то следует свести эти местные перегревы к минимуму рациональной

конструкцией и выбором больших сечений нагревателя, т.к. чем больше будут сечения, тем меньше будут местные сужения, соответственно меньше местные перегревы.

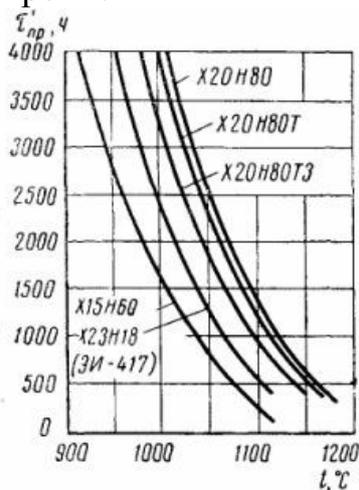


Рисунок 1 – Влияние температуры на срок службы нагревателя из проволоки диаметром 1 мм, среда: воздух [2]

Нагреватель может выйти из строя вследствие химического взаимодействия во время работы с материалами футеровки электрической печи, или с ее атмосферой.

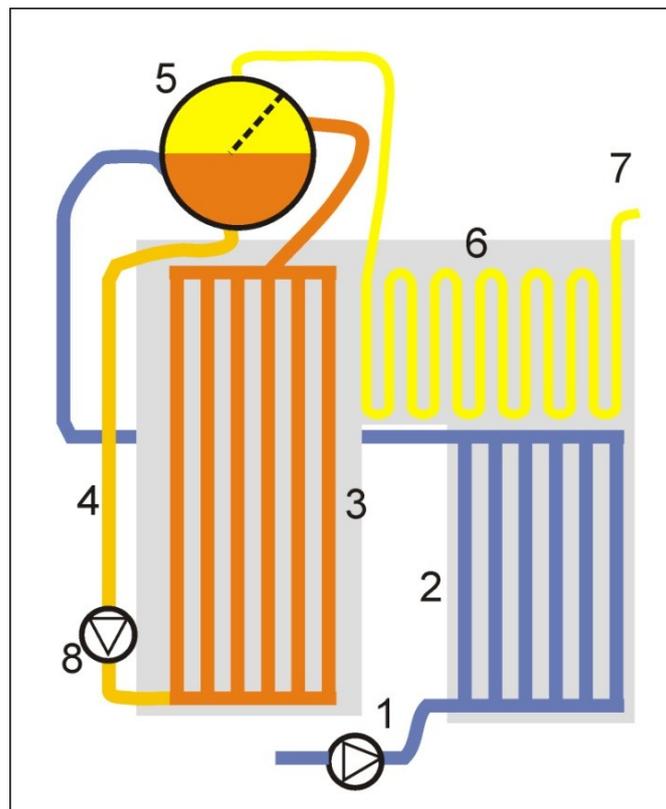
Причиной выхода нагревателя из строя может явиться также его недостаточные жаропрочность и жаростойкость или устойчивость к короблению. Например, если нагреватель сконструирован так, что при рабочей температуре он начинает деформироваться под действием собственного веса (вытягивание петель висящего на крючках нагревателя, коробление спиралей нагревателя), то могут получиться замыкания соседних витков или петель, как следствие перегорание нагревателя или просто местные утончения сечения в результате вытягивания с образованием местных перегревов [3].

Экспериментально изучали причины выхода нагревателей из строя в условиях завода «ДОНЕЦКГОРМАШ». Были отобраны образцы из таких марок нихромов, как: X20H80-Н, X15H60, X20H80T3, взятых из печей типа Ц-105 и ПН-32. Выявили, что нагреватели составные и на стыках сварены нержавеющей сталью. На некоторых изгибах нагревателей из X20H80T3 заметное уменьшение сечения, в этих местах нагреватель «оборван» и оплавлен, из чего следует, что в этих участках были микротрещины, либо включения пленок окислов. Установлено, что нагреватели из X15H60, перегорели в местах сварки, к этому привело то, что при наплавке электрода из «нержавейки» в сварной шов попали загрязнения, и сама сварка нихрома негативно влияет на электросопротивление нагревателя. На образцах же из такой марки нихрома, как X20H80-Н, обнаружено большое количество окислов на поверхности (порядка 15-20% от общего сечения). Причиной образования такого количества окислов на данном образце является, условия эксплуатации, а точнее то, что нагреватель при работе контактирует с футеровкой печи и вступает с ней в химическую реакцию.

#### Литература:

1. Розенберг В.М. Основы жаропрочности металлических материалов. М.: Металлургия, 1973, 328с.
2. Масленников С.Б. Жаропрочные стали и сплавы: Справочник / Масленников С.Б. - М.: Металлургия, 1983. - 192 с.
3. Захаров М.В. Жаропрочные сплавы. Захаров М.В., Захаров А.М. - М.: Металлургия. 1972г. 384с.

# ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА



## ОЦЕНКА ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ ПЕРИОДА ВЫВОДА МЕТОДИЧЕСКОЙ ТОЛКАТЕЛЬНОЙ ПЕЧИ НА РАБОЧИЙ РЕЖИМ ПОСЛЕ МНОГОСУТОЧНОЙ ОСТАНОВКИ

Барков С.П.

Донецкий национальный технический университет

На Донецком металлургическом заводе нагревательная методическая толкательная печь работает в периодическом режиме. Была разработана инженерная методика, позволяющая с достаточной точностью прогнозировать тепловое состояние футеровки печи после простоев произвольной продолжительности [1].

За пятисуточное охлаждение температурный уровень в рабочем пространстве снижается в среднем по томильной и сварочной зоне на 600 °С. Охлаждение томильной зоны при минимальных потерях тепла, показывает температуру поверхности кладки порядка 900 °С. Однако, в реальных условиях потери тепла на нагрев атмосферного воздуха, поступающего в рабочее пространство, могут увеличиться при падении давления в печи. Кроме того, имеют место такие трудно определяемые потери, как излучение через отверстия и щели в печи, более высокие потери через стенки крышек технологических и рабочих окон, в которых толщина обмуровки в 2 раза меньше, чем основной кладки. Дополнительные тепловые потери также связаны с более интенсивным охлаждением свода печи, так как распорно-подвесной свод содержит значительное количество металлических крепежных деталей, являющихся стоком тепла в окружающую среду. К трудно определяемым потерям можно отнести охлаждающее действие металлического каркаса печи и проводимые обслуживающим персоналом технологические операции. Учитывая дополнительные источники потерь тепла, температурный потенциал томильной зоны снижается до 700 °С.[2,3]

В сварочной зоне, в которой имеются глиссажные трубы, охлаждающая вода которых уносит до 20% тепловой мощности печи, а так же с учетом таких же потерь тепла, как и для томильной зоны, средняя температура после простоя устанавливается на уровне 500 °С.

Методическая зона так же влияет на температурный уровень печи. Заготовки в методическую печь поступают с температурой +20 °С и на границе со сварочной зоной их температура достигает 800 °С. При учете равномерного нагрева средняя температура заготовок составит 400 °С перед остановкой печи. После 5-ти суточного охлаждения средняя температура рабочего пространства методической зоны снизится не более, чем на 100 °С из-за низкого начального температурного уровня, а температура определится на уровне 300 °С.

Учитывая температурное состояние всех зон и долю влияния каждой зоны, можно определить общее усредненное температурное состояние печи после 5-ти суточного охлаждения:

$$t = 0,3 \cdot 700 + 0,5 \cdot 500 + 0,2 \cdot 300 = 520 \text{ °С,}$$

где коэффициенты перед температурой - это доля влияния каждой зоны на температурное состояние печи.

Полученное значение среднего температурного уровня как по зонам печи, так и всего рабочего пространства косвенно подтверждается наблюдением нагревательщиков печи, которые отмечают красноватый оттенок кладки в томильной и сварочной зонах и почти темна кладка методической зоны после многосуточного охлаждения.

Условием быстрого возвращения печи в рабочее состояние после длительного охлаждения является время нагрева металла от начальной температуры до температуры прокатки 1250 °С.

Расчет нагрева металла для томильной зоны произведен по критериальным уравнениям при граничных условиях  $t_{п} = \text{const}$  для поверхности пластин [4,5]. Для более равномерного распределения температуры по поверхности металла нагрев будет осуществляться для двух температурных интервалов:

- от 520 до 800 °С;
- от 800 до 1250 °С.

Таблица 1 - Данные расчета

Период нагрева	Начальная температура металла, °С	Конечная температура металла, °С	Температура печи, °С	Теплопроводность нагреваемого металла л, Вт/(м·К)
I	520	800	1000	35
II	800	1250	1350	30

Расчет I периода:

- начальный тепловой поток

$$q_1^H = 4 \cdot \left[ \left( \frac{1000 + 273}{100} \right)^4 - \left( \frac{500 + 273}{100} \right)^4 \right] = 89165 \text{ Вт/м}^2.$$

- конечный тепловой поток

$$q_1^K = 4 \cdot \left[ \left( \frac{1000 + 273}{100} \right)^4 - \left( \frac{800 + 273}{100} \right)^4 \right] = 52051 \text{ Вт/м}^2.$$

- коэффициент передачи тепла излучением:

$$\alpha_{\text{нач}} = \frac{q_1^H}{t_{\text{печ}} - t_H} = \frac{89165}{1000 - 520} = 186 \text{ Вт/(м}^2 \cdot \text{К)},$$

$$\alpha_{\text{кон}} = \frac{q_1^K}{t_{\text{печ}} - t_K} = \frac{52051}{1000 - 800} = 260 \text{ Вт/(м}^2 \cdot \text{К)},$$

$$\bar{\alpha} = \frac{\alpha_{\text{нач}} + \alpha_{\text{кон}}}{2} = \frac{186 + 260}{2} = 223 \text{ Вт/(м}^2 \cdot \text{К)}.$$

- критерий Bi:

$$Bi = \frac{\bar{\alpha} \cdot s}{\lambda} = \frac{223 \cdot 0,1}{35} = 0,64.$$

- температурная функция:

$$\varphi = \frac{t_n - t_k}{t_n - t_n} = \frac{1000 - 800}{1000 - 500} = 0,42.$$

- критерий Fo определяется по таблице на основе критерия Vi и температурной функции [5]

$$Fo=1,2.$$

- время нагрева поверхности заготовки

$$Fo = \frac{a \cdot \tau}{s^2}, \quad \tau = \frac{Fo \cdot s^2}{a},$$
$$a = \frac{\lambda}{\rho \cdot c} = \frac{35 \cdot 10^{-3}}{7700 \cdot 0,7} = 6,5 \cdot 10^{-6},$$

$$\tau_1 = \frac{1,2 \cdot 0,1^2}{6,5 \cdot 10^{-6}} = 0,23 \cdot 10^4 \text{ с} = 0,64 \text{ ч}.$$

Время нагрева второго периода, рассчитано аналогично и составило  $\tau_2 = 0,77 \text{ ч}$ .

Общее время нагрева поверхности металла составит:

$$\tau_{\text{общ}} = \tau_1 + \tau_2 = 0,64 + 0,77 = 1,41 \text{ ч}.$$

Как видно из расчетов, температура поверхности заготовок достаточно быстро достигает рабочих значений.

Проведены расчеты для определения времени нагрева всей толщины заготовки с использованием критерильных графиков для оси. Время нагрева по расчетным данным увеличилось в 1,5 раза.

Однако, несмотря на малое время задержки пуска печи по причине нагрева заготовок до температуры 1250 °С, в производственных условиях имеют место технологические факторы, не позволяющие быстро осуществить пуск печи. К ним относятся осмотр, контроль газотранспортной системы печи после многосуточных остановок, системы управления печи и другие факторы [2]. Практика запуска печи показывает, что продолжительность таких операций не превышает длительности одной рабочей смены.

Литература:

1. Барков С.П. Инженерная методика прогнозирования теплового состояния футеровки методической печи, находящейся в условиях простоя / С.П. Барков, А.И. Туяхов // Вестник ДонНТУ. -2016. №5(5). -С. 43-47. (сер.: Metallургические процессы и оборудование)
2. Мастрюков В.С. Теория, конструкция и расчеты металлургических печей. Т.2 -М: Металлургия, 1989. -378 с.
3. Розенгард Ю.И. Теплообмен и тепловые режимы в промышленных печах / Ю.И. Розенгард, Б.Б. Потапов, В.М. Ольшанский, А.В. Бородулин - Киев, Донецк: Виша школа, 1986. -296 с.
4. Гинкул С.И. Тепломассобмен / С.И. Гинкул, В.И. Шелудченко, В.В. Кравцов, С.В. Палкина -Донецк: Норд-Пресс, 2006 -298 с.
5. Казанцев Е.И. Промышленные печи. -М.: Металлургия, 1975. -368 с.

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ОХЛАЖДЕНИЯ СОРТОВЫХ ЗАГОТОВОК В ЗВО

Худотеплый В.В., Бирюков А.Б.  
Донецкий национальный технический университет

Одним из важных факторов, который показывает уровень развития металлургии, является применяемый способ разливки стали. Существует два способа - разливка в изложницы и непрерывная разливка стали. Изложницы - это чугунные формы, в которые сталь поступает из сталеразливочного ковша и затем затвердевает в виде слитков. Суть непрерывной разливки состоит в том, что металл поступает в кристаллизатор, где происходит непрерывное поступление жидкого металла с непрерывным вытягиванием непрерывного слитка из кристаллизатора. После затвердевания в зоне вторичного охлаждения слиток разрезают на куски нужной длины. На постсоветском пространстве на многих предприятиях опасаются проводить непрерывную разливку заготовок из марок стали склонных к трещинообразованию. Для успешной разливки таких марок сталей требуется научный инструмент для определения рациональных параметров температурно-скоростного режима.

В зависимости от марки стали, сечения заготовки требуется определение рациональных интенсивности и охлаждения по секторам ЗВО. Для этого возможно использовать методику по отработке перехода от распределения коэффициентов теплоотдачи по поверхности заготовки к конкретным расходам охладителя по секторам и использование ряда вспомогательных величин для анализа режимов работы зоны вторичного охлаждения.

Плотность теплового потока, отводимого от поверхности сечения заготовки в каждый момент времени, должна равняться сумме теплового потока, выделяющегося на фронте затвердевания и теплового потока, соответствующего охлаждению уже затвердевшего массива металла с заданной скоростью.

Исходя из этого плотность теплового потока, который необходимо отводить от поверхности заготовки, зависит от времени следующим образом:

$$q(\tau) = \frac{\frac{k}{2 \cdot \sqrt{\tau}} \cdot 4 \cdot (a - 2 \cdot k \cdot \sqrt{\tau}) \cdot \rho_{жм} \cdot q_{кр}}{4 \cdot a} + \frac{[a^2 - (a - 2 \cdot k \cdot \sqrt{\tau})^2] \cdot \rho_{тв} \cdot c_m \cdot \Delta t}{4 \cdot a}, \quad (1)$$

где  $k$  – коэффициент затвердевания,  $\text{м} \cdot \text{с}^{-0,5}$ ;

$a$  – ширина грани заготовки,  $\text{м}$ ;

$q_{кр}$  – теплота затвердевания стали,  $\text{Дж/кг}$

$\rho_{жм}$  – плотность жидкого металла,  $\text{кг/м}^3$ ;

$\rho_{тв}$  – плотность затвердевшего металла,  $\text{кг/м}^3$

$c_m$  – средняя теплоемкость затвердевшего металла,  $\text{Дж/(кг} \cdot \text{К)}$ ;

$\Delta t$  – заданная скорость спада среднemasсовой температуры металла в ЗВО,  $^{\circ}\text{C}$ .

Чтобы определить к каким расходам охладителя перейти, необходимо воспользоваться соответствующими зависимостями. Одной из зависимостей является:

$$\alpha = k \cdot g_f, \quad (2)$$

где  $g_f$  – плотность орошения поверхности заготовки,  $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ ;  
 $k$  – коэффициент пропорциональности, характеризующий работу форсунок,  $\text{Вт} \cdot \text{ч}/(\text{м}^3 \cdot \text{К})$ .

Смысл коэффициента  $k$  отражает количество тепла, воспринятое единицей охладителя за единицу времени, приходящееся на каждую единицу разности температур поверхности заготовки и охлаждающей среды. Что бы избавиться от погрешности расчетов, для каждой конкретной конструкции форсунок значение коэффициента  $k$  должно быть либо предоставлено изготовителем, либо определено в результате тепловых исследований работы форсунок.

Использование зависимости (2) позволяет перейти от коэффициентов теплоотдачи к значениям плотности орошения поверхности заготовки.

Для характеристики работы вторичного охлаждения используются разные величины. Плотность орошения  $g_f$ ,  $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ , расход охладителя  $G$ , л/мин, удельный расход охладителя  $g$ , л/кг,  $v$  – скорость разлива, м/с;  $l$  – длина изучаемого сектора, м.

Таблица 1 - Зависимости для взаимного пересчета характеристик ЗВО

Определяемая величина	Аргумент для определения искомой величины		
	$g_f, \text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$	$g, \text{л/кг}$	$G, \text{л/мин}$
$g_f, \text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$	$g_f$	$\frac{3.6}{4 \cdot l} \cdot g \cdot a \cdot v \cdot \rho$	$\frac{60}{1000} \cdot \frac{G}{4 \cdot a \cdot l}$
$g, \text{л/кг}$	$\frac{4}{3.6} \cdot \frac{g_f \cdot l}{a \cdot v \cdot \rho} *$	$g$	$\frac{60}{3600} \cdot \frac{G}{a^2 \cdot v \cdot \rho}$
$G, \text{л/мин}$	$4 \cdot \frac{1000}{60} \cdot g_f \cdot a \cdot l$	$\frac{3600}{60} \cdot g \cdot a^2 \cdot v \cdot \rho$	$G$

Установление рациональных параметров температурно-скоростного режима является важной задачей в работе ЗВО. Использование данного метода может предотвратить трещинообразование в высоколегированных сталях таких как ШХ15, 40ХНМА.

#### Литература:

1. Бирюков А.Б. Эффективное управление зоной вторичного охлаждения высокоскоростных сортовых МНЛЗ/ А.Б. Бирюков, В.В. Кравцов, И.П. Олексюк, Н.А. Остапенко// Металл и литье Украины. – 2010. – №7. – С. 21.

2. Бирюков А.Б. Метод определения рациональной интенсивности вторичного охлаждения непрерывной слябовой заготовки/ А.Б. Бирюков, А.А. Иванов// Металлург. – 2014. – №11. – С. 47-51.

## СОЗДАНИЕ МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ РЕКУПЕРАТИВНЫХ ГОРЕЛОК

Власов Я.С., Бирюков А.Б.

Донецкий национальный технический университет

В настоящее время задача экономии энергоресурсов, особенно в таких отраслях промышленности как, металлургия, энергетика и машиностроение стоит необычайно остро.

Высокая температура уходящих газов является одной из основных составляющих тепловых потерь печи для термообработки материалов. Рекуперация тепловой энергии отходящих газов из печи, которая идет на нагрев воздуха необходимого для горения, дает возможность получить существенную экономию, как денежных средств, так и энергоресурсов.

В большинстве из работающих в настоящее время термических и нагревательных печей установлены газовые горелки, использующие для горения либо «холодный» воздух, поступающий из цеха, либо воздух из центрального рекуператора. При этом достаточно редко встречаются случаи, когда температура догрева воздуха в центральном рекуператоре превышает 400-450 °С.

Использование индивидуальных теплообменников позволяет достичь высокой температуры воздуха, идущего на горение, которая недостижима для систем с центральным рекуператором.

В связи с этим одним из комплексных решений задач энергосбережения, позволяющего существенно снизить энергопотребление при эксплуатации нагревательных печей, является применение рекуперативных горелок.

Рекуперативная горелка представляет собой газогорелочное устройство со встроенным теплообменным аппаратом (рекуператором), обеспечивающее подогрев воздуха, за счет удаления дымовых газов из рабочего пространства печи.

Рекуперативные горелки имеют высокоэффективный теплообменник - рекуператор из металла или керамики, в котором воздух, идущий на горение, нагревается до 700 °С.

В зависимости от температуры в печи горелки имеют три основных исполнения: «М» и «FTR» (с металлическим рекуператором) применяются до температуры 1150° С и 950° С соответственно, а также «С» (с керамическим рекуператором) применяются до 1300° С.

Перемешивание греющей среды осуществляется за счет высокой скорости истечения газов из горелки. Так, в рекуперативных горелках скорость истечения дымовых газов из сопел может достигать 150 м/с. Это позволяет интенсифицировать процесс нагрева заготовок за счет повышения конвективной составляющей процесса теплообмена от греющей среды к нагреваемым заготовкам, напрямую зависящей от скорости движения греющей среды в рабочем пространстве.

С усилением предварительного нагрева воздуха температура пламени возрастает и вместе с тем процентное содержание  $NO_2$  в отходящем газе, поэтому рекуперативные горелки с сильным предварительным нагревом воздуха в особенности подвержены этой проблеме. Для мероприятий по сокращению выделения  $NO_2$ , в особенности для ступенчатого горения и рециркуляции отходящего газа, были разработаны конструктивные решения специально для рекуперативных горелок. Первая ступень горения с недостатком воздуха приблизительно 30% происходит в керамической камере горения при избыточном давлении от 1 до 2 кПа, а предварительно нагретый вторичный воздух выходит при одинаковом давлении через отверстия вокруг основной струи, сначала смешивается с печными газами, а затем попадает в основную струю, которая уже смешалась с печными газами. Вследствие такого метода вторичного сжигания температура пламени повышается незначительно.

Недостатком горелок подобного типа являются значительные капитальные затраты на их внедрение. В большинстве случаев одна лишь экономия энергоресурсов неспособна окупить эти затраты. Поэтому при анализе ожидаемого экономического эффекта следует учитывать такие факторы, как возможное повышение производительности печи и снижение образования оксидов азота.

Стоимость рекуперативных горелок очень высока в значительной мере из-за монополии ряда фирм на рынке рекуперативных горелок, а также из-за высокой стоимости рекуператоров изготавливаемых из жаропрочных марок сталей и сплавов. Например, поверхность керамического рекуператора, сделана из карбида кремния (SiC). Для освоения широкого распространения рекуперативных горелок необходима методика конструктивных параметров.

Цель работы создание методики конструктивных параметров рекуперативных горелок.

Для достижения этой цели поставлены следующие задачи:

- проанализировать конструкции и показатели работы рекуперативных горелок ведущих зарубежных фирм;
- определиться с аналогами и прототипами;
- создать пакет системно-структурных моделей ТСУ;
- на основе теплотехнических расчётов создать рекуперативную горелку отечественного производства с показателями, не ниже зарубежных аналогов;

Расчет конструктивных размеров рекуператора производится исходя из условий создания необходимой площади поверхности нагреваемой теплоносителем и омываемой потоком нагреваемой среды.

Точный расчет теплообменника сложен тем, что все теплофизические и физические параметры сред — это величины переменные и взаимозависящие. Поэтому расчет рекуператора производят на основе эмпирических данных с использованием метода критерия подобия по усредненным физическим параметрам.

Исходными данными для простейшего теплового расчета являются: температуры обоих теплоносителей на входе и на выходе из аппарата, а также тепловая мощность горелки.

Расчет поверхности теплообмена состоит из следующих основных стадий.

1. Определение тепловой нагрузки аппарата, средней движущей силы и средних температур теплоносителей.

2. Определение расхода второго вещества из теплового баланса.

3. Определение ориентировочной площади поверхности теплообмена, а также определение рациональной формы и размера ребра. При этом в задачу расчета входит распределение температуры по ребру, количество снимаемой теплоты.

Чаще всего в инженерной практике используются критериальные уравнения процесса теплоотдачи. При выборе критериального уравнения для определения коэффициентов теплоотдачи необходимо принимать во внимание следующее.

1. Учитывается характер теплообмена.

2. Определяется режим движения теплоносителя, за который при вынужденном движении отвечает критерий Рейнольдса.

3. Характеризуется пространство теплообменника, в котором течет теплоноситель: трубное или межтрубное.

4. Характеризуется вид поверхности теплообмена: плоская, трубчатая, оребренная и т.д.

5. Характеризуется тип конструкции теплообменника.

В случае отсутствия критериальных уравнений, в точности соответствующего изучающего аэродинамического взаимодействия целесообразно проведение экспериментальных исследований по установлению этих уравнений.

Вывод: таким образом обоснована необходимость создания методики конструктивных параметров рекуперативных горелок с целью их широкого распространения, а также представлены общие сведения о расчете конструктивных параметров горелки.

Литература:

1. Бирюков, А. Б. Современные аспекты использования рекуперативных горелок для отопления пламенных печей / А. Б. Бирюков // Бюллетень «Черная металлургия». – 2015. – №11. – С. 31-36.

2. Вохмяков, А. М. Исследование конвективного теплообмена в проходной печи, оснащенной скоростными горелками / А. М. Вохмяков, М. Д. Казяев, Д. М. Казяев // Цветные металлы. – 2011. – №12. – С. 89-93.

3. Казяев, М. Д. Применение современных топливосжигающих устройств в нагревательных печах / М. Д. Казяев, А. Ф. Спиглазов, Б. Н. Арсеев, Д. М. Казяев, А. М. Вохмяков // Сб. трудов III международного конгресса «Печестроение: тепловые режимы, конструкции, автоматизация, экология». Москва, 2008. – С. 152-160.

# ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ТЕПЛОЙ ОБРАБОТКИ МЕТАЛЛА В ПЕЧАХ НА ОСНОВЕ АНАЛИЗА ТЕМПА ИЗМЕНЕНИЯ ТЕМПЕРАТУРЫ И ТЕМПЕРАТУРНОГО ГРАДИЕНТА

Кольба И.К., Бирюков А.Б.

Донецкий национальный технический университет

Металл нагревается в печах для улучшения его пластических свойств перед обработкой давлением — прокаткой, ковкой или штамповкой, а также при термической обработке. От правильного режима нагрева металла зависит качество получаемых из него изделий: их структура, внешний вид и механические свойства.

Современные печи периодического действия, применяемые в качестве нагревательных и термических печей в кузнечном производстве, характеризуются высокой равномерностью температурного поля в газовом пространстве печи и наличием достаточно эффективных систем АСУ ТП, позволяющих с большой точностью выдерживать заданный закон изменения температуры печи во времени. С другой стороны, в значительной части случаев, назначая продолжительность тепловой обработки металла, технологи ориентируются на данные справочников, в которых для разных сечений изделий и температурных интервалов указаны рекомендуемые диапазоны продолжительности тепловой обработки [1]. При этом выбор конкретной величины внутри рекомендуемого диапазона производится технологом на основании его опыта и здесь возможны варианты, когда некоторые части заготовок или изделий не достигают заданной температуры, либо, наоборот, металл, достигший заданных параметров температурного поля, непроизводительно пересиживается в печи. Не правильный выбор теплового режима, может привести к избыточному расходу топлива и соответственно дополнительным выбросам продуктов сгорания, а также к образованию окалины и браку слитков. Наиболее остро этот вопрос стоит при работе с высококачественными высоколегированными марками стали.

В данной работе создается упрощенная математическая модель, базирующаяся на решении только дифференциального уравнения нестационарной теплопроводности, в которой задание граничных условий теплообмена производится с использованием основных закономерностей лучистого теплообмена, а адаптация производится при помощи алгоритма, основанного на анализе моментальных тепловых балансов печного агрегата.

В основе математической модели лежит решение дифференциального уравнения нестационарной теплопроводности для металла и футеровки. В общем виде это уравнение записывается как:

$$\rho \cdot c \cdot \frac{\partial t}{\partial \tau} = \text{div}(\lambda \cdot \text{grad} t) . \quad (1)$$

где  $\rho$  — плотность металла,  $\text{кг/м}^3$ ;  $c$  — теплоемкость металла,  $\text{Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ ;

$\lambda$  – теплопроводность металла, Вт/(м·К).

Поскольку для большинства машиностроительных предприятий в номенклатуре изделий, подвергающихся комплексной термообработке, значительное место занимают изделия цилиндрической формы, например, прокатные валки или заготовки под роторы турбин, в данной работе внимание сосредоточено на тепловой обработке тел цилиндрической формы.

Для решения названных задач используется методология, предложенная в работе [2] обоснована возможность и целесообразность перехода от трехмерной постановки задачи к одномерной для моделирования теплообмена в современных печах, характеризующихся высокой степенью равномерности распределения температур в газовом пространстве. Таким образом, имеем следующие записи этого уравнения:

для заготовок

$$\frac{\partial t}{\partial \tau} = \frac{\lambda_m}{\rho_m c_m} \cdot \left( \frac{\partial^2 t}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \cdot \frac{\partial t}{\partial r} \right); \quad (2)$$

для футеровки

$$\frac{\partial t}{\partial \tau} = \frac{\lambda_f}{\rho_f c_f} \cdot \left( \frac{\partial^2 t}{\partial y^2} \right), \quad (3)$$

где индексы «м» и «ф» обозначаются, что теплофизические характеристики взяты для металла и футеровки соответственно.

Для соответствия результатов решения дифференциального уравнения нестационарной теплопроводности реальным условиям технологического процесса задаются условия однозначности:

- геометрические условия, учитывающие форму и размеры области пространства, для которой реализуется решение внутренней задачи;
- начальные условия, описывающие распределение температур в «нулевой» момент времени;
- граничные условия теплообмена, сформированные на основании особенностей внешней задачи теплообмена;
- зависимость теплофизических характеристик материала от температуры.

Геометрические условия. В создаваемой модели отработано два варианта задания начальных условий для металла:

– усредненное температурное поле перед началом тепловой обработки  $0 \leq r \leq r_3, \tau = 0: t = t_H$ , полученное, например, после длительной выдержки или характерное для посадки холодной заготовки;

– температурное поле, полученное в результате предыдущей тепловой операции над материалом, которое в общем случае является неравномерным  $0 \leq r \leq r_3, \tau = 0: t = t(r)$ .

Граничные условия определяют теплообмен на поверхности области (представленной геометрическими условиями), для которой решается внутренняя задача. Их задание основывается на учете качественных и

количественных характеристик теплообменных процессов в изучаемой технологии.

В данной работе предложено использование граничных условий третьего рода на поверхности расчетных сечений. В общем случае в каждый новый момент времени необходимо проводить пересмотр граничных условий.

Для круглого поперечного сечения и решения задачи в одномерной постановке задаем следующие граничные условия:

$$\begin{cases} r = r_3 : -\lambda \frac{\partial t}{\partial r} = \alpha_K^M (t_{\text{печь}} - t_{\text{п}}) + C_{\text{печь-м}} \cdot \left[ \left( \frac{t_{\text{печь}} + 273}{100} \right)^4 - \left( \frac{t_{\text{п}} + 273}{100} \right)^4 \right]; \\ r = 0 : \frac{\partial t}{\partial r} = 0. \end{cases} \quad (4)$$

Для футеровки

$$\begin{cases} y = 0 : t_{\text{пф}} = t_{\text{кл}}; \\ y = S : -\lambda \frac{\partial t}{\partial y} = \alpha_{\text{ос}} (t_{\text{пф}} - t_{\text{ос}}), \end{cases} \quad (5)$$

где  $\alpha_K^M$ ,  $\alpha_{\text{ос}}$  – коэффициенты конвективной теплоотдачи от продуктов сгорания к поверхности металла и от наружной поверхности футеровки в окружающую среду соответственно, Вт/(м<sup>2</sup>·К);  $t_{\text{п}}$ ,  $t_{\text{пф}}$ ,  $t_{\text{нф}}$ ,  $t_{\text{ос}}$  – температуры поверхности металла, внутренней и наружной поверхностей волокнистой футеровки и окружающей среды соответственно, °С;  $C_{\text{печь-м}}$  – приведенный коэффициент излучения в системе тел печь-металл, Вт/(м<sup>2</sup>·К<sup>4</sup>),  $t_{\text{кл}}$  – средняя температура внутренней поверхности футеровки, полученная на основании рекомендаций аналитических методик, °С.

Также в рамках постановки задачи задаются зависимости теплофизических характеристик сред и материалов от температуры.

Для численной реализации математической модели используются метод конечных разностей, который является самым эффективным для тел простой формы, и неявная схема аппроксимации.

Помимо определения температурного состояния металла по времени при помощи данной математической модели, целесообразно рассмотреть не менее важные характеристики процесса нагрева: поле темпа изменения температуры и температурный градиент.

Поля названных величин определяются в результате обработки значений температуры в узлах расчетной сетки:

$$\text{- темп изменения температуры} \quad \left. \frac{\partial t}{\partial \tau} \right|_j = \frac{t_j^i - t_j^{i-1}}{\Delta \tau}; \quad (6)$$

$$\text{- температурный градиент} \quad \left. \frac{\partial t}{\partial r} \right|_j = \frac{t_{j+1}^i - t_j^i}{\Delta r}, \quad (7)$$

где  $j$ ,  $j+1$  – номер узла, соответствующего изучаемой точке, и следующего соседнего узла на произвольном радиус-векторе в наибольшем поперечном сечении заготовки;

$i, i-1$  – рассматриваемый и предыдущий момент времени;

$\Delta\tau, \Delta r$  – шаги сетки по времени и координате.

Полученная информация о поле температур и темпе изменения температур в расчетном сечении заготовки в конкретный момент времени позволяет построить диаграмму, представленную на рисунке. На ней условно изображена кривая, которая описывает темп изменения температуры по толщине заготовки.

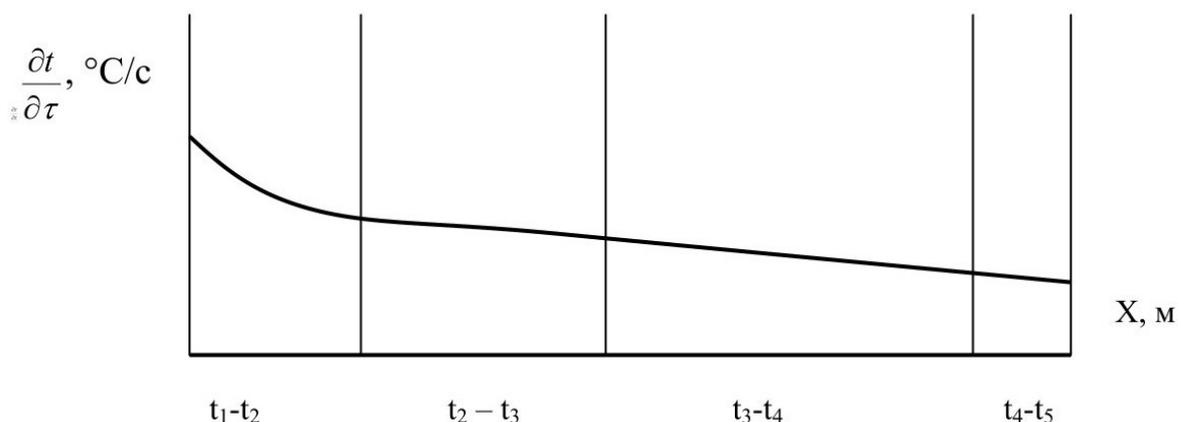


Рисунок - Вид диаграммы темпа изменения температуры по толщине заготовки для некоторого момента времени с наложением характерных температурных диапазонов структурных преобразований

С помощью анализа темпа изменения температуры и температурного градиента, мы можем выполнить следующие действия:

- качественно оценить, когда возникает наибольшее термическое напряжение, и предоставить исходные данные для расчета;
- определить скорость нагрева слоев материала в любой момент времени.

Вывод.

В данной работе создана упрощенная математическая модель, базирующаяся на решении только дифференциального уравнения нестационарной теплопроводности, в которой задание граничных условий теплообмена производится с использованием основных закономерностей лучистого теплообмена, а адаптация производится при помощи алгоритма, основанного на анализе моментальных тепловых балансов печного агрегата и углубленного изучения темпа изменения температур и температурного градиента.

Литература:

1. Термическая обработка в машиностроении: Справочник / под ред. Ю. М. Лахтина, А. Г. Рахштадта. – М.: Машиностроение, 1980. – 783с.
2. Бирюков А.Б. Математическая модель для изучения процессов воздушного охлаждения металла в печах / А.Б. Бирюков, А.И. Волошин, П.А. Гнитиев // Сталь. – 2015. – №7 – с. 77-81.

# ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ И КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ СЛОЕВЫХ УГОЛЬНЫХ ГАЗОГЕНЕРАТОРОВ

Авдони́на Д.В., Би́рюков А.Б.

Донецкий национальный технический университет

Необходимость развития технологий газификации твердых топлив обычно связывают с уменьшением запасов дешевых ресурсов нефти и газа. Запасы твердоготовлива (уголь, биомасса, торф) достаточно велики, а стоимость заметно ниже, чем для углеводородов. Кроме того, запасы твердых топлив распределены более равномерно, чем нефти и газа. Именно такими причинами были обусловлены всплески интенсивности работ по данной тематике в довоенные годы и после энергетического кризиса 1973 г.

Газификация позволяет решить проблему переработки отходов лесной, целлюлозно-бумажной, сельскохозяйственной, углеобогадательной промышленности, твердых бытовых отходов, низкосортных углей. Несмотря на большие запасы таких энергоресурсов, их применение в энергетике путем традиционного сжигания затруднено, поскольку такие топлива обладают низкой теплотворной способностью, которая обусловлена низким содержанием углерода в горючей части, высокой влажностью, высокой долей негорючего балласта, токсичностью продуктов сгорания. Вместе с тем эти особенности не препятствуют переработке топлив путем пиролиза и газификации.

Проблема, которая стоит перед разработчиками оборудования для проведения газификации, состоит в отсутствии надежных инженерных методик расчета газогенераторного оборудования. По этой причине при разработке газогенераторов неоправданно большое значение имеет эмпирический подход, а предварительные технико-экономические исследования таких установок не позволяют адекватно оценить их потенциал. Для полного сжигания такие методики общеизвестны, поскольку состав продуктов достаточно просто оценить. В случае газификации состав продуктов определяется физико-химией протекающих процессов. Поэтому разработка математических моделей на основе анализа физико-химических особенностей процесса газификации и поиск новых подходов к их описанию является актуальной научной задачей, решение которой может существенно ускорить этапы проектирования таких установок.

Процессы превращения топлива в газообразные продукты обычно описывают с помощью приближенных кинетических схем, для которых характерна громоздкость, а иногда и несоответствие физической стороне явлений. Это связано с недостаточной разработанностью теории гетерогенных явлений при горении и газификации твердого топлива. Более простые модели – термодинамические – могут быть применены при соответствующем учете макрокинетических особенностей.

Газификация твердых топлив применяется тогда, когда целевым продуктом является горючий газ. Для этого топливо окисляют таким образом, чтобы наиболее полно перевести его химическую энергию в химическую энергию газа (т.е. его теплоту сгорания, которая определяется наличием CO и H<sub>2</sub>)

Генераторный газ может быть использован для различных энергетических нужд – например, для сжигания в отопительных целях или для получения электроэнергии в газотурбинных установках. Для низкосортных топлив, которые часто не могут быть использованы для прямого сжигания из-за присущих им особенностей (повышенная зольность, влажность, токсичность), газификация может стать наиболее целесообразным путем термохимической конверсии.

Существуют различные варианты организации процесса газификации твердого топлива. Это технологии плотного слоя, технологии кипящего слоя, поточные технологии. Отдельно выделяется подземная газификация угля, которая происходит в канале, пробитом в угольном пласте.

По химическому составу дутья (т.е. газа, подаваемого в газогенератор) газификация может быть воздушная, паровоздушная, кислородная, парокислородная, паровая, углекислотная. Процессы газификации могут быть автотермическими (т.е. способными устойчиво протекать за счет собственной теплоты) и аллотермическими (т.е. требующими для осуществления теплоты извне).

В данной работе рассматривается плотный слой с обращенным дутьем. Технологии плотного слоя являются наиболее простыми с технической точки зрения. В плотном слое топлива возможны различные варианты подачи дутья по отношению к потоку топлива. Это прямая подача дутья (против направления потока топлива), обращенная подача (в направлении потока топлива), комбинированная (в обоих направлениях) и перекрестная (в перпендикулярном направлении). В прямом процессе дутье подается снизу, и в месте его подачи образуется зона горения, в которой происходят в основном экзотермические реакции. Далее нагретый газ поступает в зону восстановления, где продукты сгорания частично восстанавливаются до горючих газов. После этого газы поступают в зону подготовки топлива. В этой зоне температура и концентрация окислителя недостаточны для горения, но происходит сушка и пиролиз исходного топлива. В этом случае выходящий газ содержит калорийные продукты термического разложения, однако при газификации низкосортных топлив содержит также большое количество смолы. Для создания высоких температур в зоне горения применяется горновой способ газификации – для этого с дутьем в слой подается топливная пыль. Горение пыли создает высокие температуры, достаточные для осуществления жидкошлакоудаления. Благодаря этому интенсивно протекают реакции в восстановительной зоне. Таким образом, удается достичь высокой скорости срабатывания топлива.

Наиболее освоенной в промышленных масштабах является технология плотного слоя Lurgi. Такие газогенераторы широко использовались ранее как в энергетических целях, так и для нужд химической промышленности. На настоящий момент в мире в промышленных масштабах используется около 100 таких газогенераторов. Большая часть из них расположена в ЮАР.

Одной из причин высокой удельной стоимости газогенерирующих установок являются затраты на их разработку. Поскольку надежных

инженерных методик расчета процесса газификации пока не предложено, разработка технологий происходит в основном эмпирическим путем, методом последовательного масштабирования. Это связано с тем, что элементарные процессы превращения твердого топлива изучены в недостаточной степени для создания общей теории явлений в слое. Основными инструментами, поэтому, являются балансные и равновесные методы расчета, которые не всегда оправдывают ожидания разработчиков газогенераторного оборудования.

Из актуальности методик расчета процессов газификации вытекает актуальность создания математических моделей таких процессов, которые должны быть достаточно универсальны. Под универсальностью в данном случае понимается то, что при изменении параметров процесса (таких как технические характеристики топлив, размеры аппарата, расходы дутья и топлива) в пределах интересующих конструктора значений структура модели не менялась бы.

Детальные диффузионно-кинетические модели, которые дают основу для расчетов гетерогенного горения, не всегда могут быть использованы в таких широких диапазонах параметров. Это связано, как уже указывалось, с трудностями в детальном описании протекающих при газификации твердых топлив явлений, многие из которых изучены лишь в небольшой степени. Поэтому для расчетов с помощью кинетических моделей приходится вводить большое число допущений и упрощений, применимость которых не всегда можно оценить. В связи с этим кинетическая модель насыщается неопределенной информацией. Можно «настроить» кинетическую модель таким образом, чтобы можно было объяснить поведение системы в некотором узком диапазоне условий, однако при этом модель часто теряет универсальность. Традиционные равновесные термодинамические модели позволяют рассчитывать процессы, детальный механизм которых неизвестен. Однако, в отличие от процессов полного сжигания, при газификации полное равновесие практически не достигается. Кроме того, при этом отсутствует привязка к конкретному виду аппарата и используемой технологии. Поэтому некоторые из эффектов не могут быть исследованы с помощью классических термодинамических моделей.

Таким образом, более целесообразной является разработка гибридных моделей, которые, с одной стороны, позволяют описать (пусть даже приближенно) макрокинетическое поведение системы, с другой – не перегружать модель неопределенными входящими данными и использовать по возможности простые равновесные аппроксимации для стадий с неизвестным механизмом.

#### Литература:

1. Шиллинг Г.-Д. Газификация угля / Г.-Д. Шиллинг, Б. Бонн, У. Краус. – М.: Недра, 1968. – 175 с.
2. Бирюков А.Б. Сжигание и термическая переработка органических топлив / А.Б. Бирюков, И.П. Дробышевская, Ю.В. Рубан. – Донецк: Изд-во «Ноулидж» (Донецкое отделение), 2014. – 232 с.
3. Процесс горения угля. Механизм горения углерода и пути интенсификации сжигания твердых топлив / Под ред. А.С. Предводителя. – М.-Л.: ГОНТИ, 1938. – 132 с.

## ОСОБЕННОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БИОГАЗА В ПРОМЫШЛЕННЫХ АГРЕГАТАХ

Томчик М.С., Гнитиёв П.А.

Донецкий национальный технический университет

Сторонники теории органического происхождения нефти и газа считают, что они образуются из растительных и животных остатков, которые накапливаются на морском дне вместе с осадочными породами. В недрах земли находится примерно  $2 \cdot 10^{16}$  тонн отмерших, главным образом простейших организмов, которые скопились за последние полмиллиарда лет существования Земли (из 4.5 млрд лет).

Эти растительные и животные остатки подвергались переработке микроорганизмами. Некоторые бактерии извлекают из органических веществ азот, кислород, серу, фосфор, увеличивая относительное содержание углерода и водорода, из комбинации которых образуются молекулы нефти и газа. Другие бактерии сами способны вырабатывать газ метан. Такие процессы, очевидно, происходят под влиянием природных катализаторов при высоких температурах (30 - 160 °С), давлениях (25 - 60 МПа) и в течение многих миллионов лет.

Современный уровень развития цивилизации требует значительных расходов энергии, в том числе нефти и газа, запасы которых интенсивно снижаются. Поэтому поиск альтернативных источников энергии является важной научной задачей.

Наиболее быстроразвивающимся в области использования возобновляемых видов энергии становится биоэнергетика. Так называемый биогаз может быть одной из альтернатив природному газу. Т.е. метаносодержащее газообразное топливо, получаемое вследствие разложения (брожения) различных органических отходов: навоза скота и птицы, бытовых отходов на полигонах ТБО, отходов дрожжевого, спиртового и других подобных производств. Ежегодно, условно, растительный мир на Земле производит 75 млрд. тонн органического топлива. Это в три раза больше чем потребляют все страны мира в течении года.

Биогаз – газ, получаемый водородным или метановым брожением биомассы. Средний состав такого газа 65%СН<sub>4</sub>, 1%Н<sub>2</sub>, 1%СО, 30%СО<sub>2</sub>, 1%О<sub>2</sub>, 2%N<sub>2</sub> и теплота сгорания 26 МДж/м<sup>3</sup>.

При сжигании газ развивает температуру приблизительно 1700°С, что может обеспечить необходимые температурные условия для качественного нагрева металла в каждой зоне методической печи.

Перспективно использовать биогаз в металлургических печах, в связи со снижением вредных выбросов в сравнении с природным газом. Калориметрическая температура горения биогаза меньше, что уменьшает концентрацию оксидов азота на 20-25%.

Годовой расход биогаза для одной нагревательной печи с производительностью 40 т/ч, составляет 5 млн.м<sup>3</sup>. По данным, крупные

животноводческие фермы или птицефабрики производят 8-12 млн.м<sup>3</sup> биогаза в год, что обеспечит энергетические потребности металлургического завода производить приблизительно 1 млн.т в год.

Также он может заменить сжатый природный газ для использования в транспортных средствах, как топливо для двигателя внутреннего сгорания. Сам метан из биогаза может быть сконцентрирован и доведен до стандартов качества ископаемого природного газа. После очистки он становится биометаном.

Ресурсы биомассы на нашей планете могут дать нам представление о глобальных возможностях производства биогаза.

Однако лишь очень небольшая часть потенциальной энергии биогаза в настоящее время используется, и фактическое производство биогаза может быть значительно увеличено.

Большая проблема - это наличие в биогазе сероводорода. Поэтому очистка от сероводорода пользуется популярностью. Если же не делать чистку газа, то металл может подвергаться коррозии из-за того, что сероводород в составе топлива вступает в химическую реакцию с водой и преобразует кислоту. А так же форсунки в газовых приборах засоряются и выходят из строя.

На данный момент, самым экономически выгодным способом позволяющим очистить биогаз от сероводорода стала сухая очистка в специально приспособленном для этого фильтре (рисунок).

Но для использования биогаза в дальнейшем очистка от одного сероводорода не достаточно. Так же нужно избавляться от углекислоты. Уменьшение содержания CO<sub>2</sub> это сложный и дорогой процесс. В принципе она может быть отделена путем впитывания в известковое молоко, но такая практика приводит к образованию больших объемов извести. Но самые распространенные технологии это промывка газов сквозь жидкие поглотители (к примеру воду), вымораживание и адсорбция при низких температурах.

Процесс доочистки разделяется на несколько стадий:

1. Сначала газ осушается, затем сжимается до рабочего давления.
2. Следующий шаг – очистка от примесей, затем охлаждение и очистка от CO<sub>2</sub>. Углекислоту извлекают в жидком состоянии.
3. Окончательный шаг это нагревание биогаза в экономайзере с помощью потока теплого входящего биогаза. Это позволяет уравнивать на выходе температуры очищенного и входящего газа. При такой системе очищения сначала уменьшают содержание влаги, затем, сероводорода, а далее углекислоты.

Итак, очистка биогаза необходима для:

- повышения содержания в нем метана;
- уменьшение содержания побочных газов.

С её помощью мы от 60-70% CH<sub>4</sub> в газе добиваемся содержания в 95%, что позволяет сжать газ до нормального давления в баллон и дальнейшего использования в двигателях.

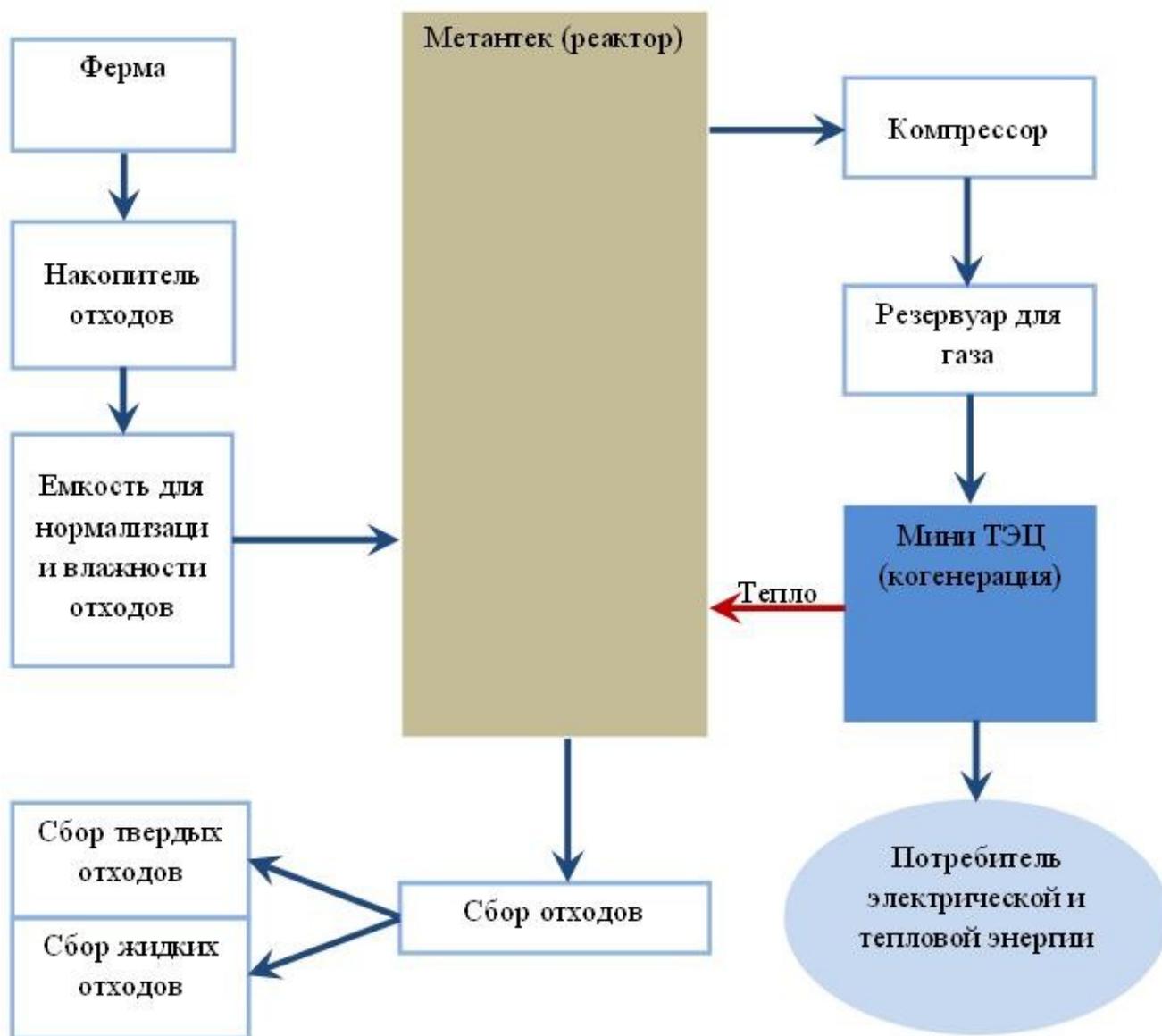


Рисунок - Схема производства биогаза

Литература:

1. Добыча и утилизация биогаза – (<http://ztbo.ru/o-tbo/lit/tehnologii-otxodov/dobicha-i-utilizaciya-biogaza>)
2. Веденев, А.Г. Биогазовые технологии [Текст]: учеб. пособие / А.Г. Веденев, Т.А. Веденева. - Казахстан: 2006. -90 с.
3. Баадер, В. Биогаз: теория и практика [Текст]: учеб. для вузов / В.Баадер, Е.Доне, М.Бренндерфер. – М.: 1982.

## ОТОПЛЕНИЕ ПРОХОДНЫХ НАГРЕВАТЕЛЬНЫХ ПЕЧЕЙ РЕГЕНЕРАТИВНЫМИ ГОРЕЛКАМИ

Пилипеев Е.А., Новикова Е.В.

Донецкий национальный технический университет

Современные печи должны соответствовать технико-экономическим показателям, обеспечивать необходимые производительность и качество нагрева металла, удовлетворять допустимым нормам по выбросам вредных веществ в атмосферу и т.д.

Как известно, проходные нагревательные печи, в основном, применяются для термической обработки и нагрева металлических заготовок перед обработкой давлением. Движение металла в таких печах осуществляется через протяженную рабочую зону благодаря шагающим балкам, конвейерам, толкателю или другим устройствам. Заготовки нагреваются за счет тепла продуктов сгорания топлива с использованием, как правило, противоточной схемы движения, что повышает коэффициент использования тепла топлива (КИТ) и снижает температуру уходящих газов.

Для отопления печей применяется чаще всего газообразное топливо, а в качестве топливо-сжигающих устройств (ТСУ) используют как уже хорошо известные, так и относительно новые ТСУ, например, скоростные плоскофакельные, импульсные или рекуперативные горелки.

Так как тепловой режим проходных печей непрерывного действия меняется по длине печи, целесообразно использовать горелки с узкими пределами регулирования. Чтобы уменьшить расход топлива, подводимый к горелкам воздух подогревают в рекуператорах ( $t \approx 300 - 400 \text{ }^\circ\text{C}$ ). В настоящее время наиболее распространено отопление проходных печей более стандартным факельным способом сжигания топлива.

Для наилучшей работы печи необходима оптимизация всего технологического процесса. К примеру, в проходных печах, производимых фирмой BOSIO, для обеспечения необходимой температуры нагрева и выдержки, мощность горелок регулируется специальными регуляторами, происходит периодическое выключение и включение горелок. Мощность регулируется за счет изменения интервала между остановкой и розжигом горелок. Для оптимального соотношения воздуха и газа, при изменении температуры воздуха, предусматривается измерение и поддержание необходимого давления воздуха, идущего на горение.

Для снижения расхода топлива ( $V$ ), необходимо уменьшать тепловые потери ( $Q_{\text{пот}}$ ), а также совершенствовать систему утилизации теплоты уходящих газов:

$$V = \frac{Q_{\text{усв}} + Q_{\text{пот}}}{\eta_{\text{кит}} \cdot Q_{\text{н}}^{\text{р}}}, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (1)$$

где  $Q_{\text{усв}}$ ,  $Q_{\text{пот}}$  – тепло идущее на нагрев металла и тепло необходимое для покрытия тепловых потерь в печи, МВт.

Полностью отсутствующая или неудовлетворительная утилизация теплоты дымовых газов, является основной причиной перерасхода энергии. Расход топлива в печи обратно пропорционален КИТ (2), а наиболее эффективным средством его повышения является уменьшение температуры уходящих газов:

$$\eta_{\text{кип}} = \frac{Q_{\text{н}}^{\text{р}} + Q_{\text{ф}}^{\text{в}} + Q_{\text{ф}}^{\text{т}} - Q_{\text{ух}}}{Q_{\text{н}}^{\text{р}}} = \frac{Q_{\text{н}}^{\text{р}} + Q_{\text{ф}}^{\text{в}} + Q_{\text{ф}}^{\text{т}} - V_{\text{ух}} \cdot C_{\text{ух}} \cdot t_{\text{ух}}}{Q_{\text{н}}^{\text{р}}} \quad (2)$$

Это возможно реализовать с помощью горелочно-утилизационных устройств – рекуперативных и регенеративных горелок, которые все чаще применяются в разных странах мира (Россия, Украина, КНР, Германия и др.)

В регенеративных горелках возможно применить подогрев воздуха до  $t = 700 - 1000 \text{ }^{\circ}\text{C}$  за счет температуры уходящих продуктов сгорания. Для возврата в печь с воздухом как можно большего количества теплоты, уносимого дымом, через 1–3 минуты происходит перекидка газового и дымовоздушного клапанов. Температура дыма на выходе из регенератора составляет  $150 - 200 \text{ }^{\circ}\text{C}$ , а температура дыма на выходе из печи примерно на  $100 \text{ }^{\circ}\text{C}$  ниже температуры подогрева воздуха [1]. Теплообменники с высоко развитой поверхностью теплообмена позволяют утилизировать до 90 % теплоты продуктов сгорания. Поэтому целесообразно применять засыпную шариковую насадку (диаметр шариков 20 – 30 мм). Поверхность нагрева у такой насадки значительно больше (в 10 – 15 раз), в сравнении с обычной кирпичной насадкой. Однако подогрев воздуха до высоких температур сопровождается увеличением окалинообразования, оплавлением металла, неравномерностью нагрева садки и повышением количества выбросов оксидов азота. Методы, позволяющие улучшить данные недостатки связаны с переходом к объемному сжиганию топлива [1].

Применение рециркуляции и реверса газов с перемешиванием реагентов и подбором соответствующего количества движения компонентов горения позволяет организовать объемное сжигание. Так, в технологии сжигания топлива FLOX (Flammlose Oxidation) осуществляется рециркуляция продуктов горения в печи, где топливо и воздух подаются непосредственно в камеру печи таким образом, что образующийся при горении дым, смешивается с топливом и воздухом в такой пропорции, которая позволяет факельное сжигание перевести в объемное [1]. Беспламенное сжигание топлива также реализовано и в технологии HiTAC (высокотемпературное сжигание в воздушной атмосфере), где используются высокие скорости истечения реагентов горения с целью организации подмешивания в топливо и воздух печных газов и их развитой рециркуляции. В камеру сгорания горелки поступает воздух, подогретый до высоких температур за счет тепла продуктов сгорания ( $>1000 \text{ }^{\circ}\text{C}$ ), что приводит к снижению локальных концентраций  $\text{O}_2$  и пиковых температур пламени [2]. Так же к объемному сжиганию можно отнести способ стадийного сжигания топлива в многозонных печах. Сначала происходит сжигание топлива в

нескольких зонах при недостаточном количестве воздуха ( $\alpha < 1$ ), потом дожигание в оставшихся зонах за счет вторичного воздуха ( $\alpha > 1$ ).

Использование регенеративных горелок связано так же и с некоторыми возможными изменениями в конструкции печей. В связи с подогревом воздуха до более высоких температур, увеличивается скорость и снижается время нагрева заготовок. Благодаря этому возможно уменьшить длину рабочей зоны печи, что упростит проектирование и снизит расходы на строительство. После регенератора температура уходящих газов не слишком высока, что позволяет удалять их по обычным трубам из углеродистой стали вместо огнеупорных дымовых каналов. В связи с этим, так же нет необходимости в неотапливаемой зоне (для снижения температуры дыма). Несмотря на высокие финансовые затраты на реконструкцию системы отопления, регенеративные ТСУ получают все большее распространение.

Например, весной 2006 г. в цехе горячей прокатки полосы завода Llanwern в Великобритании в верхней части зоны подогрева одной из нагревательных печей толкательного типа были установлены две пары регенеративных горелок НЕС. При температуре во внутривидном пространстве  $1075\text{ }^{\circ}\text{C}$ , температура дыма перед регенератором составляла  $1006\text{ }^{\circ}\text{C}$ , а после выхода из него –  $117\text{ }^{\circ}\text{C}$ , температура воздуха на выходе из регенератора достигала  $968\text{ }^{\circ}\text{C}$ . Экономия топлива составила от 4 до 6 % [2].

В 2009 г. на Омутинском металлургическом заводе нагревательную печь прокатного стана 300 реконструировали систему отопления, которая была основана на двух типах горелок Regemat M350 фирмы WS и РГУ – 0,5 от ВНИИМТ – Горелочный центр. Горелки Regemat (8 шт.) устанавливались на боковых стенах (две зоны отопления по регулированию температуры в средней части печи). Так как ТСУ не могут работать выше  $1300\text{ }^{\circ}\text{C}$ , в высокотемпературной (третьей) зоне должны были применяться горелки РГУ – 0,5 (4 шт.), две на боковых стенах и две на торцевых. Однако, сначала установили только горелки Regemat, а рабочую длину печи сократили (из-за отсутствия высокотемпературной зоны), установив промежуточную перегородку. В ходе пусконаладочных работ, при изменении коэффициента расхода воздуха от 1,05 до 1,1 производительность печи достигала 6,1 – 6,4 т/ч, температура нагрева металла составила  $1130\text{ }^{\circ}\text{C}$  –  $1190\text{ }^{\circ}\text{C}$ , КПД печи изменялся от 44,7 до 54,7 % при удельном расходе условного топлива 46,3 – 56,6 кг/т металла [3].

В работе [4] Романько Я.В. из НМетАУ предложена модернизация нагревательной печи с шагающим подом, а именно замена сводовых горелок в зоне нагрева на регенеративные и увеличение зоны нагрева за счет методической (разделением на две). До модернизации печь имела три зоны: методическая зона – 14 м, зона нагрева – 10 м, зона выдержки – 6 м. После модернизации методическая зона составила 8 м, первая зона нагрева – 6,5 м, вторая зона нагрева – 7,5 м, зона выдержки 6 м. Максимальная температура нагрева металла не превысила  $1380\text{ }^{\circ}\text{C}$ , удельный расход топлива составил 39,3 кг у.т./т. металла, что соответствует 11,3 % экономии.

Сотрудниками НМетАУ [5] экспериментально исследованы параметры разных насадок: из корундовых шариков, трубчатая и пластинчатая насадки из жаропрочной стали, а также сотовая кордиеритовая насадка. Согласно исследованиям, наилучшими показателями по компактности, материалоемкости и аэродинамическому сопротивлению обладает сотовая насадка, показатели у шариковой насадки ниже, а пластинчатая и трубчатая насадки занимают промежуточное положение. Так, шариковая насадка по сравнению с сотовой при достижении равной температуры подогрева воздуха имеет в 2 раза больший объем, в 3,8 раза большую массу и в 18 раз большее аэродинамическое сопротивление. Однако в зависимости от технологических процессов в печи, насадка достаточно быстро загрязняется, что приводит к ухудшению аэродинамического слоя. Для очистки могут использоваться различные способы, например, продувка газовым потоком или же вовсе замена всего фильтрационного слоя. Однако, сложности, вызванные очисткой насадки регенератора, лимитируют возможность применения некоторых типов насадок. Поэтому в современных малогабаритных регенераторах оптимальным вариантом является шариковая насыпная насадка.

Таким образом, использование регенеративных горелок для отопления проходных печей позволяет достичь высоких значений температуры подогрева воздуха (в сравнении с другими системами отопления), что позволяет, в значительной мере, уменьшить расход топлива. Несмотря на явные преимущества, остается ряд открытых для дальнейшего исследования вопросов.

#### Литература

1. Современные способы отопления нагревательных печей / Ерёмин А.О. // *Металургійна теплотехніка: Збірник наукових праць НМетАУ – Днепропетровск: Нова ідеологія, 2008 – С. 139-151*
2. Пронк П., Хопштейн П, Льюис Б. Применение высокоэффективного сжигания топлива в нагревательных печах / *Журнал «Черные металлы» № 3, 2010. – С. 51 – 56.*
3. Дружинин Г. М., Лошкарев Н. Б. и др. Эффективность регенеративной системы отопления нагревательной печи / *Журнал «Сталь» № 3, 2010. – С. 53 – 56.*
4. Романько Я. В. Особенности модернизации нагревательных печей с шагающим подом на основе регенеративной системы отопления / *Журнал «металлургическая и горнорудная промышленность» № 2, 2015. – С. 102 – 104.*
5. Губинский В. И. Сравнение характеристик регенераторов с различными насадками /В.И. Губинский, Г.М. Затопляев, Л.А. Воробьева //XVI Международная конференция «Теплотехника и энергетика в металлургии». – Днепропетровск: «Новая идеология», 2011. – С. 63-65.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛООВОГО РЕЖИМА МЕТОДИЧЕСКОЙ ПЕЧИ В УСЛОВИЯХ ПОНИЖЕННОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

Турулина Ю.О., Лебедев А.Н., Бирюков А.Б.  
Донецкий национальный технический университет

При работе методической печи в условиях пониженной производительности сохраняются те же ограничения, накладываемые на тепловой режим, что и при номинальной производительности. К таким ограничениям следует отнести температуру нагретой заготовки после печи, равномерность ее нагрева и недопущение чрезмерной скорости нагрева.

В настоящей работе рассматриваются условия получения заданного температурного состояния металла при минимальном расходе топлива.

Для примера рассмотрим трехзонную методическую печь, состоящую из неотапливаемой методической и отапливаемых сварочной и томильной зон.

Поступающий в печь металл подогревается в методической зоне теплом от встречного потока дымовых газов. В сварочной зоне происходит интенсивный нагрев заготовок, а в томильной – выравнивание температурного поля по сечению.

Исходя из заданной температуры поверхности металла ( $t_{нк}$ ) и допустимого температурного перепада между поверхностью и центром заготовки ( $\Delta t_k$ ) после печи, можно определить соответствующую плотность теплового потока в конце томильной зоны по формуле:

$$q_k = \frac{K_2 \cdot \lambda_{\bar{t}_k} \cdot \Delta t_k}{r_0}, \quad (1)$$

где  $q_k$  – плотность теплового потока в конце томильной зоны, Вт/м<sup>2</sup>;

$K_2$  – коэффициент усреднения теплового потока по сечению заготовки;

$r_0$  – толщина прогреваемого слоя, м;

$\Delta t_k$  – температурный перепад между поверхностью и центром заготовки, °С;

$\lambda_{\bar{t}_k}$  – коэффициент теплопроводности металла, Вт/(м·К).

Коэффициент теплопроводности металла определяется при средней температуре заготовки:

$$\bar{t}_k = t_{нк} - \Delta t_k \cdot \frac{K_3 - 1}{K_3}, \quad (2)$$

где  $K_3$  – коэффициент усреднения разности температур в заготовке;

$t_{нк}$  – заданная температура поверхности металла, °С.

Данному значению плотности теплового потока соответствует температура газа в конце томильной зоны:

$$t_k = 100 \cdot \sqrt[4]{\frac{q_k}{C_{зкм}} + \left(\frac{t_{нк} + 273}{100}\right)^4} - 273, \quad (3)$$

где  $t_k$  – температура газа в конце томильной зоны, °С;

$C_{\text{экв}}$  – приведенный коэффициент излучения, Вт/(м<sup>2</sup>·К<sup>4</sup>).

Приведенный коэффициент излучения и степень черноты газа определяются по известным методикам [1,2].

При снижении производительности печи время пребывания заготовок в каждой из зон пропорционально возрастает по сравнению с номинальным режимом.

С другой стороны, промежуток времени, необходимый для выравнивания температуры по сечению заготовки в томильной зоне можно определить по формуле [3]:

$$\tau_m = \frac{r_0^2}{2,5 \cdot K_1 \cdot a} \cdot \ln \frac{\Delta t_n}{\Delta t_k}, \quad (4)$$

где  $\tau_m$  – промежуток времени, необходимый для выравнивания температуры по сечению заготовки в томильной зоне, ч;

$K_1$  – коэффициент материальной нагрузки;

$a$  – коэффициент температуропроводности, м<sup>2</sup>/с;

$\Delta t_n$  – температурный перепад между поверхностью и центром заготовки в начале томильной зоны, °С.

Таким образом, для каждого значения производительности печи можно определить температурный перепад между поверхностью и центром заготовки в начале томильной (конце сварочной) зоны ( $\Delta t_n$ ) в соответствии с формулой (4).

Опираясь на полученную величину, определяем плотность теплового потока, среднюю температуру заготовки и температуру печи в конце сварочной зоны, используя уравнения (1-3).

Значение температуры поверхности металла в начале сварочной (конце методической) зоны ( $t_{n1}$ ) задается на уровне, характерном для номинального режима, а температуру газа в печи можно определить методом последовательных приближений.

В первом приближении принимаем любое произвольное значение искомой температуры. Определяем соответствующую плотность теплового потока по формуле:

$$q_1 = C_{\text{экв}} \cdot \left[ \left( \frac{t_{\text{св}} + 273}{100} \right)^4 - \left( \frac{t_{n1} + 273}{100} \right)^4 \right], \quad (5)$$

где  $q_1$  – плотность теплового потока в начале сварочной зоны, Вт/м<sup>2</sup>;

$t_{\text{св}}$  – температура печи в сварочной зоне, °С.

Среднюю плотность теплового потока для сварочной зоны определяем по формуле:

$$\bar{q}_2 = \frac{q_1 + q_2}{2}, \quad (6)$$

где  $q_2$  – плотность теплового потока в конце сварочной зоны, Вт/м<sup>2</sup>.

Используя выражения (1-2), получаем значение среднемассовой температуры заготовки в начале сварочной зоны, а затем и среднемассовую энтальпию заготовки – по табличным данным [4].

С другой стороны, среднемассовую энтальпию в начале сварочной зоны определяем из формулы И.Д. Семикина [1]:

$$i_1 = i_2 - \frac{\tau_{св} \cdot K_1 \cdot \bar{q}_2 \cdot 3600}{r_0 \cdot \rho \cdot 10^3}, \quad (7)$$

где  $i_1$  – среднемассовая энтальпия заготовки в начале сварочной зоны, кДж/кг;

$\tau_{св}$  – продолжительность нагрева заготовки в сварочной зоне при пониженной производительности, ч;

$\rho$  – плотность материала заготовки, кг/м<sup>3</sup>;

$i_2$  – среднемассовая энтальпия заготовки в конце сварочной зоны, кДж/кг.

Итерации температуры печи в начале сварочной зоны прекращаются при совпадении значений среднемассовой энтальпии, определенных по выражению (7) и по табличным данным.

Определяем среднюю плотность теплового потока в методической зоне, используя формулу (7).

Плотность теплового потока в начале методической зоны можно получить из выражения:

$$\bar{q}_1 = \sqrt{q_0 \cdot q_1}, \quad (8)$$

где  $q_0$  – плотность теплового потока в начале методической зоны, Вт/м<sup>2</sup>.

Опираясь на полученные значения плотности теплового потока, определяем температуру уходящих газов по аналогии с выражением (3).

Таким образом, получены условия, опираясь на которые будет обеспечено требуемое тепловое состояние металла при минимальном расходе топлива в режиме пониженной производительности печи.

Литература:

1. Недопёкин, Ф.В. Теоретические и прикладные аспекты теплопереноса/Ф.В. Недопёкин, С.И. Гинкул, Е.В. Новикова// – Донецк: ДонНУ, 2013. – 321 с.

2. Маковский, В.А. Алгоритмы управления нагревательными печами / В.А. Маковский, И.И. Лаврентик – М.: “Металлургия”, 1977.

3. Будрин, Д.В. Metallургические печи. Часть 1/ Под науч. ред. М.А. Глинкова /Д.В. Будрин, М.А. Глинков, М.В. Канторов, М.А. Кузьмин, Л.А. Плотников, И.Д. Семикин, С.Г. Тройб// – М.: “Государственное научно-техническое издательство литературы по черной и цветной металлургии”, 1963. – 442 с.

4. Казанцев Е.И. Промышленные печи. – М.: Metallургия, 1975. –368 с.

# АНАЛИЗ СОВРЕМЕННЫХ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ СУШКИ И РАЗОГРЕВА СТАЛЕРАЗЛИВОЧНЫХ КОВШЕЙ

Лобков В.А., Новикова Е.В.

Донецкий национальный технический университет

В настоящее время существует множество способов сушки и разогрева сталеразливочных ковшей, но вследствие их энергозатратности было предложено исследовать и разработать современные энергоэффективные технологии сушки и разогрева стали ковшей.

Особенно важным является правильно высушить новую футеровку, так как несоблюдение установленных режимов приводит к растрескиванию и скалыванию фрагментов футеровки, сокращается срок ее службы, а для отдельных видов футеровки несоблюдение режимов сушки и вовсе может привести ее в негодность.

Так, например, электросталеплавильное производство Орско-Халиловского металлургического комбината (ОАО «Носта») перешло на футеровку сталеразливочных ковшей монолитной огнеупорной массой австрийской фирмы Файч-Радекс, но мощность используемых на комбинате горелок ГНП 9 была недостаточна, чтобы обеспечить нагрев футеровки ковша до заданной температуры, кроме того, эти горелки не обладали автоматической системой управления, необходимой для правильной отработки временной программы сушки и разогрева. Данная технологическая проблема была решена при помощи изготовления и введения в эксплуатацию нового стенда сушки и разогрева сталеразливочных ковшей, оборудованного крышкой, футерованной каолиновым фетром, в которую была вмонтирована двухконтурная газоздушная турбулентная пульсирующая горелка с вихревой стабилизацией факела. Рабочая горелка была снабжена дополнительной запальной горелкой с электрическим розжигом [1].

Основной задачей разработанной системы управления являлась отработка выбранных оператором температурно-временных диаграмм с контролем всех основных параметров технологического процесса, а также немедленная реакция на аварийные события в ходе нагрева (рис. 1). Кроме того, система обеспечивала диалог с человеком, включающая:

- информирование о текущих значениях параметров техпроцесса,
- редактирование температурно-временных диаграмм,
- отображение сообщений об аварийных событиях,
- ведение архива событий и его отображение (по требованию).

Оператору стенда необходимо выбирать режим сушки или нагрева ковша при помощи одного двухпозиционного тумблера и пяти кнопок.

Правила эксплуатации монолитной защитной футеровки ковшей требовали выдерживать температуру во всем диапазоне нагрева (от 50 до 1000°C) в пределах  $\pm 10\%$  от номинала, заданного диаграммой. Кроме контроля

температуры, требовалось также обеспечить ресурсосберегающий режим работы исполнительных устройств (газовых клапанов и приводов газовых заслонок). Для этого было реализовано управление со знаковозависимой зоной нечувствительности в рабочем допусковом диапазоне  $D = \pm 5\%$  от номинала.

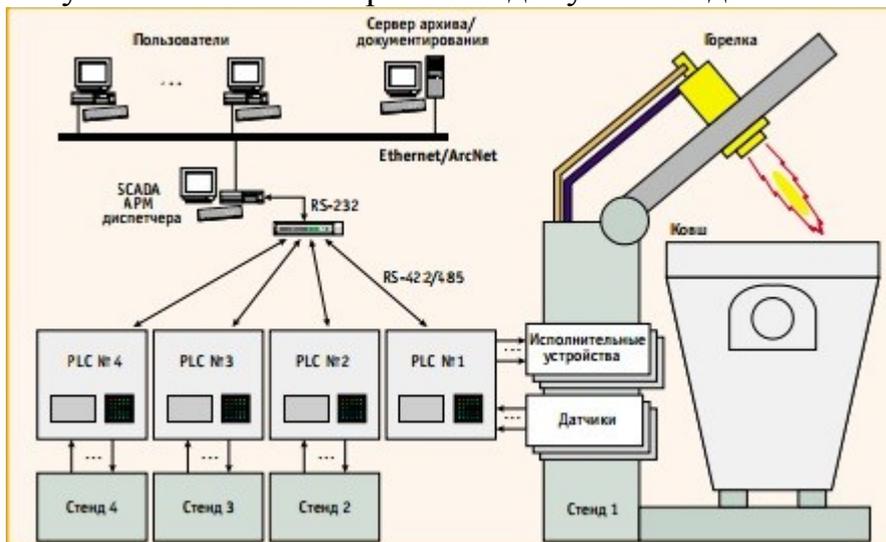


Рисунок 1 – Структура системы управления [2]

В начале XXI в., с февраля 2000 г, был запущен в опытно промышленную эксплуатацию в электросталеплавильном цехе Орско-Халиловского металлургического комбината стенд сушки и разогрева сталеразливочных ковшей вертикального типа.

Переход между режимами сушки и

высокотемпературного разогрева осуществлялся без гашения горелки, что позволяло производить гибкую подготовку ковша к приему стали без потерь времени и тепловой энергии, а экономический эффект от внедрения данной автоматизированной технологии изготовления и нагрева монолитной футеровки для сталеразливочных ковшей дал стабильную годовую экономию не менее 5 млн. руб. на один ковш.

Не малоизвестно, что существующий способ вертикальной установки сталеразливочного ковша более адаптирован для оптимальной организации топочных процессов, от которых зависит температурный уровень, равномерность и скорость разогрева, тепловая мощность начала разогрева и т.д., но при установке ковша в горизонтальное положение существенно упрощается проведение технологических операций.

Таким образом, используя опыт модернизации стандов сушки и разогрева ОАО «Запорожсталь» на основе универсальной струйно-нишевой технологии, НПО «СНТ» с ноября 2009 г. провели комплекс работ по установке ГУ ВРАД на ГУР № 4 конвертерного цеха ОАО «Енакиевский металлургический завод» [3].

Равномерность нагрева футеровки дна и стенок ковша контролировалась стационарным оптическим пирометром «Укртермоконт», с выводом показаний на существующую автоматику ГУР, а также переносным оптическим пирометром (рис. 2). На основании полученных данных, были проведены сравнения эффективности работы ГУР № 4 на ГУ ГНД-150 и ГУ ВРАД СНТ. Зафиксированы следующие результаты:

– СНТ обеспечивал равномерный разогрев футеровки горизонтально установленного ковша и надежную экономичную работу ГУР в автоматическом режиме в течение 18 месяцев. За этот период было разогрето более 3000 тысяч ковшей.

– экономия газа после модернизации ГУР составляла более 20 %.

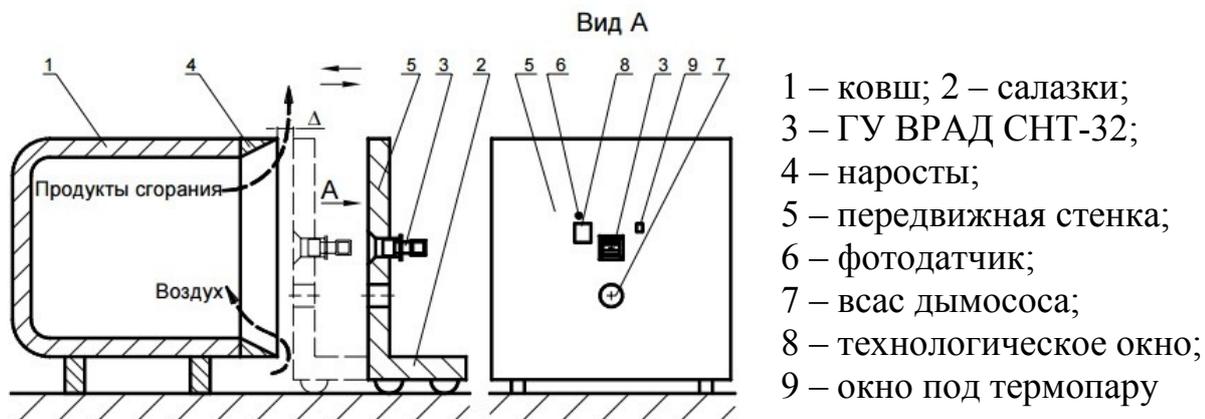


Рисунок 2 - Горизонтальная установка разогрева сталеразливочных ковшей [4]

Также эффективность струйно-нишевой технологии тестировалась путем разогрева одного и того же ковша после капремонта из холодного состояния. На модернизированном стенде № 4 футеровка днища ковша разогрелась за 146 минут до 1242 °С, при этом было сожжено 501 м<sup>3</sup> газа, а на штатном стенде №3 за 300 минут удалось нагреть ковш только до 1105 °С, затратив при этом 1041 м<sup>3</sup> газа [5].

#### Литература:

1. Спири́н В., Савин А., Чистяков В., Разработки – Металлургия/ В. Спири́н, А. Савин, В. Чистяков. – Южно-Уральск.: «НИОКР МФ ЮУрГУ», 2000 – 66с.
2. Спири́н В., Савин А., Чистяков В., Разработки – Металлургия/ В. Спири́н, А. Савин, В. Чистяков. – Южно-Уральск.: «НИОКР МФ ЮУрГУ», 2000 – 67с.
3. Абдулин М. З. Струйно-нишевая технология сжигания топлива – решение проблем современных горелочных устройств / Абдулин М. З., Дворцин Г. Р., Жученко А. М., Кулешов Ю. А., Мил-ко Е. И. // «Теплотехника и энергетика в металлургии»: XV международная конференция, 7-9 октября 2008 г. – труды конф. – Д. – 2008. – С. 5-6.
4. Абдулин М.З. Струйно-нишевая технология сжигания топлива – решение проблем современных горелочных устройств / Абдулин М.З., Турунов Д.Н., Абдулин А.М., Дворцин Г.Р., Жученко А.М., Ткаченко А.Г. // «Теплотехника и энергетика в металлургии»: XVI международная конференция, 4-6 октября 2011 г. – труды конф. – Д. – 2011. – С. 6.
5. Абдулин М. З. Технология сжигания – определяющий фактор эффективности огнетехнических объектов / Абдулин М. З., Дворцин Г. Р., Жученко А. М. // Новости теплоснабжения. – 2009. – № 11. – С. 23-27.

# ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА



## ПУТИ СНИЖЕНИЯ СЕБЕСТОИМОСТИ В СФЕРЕ ГЕНЕРИРОВАНИЯ ЭНЕРГИИ

Мулаомерович М.С., Гридин С.В.  
Донецкий национальный технический университет

Основой более эффективного функционирования и развития теплоэнергетики является создание благоприятных условий для конкуренции, обеспечение механизма рыночного ценообразования и определение путей снижения себестоимости в сфере генерирования энергии. Ставить и реализовывать такие стратегические цели и задачи, как обновление основных фондов, повышение прибыли, топливоснабжение, технические нововведения, связанные с адаптацией энергокомпании к изменениям рыночной внешней среды, уже невозможно привычными методами. В то же время, на ТЭЦ и котельных, осуществляющих комбинированное производство энергии, себестоимость тепла и тарифы на него жестко зависят от метода разнесения расходов топлива, затрат и прибыли между электрической и тепловой энергией [1]. Существующие в настоящее время способы разделения затрат между электроэнергией и теплом не позволяют оценить возможности производителей тепла конкурировать друг с другом.

В сложившихся экономических условиях теплоснабжение стало препятствием в развитии энергетики и сделало неэкономичным комбинированное производство тепла и электроэнергии, являющееся приоритетным в экономии энергоресурсов. Повышенные тарифы на тепловую энергию приводят к снижению конкурентоспособности ТЭЦ и потере потребителей тепла. Как следствие, на многих ТЭЦ региона за последние десятилетия произошло падение выработки электроэнергии на тепловом потреблении, а далее - снижение эффективности использования топлива в народном хозяйстве [1].

Совершенствование термодинамических методов разделения совокупных топливных затрат на выработку электро- и теплоэнергии на ТЭЦ, когда тариф на тепло устанавливается не выше, чем для котельных, а все остальные затраты на ТЭЦ относятся на электроэнергию, не привело к ожидаемым результатам, поскольку в условиях развивающегося конкурентного энергетического рынка такой подход не позволяет обосновать уровень тарифов, экономически выгодных для энергокомпании. Ведь доход от продажи энергии растет с повышением цен на теплоэнергию и снижением их на электроэнергию, но при рассчитанных взаимосвязанных ценах становится неконкурентоспособной электрическая энергия, а это приводит к нестабильности экономики энергокомпании, наличию убытков и низкой прибыли.

Таким образом, главным способом увеличения прибыльности в энергетике является повышение эффективности производства, снижение себестоимости энергетической продукции и услуг. Все вышеизложенное предполагает рассмотрение вопросов совершенствования методов снижения себестоимости

произведенной тепловой энергии и нормирование её потребления с учетом факторов внутреннего потенциала развития теплоснабжающих предприятий.

Формирование себестоимости производства и передачи энергии имеет ряд особенностей:

- себестоимость энергии учитывает расходы не только на производство, но и на передачу и распределение энергии ввиду их неразрывной связи;

- отсутствие незавершенного производства приводит к тому, что издержки производства за определенный период времени вполне могут быть отнесены на себестоимость производимой и отпущенной энергии;

- на себестоимость энергии влияют расходы на содержание резерва мощности на электростанциях и в электросетях для обеспечения бесперебойности энергоснабжения потребителей;

- уровень себестоимости энергии может значительно изменяться по отдельным типам энергосистемам;

- существует зависимость себестоимости от вида и качества сжигаемого топлива;

- существует жесткое ограничение на отключение от источников энергии некоторых потребителей энергии социального назначения.

В таких условиях энергосистема, не имея методологической базы определения себестоимости тепловой энергии в динамично меняющихся условиях, принятой на государственном уровне, вынуждена содержать, а потребитель оплачивать излишние мощности. К тому же энергетика не может сама устанавливать объем производимой продукции, поскольку это полностью зависит от потребителей, к которым производитель привязан энергетическими коммуникациями – электрическими, тепловыми и другими сетями.

Основным элементом затрат в структуре себестоимости тепловой и электрической энергии, вырабатываемой на ТЭС, ТЭЦ и котельных, являются затраты на топливо. В топливной составляющей затрат учитывается стоимость топлива, сожженного в котлах для производства необходимого количества пара. Расходы на топливо рассчитывают на основе его цены и транспортного тарифа. Годовые затраты на топливо ( $V_{\text{топ}}$ ), тыс.руб/год, рассчитываются по следующей формуле:

$$V_{\text{топ}} = P_{\text{год}} \frac{7000 \cdot 4,19}{Q_H} \cdot (C_{\text{топ}} + C_{\text{тр}}) \cdot \left(1 + \frac{k_{\text{пот}}}{100}\right) \quad (1)$$

где  $P_{\text{год}}$  - годовой расход условного топлива, т.у.т./год; 7000 - теплота сгорания условного топлива, ккал/кг; 4,19 - коэффициент перевода в систему единиц СИ, кДж/ккал;  $Q_H$  - средневзвешенная низшая теплота сгорания использованного в расчетном периоде топлива на технологические цели по его видам и маркам, кДж/кг;  $C_{\text{топ}}$  - средневзвешенная преysкурантная цена натурального топлива с учетом скидок (надбавок за качество), руб./т;  $C_{\text{тр}}$  - стоимость транспорта натурального топлива, руб./т;  $k_{\text{пот}}$  - потери топлива при перевозке, погрузочно-разгрузочных работах и хранении, %.

Амортизацию основных фондов (стоимость оборудования, переносимую на продукцию)  $V_{\text{ам}}$  рассчитывают как сумму отчислений в зависимости от

среднегодовой стоимости основных производственных фондов и норм амортизационных отчислений:

$$B_{ам} = \sum H_{ai} \cdot C_{при}, \quad (2)$$

где  $H_{ai}$  - норма амортизации для  $i$ -й группы основных фондов;  $C_{при}$  - балансовая стоимость основных производственных фондов  $i$ -й группы.

Расходы на заработную плату  $B_{зп}$  с начислениями на социальные нужды содержат заработную плату всего промышленно-производственного персонала предприятия за исключением персонала вспомогательных цехов и служб. Их рассчитывают, исходя из штатного расписания, на базе которого определяется фонд заработной платы. Дополнительная заработная плата содержит в основном премии, оплату отпусков, оплату командировок, невыходов из-за выполнения государственных обязанностей и др.

Затраты на вспомогательные материалы  $B_{вм}$  состоят из стоимости покупных материалов и возмещения износа инструментов и приспособлений. В номенклатуру вспомогательных материалов принадлежат смазочные и обтирочные материалы, масло, покупная вода и тому подобное. Также к данному виду расходов относятся расходы на подготовку воды на технологические цели (химические реагенты, фильтровальные материалы и т.п.).

Элемент услуги  $B_y$  содержит затраты на работы и услуги, выполняемые сторонними организациями и собственными ремонтными службами. К таким работам и услугам относятся охрана, испытания, транспортировки и тому подобное. Сюда также относятся расходы по перевозке топлива, вывоз золы и шлака.

Расходы на текущий ремонт  $B_{рем}$  содержат стоимость проведения этого вида ремонтов основных фондов всех производственных цехов. К этой статье относятся заработная плата ремонтников, стоимость материалов для проведения ремонта, услуг вспомогательных служб и других организаций, выполняющих ремонт.

Другие расходы  $B_{др}$  включают все расходы, не отнесенные к одному из предыдущих элементов, например арендная плата, командировочные расходы, стоимость потерь топлива, затраты на отопление помещений цехов и т.п.

Расходы на энергию, потребленную на собственные нужды, как самостоятельный элемент расходов не рассчитываются. Однако себестоимость единицы энергии рассчитывают не на произведенную, а на отпущенную единицу энергии, что сказывается на ее себестоимости.

Таким образом, себестоимость производства единицы энергии ( $C/B_{отп}$ ), определяется по формуле:

$$C / B_{отп} = \frac{\sum B}{E_{отп}} = \frac{B_{топ} + B_{ам} + B_{зп} + B_{рем} + B_{вм} + B_y + B_{др}}{E_{пр} + E_{сн}}, \quad (3)$$

где  $\sum B$  - сумма расходов, тыс.руб./год;  $E_{отп}$  - количество отпущенной энергии;  $E_{пр}$  - количество произведенной энергии;  $E_{сн}$  - энергия, потребленная на собственные нужды.

Снижение себестоимости энергетической продукции имеет большое народно-хозяйственное значение и оказывает существенное влияние на повышение рентабельности не только энергетических предприятий, но и многих, особенно энергоемких промышленных предприятий.

Пути снижения себестоимости энергетической продукции весьма многообразны. Некоторые из них обуславливаются внешними, не зависящими от работников условиями, но многие другие могут быть предусмотрены при проектировании и строительстве или достигнуты при ее эксплуатации.

Для снижения себестоимости в условиях действующего предприятия могут быть использованы мероприятия:

1) реконструктивного характера (реконструкция хвостовых поверхностей нагрева котлов, лопаточного аппарата дымососов, компрессоров или турбин, конденсаторов турбин и т. п.);

2) режимного характера (выбор наиболее выгодного состава работающего оборудования, установление наивыгоднейшего распределения нагрузки между работающими энергогенерирующими агрегатами и др.);

3) направленные на снижение потерь: а) топлива при хранении и транспортировке; б) энергетической продукции при передаче ее потребителям и расходуемой на собственные нужды; в) материалов, масел и др.;

4) направленные на использование теплоты уходящих газов, отработанного пара, теплоты испарительного охлаждения и др.;

5) организационно-технического характера (механизация и автоматизация производственных процессов и ремонтных работ, расширение зон обслуживания, укрупнение и объединение мелких административно-управленческих отделов и др.).

Важнейшими путями снижения себестоимости энергетической продукции, которые могут быть использованы в условиях проектирования, являются следующие:

1) повышение единичных мощностей энергогенерирующего оборудования и предприятий в целом;

2) применение безотходных производств;

3) применение комбинированных энергетических и энерготехнологических установок;

4) разработка рациональных схем топливо- и энергоснабжения, включающих использование вторичных энергоресурсов;

5) рациональная организация строительства, включающая сокращение сроков строительства, использование местных строительных материалов и др.

Целесообразность проведения того или иного мероприятия должна быть установлена на основе технико-экономического расчета. При этом наряду с денежной оценкой следует учитывать условия надежности энергоснабжения, техники безопасности, условия труда.

#### Литература:

1. Крючкова С.И., Гридин С.В. Технологии энергетического менеджмента в обеспечении сокращения конечного энергопотребления // Сборник докладов Всеукраинской научно-практической конференции студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых» Донецк: ДонНТУ, 2011. – С.87-90.

# АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЙ ВЫРАБОТКИ БИОГАЗА

Мацюк А.С., Гридин С.В.

Донецкий национальный технический университет

В настоящее время все больше внимания уделяется альтернативным возобновляемым источникам энергии, поскольку сырьевые запасы углеводородов имеют тенденцию к исчерпанию. Возобновляемые источники представляют особый интерес не только с позиции их использования, но и с точки зрения повышения эффективности их применения в условиях различных регионов.

Биомасса — наиболее дешевая и крупномасштабная форма аккумулирования возобновляемой энергии. Под термином "биомасса" подразумеваются любые материалы биологического происхождения, продукты жизнедеятельности и отходы органического происхождения. Биогаз — смесь горючих газов (примерный состав: метан – 55-65 %, углекислый газ – 35-45 %, примеси азота, водорода, кислорода и сероводорода), образующаяся в процессе биологического разложения биомассы или органических бытовых расходов. Способы промышленного получения биогаза известны с конца прошлого века (1885 г.). В мире эксплуатируется более 8 млн. установок для получения биогаза.

Ежегодный прирост органического вещества на Земле эквивалентен производству такого количества энергии, которое в десять раз больше годового потребления энергии всем человечеством на современном этапе. Так, в настоящее время использование биомассы дает в Китае более 6% всей потребляемой тепловой энергии, в США - 6%, 11 странах ЕС - 5,7%, в Бразилии - 32,9%, в Беларуси - 1,6%.

В нашем регионе существует достаточный энергетический потенциал практически всех видов биомассы и необходимая научно-техническая и промышленная база для развития данной области энергетики.

Показатели энергетического потенциала биомассы отличаются от потенциала других возобновляемых источников энергии тем, что, кроме климатометеорологических условий, энергетический потенциал биомассы в значительной мере зависит от многих других факторов, в первую очередь от уровня хозяйственной деятельности.

Источники биомассы, характерные для Донбасса, могут быть разделены на несколько основных групп:

1. Продукты естественной вегетации (древесина и ее отходы, торф и т.п.).
2. Производственная деятельность (твердые бытовые и промышленные отходы и др.).
3. Отходы сельскохозяйственного производства (навоз, куриный помет, стебли, ботва и т.д.).
4. Специально выращиваемые высокоурожайные агрокультуры и растения.

Основными технологиями переработки биомассы, которые можно рекомендовать к широкому внедрению, в данное время являются: прямое сжигание, пиролиз (термическое разложение без доступа воздуха), газификация (преобразование органической части твёрдого или жидкого топлива в горючие газы при высокотемпературном (1000—2000°C) нагреве с окислителем (кислород, воздух, водяной пар, CO<sub>2</sub> или, чаще, их смесь).

Как показала практика, при переработке отходов сельскохозяйственного производства, получили развитие три основные технологии:

1) твердофазная ферментация отходов животноводства и птицеводства для получения высококачественные органические удобрения;

2) биогазовая технология получения жидких концентрированных удобрений с одновременной генерацией биогаза;

3) технологии газогенерации и пиролиза, в результате которых получают тепловую и электрическую энергию или осуществляют производство топлива.

Еще в 1926 г. была опубликована работа Ф. Фишера и Г. Тропша «О прямом синтезе нефтяных углеводородов при обыкновенном давлении», в которой сообщалось, что при восстановлении водородом монооксида углерода при атмосферном давлении в присутствии различных катализаторов (железо - оксид цинка или кобальт - оксид хрома) при 270°C получаются жидкие и даже твердые гомологи метана. Так возник синтез углеводородов из монооксида углерода и водорода (синтез Фишера-Тропша). Смесь CO и H<sub>2</sub> в различных соотношениях, называемая синтез-газом, легко может быть получена как из угля, так и из любого другого углеродсодержащего сырья.

При получении жидкого топлива на основе синтеза Фишера - Тропша разнообразные соединения углерода (природный газ, каменный и бурый уголь, тяжелые фракции нефти, отходы деревообработки) конвертируют в синтез-газ (смесь CO и H<sub>2</sub>), а затем он превращается в синтетическую «сырую нефть» - синтнефть. Это – смесь углеводородов, которая при последующей переработке разделяется на различные виды практически экологически чистого топлива, свободного от примесей соединений серы и азота. Достаточно добавить 10% искусственного топлива в обычное дизельное, чтобы продукты сгорания дизтоплива стали соответствовать экологическим нормам.

Для современной биоэнергетики требуются газогенераторы с единичной мощностью по углю 100 т/ч и более. К началу 1970-х годов в промышленном масштабе было реализовано три типа газогенераторов:

- слоевые газогенераторы. В разное время действовало более 800 газогенераторов, в том числе более 30 газогенераторов “Лурги” (фирма «Lurgi», 1932г.), работающих под давлением 3 МПа. После 1977г. введено в эксплуатацию еще 130 газогенераторов “Лурги”. Использование повышенного давления для интенсификации процесса газификации реализовано почти во всех современных промышленных газогенераторах;

- газогенераторы Винклера («Winkler», концерн BASF, 1926 г.) с кипящим слоем. Эта технология послужила основой для современных процессов НТВ (Hoch-Temperatur Winkler) и КРВ (Kellogg-Rust-Westinghouse) и др. Было сооружено более 40 аппаратов с единичной мощностью до 35 т/ч по углю.

- пылеугольные газогенераторы с жидким шлакоудалением Копперса-Тотцека («Koppers-Totzek», 1944-45 г.г.). К началу 1970-х годов эксплуатировалось более 50 аппаратов с единичной мощностью до 28 т/час по углю. Пылеугольный принцип газификации с жидким шлакоудалением реализован в промышленных аппаратах Destec, Shell, Prenflo, разработанных на основе газогенератора Копперса-Тотцека, в аппарате Техасо и др. Удаление шлака в жидком виде реализовано в слоевом газогенераторе BGL (British Gas-Lurgy), разработанном на основе газогенератора Лурги.

Были попытки использовать и ряд других технических решений для создания новых газогенераторов: использование внешнего теплоносителя, в том числе тепла ядерного реактора; газификация в расплавах солей, железа, шлака; двух - трехступенчатая газификация; газификация в плазме; каталитическая газификация и др., но они не привели к созданию современного конкурентоспособного технологического процесса.

В последнее время наблюдается интенсивное продвижение биогазовых установок для переработки отходов сельскохозяйственного производства в высокие широты России. Даже простейшие расчеты по энергозатратам на осуществление этих процессов показывают, что экономически эти проекты не всегда могут быть оправданы.

В мире проводятся интенсивные исследования по усовершенствованию и замене традиционных методов получения синтез-газов на более современные, с целью снижения капиталовложений и эксплуатационных затрат на этой стадии.

В настоящее время удельные капитальные затраты производства моторных топлив из природного газа через стадию получения синтез-газа и синтез Фишера-Тропша почти в 2 раза выше, чем у процессов переработки нефти.

Перспективными являются работы по синтезу метанола и водородного топлива через процесс получения синтез-газа.

Из изученных материалов можно сделать следующие заключения:

- наиболее выгодным процессом крупнотоннажного получения синтез-газа остается паровая конверсия метана;
- самым дорогим процессом по капиталовложениям является паро-углекислотная конверсия метана, которая в то же время дает наибольший выход монооксида углерода;
- при сравнении 3-х методов газификации видно, что метод «Koppers-Totzek» практически по всем показателям превосходит методы «Lurgi» и «Winkler»;
- для экологической безопасности необходимо улучшать системы улавливания вредных примесей, а также подвергать более полной утилизации отработанные катализаторы.

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.

# РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ ВЫСОКОТОЧНОГО ОПРЕДЕЛЕНИЯ СПАДА ТЕМПЕРАТУРЫ ТЕПЛОНОСИТЕЛЯ ПРИ ЕГО ТРАНСПОРТЕ ПО ЭЛЕМЕНТАМ ТЕПЛОВЫХ СЕТЕЙ

Халецкая О.А., Гридин С.В., Сафьянц С.М.  
Донецкий национальный технический университет

В процессе транспорта теплоносителя происходит спад температуры в связи с чем меняется величина удельных потерь тепла по длине тепловой сети. В работах [1,2] показано, что в случае, когда ожидаемый спад температуры теплоносителя не превышает 3-4% от значения этой величины на начальном участке, допустимо вести расчет из предположения о постоянстве удельных тепловых потерь. Таким образом, температура теплоносителя в конце участка определяется как:

$$t_2 = t_1 - \frac{q \cdot L}{G \cdot c}, \quad (1)$$

где  $t_1, t_2$  – температуры теплоносителя в начале и конце рассматриваемого участка тепловой сети, °С;  $G$  – массовый расход теплоносителя, кг/с;  $c$  – теплоемкость теплоносителя, Дж/(кг·К);  $L$  – длина рассматриваемого участка, м;  $q$  – принятое для расчета значение удельных теплотерь, Вт/м.

Удельные теплотери при таком подходе определяются как:

$$q = \frac{t_1 - t_{oc}}{R_{\Sigma}}, \quad (2)$$

где  $t_{oc}$  – температура окружающей среды, °С;  $R_{\Sigma}$  – сумма термических сопротивлений на пути распространения тепла от теплоносителя в окружающую среду, (м·К)/Вт.

Сопротивление передаче тепла теплопроводностью через слой изоляции определяется как:

$$R_{из} = \frac{1}{2 \cdot \pi \cdot \lambda_{из}} \cdot \ln \left( \frac{d_n}{d_m} \right), \quad (3)$$

где  $d_n, d_m$  – наружные диаметры слоя изоляции и стальной трубы, м;  $\lambda_{из}$  – коэффициент теплопроводности материала изоляционной конструкции, Вт/(м·К).

Сопротивление отдаче тепла от наружной поверхности изоляции определяется как:

$$R_n = \frac{1}{\pi \cdot d_n \cdot \alpha_n}, \quad (4)$$

где  $\alpha_n$  – значение итогового коэффициента теплоотдачи от наружной поверхности изоляции в окружающую среду, Вт/(м<sup>2</sup>·К).

Обычно расчет начинается с задания ориентировочного значения  $\alpha_n$ , далее определяется величина  $R_n$ , после чего по следующей зависимости вычисляют

значение температуры наружной поверхности изоляции:

$$t_n = \frac{\frac{\tau}{R_{из}} + \frac{t_0}{R_n}}{\frac{1}{R_{из}} + \frac{1}{R_n}} \quad (5)$$

При использовании упрощенного подхода сознательно вносится некоторая погрешность, однако она укладывается в требования к точности инженерных расчетов до тех пор, пока спад температуры теплоносителя не превышает 3-4% от ее начального значения. В данной работе предложен метод высокоточного расчета спада температуры теплоносителя при его транспорте, позволяющего учесть изменение потенциала теплопередачи по длине тепловой сети и зависимость температуры наружной поверхности изоляции от конструктивных и технологических параметров тепловой сети.

В общем виде дифференциальное уравнение, описывающее спад температуры теплоносителя по длине элемента тепловой сети, можно записать следующим образом:

$$\frac{dt}{dl} = -\frac{q}{G \cdot c} \quad (6)$$

Это уравнение справедливо для теплоносителя, не испытывающего при своем движении фазовых переходов. Удельные теплотери для произвольного бесконечно короткого участка тепловой сети зависят от температуры теплоносителя на ней, диаметра трубы, параметров изоляции (толщина и коэффициент теплопроводности) и параметров окружающей среды.

Наибольшая проблема заключается в необходимости проведения итерационного расчета для определения величин  $R_n$  и  $q$ . Предлагается для конкретного исследуемого элемента тепловой сети провести расчет для широкого диапазона значений температуры теплоносителя на основании рассмотренной выше итерационной процедуры и, обработав полученные результаты при помощи методов математической статистики, получить уравнение регрессии, описывающее исследуемую зависимость температуры наружной поверхности изоляции от температуры теплоносителя в виде  $t_n = t_n(t)$ .

С использованием данной зависимости, а также выражений (2-4) получаем возможность записать дифференциальное уравнение спада температуры теплоносителя в следующем виде:

$$\frac{dt}{dl} = -\frac{t - t_{oc}}{\frac{1}{2 \cdot \pi \cdot \lambda_{из}} \cdot \ln\left(\frac{d_n}{d_m}\right) + \frac{1}{\pi \cdot d_n \cdot \left[ \alpha_k + C \cdot \left( \left( \frac{t_n(t) + 273}{100} \right)^4 - \left( \frac{t_{oc} + 273}{100} \right)^4 \right) / (t_n(t) - t_{oc}) \right]}} \cdot \frac{1}{G \cdot c} \quad (7)$$

где  $C$  – приведенный коэффициент излучения поверхности изоляции, Вт/(м<sup>2</sup>·К<sup>4</sup>). Аналитическое решение данного уравнения является достаточно сложным. В связи с этим целесообразным является поиск численного решения при помощи современных инженерных вычислительных пакетов типа

MathCAD. на ось тепловой сети наносится условная продольная сетка и решение находится для узлов, отстоящих друг от друга на малом расстоянии  $\Delta l$ :

$$t_{i+1} = t_i - \frac{t_i - t_{oc}}{\frac{1}{2 \cdot \pi \cdot \lambda_{из}} \cdot \ln\left(\frac{d_n}{d_m}\right) + \frac{1}{\pi \cdot d_n \cdot \left[ \alpha_k + C \cdot \left( \left( \frac{t_n(t_i) + 273}{100} \right)^4 - \left( \frac{t_{oc} + 273}{100} \right)^4 \right) / (t_n(t_i) - t_{oc}) \right]}} \cdot \frac{\Delta l}{G \cdot c} \quad (8)$$

Пример использования разработанной методологии проиллюстрирован для следующего набора исходных данных:

- наружный диаметр трубы .....0,1 м
- диаметр изолированного теплопровода.....0,16 м
- коэффициент теплопроводности материала изоляции.....0,1 Вт/(м·К)
- значение конвективной составляющей итогового коэффициента теплоотдачи от наружной поверхности теплопровода.....15 Вт/(м<sup>2</sup>·К)
- приведенный коэффициент излучения поверхности теплопровода..4 Вт/(м<sup>2</sup>·К<sup>4</sup>)
- длина исследуемого элемента тепловой сети.....1000 м
- температура теплоносителя на входе в тепловую сеть.....100°С
- температура окружающей среды.....0°С.

В качестве теплоносителя рассмотрена вода. Итерационная процедура с использованием выражения (5) реализована для температур теплоносителя от 140 до 60°С с шагом 10°С. Получены следующие результаты (Таблица 1):

Таблица 1 – Значения температуры поверхности изоляции для разных значений температуры теплоносителя

t, °С	140	130	120	110	100	90	80	70	60
t <sub>н</sub> , °С	17,5	16,3	15,0	13,8	12,6	11,3	10,0	8,8	7,6

В результате статистической обработки данных получено уравнение регрессии, описывающее зависимость температуры поверхности изоляционной конструкции от температуры теплоносителя для тепловой сети с набором конструктивных параметров и заданных параметров окружающей среды:  $t_n = 0,1255 \cdot t$  (рисунок 1). Далее с использованием выражения (8) определяем спад температуры теплоносителя для принятого набора исходных данных и температуры теплоносителя на начальном участке тепловой сети 100°С, при этом рассматриваем расходы теплоносителя: 10, 5, 1, 0,5 кг/с., таблица 2.

Таблица 2 – Результаты расчетов температуры теплоносителя в конце участка по созданной высокоточной и известной упрощенной методикам

Расход теплоносителя, кг/с	10	5	1	0,5
Значение температуры в конце участка, определенное по созданной точной методике, °С	97,249	94,574	75,661	57,247
Значение температуры в конце участка, определенное по упрощенной точной методике, °С	97,211	94,421	72,107	44,215
Относительное расхождение результатов, %	0,039	0,162	4,697	22,765

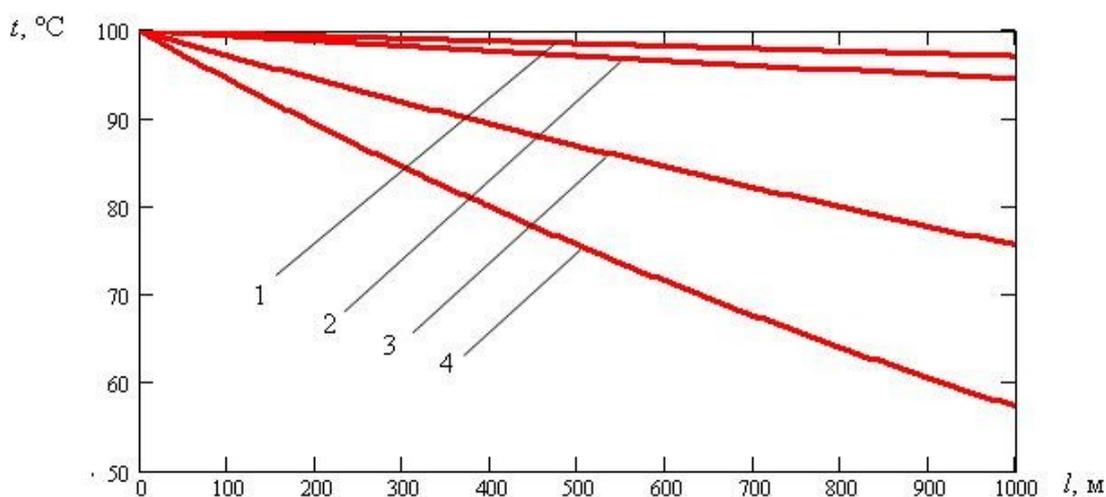


Рисунок 1 – Динамика спада температуры теплоносителя для разных значений его расхода в исследуемом элементе тепловой сети (1 – для расхода теплоносителей 10 кг/с, 2 – 5 кг/с, 3 – 1 кг/с, 4 – 0,5 кг.)

Для рассмотренного участка длиной 1000 м, снабженного достаточно эффективной изоляцией, видно, что наибольшая разница результатов имеет место при малых расходах теплоносителя, характерных для переходных режимов работы тепловой сети. Простота реализации предлагаемого метода при помощи инженерных вычислительных пакетов делает целесообразным его использование для всех расчетов, в том числе и в тех случаях, когда ожидаемое уточнение результатов расчета сравнительно мало.

Таким образом, метод для высокоточного расчета спада температуры теплоносителя при его транспорте позволяет учесть изменение потенциала теплопередачи по длине тепловой сети и зависимость температуры наружной поверхности изоляции от конструктивных и технологических параметров тепловой сети.

Отработана численная реализация созданного метода в среде инженерно-вычислительных пакетов, базирующаяся на аппроксимации дифференциального уравнения 1-го порядка, описывающего исследуемый процесс, и использовании простейшего численного метода.

Доказано, что наибольшая разница результатов расчетов спада температуры теплоносителя для хорошо изолированных тепловых сетей при помощи созданного высокоточного и известного упрощенного методов имеет место при малых расходах теплоносителя, характерных для переходных режимов работы тепловой сети.

#### Литература:

1. Соколов Е.Я. Теплофикация и тепловые сети.– М.:Энергоиздат, 1982. - 360 с.
2. Сафонов А.П. Сборник задач по теплофикации и тепловым сетям.– М.: Энергоатомиздат, 1985.– 232 с.

## ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ КОНДЕНСАТОРОВ ПАРОВЫХ ТУРБИН

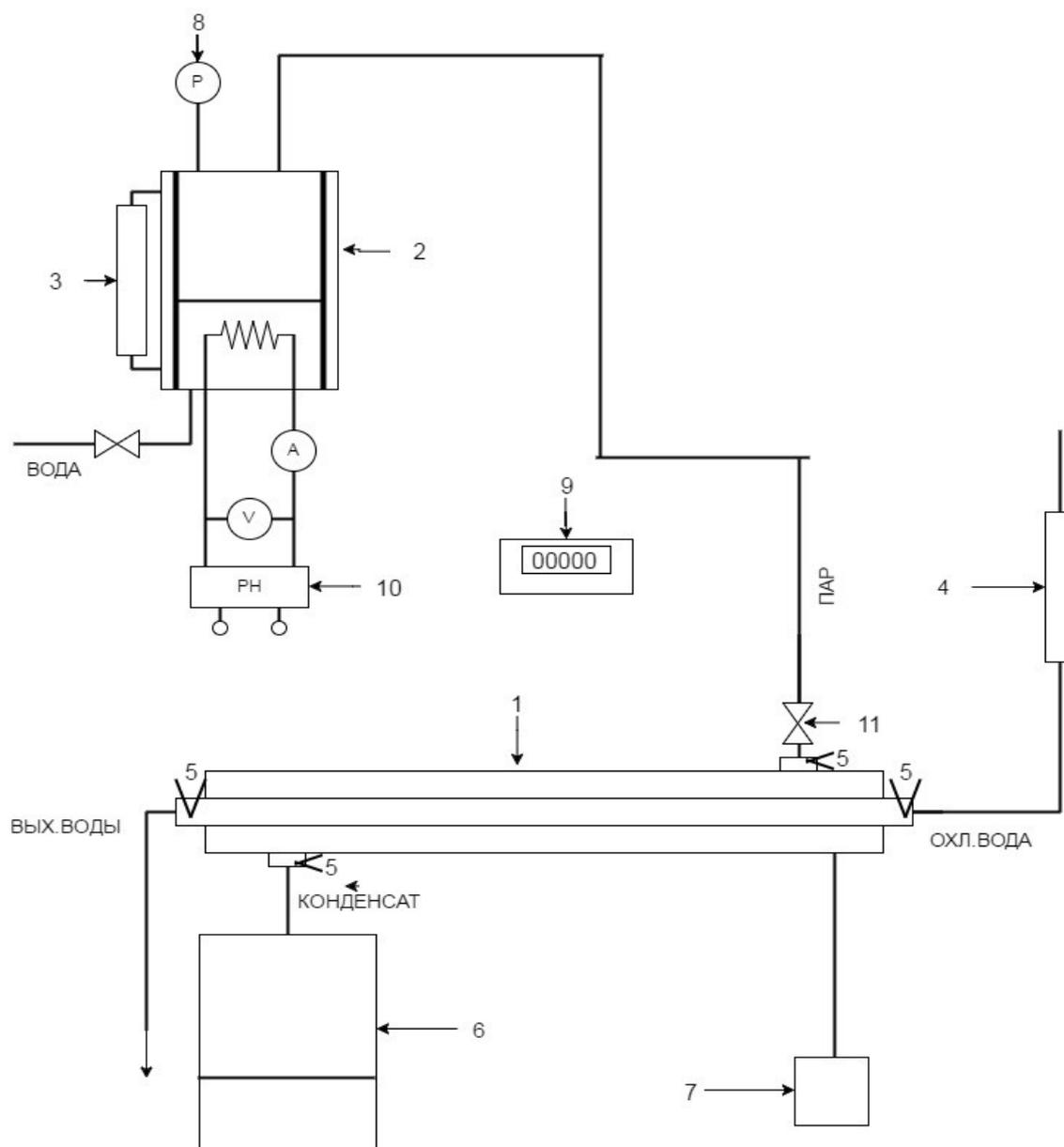
Макаров И.С., Безбородов Д.Л., Гридин С.В.  
Донецкий национальный технический университет

Большинство энергетических блоков, обеспечивающих энергоснабжение промышленных предприятий региона и населения, проектировались в 50-60 годы прошлого столетия. Основной задачей при проектировании было покрытие быстрорастущего роста потребления электроэнергии. В условиях постоянного роста стоимости энергоресурсов [1] повышение эффективности работы имеющегося оборудования является эффективным компромиссом высоким затратам по полному переоборудованию энергоблоков станций.

Одним из возможных и технически выполнимым способом повышения эффективности энергоблоков тепловых электрических станций является повышение пропускной способности паровых конденсаторов турбин. Особенно данное предложение будет актуальным в летний период – при высокой температуре охлаждающей воды (более 35°C) действуют технологические ограничения мощности турбин. Повышение пропускной способности конденсаторов по пару предлагается осуществить путем интенсификации условий теплообмена за счет увеличения коэффициента теплоотдачи от пара к циркуляционной воде [2] – для этого требуется изменение угла наклона теплообменных трубок конденсатора.

Проведены опыты по исследованию эффективности теплоотдачи при конденсации пара на экспериментальной модели конденсационной установки. Установка (рис. 1) состоит из теплообменника-конденсатора типа «труба в трубе» (2). Паровой котел снабжен электрическим нагревателем, напряжение на клеммах которого изменяется с помощью регулятора напряжения. С помощью вентиля (11) регулируется количество пара поступающего на теплообменник. Угол установки теплообменника меняется в диапазоне от 0 до 30 градусов. Для определения коэффициента теплоотдачи требовался контроль температур пара и конденсата, охлаждающей воды (на входе и выходе), а также расходы пара и охлаждающей воды. Измерение температуры потоков осуществляется термопарами типа хромель-алюмель (5), подключенными к цифровому регистратору температур testo 176 (9). Контроль параметров осуществлялся с интервалом в 10 секунд, что позволяет контролировать малейшие изменения параметров.

В ходе проведения опытов на данной установке было установлено влияние угла наклона трубок теплообменника на коэффициент теплоотдачи от пара к воде. При проведении опыта после установления теплового режима, угол наклона менялся каждые 3 минуты на 5 градусов, начиная с 0 градусов и до 25. На (рис. 2) показана зависимость коэффициента теплоотдачи от угла наклона.



1 - теплообменник; 2 - паровой котел; 3 - уровнемер; 4 - ротаметр; 5 - термопары; 6 - мерник конденсата с гидрозатвором; 7 – датчик угла наклона (инклинометр); 8 - мановакуумметр; 9 – регистратор температуры; 10 - регулятор напряжения; 11 – редуцирующий клапан.

Рисунок 1 – Принципиальная схема лабораторной установки

Анализ данных, приведенных на рисунке 2, позволяет достоверно увидеть повышение эффективности теплообмена на протяжении всего эксперимента, наибольшая скорость роста коэффициента теплоотдачи наблюдается в диапазоне от 0 до 10 градусов и от 20 до 25 градусов.

При анализе существующих конструкций паровых конденсаторов определено, что максимальный практический угол наклона составляет 10 градусов. Дальнейшее повышение угла наклона требует значительного переоборудования турбинного отделения, что сведет к минимуму возможный экономический эффект.

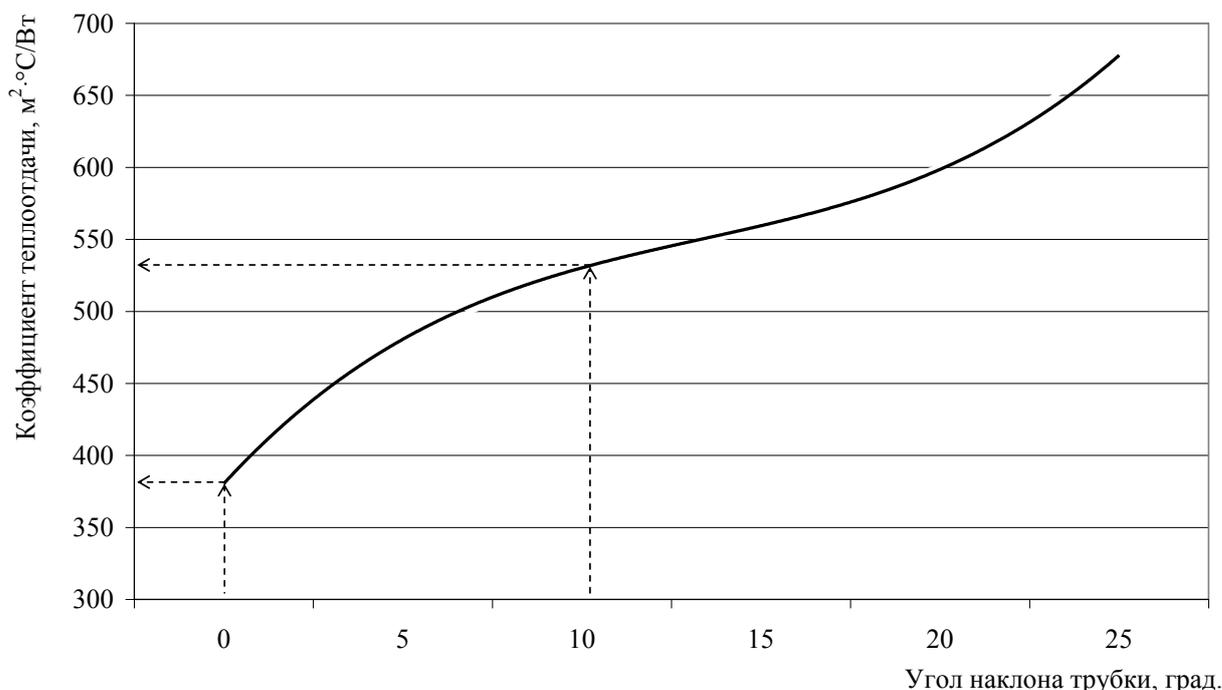


Рисунок 2 - Зависимость коэффициента теплоотдачи по времени

Модернизация конденсаторов для установки их под углом 10 градусов потребует только изменение конструкции опор и впускного патрубка. При таком угле наклона коэффициент теплоотдачи единичной трубы увеличивается с 450 до 525 м<sup>2</sup>·°С/Вт, то есть на 16%, при фактическом размещении в многотрубном пучке это приведет к увеличению пропускной способности по пару на 4% [3], что эквивалентно увеличению производства электроэнергии на 3,6%.

#### Литература:

1. Влияние энергетического кризиса на потребление топливно-энергетических ресурсов ТЭЦ-ПВС ДМЗ / В. В. Казанская, Е. К. Сафонова, Ю. А. Боев // Охорона навколишнього середовища та раціональне використання природних ресурсів. - Донецьк, 2009. - Т.1. - С.155-156.
2. Безбородов Д.Л., Макаров И.С., Маркин А.Д. К вопросу повышения коэффициента теплоотдачи конденсационной установки // «Опыт прошлого – взгляд в будущее» - 6-я Международная научно-практическая конференция молодых ученых и студентов. Материалы конференции: ТулГУ, Тула, 2016, 408 с. ISBN 978-5-7679-3624-3 (т.2) С. 213-217.
3. К вопросу рационального использования энергетических ресурсов при работе энергетических блоков 200 МВт / А. И. Мерщевой, 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 та ін. ; редкол.: Є.О. Башков (відп. ред.) та ін. - Донецьк : ДонНТУ : ДонНУ, 2012. - С.200–201.

# ТЕРМИЧЕСКОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ ТРУБ ПЛОСКОГО СОЛНЕЧНОГО КОЛЛЕКТОРА

Балыкина Д.Е., Пархоменко Д.И.  
Донецкий национальный технический университет

Применение плоских солнечных коллекторов с жидким теплоносителем позволяет получать тепловую энергию из солнечной энергии для систем горячего водоснабжения и отопления в автономном режиме круглогодично.

Преобразование солнечной энергии в тепловую - довольно сложный процесс, сопровождающийся потерями энергии из-за технических несовершенств и неидеальных условий теплопередачи. В плоском солнечном коллекторе происходят все три вида передачи тепла: излучение, конвекция и теплопроводность. Конвективный и лучистый теплообмен зависят от совокупности факторов и характеризуются нестационарными величинами. Коэффициенты теплоотдачи зависят как от внешних неконтролируемых факторов (инсоляция, скорость ветра и др), так и от внутренних (расход и скорость теплоносителя, ориентация и наклон коллектора), которые поддаются регулировке. Теплообмен теплопроводностью осуществляется от нагретой поверхности стенок труб к теплоносителю и зависит от свойств материала и толщины стенок. Выбор материала труб с учётом всех особенностей теплопередачи способствует более качественному преобразованию энергии. Материал труб обязан быть устойчивым к механическим повреждениям, воздействию ультрафиолетового излучения и теплоносителя, способен выдерживать колебания температур от -25 до 150 °С. Наиболее часто в качестве абсорбера в системах солнечных коллекторов используются металлические листы и трубки.

В ходе исследования были рассмотрены несколько видов труб, выполненных из таких металлов: медь, алюминий, сталь, оцинкованная сталь и нержавеющая сталь. Геометрические характеристики труб были выбраны согласно нормативным требованиям эксплуатации солнечных коллекторов, нормативным требованиям к металлическим трубам и существующего сортамента.

Для оптимального сравнения были выполнены следующие допущения:

1. Тепловой поток через покрытия является одномерным, температура окружающей среды постоянна.
2. Нижний и верхний коллекторы обеспечивают равномерное распределение теплоносителя по трубам и его течение с одинаковой скоростью.
3. Свойства материала труб не зависят от температуры (изменения характеристик незначительны в заданном диапазоне температур).

На рисунке представлена диаграмма значений термических сопротивлений материалов при толщине стенок согласно нормативным требованиям и сортаменту при одинаковом условном проходе труб, равном 1/2 дюйма (около 15 мм).

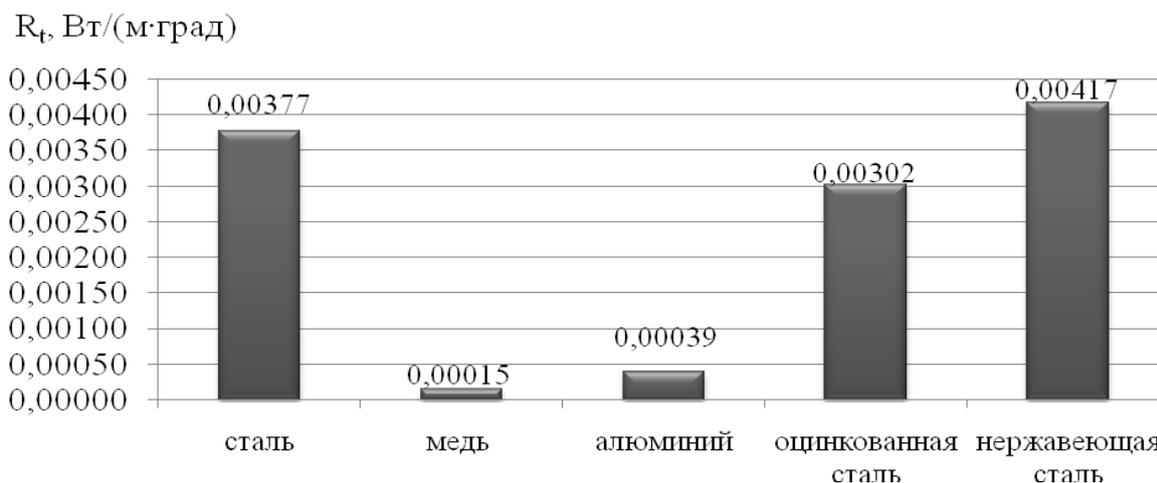


Рисунок – Диаграмма термического сопротивления  $R_t$  (Вт/(м·град)) для различных металлов

Для труб, выполненных из меди и алюминия, толщина стенок незначительно влияет на термическое сопротивление в связи с более высоким коэффициентом теплопроводности. Для стальных труб низкое термическое сопротивление достигается за счёт малой толщины при сохранении прочности стенок. При равной толщине стенок оцинкованная сталь обладает лучшей проводимостью тепла, чем обычная сталь, однако, это преимущество нивелируется в реальных условиях (при утолщении стенок). Нержавеющая сталь характеризуется наибольшим среди рассматриваемых материалов термическим сопротивлением, что приводит к снижению качества теплопередачи. Таким образом, подбор оптимальных геометрических характеристик трубы имеет немаловажное значение.

При выборе материала труб необходимо учитывать совместимость теплоносителя и абсорбера. Материал должен обладать высокой коррозионной устойчивостью, а теплоноситель быть нетоксичным. В качестве теплоносителя можно использовать воду, водные растворы, либо безводные органические жидкости. Некоторые материалы требуют постоянного мониторинга качества воды (актуально для одноконтурной схемы подключения коллектора), её состава и уровня pH. Также нельзя использовать напрямую водопроводную воду без её предварительной химической очистки. Двухконтурная система позволяет продлить срок службы коллектора и подводящих элементов, однако, увеличение количества контуров требует больших материальных затрат. В то же время уменьшается КПД установки, и поэтому для выработки того же количества тепловой энергии необходима бóльшая площадь поверхности коллектора.

#### Литература

1. Харченко Н.В. Индивидуальные солнечные установки. – М.: Энергоатомиздат, 1991. – 208 с.: ил.
2. Даффи Дж.А., Бекман У.А. Тепловые процессы с использованием солнечной энергии - М.: Мир, 1977. — 413 с.

## МОДЕРНИЗАЦИЯ КОТЕЛЬНЫХ АГРЕГАТОВ ТИПА ТВГ-8М

Зубков М.В., Лебедев А.Н.

Донецкий национальный технический университет

Теплофикационные водотрубные газовые водогрейные котельные агрегаты ТВГ (ТВГ-8, ТВГ-8М, ТВГ-4Р) и КВГ (КВГ-7,56, КВГ-4,65) в настоящее время широко применяются на котельных, обеспечивающих горячей водой потребителей. Несмотря на то, что заводской срок эксплуатации котлов данного типа, составляющий 14 лет, уже давно был превышен, на котельных наиболее часто используются котлы типа ТВГ-4Р, ТВГ-8М, которые были разработаны Институтом газа НАН Украины. Поддерживать данные котлы в рабочем состоянии позволяет возможность проведения ремонтных работ, модернизация конвективных поверхностей нагрева и горелочных устройств. В настоящее время на данных котлах устанавливают водяные экономайзеры из труб  $\varnothing 28 \times 3$  мм и щелевые подовые горелки [1], принцип работы которых заключается в подаче мелких струй газа под углом к входящему в огневую щель потоку воздуха. Данные горелочные устройства имеют множество разновидностей и широко применяются в энергетике, где они используются в топках теплотехнических агрегатов при сжигании различных газовых смесей, например коксодоменной смеси. Так, к примеру, L-образная щелевая подовая горелка позволяет сжигать топливо в виде газо-воздушной смеси, но недостатком таких горелок является неполное перемешивание смеси в нижней части щелевого канала, из-за этого горелочное устройство работает «вхолостую». После проведения мероприятий по модернизации срок эксплуатации котельных агрегатов повышается ещё минимум на 10 лет, при этом КПД составляет 89-90%.

В результате исследования путей модернизации котельных агрегатов ТВГ-8М, с целью получения более высоких показателей их работы, а именно увеличения КПД и экономии топлива, Институтом газа Национальной академии наук Украины были предложены следующие мероприятия:

1) Замена щелевых подовых горелок на газовые модернизированные подовые МПИГ-3 (Рисунок), которые относят к горелочным устройствам нового поколения, с профилированными соплами и с дополнительной воздухо распределительной решеткой.

2) Замена конвективных поверхностей нагрева (экономайзера) с труб  $\varnothing 28 \times 3$  мм, на трубы  $\varnothing 32 \times 3$  мм или  $\varnothing 38 \times 3$  мм.

Таким образом, замена горелок даёт нам следующие положительные качества: более высокое качество сжигания в связи с лучшим перемешиванием топлива и воздуха, неизменная геометрия газовых сопел, почти незасоряющихся, а соотношение газа и воздуха имеет значение близкое к заданному изначально.

В тоже время, за счёт увеличения диаметра конвективных поверхностей нагрева котельного агрегата, значение гидравлического сопротивления котла

уменьшается с  $3,7 \text{ кг/см}^2$  до  $1,25 \text{ кг/см}^2$  и при плохом качестве воды, поступающей в котёл, конвективные поверхности прослужат больше времени в рабочем состоянии, чем при стандартном диаметре, а также приводит к увеличению коэффициента теплопередачи. К тому же стоит заметить, что увеличение поверхности нагрева способствует повышению КПД.

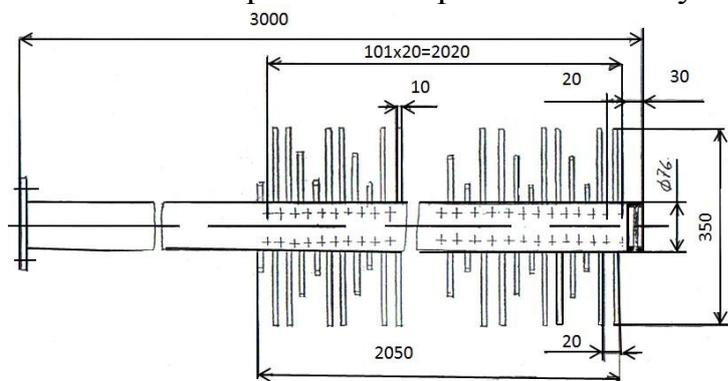


Рисунок - Горелка газовая модернизированная подовая МПИГ-3

Перечисленные выше способы модернизации позволяют увеличить значение КПД до 94-95%, уменьшить расход газа и снизить выброс  $\text{CO}$  с  $52 \text{ мг/м}^3$  до  $34 \text{ мг/м}^3$  также температура уходящих газов понижается от  $197 \text{ }^\circ\text{C}$  до  $105 \text{ }^\circ\text{C}$ .

Затраты на модернизацию одного котельного агрегата окупаются приблизительно за 1,5 года. После реконструкции годовая экономия газа на один котёл составляет  $150 \div 180 \text{ тыс. м}^3$ , что, несомненно, даёт огромную выгоду.

Перечисленные выше данные были получены Институтом газа Национальной академии наук Украины [2]. Разработанные мероприятия были переданы изготовителю котлов, которым является Монастырский машиностроительный завод (Черкасская обл.), он при необходимости занимается продажей, изготовлением, наладкой и установкой конвективных поверхностей нагрева и горелочных устройств о которых ранее шла речь.

Цель работы заключается в применении данных методов модернизации на котельной города Донецка, с целью удостовериться действительно ли данные мероприятия несут такой положительный эффект, как это описывает источник.

Объектом исследования служит котельная Ленинского района, квартал № 658. На балансе предприятия находятся 4 котельных агрегата из них три котла ТВГ-4Р и один котёл ТВГ-8М, последний является ключевым объектом исследований.

На данном этапе исследований, а именно во время преддипломной практики, произведен сбор исходных данных по котельным агрегатам марки ТВГ-8М. Полученные данные будут положены в основу расчётов по модернизации котельных агрегатов, с целью удостовериться в эффективности мероприятий предложенных Институтом газа Национальной академии наук Украины.

#### Литература:

1. Агарышев А.И.; Грабовой Ю.М.; Галкин А.И.; Коновалов В.Д.; Романовский В.Ф.; Долгополов В.А.; Невраев В.П. «Щелевая подовая горелка» РосПатент, № патента 2075693. В открытом доступе на сайте: <http://ru-patent.info/20/75-79/2075693.html>.

2. Малозатратная реконструкция водогрейных котлов типа ТВГ и КВГ с целью повышения КПД. Институт газа НАН Украины; Разработки: <http://ingas.org.ua/index.htm>.

## ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ СИСТЕМЫ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ РАЙОННОЙ КОТЕЛЬНОЙ

Скоробогатая В.Э., Безбородов Д.Л., Сафонова Е.К.  
Донецкий национальный технический университет

В настоящее время все больше и больше потребителей тепловой энергии задумываются о микроклимате в своем доме. Побуждают их к этому различные факторы, будь то несоблюдение температурного режима, возможные сбои работы и актуальная, в наше время, экономия денежных средств.

По результатам энергетического аудита жилого дома (Калининский район, г. Донецка) определено несоответствие фактических параметров микроклимата в помещении нормируемым значениям (основной критерий – температура внутреннего воздуха во время отопительного периода). Источником теплоснабжения объекта является районная котельная, снабжающая часть потребителей теплом для нужд отопления и горячего водоснабжения, а вторую часть – только отопление. Данная ситуация приводит к необходимости работать по температурному графику «с нижней срезкой» на уровне 55-60°, что приводит к наличию зоны «перетопа» (рис. 1). На рисунке под «нормируемой температурой» подразумевается требуемая температура в подающей линии системы отопления для обеспечения комфортных параметров микроклимата [1].

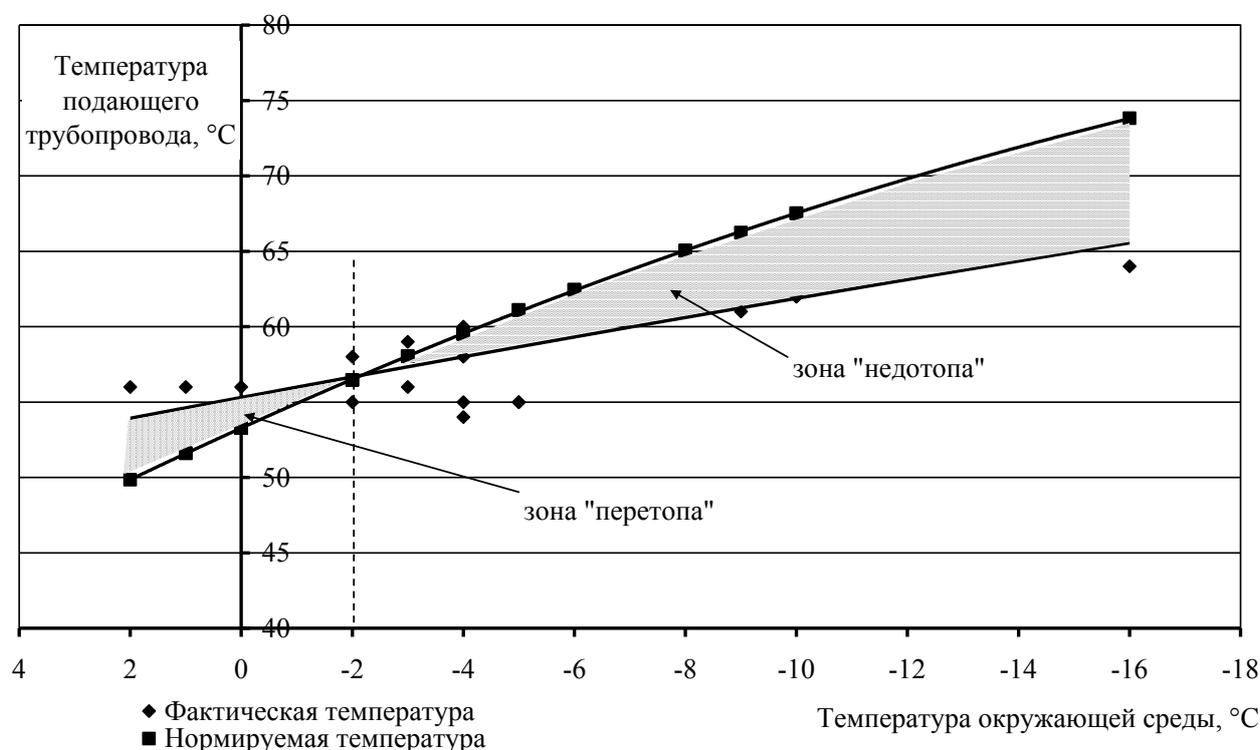


Рисунок 1 – Зависимость температуры в подающей линии отопления от температуры окружающей среды

Также из данных, приведенных на рис. 1 следует, что при температурах ниже минус 2 градуса (точка пересечения линий) наблюдается обратное явление - зона «недотоп». Полученные результаты позволяют очертить картину предстоящих исследований и более точно определить существующую проблему.

Для выявления проблем в работе системы теплоснабжения проведен анализ соответствия нагрузок всех потребителей (по категориям), обслуживаемых котельной. Все здания были разделены на четыре категории в зависимости от объёмности и типа самого сооружения:

- 1 категория – малоэтажные жилые здания;
- 2 категория – пятиэтажные жилые здания;
- 3 категория – производственные здания;
- 4 категория – высотные здания (более 5 этажей).

Результат представлен на рис. 2. Наблюдается существенное расхождение между расчетной и текущей тепловой нагрузкой потребителей.

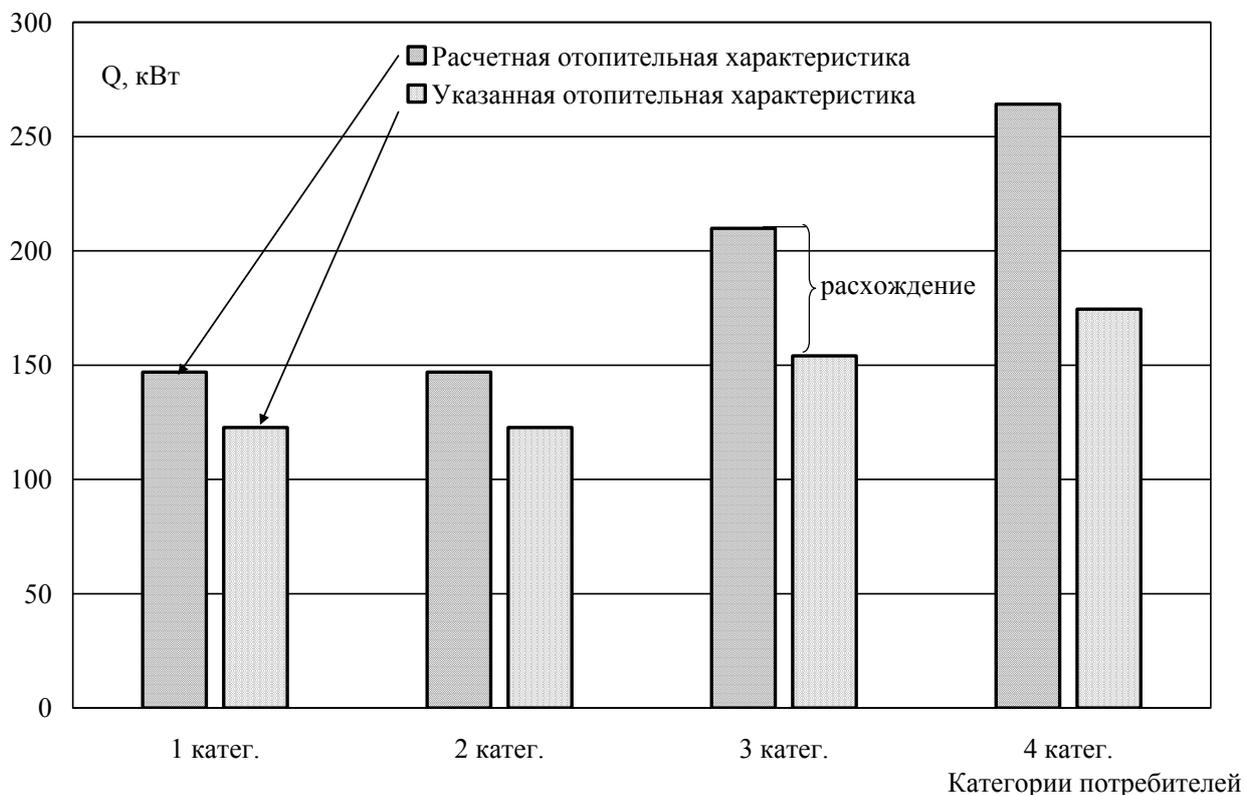


Рисунок 2 – Сравнение отопительных характеристик по категориям потребителей

С учетом фактических тепловых нагрузок проведены расчеты гидравлического режима работы тепловой сети для различных нагрузок [2]. На рис. 3 представлены результаты расчета скоростей движения теплоносителя по трубопроводам системы отопления. Определено значительное отклонение фактических значений от рекомендуемых технико-экономически обоснованных значений (предел 1 – 1,5 м/с). Наблюдаются участки со скоростями до 2,5 - 4,2

м/с, а также 0,3-0,4 м/с. Подобные колебания скоростей приводят к нерациональному увеличению расхода электроэнергии на перекачку теплоносителя (при высоких скоростях), а при низких значениях – к увеличению тепловых потерь на участке.

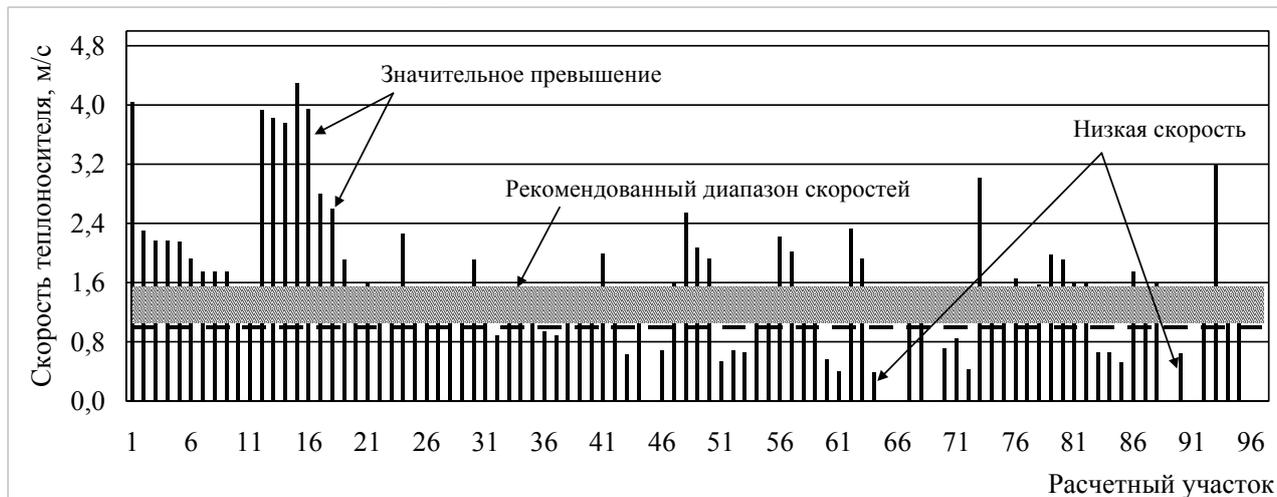


Рисунок 3 – Результаты расчета скоростей движения теплоносителя по системе отопления (исходный вариант)

Для устранения выявленных «проблем» требуется замена трубопроводов на 13 участках суммарной длиной 462 метра (по каналу). На рис. 4 видно, что, учитывая изменения, удалось стабилизировать скорость теплоносителя и добиться корректной работы тепловой сети (за счет стабилизации гидравлического режима).

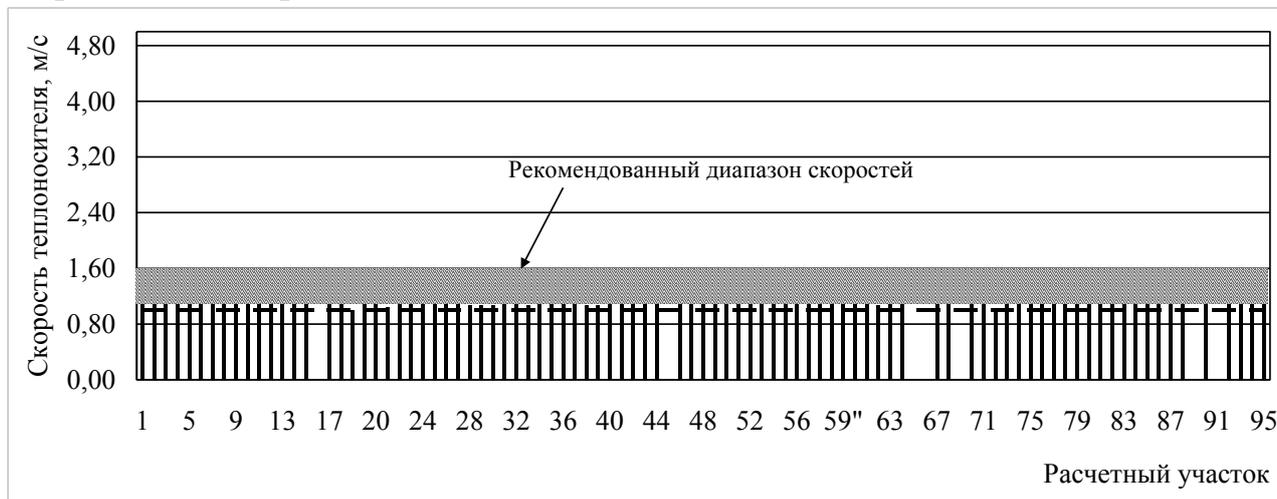


Рисунок 4 – Результаты расчета скоростей движения теплоносителя по системе отопления (проектный вариант)

Приняв во внимание несоответствия и, проанализировав расчеты, проведенные ранее, предлагаем установку дополнительного центрального теплового пункта для потребителей без системы горячего водоснабжения. Это позволит получить возможность индивидуальной локальной корректировки

температурного графика поквартально, что устранит «перетопы» в осенне-весенний период.

Установка центрального теплового пункта возможна на месте пустыря между кварталами, требует минимальных изменений существующей схемы наружных трубопроводов и мест подключения домов, что экономически значительно выгоднее по сравнению с установкой индивидуальных пунктов регулирования тепловой нагрузки.

В проектировочном расчете помимо основных параметров стоит пересмотреть диаметры по участкам и пересчитать параметры с учетом этих изменений. Основной задачей проектировочного расчета является пересчет гидравлики микрорайона с учетом установки теплового пункта, в результате чего добавляется два новых участка, перераспределяется расход и изменяется скорость, ранее скорректированная изменением диаметра. Для каждого отопительного контура (на каждый квартал) проектируется установка собственного теплообменника с циркуляционным насосом и системой автоматического регулирования параметров [3]. Корректировка параметров температурного графика планируется по датчикам температуры, размещенных в «тупиковых» ответвлениях, что минимизирует расхождения между фактическими и расчетными параметрами.

В результате предлагаемых изменений, то есть, установив тепловой пункт, мы сможем скорректировать скорость и напор в тепловой сети, это позволит нормализовать систему теплоснабжения микрорайона, а замена рециркуляционных насосов позволит сэкономить денежные средства. Так потери напора в подающей линии снизятся с 2645 до 1688 кПа, то есть на 36%. Эта экономия позволит покрыть расходы на работу дополнительного оборудования (теплообменники и циркуляционные насосы).

#### Литература:

1. Скоробогатая В. Э., Безбородов Д. Л., Сафонова Е. К. Влияние внутренних тепловыделений на тепловой баланс отапливаемого помещения // «Опыт прошлого – взгляд в будущее» - 6-я Международная научно-практическая конференция молодых ученых и студентов. Материалы конференции: ТулГУ, Тула, 2016, 408 с. (т.2) С. 217-222.

2. Гидравлический расчет кольцевой тепловой сети / А. Д. Качковский, Ю. А. Боев, Г. Г. Пятыйкин // Охорона навколишнього середовища та раціональне використання природних ресурсів : XXII Всеукраїнська наукова конференція, 17-19 квітня 2012 р. : збірка доповідей. Т. 2 / ДонНТУ та ін. ; редкол.: Є.О. Башков (відп. ред.) та ін. - Донецьк : ДонНТУ : ДонНУ, 2012. - С.170–171.

3. Устройство регулировки режима работы теплового пункта при открытой системе теплоснабжения (Device for control of mode of operation of heat points at open heat supply system) Сафьянц С. М., Попов А. Л., Сафонова Е. К., Безбородов Д. Л., Боев Ю. А., Репин Ю. С. Донецкий национальный технический университет, /патент на полезную модель: UA40411, Дата регистрации: 16.10.2008, заяка: u200812207, 2009 г.

## **ВОЗМОЖНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПАРОКОМПРЕССИОННЫХ ТЕПЛОВЫХ НАСОСОВ В СИСТЕМЕ ОБОРОТНОГО ВОДОСНАБЖЕНИЯ ТЭЦ**

Рышетник А.С., Колесниченко Н.В.  
Донецкий национальный технический университет

Одним из видов энергосберегающих новых технологий, использующих нетрадиционные возобновляемые источники энергии НВИЭ являются тепловые насосы. Тепловые насосы по прогнозам Мирового энергетического комитета в развитых странах уже к 2020 году займут лидирующие позиции в производстве тепловой энергии. Тепловые насосы уже более четверти века успешно работают в десятках стран: в США, Японии, Германии, Швеции, Швейцарии, Австрии, Финляндии. На базе ТН построены энергетические центры, обладающие мощностью средних ТЭЦ. Они наиболее экологичны, экономичны и дают финансовую и технологическую независимость от монополистов ТЭК. Наиболее распространены ТН, работающие как автономные источники тепла, используемого для подготовки воды в системах теплоснабжения. Применение тепловых насосов вместо электрических водонагревательных котлов дает в среднем четырехкратную экономию затрат. В связи с постоянным ростом цен на все виды топлива конкурентоспособность ТН становится все более очевидной.

Проблематика данного внедрения является совместная выработка электроэнергии и тепла на паротурбинной ТЭЦ, существует необходимость одновременного согласования графиков производства и потребления обоих энергоносителей. В отопительный сезон в отличие от суточного графика потребления тепла, который изменяется в пределах 10–15 %, потребление электроэнергии в ночные часы падает на 50 % и более. Сложившаяся ситуация доказывает необходимость в усовершенствовании процессов производства и отпуска энергии на ТЭЦ, что позволило бы сделать отпускаемую тепловую энергию конкурентоспособной.

Актуальностью внедрения тепло-насосных установок (ТНУ) в схему оборотного водоснабжения ТЭЦ служат достаточно большие объемы теплоты, выбрасываемые в пруд охладитель (даже при минимальном пропуске пара в конденсатор). С помощью ТНУ можно избежать больших объемов этой сбросной теплоты. Соответственно, забрав часть низко потенциального тепла у воды в пруду охладителе и повысив уровень этого тепла с помощью ТНУ, мы можем, например, осуществить подогрев обратной сетевой воды (ОСВ) перед подогревателями сетевой воды (ПСГ) турбины. Таким образом, с установкой теплового насоса достигаются следующие результаты:

1. Происходит предварительный подогрев ОСВ; тем самым можно уменьшить тепловую нагрузку пиковой водогрейной котельной (ПВК) и соответственно уменьшить расходы топлива на ТЭЦ.

2. При охлаждении циркуляционной воды улучшается вакуум в конденсаторе паровой турбины и уменьшается расход циркуляционной воды на ТЭЦ, а следовательно, снижаются затраты электроэнергии на циркуляционные насосы.

Для практического использования парокompрессионных ТНУ в системе оборотного теплоснабжения ТЭЦ в качестве рабочего тела предлагаю использовать водяной пар (R718). Сама идея использования водяного пара для ТНУ не нова (более того, она была использована В. Томсоном при демонстрации работоспособности первой такой реальной машины еще в 1852 г. - прим. авт.). Основными преимуществами использования водяного пара в качестве рабочего тела для ТНУ по сравнению с традиционными хладагентами (фреоны, бутан, пропан, аммиак и др.) являются:

1. Экологическая чистота, безопасность и простота технологического обслуживания, доступность и низкая стоимость рабочего тела.

2. Высокие теплофизические свойства, благодаря которым наиболее дорогие элементы ТНУ (конденсатор и испаритель) становятся компактными и дешевыми;

3. Существенно более высокие температуры теплоносителя к потребителю (до 100 ОС и выше) по сравнению с 70-80 ОС для фреонов;

4. Возможность реализации каскадной схемы повышения температуры от низко-потенциального источника к тепло-потребителю (по циклу Лоренца) с увеличением коэффициента преобразования в ТНУ по сравнению с традиционными в 1,5-2 раза;

5. Возможность генерирования в ТНУ химически очищенной воды (дистиллята)

На рисунке изображена парокompрессионная ТНУ ММПП«Салют».

Для выбранной схемы ТНУ были рассчитаны следующие параметры в зависимости от мощности турбины по методике П.А. Трубаева и Б.М. Гришко[4]. Результаты расчета схемы ТНУ ММПП«Салют» представлены в таблице.

Таблица - Результаты расчета схемы ТНУ ММПП«Салют»

Мощность паровой турбины, N, МВт	Температура конденсата t, С	Параметры пара на входе в конденсатор		Параметры пара на входе в компрессор			Вход оросительной воды		Выход оросительной воды		Вход сетевой воды	Вход сетевой воды	
		t, С	P, кг/см	G, кг/с	t, С	P, кг/см	G, кг/с	t, С	G, кг/с	t, С	t, С	t, С	G, кг/с
-	-												
1	58	226	0,215	2,66	32	0,05	361	37	358	32	56	59	560
1,5	70	222	0,315	4,25	42	0,085	368	49	364	42	62	67	
2	76	223	0,415	5,8	49	0,115	375	57	369	49	67	74	

Подытожив всё вышесказанное, можно сделать вывод о возможности в определенных случаях эффективного применения парокompрессионных ТНУ на ТЭЦ, определяемой особенностями станции, типом энергетического оборудования, режимом его работы. При этом необходимо выполнение следующих условий:

- Наличие потребителя тепла.

- Наличие низко-потенциального источника тепла, непригодного к непосредственному использованию потребителями.
- Отпуск тепла от ТНУ требуемого температурного потенциала.
- Обеспечение максимально эффективной работы парокompрессионного ТНУ

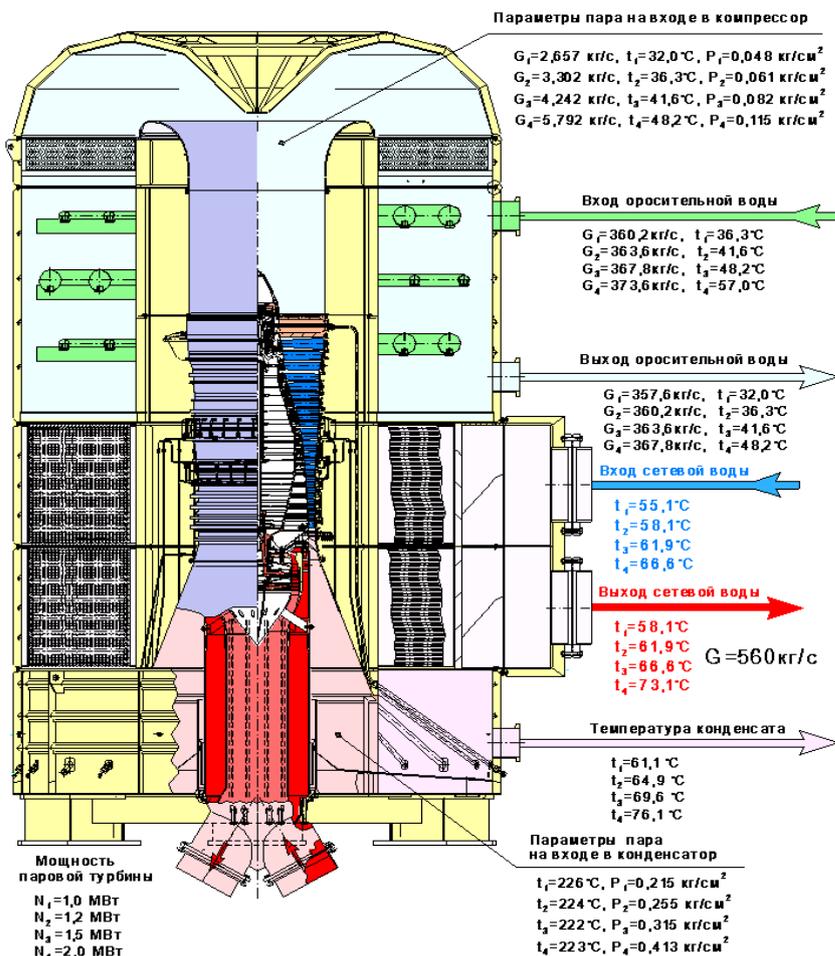


Рисунок - ТНУ ММП «Салют»

Экономическая целесообразность применения парокompрессионных тепловых насосов должна быть определена и доказана соответствующими расчетами.

#### Литература:

1. Бененсон Е.И., Иоффе Л.С. Теплофикационные паровые турбины / Под ред. Д.П. Бузина. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Энергоатомиздат, 1986. – 272 с.: ил.

2. Рыжкин В.Я. Тепловые электрические станции: учебник для вузов / Под ред. В.Я. Гиршфельда. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Энергоатомиздат, 1987. – 328 с.: ил.

3. Девянин, Д.Н. Разработка и испытание на ТЭЦ-28 ОАО «Мосэнерго» лабораторного стенда по апробации схем использования тепловых насосных установок в энергетике [Электрон. ресурс] / Д.Н. Девянин, Ю.Н. Соколов // ЭСКО Электронный журнал энергосервисной компании «Экологический системы». — 2007. №10.

4. Трубаев, П.А. Тепловые насосы [Текст]: Учеб. пособие / П.А. Трубаев, Б.М. Гришко. — Белгород: Изд-во БГТУ им. В.Г. Шухова, 2009. — 142 с.

## К ВОПРОСУ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПЛАСТИНЧАТЫХ ТЕПЛООБМЕННЫХ АПАРАТОВ В КОТЕЛЬНЫХ СИСТЕМАХ ЖКХ

Вялкова К.С., Сафонова Е.К.

Донецкий национальный технический университет

Для собственных нужд котельной используют скоростные теплообменники, для подогрева воды рекуперативный или регенеративный теплообменные аппараты. Задача работы любой котельной сводится к: снижению нерациональных тепловых потерь, повышению эффективности обслуживания населения, снижению энергетических затрат на производство тепловой энергии. В качестве альтернативы существующим теплообменникам на сегодняшний день являются пластинчатые теплообменники.

Пластинчатый теплообменник – состоит из ряда параллельных пластин, которые выполняются гофрированными, что способствует турбулизации потока. При проектировании теплообменника необходимо выбирать пластины с рисунком гофра, которые удовлетворяют механическим и термическим требованиям. Существенным преимуществом пластинчатых теплообменников является то, что они имеют высокий коэффициент теплопередачи ( $k=1900-6000$ ) при относительно небольшой разности давлений; малые габаритные размеры; теплообменная поверхность легкодоступна к очистке; монтаж и демонтаж возможно осуществить быстро.

Пластинчатые теплообменники устанавливают на замену устаревшим, выработавшим свой эксплуатационный потенциал кожухотрубным теплообменным аппаратам. Для оценки энергетической эффективности произведем расчет пластинчатого теплообменника типа ТПР и аналогичного по рабочим характеристикам кожухотрубного подогревателя типа МВН-2052-29, который установлен на котельной квартал 59 города Донецка.

При расчете приняты следующие исходные данные:

Параметры греющей среды  
расход воды  $G=16,14$  кг/с  
температура на входе  $95^{\circ}\text{C}$ ;  
на выходе  $70^{\circ}\text{C}$ ;

Параметры нагреваемой среды  
температура на входе  $60^{\circ}\text{C}$ ;  
на выходе  $80^{\circ}\text{C}$ .

Необходимая поверхность теплопередачи  $F$  определяется из основного уравнения теплопередачи:

$$F = \frac{Q}{k\Delta t_{cp}}$$

Тепловая нагрузка  $Q$  в соответствии с заданными технологическими условиями находится из уравнения теплового баланса для одного из теплоносителей:

$$Q = G_i c_i (t_{in} - t_{ik})$$

Коэффициент теплопередачи  $k$  определяется из уравнения аддитивности термических сопротивлений теплопередачи через стенку:

$$\frac{1}{k} = \frac{1}{\alpha_1} + \frac{\delta_{cm}}{\lambda_{cm}} + r_{31} + r_{31} + \frac{1}{\alpha_2}$$

Коэффициент теплопередачи для кожухотрубного теплообменника:

$$\alpha = 1,16 \cdot [1210 + 18t_{cp} - 0,038t_{cp}^2] \frac{w^{0,8}}{d_{вн}^{0,2}}$$

Коэффициент теплоотдачи для пластинчатого теплообменника:

$$\alpha = 1,16A \cdot [23000 + 283t_{cp} - 0,63t_{cp}^2] w^{0,73}$$

Результаты расчета представлены в таблице 1.

Таблица 1 - Анализ пластинчатого и кожухотрубного теплообменников

№	Характеристика	Пластинчатый	Кожухотрубный
1	Коэффициент теплопередачи теплообменника, Вт/(м <sup>2</sup> °С)	5202	1831,55
2	Тепловая нагрузка, кВт	1692	1777
3	Действительная поверхность нагрева, м <sup>2</sup>	26,36	83,76
4	Массовый расход теплоносителя, кг/с	16,14	16,14
5	Массовый расход нагреваемой воды, кг/с	20,2	21,72
6	Коэффициент теплоотдачи, Вт/(м <sup>2</sup> °С)	11776,5	3049
7	Коэффициент теплопередачи от стенки к нагреваемой воде, Вт/(м <sup>2</sup> °С)	13044	3965,76
8	Потери давления для нагреваемой воды, кПа	48,31	16,89
9	Потери давления для греющей воды, кПа	39,6	20,73

Данный расчет двух теплообменных аппаратов одинаковой тепловой производительности показывает, что коэффициент тепловой производительности в 3 раза больше у пластинчатого теплообменника, чем у кожухотрубного, что достигается путем более значительной турбулизации потока. Площадь теплообмена, необходимая для придания теплоносителю заданных параметров, имеет значение ниже в 3 раза у пластинчатого.

Однако данный расчет выявил недостатки пластинчатого теплообменного аппарата: гидравлические потери греющей и нагреваемой среды в 2 раза выше.

Литература:

1. РТМ 26-01-36-70 Теплообменники пластинчатые. Методы тепловых и гидромеханических расчетов

2. Справочник по теплообменникам: В 2-х т. Т.1 – М.: Энергоатомиздат, 1987.-352с.: ил

# ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ ВКЛЮЧЕНИЙ НА КОЭФФИЦИЕНТ ТЕПЛОПРОВОДНОСТИ ТЕПЛОВОЙ ИЗОЛЯЦИИ

Поляков Д. О., Боев Ю. А., Гридин С.В.  
Донецкий национальный технический университет

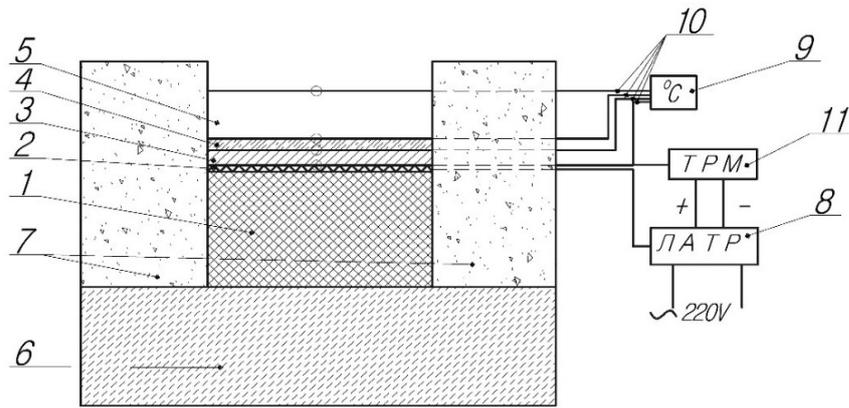
Важной проблемой, рассматриваемой в энергетике, является то, как максимально продуктивно и экономично оградить тепловой агрегат от окружающей среды. В наше время существует большое количество разнообразных обмуровочных материалов и компоновок тепловой изоляции. Для подбора толщин слоев изоляции, вычисления тепловых потерь, требуемых температур на поверхности обмуровки разработаны различные методики по их определению. Все эти методики предполагают наличие информации о коэффициенте теплопроводности используемых материалов.

В условиях монтажа обмуровки её слои удерживаются в сборной конструкции в большинстве случаев за счёт различных металлических крепёжных элементов: штырей, сеток, крюков и прочей арматуры.

В данной работе рассматривается влияние внутренних металлических включений в обмуровке на теплопроводность тепловой изоляции и определение коэффициента теплопроводности с помощью экспериментальной установки, в которой реализован такой метод измерения, как стационарный метод плоского слоя с эталонным материалом.

Цель работы – найти влияние данных включений на коэффициент теплопроводности и предложить ввести в методику теплового расчета обмуровки коэффициент, учитывающий влияния металлических включений.

Для достижения поставленной задачи была собрана экспериментальная установка для определения коэффициента теплопроводности, схема которой приведена на рисунке 1. На нижней охранной плите 1 установлен электронагреватель 2, изготовленный из нихрома ( $N = 1,2$  кВт), уложенный в виде спирали и покрытый слоем огнеупорной глины, толщина которого 16 мм. Выравнивающий слой 3 выполнен из стальной пластины толщиной 13 мм с целью равномерного распределения температурного поля. В качестве эталонного материала использована шамотная пластина 4 толщиной 9,5 мм из шамотного кирпича марки ША. Исследуемый огнеупорный материал 5 толщиной 24 мм расположен над эталонным образцом. Вся конструкция обмурована легковесным пенодиатомитовым кирпичом 6, 7 во избежание потерь тепла в окружающую среду. Для измерения температур в установке использовались семь термопар типа ХА, размещенных в центральных частях образцов. Термопары подключались к регистратору температур 8. Источник энергии однофазная сеть переменного тока  $U = 220$  В,  $f = 50$  Гц с регулированием мощности при помощи лабораторного автотрансформатора 9 (с установленным значением  $U = 100-150$  В), который сопряжен с терморегулятором 11. Постоянное значение температуры на нагревателе обеспечивалось с помощью терморегулятора 11 типа ОВЕН ТРМ 501.



1 – нижняя охранная плита; 2 – слой глины с размещенным в ней электронагревателем; 3 – стальной выравнивающий слой; 4 – шамотный эталонный слой; 5 – исследуемый образец; 6, 7 – теплоизоляция; 8 – ЛАТР 4м; 9 – логгер данных TESTO 176; 10 – термопары; 11 – терморегулятор ОВЕН ТРМ 501.

Рисунок 1 – Принципиальная схема установки для определения коэффициента теплопроводности теплоизоляционных материалов

Был проведен ряд опытов с шамотобетонными образцами. Один из образцов выполнялся чистым, второй изготавливался с включением, в качестве которого выступала металлическая сетка, размещенная по центру образца (её объёмный процент заполнения составил 1,04 %).

При известном коэффициенте теплопроводности эталонного материала  $\lambda_3$  и его толщине  $H_3$  за счет разности температур на эталоне  $\Delta T_3 = T_0 - T_1$ , можно вычислить искомую плотность теплового потока  $q$  [1]:

$$q = q_3 = -\lambda_3 \frac{\partial T}{\partial x} = \lambda_3 \frac{\Delta T_3}{H_3} \quad (1)$$

С учетом стационарности процесса передачи теплоты  $q = q_3$  при известной толщине образца  $H$  и перепаде температур на нём  $\Delta T_0 = T_1 - T_2$  искомый коэффициент теплопроводности образца может быть рассчитан по формуле:

$$\lambda = (q_3 H) / \Delta T_0 \quad (2)$$

В результате подстановки (1) в (2) получим искомое выражение для вычисления коэффициента теплопроводности образца:

$$\lambda = \lambda_3 \frac{H}{H_3} \cdot \frac{T_0 - T_1}{T_1 - T_2} = \lambda_3 \frac{H}{H_3} \cdot \frac{\Delta T_3}{\Delta T_0} \quad (3)$$

Пользуясь данными формулами можно вычислить теплопроводность слоя исследуемого теплоизоляционного материала.

На рисунках 2 и 3 приведены результаты обработки измерений коэффициента теплопроводности.

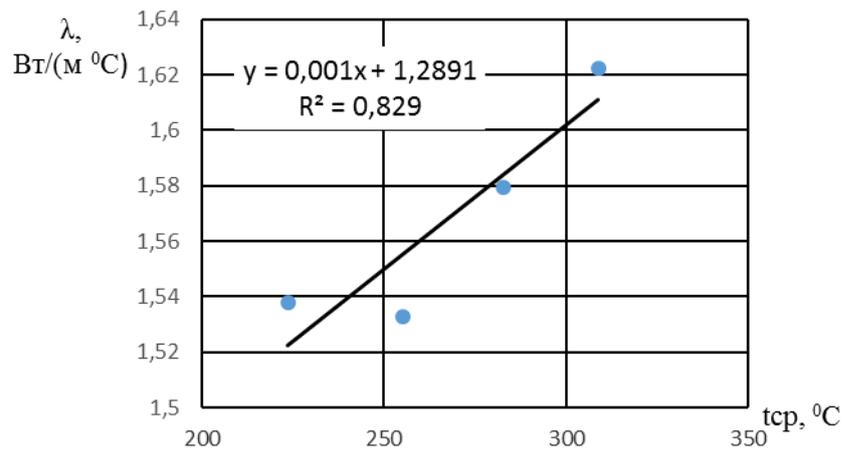


Рисунок 2 – Зависимость коэффициента теплопроводности от температуры для чистого шамотобетонного образца

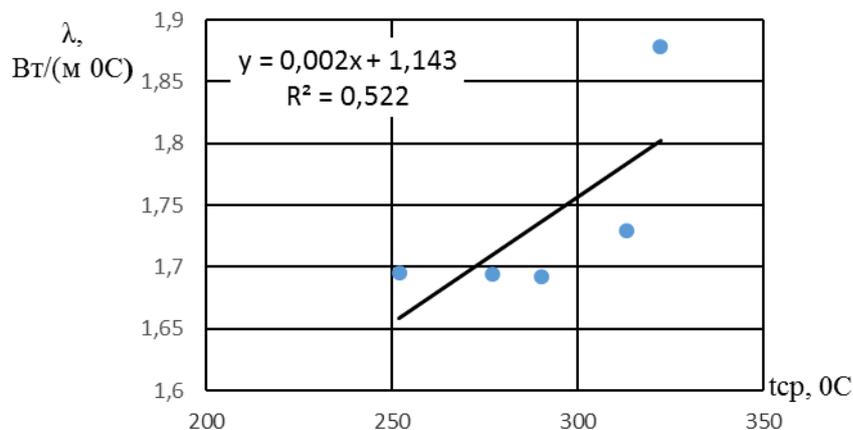


Рисунок 3 – Зависимость коэффициента теплопроводности от температуры для шамотобетонного образца с сеткой

По результатам анализа полученных данных (рисунки 2, 3) наблюдается, что при средней температуре исследуемого материала в области  $300^\circ\text{C}$  чистый шамотобетонный образец имеет меньший коэффициент теплопроводности ( $\lambda = 1,601 \text{ Вт}/(\text{м } ^\circ\text{C})$ ), чем образец с сеткой ( $\lambda = 1,760 \text{ Вт}/(\text{м } ^\circ\text{C})$ ). Следовательно, присутствие крепежных металлических элементов (содержанием 1,04% по объему образца) в тепловой изоляции ухудшает теплозащитные характеристики на 9,9%, что в свою очередь приводит к увеличению тепловых потерь в окружающую среду, перерасходу топлива и требует корректировки теплозащитных конструкций котлов.

#### Литература.

1. Определение теплового потока при зависимом от температуры и постоянном коэффициенте теплопроводности / В. А. Дрючевский, Ю. А. Боев // Металлургия XXI столетия глазами молодых: международная научно-практическая конференция студентов: сборник докладов / ГВУЗ "ДонНТУ", Физико-металлургический ф-т ; редкол.: С.М. Сафьянц (пред.) и др. - Донецк : ДонНТУ, 2016. - С. 235-238.

## ПОДБОР ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТЕПЛООБМЕННИКА ТИПА «ТРУБА В ТРУБЕ»

Дрючевский В.А., Боев Ю.А.

Донецкий национальный технический университет

В связи с широким применением теплообменных аппаратов в промышленности, в быту, а также в сельском хозяйстве возникает необходимость добиться высокой производительности теплообменника при относительно малых затратах металла на его производство и минимуме мощности, затраченной на перекачку теплоносителей. Проектировщику необходимо добиться приемлемого соотношения проходных сечений теплообменника, расчет которых представляет собой сложную задачу.

Рассмотрим подбор оптимальных параметров теплообменника типа «труба в трубе». Сечение теплообменника изображено на рисунке 1.

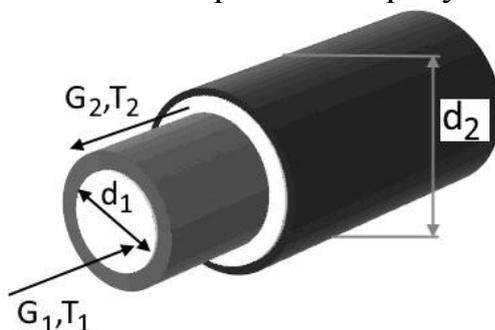


Рисунок 1 – Общий вид теплообменника типа «труба в трубе».

Для оптимизации устройства необходимо найти экстремум некоторой функции со множеством входных параметров, которая называется целевой функцией. Она строится путем суммирования частных критериев с весовыми коэффициентами:

$$Z = f_{пт} + C \cdot N \rightarrow \min \quad (1)$$

где  $f_{пт}$  – площадь поверхности теплоотдачи,  $m^2$ ;

$N$  – необходимая мощность на перекачку теплоносителей, Вт;

$C$  – весовой коэффициент,  $m^2/Вт$ .

Значение коэффициента  $C$  служит для определения основного замысла, концепции проектируемого аппарата. Если акцент при проектировке необходимо сделать на уменьшении затрат на прокачку, то значение  $C$  следует принять большим. Напротив, малое значение  $C$  акцентирует внимание на уменьшении габаритных размеров поверхности теплоотдачи.

Так как оба неизвестных параметра  $f_{пт}$  и  $N$  зависят от внутреннего диаметра внутренней трубы  $d_1$  и эквивалентного диаметра кольцевого сечения  $d_{2 экв}$ , то варьировать будем значения этих диаметров для получения минимума целевой функции. Это в свою очередь обеспечит оптимальное соотношение затрат мощности на прокачку и интенсивности теплоотдачи.

При решении данной задачи мы использовали следующие исходные данные: массовый расход греющего и нагреваемого теплоносителей  $G_1 = 0,6$  кг/с и  $G_2 = 0,9$  кг/с; температуры теплоносителей на входе в теплообменник  $t_1^{\text{ВХ}} = 95^\circ\text{C}$  и  $t_2^{\text{ВХ}} = 15^\circ\text{C}$ , и температуру греющего теплоносителя на выходе  $t_1^{\text{ВЫХ}} = 50^\circ\text{C}$ ; толщину стенки внутренней трубы  $\delta = 0,003$  м и коэффициент теплопроводности  $\lambda_{\text{ст}} = 45$  Вт/м<sup>2</sup>. Значение коэффициента  $C$  приняли равным  $100$  м<sup>2</sup>/Вт.

Первым этапом определяются такие величины, как тепловая производительность  $Q$ , Вт и температура нагреваемого теплоносителя  $t_2^{\text{ВЫХ}}$ , °С. Теплофизические свойства греющего и нагреваемого теплоносителей определяются по среднеарифметической температуре из справочника [1]: теплоёмкость  $C_{p1}$  и  $C_{p2}$ , плотность  $\rho_1$  и  $\rho_2$ , теплопроводность  $\lambda_1$  и  $\lambda_2$ , числа Прандтля  $Pr_1$  и  $Pr_2$ .

На втором этапе составляется последовательность математических действий для нахождения точки экстремума целевой функции (1) путем варьирования величин диаметров  $d_1$  и  $d_2^{\text{ЭКВ}}$ .

Окончательным этапом является исследование поведения целевой функции в пределах точки экстремума. Диаметры подбираются таким образом, чтобы они были близки к стандартным диаметрам производства труб и к оптимальным диаметрам на точке экстремума.

Однако нужно четко понимать влияние каждого из выбранных параметров на результат исследований. Для получения адекватных значений целевой функции были изучены связи и зависимости в проектной задаче на основании функциональной диаграммы, приведенной в источнике [2].

В первую очередь примем, что теплоносители движутся в противоточном направлении, так как это позволяет повысить производительность, за счет уменьшения рабочей поверхности. В качестве теплоносителей выступает вода. В межтрубном пространстве движется нагреваемый теплоноситель. Расчет ведется на начальной стадии проектирования, что позволяет использовать более простые формулы, без учета поправки на фазовые превращения, изменения теплофизических параметров и т.д.

Базовыми уравнениями для расчетов принимаем:

- уравнение теплового баланса:

$$Q = G_1 \cdot C_{p1} \cdot (t_1^{\text{ВХ}} - t_1^{\text{ВЫХ}}) = G_2 \cdot C_{p2} \cdot (t_2^{\text{ВХ}} - t_2^{\text{ВЫХ}}), \quad (2)$$

- уравнение затрат мощности на прокачку теплоносителей:

$$N = \left( \xi_1 \cdot \frac{L}{d_1} \cdot \frac{\rho_1 \cdot w_1^2}{2} \right) \cdot \frac{G_1}{\rho_1} + \left( \xi_2 \cdot \frac{L}{d_2^{\text{ЭКВ}}} \cdot \frac{\rho_2 \cdot w_2^2}{2} \right) \cdot \frac{G_2}{\rho_2}, \quad (3)$$

- формула определения эквивалентного диаметра кольцевого сечения:

$$d_2^{\text{ЭКВ}} = d_{\text{К}}^{\text{Н}} - d_{\text{К}}^{\text{В}}; \quad (4)$$

- уравнение теплопередачи:

$$Q = k \cdot F \cdot \Delta t_{cp}, \quad (5)$$

где  $k$  – коэффициент теплопередачи определяемый, как для плоской стенки,  $\Delta t_{cp}$  – среднелогарифмический температурный напор;

- уравнение неразрывности для двух теплоносителей:

$$G_1 = \rho_1 w_1 \cdot \frac{(\pi \cdot d_1^2)}{4}; \quad G_2 = \rho_2 w_2 \cdot \frac{\pi}{4} \cdot (d_K^{H2} - d_K^{B2}) \quad (6)$$

Коэффициенты теплоотдачи и сопротивления трения в трубе и кольцевом канале определяются по формулам [2]:

- при турбулентном режиме течения ( $Re > 10000$ ):

$$Nu = 0,021 \cdot Re^{0,8} \cdot Pr^{0,43}; \quad \xi_T = \frac{0,316}{Re^{0,25}} \quad (7)$$

- при ламинарном режиме ( $Re = 2300$ ) для круглой трубы и для кольцевого канала соответственно:

$$Nu = 4; \quad \xi_T = \frac{64}{Re}; \quad (8)$$

$$Nu = 4,34 + 0,78 \cdot \frac{d_K^H}{d_K^B}; \quad \xi_T = \frac{96}{Re}; \quad (9)$$

- при переходном режиме ( $2300 < Re < 10000$ ):

$$\frac{Nu_{II}}{Nu_T} = y + \frac{Nu_{II}}{Nu_T} (1 - y); \quad \frac{\xi_{II}}{\xi_T} = y + \frac{\xi_{II}}{\xi_T} (1 - y), \quad \dots (10)$$

где  $y = 1 - \exp(1 - \frac{Re}{2300})$  – коэффициент перемежаемости.

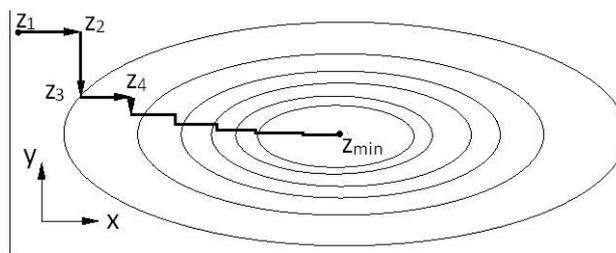


Рисунок 2 – Графическая реализация метода покоординатного спуска

Наибольшая точность поиска достигается при использовании вычислительных мощностей компьютера. Для этого необходимо прибегнуть к программированию. Так как задача двумерная (варьируются только два параметра:  $d_1$  и  $d_2^{эКВ}$ ), то воспользуемся методом Гаусса-Зейделя. Суть этого метода заключается в том, что на каждой новой итерации спуск осуществляется по каждой варьируемой координате, вследствие чего находится экстремум функции. Алгоритм реализуется до тех пор, пока любое действие не приведет к

увеличению значения функции. Графическое представление приведено на рисунке 2.

Результат проведенных вычислений представлен в виде диаграмм области поиска экстремума функции. Поиск проводился при постоянных массовых расходах и  $C=100 \text{ м}^2/\text{Вт}$  в опыте «а», так же при  $C=50 \text{ м}^2/\text{Вт}$  в опыте «б». Изменение массового расхода с  $G_1=0,4 \text{ кг/с}$ ,  $G_2=0,8 \text{ кг/с}$  до  $G_1=1,5 \text{ кг/с}$ ,  $G_2=2 \text{ кг/с}$  представлен на рис.3 «в» и «г» соответственно. Исходя из диаграммы можно сделать вывод, что при уменьшении коэффициента  $C$  минимум функции стремится к увеличению  $D_1$  и уменьшению  $D_2$ . Увеличение массового расхода теплоносителей смещает минимум к увеличению диаметров  $D_1$  и  $D_2$ .

Использование приведенного расчета при проектировании теплообменного аппарата позволит повысить производительность аппарата, уменьшив количество необходимого металла на производство труб и затраты на прокачку теплоносителей.

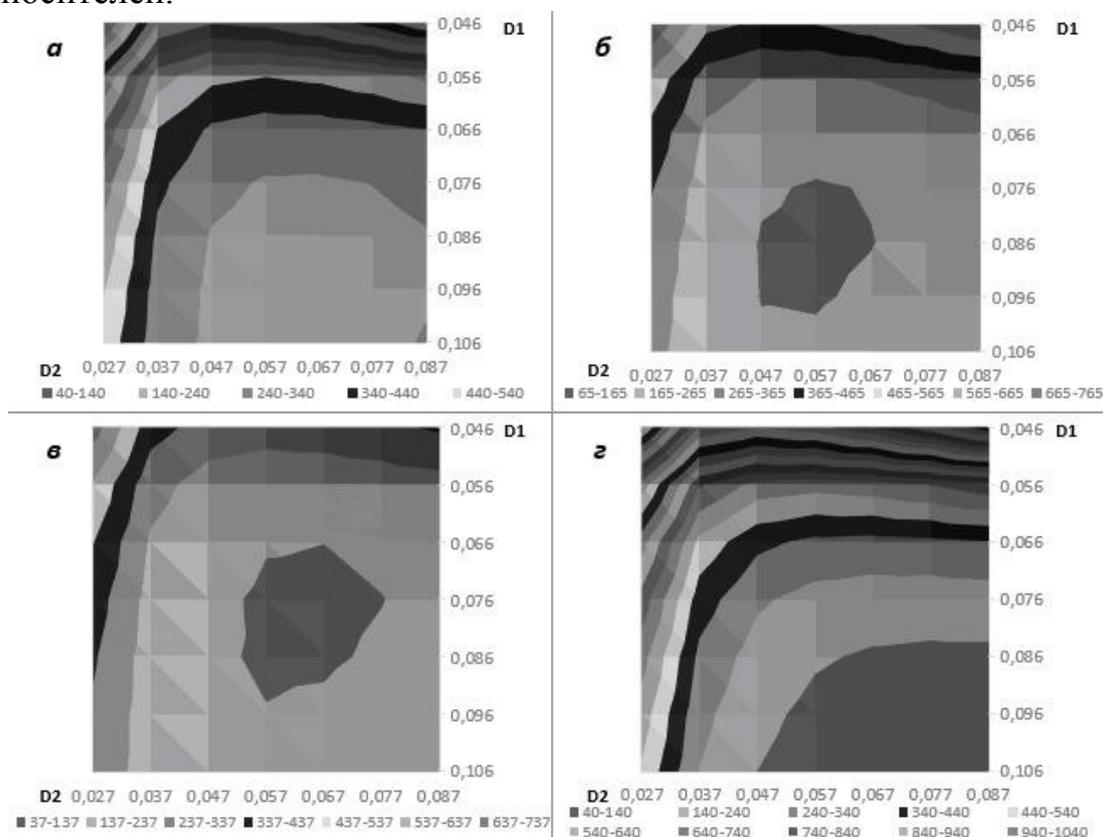


Рисунок 3 – Диаграмма зависимости целевой функции от исходных параметров

#### Литература:

1. Справочник по теплообменным расчетам. – К.:Техника, 1990 – 165 с.
2. Практикум по теплопередаче: учеб. пособ. для студ. теплоэнергетич. спец. вузов А. П. Солодов, Ф. Ф. Цветков, А. В. Елисеев, В. А. Осипова, под ред. А. П. Солодова. – М.: Энергоатомиздат, 1986 – 296 с.: ил.

# СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ РАЗЛИЧНЫХ МЕТОДИК ОПРЕДЕЛЕНИЯ СТЕПЕНИ ЧЕРНОТЫ ПРОДУКТОВ СГОРАНИЯ

Садлова В.Р., Лебедев А.Н.

Донецкий национальный технический университет

Расчет теплообмена в топках паровых котлов относится к наиболее сложным задачам теории тепломассопереноса в этих установках. Для решения этой задачи необходимо наличие надежных данных по условиям теплообмена, связанным с процессами горения топлива, гидродинамики, массопереноса, которые зависят от конфигурации топки, мощности агрегата, состояния поверхностей нагрева. По своей физической структуре топочную среду можно рассматривать как сложную многокомпонентную дисперсную систему, состоящую из газообразной и твердой фаз, причем соотношение этих фаз зависит от вида топлива и условий сжигания. При сжигании газообразного и жидкого топлив твердую фазу образуют частицы сажистого углерода очень малых размеров, а в состав газообразной фазы наряду с диатермичными газами (азот и кислород) входят углекислый газ и водяной пар, которые обладают большой излучательной и поглощательными способностями.

Основным видом теплопереноса в топках паровых котлов является излучение, так как роль конвективной составляющей достаточно мала и при практических расчетах ею обычно пренебрегают. В состав продуктов сгорания органического топлива входят углекислый газ и водяной пар, спектр излучения которых имеет избирательных (селективный) вид, т.е. излучение и поглощение происходит только в узких интервалах длин волн, на других длинах волн эти газы являются лучепрозрачными. Спектр углекислого газа состоит из трех полос, для водяного пара – с четырех, причем эти спектры частично совпадают. Двуокись углерода обладает более узкими полосами, чем водяной пар, и поэтому коэффициенты поглощения и излучения последнего имеют большие значения.

При выполнении практических расчетов для использования закона Стефана-Больцмана необходимо определение степеней черноты углекислого газа и водяного пара. Существуют различные методики определения этих величин. Наиболее простой и достаточно надежный способ был предложен американским ученым Шаком (уравнения Шака) [1]. Основным неудобством в использовании этих уравнений является тот факт, что влияние парциальных давлений компонентов, длины теплового луча и, что особенно важно, температуры различно для этих газов (излучательная способность  $\text{CO}_2$  пропорциональна абсолютной температуре в степени 3,5, а  $\text{H}_2\text{O}$  – 3,0, а не 4, как по закону Стефана-Больцмана). Вторым способом определения степеней черноты газов является использование номограмм, приведенных в справочной литературе [2,4]. Применение этих трех номограмм позволяет определить степени черноты  $\text{CO}_2$  и  $\text{H}_2\text{O}$ , однако этот метод не является достаточно точным и не применим для использования в компьютерных программах.

В связи этим для определения степени черноты дымовых газов рационально применять формулы, приведенные в работе Маковского В.А. [3]. В соответствии с этой работой степень черноты углекислоты, водяного пара и поправочный коэффициент на парциальное давление для водяного пара определяются по формулам:

$$\varepsilon_{\text{CO}_2} = \exp \left\{ \left[ 1,4218 + 0,3280 \cdot C_{\text{CO}_2}^{0,2903} + (0,0133 - 0,1232 \cdot C_{\text{CO}_2}^{0,1718}) \cdot \left( \frac{p_{\text{H}_2\text{O}}}{100} \right) + (0,003504 + 0,0002446 \cdot C_{\text{CO}_2}^{0,7270}) \cdot \left( \frac{p_{\text{H}_2\text{O}}}{100} \right)^2 \right] \right\}$$

$$\varepsilon_{\text{H}_2\text{O}} = \exp \left[ 0,5708 - 1,2016 \cdot C_{\text{H}_2\text{O}}^{-0,2146} - (0,0038 + 0,05133 \cdot C_{\text{H}_2\text{O}}^{-0,2105}) \cdot \left( \frac{p_{\text{H}_2\text{O}}}{100} \right) \right],$$

$$\beta = 1 + (-5,0 + 5,3114 \cdot C_{\text{H}_2\text{O}}^{-0,01191}) \cdot P_{\text{H}_2\text{O}}^{0,74 + 0,03705 \cdot C_{\text{H}_2\text{O}}^{-0,1561}},$$

где  $\varepsilon_{\text{CO}_2}, \varepsilon_{\text{H}_2\text{O}}$  – степень черноты углекислоты и водяного пара, соответственно;

$C_{\text{CO}_2}, C_{\text{H}_2\text{O}}$  – параметр, учитывающий парциальное давление углекислоты и водяного пара, соответственно, м·кгс/см<sup>2</sup>;

$\beta$  – поправочный коэффициент на парциальное давление для водяного пара;

$P_{\text{H}_2\text{O}}$  – парциальное давление водяного пара, кгс/см<sup>2</sup>.

В настоящей работе был проведен сравнительный анализ результатов определения степеней черноты отдельных компонентов и продуктов сгорания доменного газа при температуре 1100°С для различной длины теплового луча. Состав продуктов сгорания доменного газа следующий: CO<sub>2</sub> - 23,44%, H<sub>2</sub>O – 7,4%, O<sub>2</sub> - 0,8%, N<sub>2</sub> - 68,32%. Общее давление – 1 бар.

Результаты расчетов степени черноты продуктов сгорания приведены в таблице 1.

Таблица 1- Значения степени черноты продуктов сгорания по различным методикам

Длина теплового луча, м	Степень черноты продуктов сгорания по различным методикам		
	По номограммам	По формулам Шака	По формулам Маковского В.А.
2,5	0,303	0,272	0,305
3	0,326	0,295	0,328
3,5	0,346	0,316	0,349
4	0,365	0,336	0,367

Длина теплового луча, м	Степень черноты продуктов сгорания по различным методикам		
	По номограммам	По формулам Шака	По формулам Маковского В.А.
4,5	0,383	0,354	0,383
5	0,409	0,371	0,399
5,5	0,438	0,388	0,413
6	0,449	0,404	0,426
6,5	0,459	0,419	0,438
7	0,464	0,433	0,449
7,5	0,468	0,447	0,460

В результате анализа установлено, что значения величин, полученных с использованием номограмм и формул, предложенных в работе Маковского В.А. достаточно близки и поэтому аналитические зависимости могут быть рекомендованы для использования в компьютерных программах по расчету теплообмена в высокотемпературных промышленных агрегатах.

#### Литература:

1. Нащокин В.В. Техническая термодинамика и теплопередача. М.: Высшая школа, 1969.-559 с.
2. Исаченко В.П., Осипова В.А., Сукомел А.С. Теплопередача. М.: Энергоиздат, 1981.- 417 с.
3. Маковский В.А., Лаврентик И.И. Алгоритмы управления нагревательными печами М.: “Металлургия”, 1977.
4. Казанцев Е.И. Промышленные печи. - М.: Metallurgia, 1975.-368 с.

# ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ В МЕТАЛЛУРГИИ



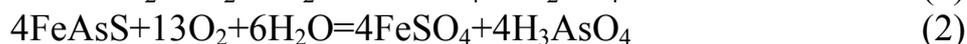
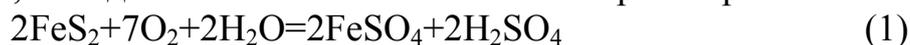
# ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ АВТОКЛАВНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОГО СУЛЬФИДНОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ НА ПЕРЕХОД МЫШЬЯКА В ЖИДКУЮ ФАЗУ

Касымова Д.Р., Фокина С.Б.  
Санкт-Петербургский горный университет

В течение последних десятилетий доля золота, извлекаемого из простых в технологическом отношении золотых руд, постоянно уменьшается. Одновременно с этим возрастает доля золота, извлекаемого из упорных руд, эффективная обработка которых требует значительно более сложных и развитых схем, включающих подготовительные операции перед процессом цианирования. Причиной низкой вскрываемости упорного золотосодержащего сырья, в первую очередь, является тонкая диспергация золота в сульфидных минералах, чаще всего в пирите и арсенопирите.

Эффективным способом предварительной обработки упорного сульфидно-мышьяковистого золотосодержащего сырья является его автоклавно-гидрометаллургическое вскрытие, обеспечивающее достижение более высоких показателей по извлечению золота в процессе цианирования в сравнении с предварительной обработкой обжигом или бактериальным окислением. В настоящее время на отечественных золотоперерабатывающих предприятиях такая технология не применяется, она находится в стадии запуска.

Автоклавная обработка арсенопиритного сырья, содержащего золото, заключается в окислении кислородом сульфидных соединений мышьяка и железа при повышенных температурах и давлении, при этом часть мышьяка (до 40%), наряду с железом, попадает в кислые технологические растворы:



Присутствующий в технологических растворах токсичный мышьяк предполагает проведение мероприятий по его выводу из технологии в форме малорастворимого и стабильного при длительном хранении арсената железа (III). Известно, что тип образующихся фаз арсенатов железа и их устойчивость зависят от молярного соотношения железа и мышьяка в растворе: для осаждения малорастворимого арсената железа (III) отношение железа к мышьяку Fe/As в растворе должно быть не меньше 8. Поэтому одной из ключевых задач при разработке автоклавно-гидрометаллургической технологии упорного золота является изучение поведения мышьяка и железа в процессе автоклавного вскрытия.

В Горном университете на кафедре металлургии были выполнены исследования по изучению влияния параметров автоклавного окислительного выщелачивания пирит-арсенопиритного золотосодержащего сырья на переход железа и мышьяка в жидкие продукты.

Эксперименты осуществлялись на лабораторной автоклавной установке Parag. Состав исходного сырья и параметры ведения процесса приведены на слайде. Данные о влиянии условий АОВ на распределение мышьяка и железа в автоклавной пульпе приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Влияние условий АОВ на распределение мышьяка в автоклавной пульпе

№	Ж:Т	t, °С	P <sub>O2</sub> , атм	Время вскрытия, мин	Расход, % от концентрата		Выход остатка, %	Содержание в растворе, г/л				Извлечение, %	
					CaCO <sub>3</sub>	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>		Fe (II)	Fe (III)	As	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	Fe	As
1	6,0	190	7,2	43	0	0	67,1	1,45	22,5	1,73	35,6	64,4	33,7
2	6,0	200	7,2	30	0	0	74,5	1,09	19,1	1,95	42,7	52,5	19,7
3	6,0	225	7,3	20	0	0	3,0	0,77	10,1	1,86	51,0	30,4	19,2
4	2,2	190	7,2	120	0	0	70,4	0,61	56,2	13,1	97,0	57,5	50,3
5	12,0	190	7,2	40	0	0	82,7	1,14	3,33	0,51	30,9	40,3	12,4
6	5,0	190	7,2	87	9,6	0	82,0	2,51	18,4	2,89	38,7	58,0	30,0
7	5,0	190	7,2	59	19,2	0	96,4	1,68	16,9	2,11	29,9	48,6	22,5
8	5,0	190	7,2	88	38,4	0	146,7	2,51	4,55	0,25	19,3	20,1	1,20
9	6,0	190	7,2	44	0	30	60,9	2,11	29,3	4,24	77,9	71,8	29,6
10	6,0	190	7,2	60	0	90	36,8	1,30	49,0	14,8	117	97,5	98,0

В обычных условиях АОВ (опыт №1, таблица 1.5) в раствор переходит ~30% мышьяка и ~65% железа. Повышение температуры автоклавного вскрытия со 190 до 225°С уменьшает переход в раствор мышьяка до ~20% и железа до ~30% (опыты №1-3) с одновременным возрастанием кислотности автоклавной пульпы и выхода твердого.

Рост концентрации твердого в пульпе АОВ (при постоянстве остальных параметров) от Ж:Т = 12:1 до 2:1 приводит к увеличению кислотности пульпы и повышению извлечения в раствор мышьяка с 12 до 50% (опыты №4-5). Корректировка кислотности автоклавной пульпы добавками известняка или серной кислоты (опыты №6-10) подтверждает, что рост концентрации серной кислоты (при ее искусственном добавлении на выщелачивание) способствует извлечению мышьяка и железа в раствор и, наоборот, введение известняка этот переход подавляет.

С целью повышения извлечения золота и снижения нагрузки на передел сорбционного цианирования (сокращение массы твердой фазы на выходе из автоклава) в состав технологической схемы автоклавного окисления включают операции переокисления и кондиционирования автоклавной пульпы.

Операция переокисления заключается в выдержке пульпы при температуре автоклавного выщелачивания и парциальном давлении кислорода (0,4-0,7 МПа) после окончания процессов окисления сульфидов. В ходе переокисления наблюдается гидролиз железа, ведущий к снижению его концентрации в

растворе и увеличению выхода автоклавного кека.

С целью снижения нагрузки на передел цианирования и снижения объемов оборудования на этом переделе в технологическую схему автоклавной схемы включают операцию кондиционирования пульпы.

Кондиционирование ведут при атмосферном давлении и высокой температуре. Эта операция позволяет перевести в раствор большую часть основных сульфатов железа, перешедших в осадок при гидролизе на стадии автоклавного выщелачивания и переоxygenения.

Введение этих операций при переработке концентратов обогащения концентратов упорных золотосодержащих руд приводит к существенным изменениям состава водной фазы окисленной руды.

Вследствие гидролитических процессов, протекающих при переоxygenении пульпы в автоклаве, наблюдается снижение концентрации железа в водной фазе. Концентрация мышьяка в водной фазе пульпы практически не меняется, что свидетельствует об отсутствии каких-либо реакций образования арсенатов. При кондиционировании пульпы переход железа в раствор сопровождается растворением мышьяка. Графическая интерпретация изменения концентраций мышьяка, железа, серы и серной кислоты в водной фазе окисленной пульпы по стадиям процесса приведена на рисунке.

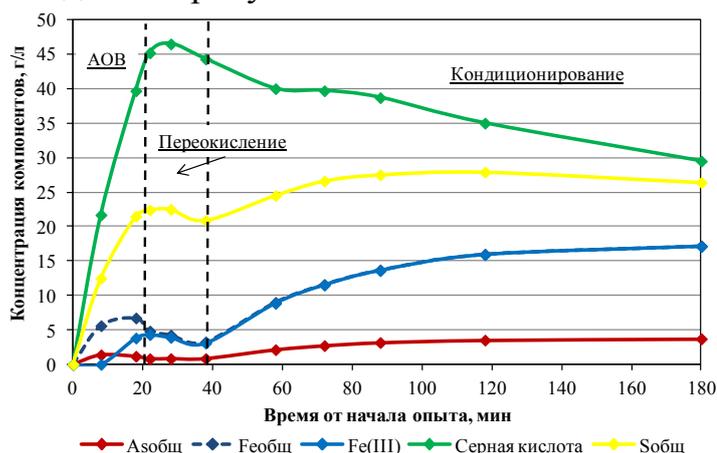


Рисунок - Влияние операций переработки автоклавного продукта на состав жидкой фазы пульпы

Таким образом, в ходе проведенных исследований установлено, что на переход мышьяка и железа в раствор влияет понижение температуры автоклавного вскрытия с 225 до 190 С и повышение концентрации твердого в пульпе. Первое утверждение связано с выпадением в осадок при более высоких температурах малорастворимых арсенатов железа. Второе – с ростом концентрации серной кислоты при понижении Ж:Т пульпы, способствующей извлечению мышьяка и железа в раствор.

Также выявлено, что в результате введения операций переоxygenения и кондиционирования окисленной автоклавной пульпы наблюдается значительное изменение массы золотоносного осадка (сокращение на 30-40 %) сопровождаемое увеличением концентраций и соотношения железа и мышьяка в водной фазе пульпы.

## ПЕРЕРАБОТКА ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

Палто А.В., Новохатский А.М.  
Донбасский государственный технический университет

Ежегодно в черной металлургии образуется огромное количество железосодержащих отходов, которые накапливаются в отвалах и шламоотстойниках. Эти отходы содержат в основном оксиды железа, а также другие примеси.

В основном железосодержащие отходы используют в качестве добавок в аглошихту, однако существует проблема сложности их спекания на агломерационной машине. Труднокомкуемые частицы колошниковой пыли и шламов ухудшают гранулометрический состав подготовленной шихты, что приводит к ухудшению газопроницаемости слоя и к снижению производительности машин. Кроме того, при спекании отходов увеличивается вынос пыли из агломерируемого слоя, что является неприемлемым для экологии.

Агломерат, полученный с добавлением железосодержащих отходов, отличается пониженными прочностными показателями. Данное явление затрудняет его переработку в доменном переделе, так как его применение приводит к снижению газопроницаемости столба шихтовых материалов в доменной печи.

В настоящее время для переработки всех накопленных отходов в аглопроизводстве необходимо довести их содержание в шихте до 40 – 50%. Такое повышение невозможно без значительного снижения производительности машин и снижения качества агломерата. Поэтому необходима разработка нового способа переработки железосодержащих отходов, вне аглоцеха.

Наиболее рациональным является использование пылей и шламов в доменном или сталеплавильном производствах. В процессе их подготовки необходимо удалять вредные примеси, затем шламы окусковывать с использованием механических и термических методов, а также применять добавки связующих веществ, что является более перспективным, чем использование этих шламов в агломерационной шихте.

Целью данной научной работы является выявление условий, при которых возможна эффективная утилизация колошниковой пыли, удовлетворяющая требованиям, предъявляемых доменным производством к такому виду материалов.

В условиях лаборатории кафедры Металлургии черных металлов Донбасского государственного технического университета были проведены опытные спекания смесей угольной шихты с колошниковой пылью с целью оценить возможность получения железоуглерода из подобной шихты. Данный способ основывается на спекании металлургических отходов с коксующейся

угольной смесью, получив при этом единый топливно-рудный материал. Спекание осуществлялось при температуре 1000 °С в течение 30 минут.

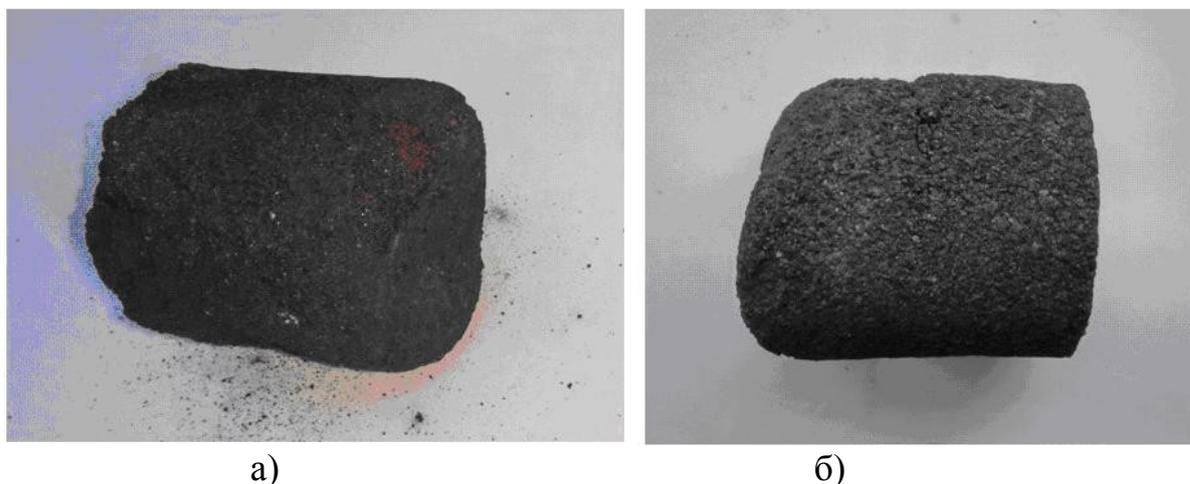


Рисунок 1 – Образцы, полученные при спекании смеси углей и колошниковой пыли в условиях лаборатории каф. МЧМ ДонГТУ  
 а – 60% колошниковой пыли и 40% угольной шихты  
 б - 40% колошниковой пыли и 60% угольной шихты

Таблица 1 - Механическая прочность спеков из разных смесей

	Неспрессованный	Спрессованный
40% колошниковой пыли 60% угольной шихты	2200 кг / кусок (77 кг/см <sup>2</sup> )	2800 кг / кусок (100 кг/см <sup>2</sup> )
60% колошниковой пыли 40% угольной шихты	180 кг / кусок (6,3 кг/см <sup>2</sup> )	100 кг / кусок (3,5 кг/см <sup>2</sup> )
80% колошниковой пыли 20% угольной шихты	Материал рассыпался	

На основании проведенных исследований получены спеченные брикеты, которые можно использовать в качестве дополнительной шихты в доменном производстве, что экономически выгодно при дефиците шихты. Железо в брикете полностью восстановлено, что даст возможность улучшить технико-экономические показатели доменной плавки.

Сложностью внедрения данной технологии окускования материала является необходимость разработки и изготовления нового агрегата для получения спеченных брикетов. Поэтому была проверена возможность получать железоуглерод в условиях коксохимического производства. Для этого проводились спекания в ящиках, непосредственно в камерах коксовой батареи. Был получен железоуглерод в виде кокса (рис. 2). Данные спекания подтвердили возможность получать окускованный железосодержащий материал в агрегатах коксохимического производства. В условиях низкой загруженности предприятий Донбасса производство железоуглерода в коксовых печах является очень актуальным, так как эти агрегаты имеют разрушающуюся при остывании динасовую футеровку и не могут быть

остановлены.



Рисунок 2 - Образец опытного спекания 10% колошниковой пыли и 90% угольной смеси в коксовой батарее Алчевского коксо-химического завода

Таблица 2 – Характеристика полученных спеков колошниковой пыли и угольной смеси в коксовой батарее

Состав шихты для спекания	As	CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	Реакц. способ.	Горячая прочность
90% угольной шихты и 10% колошн. пыли	35,8	6,69	1,36	35,1	14,7	38,6	0,21	56,1	23,5
100% угольной шихты	16,9	3,41	1,09	49,5	23	19,4	0,23	60,1	38,5

Литература:

1. Толочко А. И., Филипьев О. В., Славин В. И. Очистка технологических и других неорганизованных выбросов от пыли в черной металлургии. – М.: Металлургия. 1986. 208 с.

2. Толочко А. И., Филипов В. И., Филипьев О.В. Очистка технологических газов в черной металлургии. – М.: 1982. 280 с.

3. Иксанова Е. И. // Черная металлургия: Бюл. НТИ. № 13. 1989. С. 12-20.

4. Супрун Ю. М. // Черная металлургия: Бюл. НТИ. №5. 1984. С. 14-23.

## **РАЗРАБОТКА ЭКОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЕКТА СКВЕРА «ПЕРВОГО МАЯ» КАК УЧАСТКА САНИТАРНО – ЗАЩИТНОЙ ЗОНЫ (СЗЗ) ПАО «АМК» С ПРИМЕНЕНИЕМ ПОСАДКИ ИЗОЛИРУЮЩЕГО ТИПА**

Лисовая А.А.

Донбасский государственный технический университет

В настоящее время одной из острых проблем Донбасса является загрязнение окружающей среды. Особенно актуальной она становится для промышленных городов, таких как г. Алчевск, ЛНР, в котором имеется мощный источник загрязнения атмосферы – ПАО «Алчевский металлургический комбинат» (ПАО «АМК»). Уровень концентраций вредных и токсичных веществ в атмосфере металлургических городов является чрезвычайно высоким, что отрицательно влияет на здоровье населения. Не исключением является и город Алчевск. Для уменьшения вредных веществ в атмосферном воздухе в городе необходимо наличие барьера между городом и предприятием, функции которого должна выполнять санитарно-защитная зона (СЗЗ). К сожалению, в настоящее время санитарно-защитная зона у ПАО «АМК» как таковая отсутствует, поэтому необходимо провести ее реконструкцию и обустройство таким образом, чтобы она отвечала требованиям нормативных документов и обеспечивала защиту жителей города от пагубного влияния предприятия. В связи с этим было принято решение о создании проекта реконструкции участка санитарно-защитной зоны ПАО «АМК» на примере сквера «Первого Мая» с целью использовать данный участок в дальнейшем в качестве опытного поля.

Целью данной статьи является разработка рекомендаций по реконструкции сквера «Первого Мая» как участка СЗЗ с подбором оптимальной посадки устойчивых насаждений для обеспечения защиты населения города Алчевска от выбросов ПАО «АМК».

Сквер находится в непосредственной близости от ПАО «АМК», то есть в пределах санитарно-защитной зоны данного предприятия. Сквер в настоящее время состоит из двух прямоугольных участков размерами 86 м на 98 м (площадью 0,84 га) и 220 на 190 м (площадью 4,18 га). Рельеф участка представлен уступами, имеется наклон. Для данного проекта был взят меньший участок, поскольку он находится ближе к комбинату. Данный участок был разделен на секции для более эффективного проведения инвентаризации и анализа участка. Зеленые насаждения (ЗН) данного парка относятся к зеленым насаждениям специального назначения, поскольку участок находится в пределах СЗЗ предприятия. Ассортимент насаждений беден, а их состояние неудовлетворительное. Травянистая растительность представлена в основном рудеральными растениями. Почвы на данном участке представлены суглинками, имеющими среднюю увлажненность и высокую плотность. Плодородие данных почв является незначительным.

Основной источник загрязнения атмосферного воздуха – ПАО «АМК» расположен в северной части города, а выбранный участок местности расположен непосредственной близости от комбината. Состояние атмосферного воздуха санитарно – защитной зоны характеризуется наличием таких вредных веществ, как взвешенные вещества (пыль), оксид углерода, диоксид азота, диоксид серы, фенол, сероводород, диоксид углерода, а также пониженным содержанием кислорода в воздухе за счет больших количеств потребления кислорода конвертерным цехом «АМК». По данным поста наблюдений (ПНЗ № 2), находящегося недалеко от исследуемого участка, в данном месте наблюдаются следующие концентрации вредных и токсичных веществ, которые представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Динамика выбросов вредных веществ по данным ПНЗ № 2

Вещество, мг/м <sup>3</sup>	2012	2013	2014	2015	2016	Ср. знач.	ПДК
Взвешенные вещества	0,5	0,5	0,4	0,4	0,3	0,42	0,15
Оксид углерода	6,6	6,7	6,8	5,1	5,4	6,12	3
Диоксид азота	0,053	0,059	0,066	0,065	0,054	0,0594	0,04
Диоксид серы	0,048	0,056	0,064	0,062	0,069	0,0598	0,05
Фенол	0,003	0,003	0,004	0,003	0,004	0,0034	0,003
Число наблюдений	854	858	840	842	845		

Как видно из таблицы 1, практически по всем веществам наблюдается превышение ПДК, хотя и незначительное. Следовательно, необходимо проводить мероприятия по уменьшению концентрации данных веществ. Данный участок СЗЗ должен быть озеленен для выполнения следующих функций: борьбы с экологической нагрузкой со стороны ПАО «АМК» и автотранспорта; компенсации экологического ущерба, нанесенного этими загрязнителями. Исходя из этого, были выбраны следующие функции, которые должна выполнять фитомелиоративная система сквера «Первого Мая»: снижение запыленности и загазованности воздуха; борьба с шумом; выделение кислорода. Для озеленения санитарно-защитных зон необходимо тщательно подбирать зеленые насаждения, которые должны выполнять следующие требования [1]:

1. защищать сооружения от ветров, аккумулировать производственную пыль и газы;
2. обеспечивать отток загрязненного воздуха и приток свежего;
3. поглощать производственные шумы;
4. зеленые насаждения должны играть роль санитарно-оздоровительного кордона между предприятием и окружающей местностью, предохранять

воздушный бассейн, почву и водоемы от загрязнения их отходами производства;

5. ни в коей мере не стеснять транспортные и пешеходные связи между подразделениями производства;

6. размещение зеленых насаждений по отношению к застройке и преобладающим ветрам должны обеспечивать отток загрязненных воздушных масс.

Основными критериями отбора ЗН [2] являлись:

1. Санитарно-гигиеническая полезность данных насаждений (поглощение шума, пыли, газа);

2. Нетребовательность к почвам;

3. Засухоустойчивость;

4. Морозоустойчивость, ветроустойчивость;

5. Эстетические функции.

На основе этих критериев были выбраны следующие породы [3]: ель колючая; дуб красный; можжевельник казацкий; гледичия трехколючковая; ясень обыкновенный; лох узколистный; газон.

При проектировании озеленения санитарно-защитных зон следует отдавать предпочтение созданию смешанных древесно-кустарниковых насаждений, обладающих большей биологической устойчивостью и более высокими декоративными достоинствами по сравнению с однопородными посадками. При этом не менее 50% общего числа высаживаемых деревьев должна занимать главная древесная порода, обладающая наибольшей санитарно-гигиенической эффективностью, жизнеспособностью в данных почвенно-климатических условиях и устойчивостью по отношению к выбросам данного промпредприятия.

С учетом вышеизложенных рекомендаций была выбрана посадка изолирующего типа, поскольку такими посадками окружают небольшие локальные участки, такие, как сквер «Первого Мая» и отводят для них 10–15% озеленяемой площади санитарно-защитной зоны. Насаждения изолирующего типа проектируются в санитарно-защитной зоне со стороны промпредприятий (ПАО «АМК»). Изолирующая посадка будет создавать на пути загрязненного воздушного потока механическую преграду, осаждающая и поглощая часть вредных выбросов, экранировать и резко сокращать поступления вредных веществ с территории производственной зоны. Изолирующие посадки (рисунок) планируется создать в виде плотных древесных массивов и полос с опушками из кустарников на территории санитарно-защитной зоны.

Наиболее эффективны посадки с обтекаемыми опушками, т. е. созданными кустарниковыми и древесными породами с постепенно уменьшающимися по высоте кронами. Деревья основной породы в изолирующей посадке рекомендуется высадить через 3 м в ряду при расстоянии 3 м между рядами; расстояние между деревьями сопутствующих пород - 2,5 м; крупные кустарники высаживаются на расстоянии 1 - 1,5 м друг от друга; мелкие - 0,5 м при ширине междурядий 2 - 1,5 м.



## ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ УТИЛИЗАЦИИ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ

Поворознюк Е.А, Асламова Я.Ю.  
Донецкий национальный технический университет

Характерной чертой современного промышленного производства является образование значительного количества побочных продуктов. Для черной металлургии, являющейся одной из наиболее ресурсо- и энергоемких отраслей промышленности, многократное использование вторичных материалов для собственных нужд и в смежных отраслях, является важным мероприятием, снижающим негативное влияние металлургических предприятий на окружающую среду и позволяющим повысить эффективность использования сырьевых ресурсов.

В агломерационном, доменном, сталеплавильном производствах выход железосодержащих пылей и шламов составляет 2-4 % или 20-50 кг/т продукции. Приоритетными направлениями утилизации железосодержащих отходов является их добавка в шихту при производстве окатышей, брикетов и агломерата.

Наибольшее распространение на отечественных металлургических предприятиях получило использование железосодержащих отходов (ЖСО) в качестве добавки к агломерационной шихте. В большинстве случаев аглофабрики сооружены на территориях металлургических предприятий в расчете на использование в аглошихте образующихся ЖСО собственных цехов. Удельный расход соответствующим образом подготовленных шламов и пылей в аглошихту по различным данным может достигать от 120-200 до 600 кг/т агломерата без ухудшения его качества.

При утилизации ЖСО в аглопроизводстве должны учитываться следующие факторы:

1. Пыли и шламы содержат токсичные или радиоактивные элементы, легко проникающие в биосферу, окисление снижает распространение этих веществ;

2. Из-за повышенного содержания в отходах цинка, свинца, меди, фосфора, щелочей, их использование в традиционной схеме утилизации ограничивается или исключается. Это обусловлено тем, что загрязненные указанными элементами отходы значительно снижают показатели аглопроцесса, качество агломерата, ухудшают состояние металлургических агрегатов и оборудования.

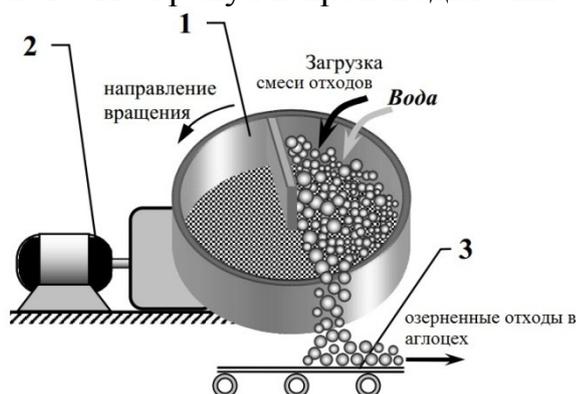
3. Отходы характеризуют физико-химической неоднородностью, шламы – повышенной влажностью, низкой сыпучестью, окалина – высоким маслосодержанием, что вызывает необходимость организовывать специальные отделения по подготовке отходов.

Таким образом, для решения проблемы утилизации пылей и шламов металлургического производства, необходимо обеспечить качественную подготовку отходов перед их вводом в аглошихту. При этом особое внимание должно быть уделено приданию необходимого уровня главных свойств смеси

отходов – сыпучести, дозируемости, способности к смешиванию и окомкованию.

Одним из дополнительных мероприятий по подготовке смесей железосодержащих отходов может стать предварительное озернение. В последние годы проводятся исследования по озернению тонкоизмельченных железорудных концентратов перед их вводом в аглошихту. С увеличением доли концентратов в аглошихте производительность агломашин снижается и сдерживается увеличение высоты спекаемого слоя. Озернение тонкодисперсных материалов перед окомкованием всей массы шихты позволяет устранить эти негативные явления. Шламы и пыли металлургического производства по крупности сходны с железорудным концентратом, поэтому для их полной утилизации возможным является получение из ЖСО мелких гранул с последующим их введением в агломерационную шихту в качестве центров окомкования.

В качестве основного оборудования для озернения смесей отходов может быть выбран тарельчатый гранулятор (рисунок 1). Преимуществом этого агрегата является получение гранул строго заданного размера. По сравнению с барабанным окомкователем тарельчатые грануляторы легче поддаются регулировке. Меняя наклон тарели и число ее оборотов можно повысить качество гранул и производительность установки.



1 – тарельчатый гранулятор, 2 – электропривод, 3 – транспортерная лента

Рисунок 1 – Схема тарельчатого гранулятора для озернения ЖСО

Для понимания механизма взаимодействия частицы озерняемого материала с водой необходимо рассмотреть строение системы «частица-вода».

При контакте двух фаз, одна из которых является жидкой, возникает двойной электрический слой (рисунок 2). Двойной электрический слой представляет собой слой ионов, образующийся на поверхности частицы в результате адсорбции ионов из раствора. Поверхность частицы приобретает слой ионов определенного знака, равномерно распределенный по поверхности и создающий на ней поверхностный заряд. К поверхности частицы из жидкой среды притягиваются ионы противоположного знака, их называют противоионами. Образуется два слоя:

Основное влияние на качество получаемых гранул оказывает влажность озерняемых материалов. Следовательно, перед озернением смесей отходов необходимо установить их влагоемкость, а также определить какие факторы оказывают на нее влияние.

Влагоемкость - способность вещества поглощать и удерживать определенное количество влаги. Вода в веществе удерживается за счет сил молекулярного притяжения, капиллярных сил, осмотического всасывания в диффузионный слой.

- адсорбционный слой, примыкающий к межфазной поверхности;
- диффузный слой, в котором находятся противоионы. Эти противоионы притягиваются к частице за счет электростатических сил. Толщина диффузного слоя зависит от свойств системы и может достигать больших значений.

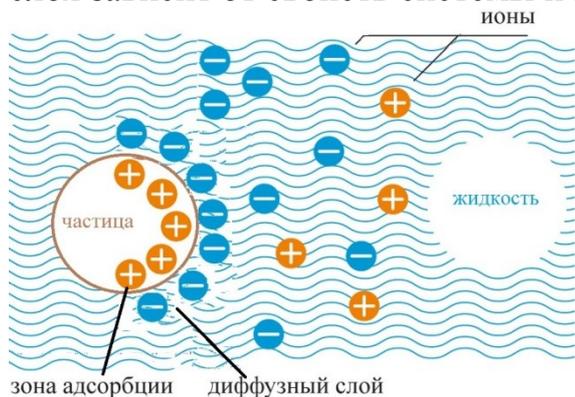
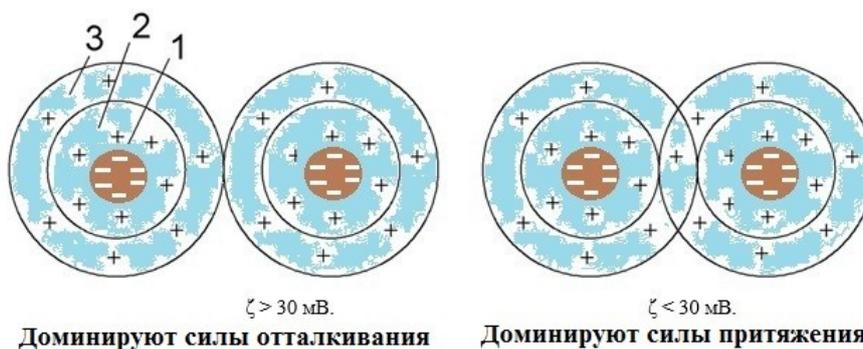


Рисунок 2 – Двойной электрический слой

Теории двойного электрического слоя широко используются для интерпретации поверхностных явлений. Для количественного определения величины электрического заряда в двойном электрическом слое широко используется дзета-потенциал (электрокинетический потенциал). Дзета-потенциал ( $\zeta$ -потенциал) - это разность потенциалов дисперсионной среды и неподвижного слоя жидкости, окружающего частицу.

Для молекул и частиц, которые достаточно малы, высокий дзета-потенциал означает, что система будет устойчива по отношению к агрегации. Когда дзета-потенциал низкий, притяжение превышает отталкивание, и такие системы склонны коагулировать, т.е. притягиваться объединяясь в более крупные по размеру агрегаты.  $\zeta$ -потенциал играет существенную роль в формировании прочности структурных связей в смеси: чем меньше  $\zeta$ -потенциал, тем выше силы взаимного притяжения между частицами, а, значит, и прочность структурных связей смеси (рис. 3). Значение  $\zeta$ -потенциала равное 30 мВ (положительное или отрицательное) рассматривается как характерное значение, для условного разделения низко-заряженных поверхностей и высоко-заряженных поверхностей.



1 – частица вещества; 2 – адсорбционный слой; 3 – диффузионный слой

Рисунок 3 - Схема взаимодействия частиц в системе «частица-вода»

Таким образом, с целью повышения эффективности подготовки смесей ЖСО к утилизации, актуальным является исследование их электрокинетического потенциала ( $\zeta$ -потенциала), как одного из факторов, влияющих на их влагоемкость и формирование прочных гранул при озернении. В дальнейшем озерненную смесь отходов предлагается вводить в аглошихту в качестве центров окомкования.

# МОДЕЛИРОВАНИЕ ФАЗОВОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ В СИСТЕМЕ FeO-Fe<sub>3</sub>C-SiO<sub>2</sub>-C

Аязбеков М.Е., Кочеров Е.Н., Жакипбаев Б.Е., Колесников А.С.  
Южно-Казахстанский государственный университет им. М. Ауэзова

Сегодня как никогда все острее встают вопросы ресурсосбережения, экологии, охраны окружающей природной среды и комплексной переработки всяческих техногенных отходов от различных производств, которые находясь в отвалах, оказывают негативное воздействие на здоровье населения, животного мира, флору, фауну региона.

Одним из таких техногенных отходов является отвал, образовавшийся от многолетней переработки окисленных цинковых руд ачисайского месторождения в Южно-Казахстанской области (п. Ачисай) и содержащий в своем составе такие ценные компоненты, как кокс, оксиды кремния, железа, цинка, свинца, и других, являясь при этом почти готовым сырьевым материалом для металлургической и химической промышленности.

Из [1,2] известно, что в данных отходах железо содержится в оксидной и карбидной форме, в частности в виде Fe<sub>3</sub>C. Кремний, цинк, свинец в оксидной и частично в силикатной формах. В связи с этим возникает интерес комплексной переработки данного вида отходов с получением сплава - ферросилиция и сырьевой добавки для получения цементного клинкера.

Таким образом, с целью теоретического исследования фазовых превращений в системе FeO-Fe<sub>3</sub>C-SiO<sub>2</sub>-C было проведено термодинамическое моделирование с помощью программного комплекса «Астра 4» [3], основанного на максимуме энтропии в интервале температур 1700-2400К и давлении P=0,1МПа. Основой для моделирования получения сплава, комплексных возгонов цветных металлов послужил процесс электроплавки в дуговой рудно-термической печи по следующей химической реакции: FeO+Fe<sub>3</sub>C+8SiO<sub>2</sub>+16C=4FeSi<sub>2</sub>+17CO . Результаты моделирования приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты термодинамического моделирования

Распределение железа, %								
Фаза/ T,К	1700	1800	1900	2000	2100	2200	2300	2400
FE	7,13008E-05	0,002862	0,00734315	0,017434	0,061771	0,194123	0,549769	1,422378
FeO	0	0	0	0	0	0	5,42E-07	1,22E-06
K*FESI	0	0	99,99265685	99,98257	99,93823	99,80588	99,45023	98,57762
K*Fe <sub>5</sub> Si <sub>3</sub>	0	99,99714	0	0	0	0	0	0
K*Fe <sub>3</sub> C	99,9999287	0	0	0	0	0	0	0
Сумма	100	100	100	100	100	100	100	100
Распределение кремния, %								
Si <sub>2</sub>	0	1,56E-05	0,000217655	0,002149	0,008366	0,056347	0,08889	0,250613
Si <sub>3</sub>	0	0	1,81876E-06	5,41E-05	0,000313	0,001544	0,006619	0,025201
SiO	0,006130817	0	0	9,71E-07	7,52E-06	4,83E-05	0,000264	0,001261
SiO <sub>2</sub>	0	1,077478	6,38321353	24,84786	24,85963	24,87576	24,93701	25,05896
SiC	0	2,71E-06	2,24132E-05	0,000101	6,85E-05	4,84E-05	3,55E-05	2,68E-05
SiC <sub>2</sub>	0	0	0	0	0	5,93E-07	3,86E-06	2,15E-05
Si2C	0	3,82E-07	2,34542E-06	1,34E-05	0,000106	0,000685	0,003767	0,017907

Si <sub>2</sub> C <sub>2</sub>	0	4,07E-07	9,66828E-06	0,000154	0,000921	0,004667	0,020504	0,079654
Si <sub>3</sub> C	0	0	0	0	5,14E-07	4,39E-06	3,09E-05	0,000185
K*FESI	0	46,27081	31,12030573	24,967	24,97066	24,98098	25,02722	25,08788
K*SiO <sub>2</sub>	99,99386918	22,53801	50,18736289	50,18267	50,15993	50,07991	49,91565	49,47829
K*Fe <sub>3</sub> Si <sub>3</sub>	0	30,11368	12,30886395	0	0	0	0	0
Сумма	100	100	100	100	100	100	100	100
<b>Распределение углерода, %</b>								
C	0	0	0	0	0	0	3,09E-08	1,6E-07
C <sub>2</sub>	0	0	0	0	0	0	0	2,75E-07
C <sub>3</sub>	0	0	0	0	0	0	8,39E-10	1,9E-08
CO	5,900316952	78,23501	85,35770593	88,25148	88,2526	88,24497	88,22102	88,16521
CO <sub>2</sub>	0,00083218	0,006144	0,007519724	0,007357	0,004183	0,002512	0,001582	0,001037
C <sub>2</sub> O	0	21,75884	0	0	3,49E-07	1,11E-06	3,21E-06	8,47E-06
K*SIC	0	0	14,63476987	11,74112	11,7429	11,75077	11,76897	11,79779
SIC	0	0	0	0	0	2,79E-07	1,82E-06	1,01E-05
Si <sub>2</sub> C	0	9,56E-08	2,27332E-06	3,62E-05	0,000217	0,001098	0,004821	0,018729
SIC <sub>2</sub>	0	3,6E-07	2,20593E-06	1,26E-05	9,93E-05	0,000645	0,003543	0,016842
Si <sub>2</sub> C <sub>2</sub>	0	0	0	0	2,42E-07	2,06E-06	1,45E-05	8,7E-05
Si <sub>3</sub> C	0	0	0	1,21E-07	1,12E-06	8,36E-06	5,24E-05	0,000282
K*Fe <sub>3</sub> C	7,867633177	0	0	0	0	0	0	0
K*C	86,23121769	0	0	0	0	0	0	0
Сумма	100	100	100	100	100	100	100	100
<b>Распределение кислорода, %</b>								
CO	5,903276364	78,27338	85,3992069	88,29441	88,29524	88,28796	88,26448	88,20799
CO <sub>2</sub>	0,001665194	0,012295	0,01504676	0,01472	0,00837	0,005027	0,003165	0,002075
C <sub>2</sub> O	0	0	0	0	1,75E-07	5,57E-07	1,61E-06	4,24E-06
SiO	0,002884486	0,506932	3,003257141	11,69078	11,69633	11,70697	11,73232	11,78991
SiO <sub>2</sub>	0	2,55E-06	2,10905E-05	9,47E-05	6,44E-05	4,56E-05	3,34E-05	2,52E-05
O	0	0	0	0	0	0	1,03E-07	2,17E-07
K*SiO <sub>2</sub>	94,09217396	21,20739	11,58246811	0	0	0	0	0
Сумма	100	100	100	100	100	100	100	100

Из приведенных результатов термодинамического моделирования системы видно что, фазовый состав системы представлен 8 элементами и 15 соединениями.

Таким образом, по результатам проведенных термодинамическим моделированием исследований системы FeO-Fe<sub>3</sub>C-SiO<sub>2</sub>-C можно сделать вывод о том, что в условиях настоящей системы образуются фазы силицидов железа, которые являются основой сплава - ферросилиция, необходимого для сталелитейной промышленности.

#### Литература:

1 Лоскутов Ф.М. Металлургия цинка: учебник для вузов. - М.: «Металлургия», 1945. - 432с.

2 Колесников А.С. Технология получения ферросплава и возгонов цветных металлов из отхода (монография)- Saarbrucken, Германия, LAP LAMBERT Academic Publishing 2013. -206с.

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.

# ОЦЕНКА ВОЗДЕЙСТВИЯ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

Летик В. Ю., Кочура В.В.

Донецкий национальный технический университет

Устойчивое социально-экономическое развитие любого государства – это единственно возможный путь обеспечения его устойчивого будущего. Научно-технический прогресс и рост народонаселения за последние 50 лет резко обострили взаимоотношения между человеком и природой, а потребительские отношения в течение длительного периода времени привели к резкому ухудшению качества всех составляющих окружающей природной среды (ОПС).

Современное общество, стремясь достичь высокого уровня развития экономики, зачастую не принимает во внимание возможности природы. Вместе с тем, наличие глобальных экологических проблем, требует при принятии хозяйственно-экономических решений, в первую очередь, эколого-экономического преобразования всех отраслей промышленности, тщательного контроля и анализа факторов негативного влияния их воздействия на отдельные компоненты природной среды.

Доказано, что состояние глобальной системы «Природа↔Общество» определяется уровнем состояния локальных и региональных социоэкосистем [1]. В то же время социальные аспекты, сохранение биоразнообразия, проблемы восстановления качества всех видов экосистем, согласно принципам устойчивого развития, невозможны без соответствующего инвестирования в природный капитал.

Рассмотрим влияние загрязнений дуговых сталеплавильных печей, а именно пыле- и газообразных выбросов.

Выход газов из электросталеплавильной печи и состав газовой фазы зависит от состава шихты, скорости плавления, технологического и температурного режима плавки, режима кислородной продувки. По ходу плавки состав газов в зависимости от скорости выгорания углерода изменяется в следующих пределах.

Таблица 1 - Состав газа, отходящего от электросталеплавильной печи

Компоненты	СО	СО <sub>2</sub>	Н <sub>2</sub>	О <sub>2</sub>	Н <sub>2</sub>
Содержание, % (объемн.)	15-25	5-11	0,5-35	3,5-10	61-72

Наличие в газах окиси углерода делает их взрывоопасными, что надо иметь в виду при проектировании систем газоотсоса.

Большое влияние на режим газовой выделености оказывает ряд факторов и, в первую очередь, подсос воздуха в печь, зависящий от режима внутривидного давления, качества уплотнения имеющихся зазоров, наличия автоматического регулирования. Максимальный выход газов может превышать средний на 60 – 70% и длиться до 30 мин.

Выходящие из печи газы в значительной степени засорены пылью. Мелкодисперсная пыль образуется в результате испарения металла в зоне действия электрических дуг и кислородной продувки и последующей конденсации в печном пространстве. Более крупные фракции дают шлакообразующие и добавки.

Средние выбросы газов из дуговых электросталеплавильных печей при отсосе через отверстие в своде и работающей газоочистке (удельной выход газа составляет 350 – 450 м<sup>3</sup>/т)

Основным компонентом пыли являются оксиды железа, суммарное количество которых составляет: в период расплавления 80; в период кипения (при продувке кислородом) 62 и в период доводки 53%. В период расплавления в пыли появляются оксиды марганца (11%), в период доводки – окислы кальция (6%) и магнезия (9%). Удельное электрическое сопротивление пыли довольно значительно, при очистке газа в электрофильтрах следует принимать меры для его снижения.

В небольших количествах в газах находятся следующие токсичные микрокомпоненты, мг/ м<sup>3</sup> (г/т): оксиды азота – 550 (270), окислы серы – 5 (1,6), цианиды – 60 (28,4), фториды – 1,2 (0,56). В цехе выделяется значительное количество неорганизованных выбросов, составляющих до 40% выбросов технологических.

Мелкодисперсная пыль образуется в результате испарения металла в районе действия электрических дуг, пары которого конденсируются и взаимодействуют с кислородом и азотом, имеющимися в рабочем пространстве печи. Более крупные фракции пыли образуются из шлакообразующих и молотых раскислителей. В период расплавления чистой и крупногабаритной шихты образуется небольшое количество пыли. В период кипения выбросы достигают максимальных значений в результате действия кислородных струй и активного кипения металла, а в период доводки выбросы снижаются до минимума.

Электросталеплавильная пыль содержит множество ценных элементов - основу ее составляют оксиды железа, содержится большое количество цветных металлов, и шлакообразующих.

Химический состав пыли меняется в широких пределах в зависимости от выплавляемой марки стали.

Гранулометрический состав электросталеплавильной пыли характеризуется наличием значительной доли мелкой фракции. При использовании вторичных материальных ресурсов, как в собственном производстве, так и в аглодоменном переделе, при подготовке этих материалов большое значение имеют такие свойства как смачиваемость материала, его

влагоемкость, и размягчаемость. Особое значение для окускования пыли (шлама) имеет показатель смачиваемости. Различные железорудные материалы, в том числе и отходы производства, обладают неодинаковой способностью давать прочные гранулы в процессе окомкования.

Кривые капиллярного всасывания показывают широкий интервал высоты капиллярного поднятия для различных отходов, что отрицательно влияет на технологию окускования, т.к. при плохой смачиваемости материалов невозможно получить гранулы (при окомковании) или брикеты (при брикетировании), обладающие достаточной прочностью.

Таким образом, основными отходами электросталеплавильного производства являются шлак, пыль, шлам и газ от электросталеплавильной печи. Средняя концентрация пыли в газе находится в пределах  $15 - 30 \text{ г/м}^3$ , что дает удельный выход пыли, равный  $6 - 9 \text{ кг/т}$  стали. Основным компонентом пыли являются оксиды железа, суммарное количество которых составляет: в период расплавления 80; в период кипения (при продувке кислородом) 62 и в период доводки 53%. В период расплавления в пыли появляются оксиды марганца (11%), в период доводки – окислы кальция (6%) и магния (9%). Удельное электрическое сопротивление пыли довольно значительно, при очистке газа в электрофильтрах следует принимать меры для его снижения. В небольших количествах в газах находятся следующие токсичные микрокомпоненты,  $\text{мг/м}^3$  ( $\text{г/т}$ ): оксиды азота – 550 (270), окислы серы – 5 (1,6), цианиды – 60 (28,4), фториды – 1,2 (0,56).

#### Литература:

1. Севрюков Н. Н., Кузьмин Б. А., Челищев Е. В. Общая металлургия. – М.: Металлургиздат, 1954. – 640 с.
2. Вторичные материальные ресурсы черной металлургии: Справочник. В 2-х т.
3. Старк С. Б. Пылеулавливание и очистка газов в металлургии. – М.: Металлургия, 1977. – 328 с.
4. Руденко К. Г., Шехманов М. М. Обезвоживание и пылеулавливание. – М.: Недра, 1981. – 350 с.
5. Андоньев С.М., Зайцев Ю.С., Филипьев О.В. Пылегазовые выбросы предприятий черной металлургии. – Харьков, 1998. – 247 с.
6. ГОСТ 30167–95 Ресурсосбережение. Порядок установления показателей ресурсосбережения
7. ГОСТ 30773-2001. "Ресурсосбережение. Обращение с отходами. Этапы технологического цикла. Основные положения"

## МОДЕЛИРОВАНИЕ ФАЗОВОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ПРИ ОБЖИГЕ ОТХОДОВ ОТ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

Полякова И.И., Колесникова О.Г., Колесников А.С., Худякова Т.М.  
Южно-Казахстанский государственный университет им. М. Ауэзова

О необходимости разработки и развития системы вторичного обращения различного рода отходов, изложено в книге Нурсултана Абишевича Назарбаева «Стратегия ресурсосбережения и переход к рынку», изданной в Москве в далеком на сегодняшний день 1992 году [1], где он отмечает, что:

«Для Казахстана крайне необходимо обеспечить оздоровление экологической обстановки, особенно в районах концентрации предприятий добывающей промышленности, металлургии и химии»;

«...полное и эффективное использование вторичных сырьевых ресурсов в виде отходов и превращение их в новую потребительскую стоимость – важное направление улучшения состояния окружающей среды»;

«...необходимо добиться комплексного использования минеральных ресурсов, что является ведущим фактором улучшения состояния окружающей среды. Технические и технологические возможности дальнейшего развития комплексного использования сырья значительны и продолжают расти. Они обеспечивают основное или полное сокращение промышленных выбросов и утилизацию отходов производства, снижение загрязнения окружающей среды, т.е. создают безотходное производство»;

«...комплексное использование сырья только на предприятиях горной промышленности республики позволит увеличить выпуск готовой продукции на 25-30%».

В Казахстане отходы производства ежегодно увеличиваются в среднем порядка на 700 млн. тонн [2].

Основные объемы токсичных промышленных твердых отходов накоплены на предприятиях металлургии. В стране их свыше 5,2 млрд. т, в том числе около 4 млрд. т. отвалов горного производства, свыше 1,1 млрд. т отходов обогащения и 105 млн. т отходов металлургического передела [2].

Накопители отходов металлургических предприятий занимают площадь около 15 тыс. га, из них отвалы горных пород - 8 тыс. га, хвосты обогатительных фабрик – около 6 тыс. га и отвалы металлургических заводов – более 500 га [2].

Одними из таких техногенных отходов являются барийсодержащие «хвосты» обогащения, образовавшиеся от многолетней работы акционерного общества «Ачполиметалл» расположенного в Южно-Казахстанской области, близ города Кентау. Данные многомиллионные «хвосты» обогащения сегодня находясь на поверхности почвы, имея в своем составе тяжелый метал – свинец [3], наносят непоправимый вред экологии окружающей природной среды региона, загрязняя поверхностные и подземные воды, плодородные земли, растительность и оказывают негативное влияние на здоровье людей и

животных. Вследствие чего возникает проблема их комплексной утилизации с извлечением ценных металлов и компонентов, содержащихся в них, тем самым снизив антропогенную нагрузку региона.

Таким образом, с целью теоретического исследования фазовых превращений при моделировании обжига «хвостов» обогащения нами было проведено термодинамическое моделирование с помощью программного комплекса «Астра 4», основанного на максимуме энтропии в интервале температур 1373-1973К и давлении  $P=0,1$ МПа. Основой для моделирования отгонки с последующим улавливанием свинцовых возгонов послужил процесс обжига отходов от обогащения во вращающейся печи. Результаты термодинамического моделирования приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты термодинамического моделирования

Распределение свинца, %							
Фаза/ Т,К	1373	1473	1573	1673	1773	1873	1973
Pb	0,403	3,116	4,693	5,809	14,071	25,526	57,184
Pb <sub>2</sub>	0	0,008	0,011	0,006	0,023	0,039	0,095
PbO	0,007	0,062	0,104	0,182	0,684	1,817	8,926
Pb <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	0,000	0,006	0,004	0,000	0,011	0,022	0,150
k*PbS	80,845	1,823	0				
PbS	18,669	94,606	94,827	93,617	85,036	72,506	33,634
PbS <sub>2</sub>	0,077	0,380	0,360	0,387	0,175	0,090	0,011
Сумма	100	100	100	100	100	100	100

Из приведенных результатов термодинамического моделирования отгонки свинца в процессе обжига «хвостов» обогащения видно, что фазовый состав распределения свинца представлен 2 элементами и 5 соединениями, как в оксидной, так и в сульфидной форма в различном соотношении в зависимости от температуры.

Таким образом, по результатам проведенных термодинамическим моделированием исследований процесса обжига в трубчатой вращающейся печи «хвостов» обогащения можно сделать вывод о том, что при данных условиях можно извлечь весь оставшийся свинец в возгоны, а огарок использовать в качестве цементного клинкера или же его модификатора в зависимости от марки и вида получаемого портландцемента, а также снизить антропогенную нагрузку на окружающую природную среду.

#### Литература:

1. Назарбаев Н.А. Стратегия ресурсосбережения и переход к рынку. М.: Машиностроение, 1992. – 352 с.
2. Доклад Министра охраны окружающей среды Республики Казахстан Ашим Н.С. на Правительственном часе в Парламенте на тему «О проблемах комплексной переработки отходов. Реализация механизмов Киотского протокола» от 16 ноября 2009 года.
3. Худякова Т.М., Вернер В.Ф., Гаспарян Е.В. Техногенные отходы – сырьевая база цементного производства // Наука и образование Южного Казахстана. – 2003. - №32. – С.185-188.

## К ВОПРОСУ УТИЛИЗАЦИИ ОТВАЛОВ ТЕХНОГЕННОГО ОТХОДА ФОСФОГИПСА

Султанова А.И.<sup>2</sup>, Абдижаппар А.О.<sup>1</sup>, Даулетов М.А.<sup>2</sup>, Колесников А.С.<sup>1</sup>  
Южно-Казахстанский государственный университет им. М.О. Ауэзова<sup>1</sup>  
Саратовский государственный аграрный университет им. Н.И. Вавилова<sup>2</sup>

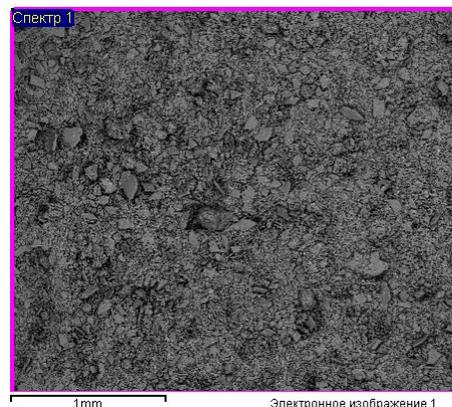
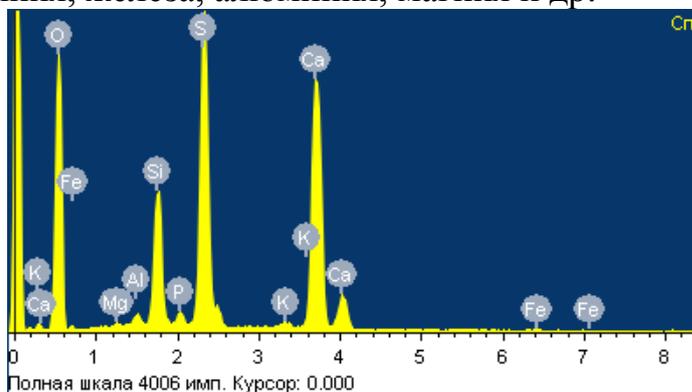
На современном этапе в мире ежегодно образуются огромное количество техногенных отходов в процессе функционирования различных производственных мощностей, в частности химической и металлургической промышленности. Правительствами различных стран выделяются огромные суммы для содержания и обслуживания различного рода отходов образующихся при функционировании различного рода производств, выделяя порой плодородные и пастбищные земли для устройства различных отвалов и хвостохранилищ, предназначенных для хранения отходов. Предприятия попутно выплачивают эмисионные платежи за хранение отходов в зависимости от их класса опасности. При этом складированные отходы в отвалах и хвостохранилищах наносят непоправимый вред окружающей природной среде, содержа в своем составе различные вредные элементы и соединения они способны распространяться на большие территории, проникать в почву, в подземные и поверхностные воды, загрязнять атмосферу, проникая в организмы людей, животных, вызывая тем самым различные заболевания.

Одним из таких техногенных отходов является отвал фосфогипса, на сегодняшний день в мире, в странах бывшего СССР и в том числе в Российской Федерации фосфорные удобрения получают методом серно-кислотного разложения фосфатного сырья, результатом которого является образование крупнотоннажного техногенного отхода- фосфогипса.

По данным [1-3] в г. Балаково, Саратовской области в отвалах предприятия ЗАО "Балаковские минеральные удобрения" входящего в состав крупнейшей российской компании "ФосАгро" накоплено более 54 млн.т. фосфогипса. Загрязняющие элементы в фосфогипсе представлены соединениями серы, фтора, фосфора, стронция, мышьяка, которые обладают высокой химической активностью и способны представлять опасность для человека, животных, растительного мира, а так же флоры и фауны.

На настоящий момент фосфогипс не утилизируется массово в виду отсутствия комплексной технологии его утилизации, а только лишь накапливается в отвалах, нанося загрязнение окружающей природной среде региона. Имея в своем составе такие ценные соединения как оксиды кремния, ряд оксидов редкоземельных металлов он имеет ценность для ряда промышленности и по праву может считаться вторичным сырьем. Сегодня как никогда все острее встают вопросы ресурсосбережения, экологии, охраны окружающей природной среды и комплексной переработки всяческих техногенных отходов от различных производств, с целью их утилизации с получением товарной продукции или полупродуктов.

Для определения химического состава, нами был проведен микроскопический анализ на растровом электронном микроскопе РЭМ фирмы «Joel» (Япония) пробы отобранной из отвала фосфогипса. Микрофотография фосфогипса и элементный анализ приведены на рисунке, из которого видно, что фосфогипс представлен в основном двухводным гипсом, и оксидами кремния, железа, алюминия, магния и др.



O	Mg	Al	Si	P	S	K	Ca	Fe
57,41	0,13	0,5	5,75	0,56	15,56	0,25	19,67	0,17

Рисунок - Микрофотография фосфогипса и элементный анализ

Что делает его достаточно востребованным вторичным сырьевым материалом для аграрной, химической промышленности, строительного, металлургического, дорожного производств и ряда других производств и промышленности [4,5].

Таким образом, исследования направленные на поиск, разработку и создание массовой комплексной безотходной замкнутой утилизации техногенного отхода фосфогипса и извлечением ценных редкоземельных элементов являются сегодня актуальными как никогда.

#### Литература:

1. Колесников А.С., Даулетов М.А., Литвиненко Н.Д., Кузина А.А., Султанова А.И. Техногенный отход фосфогипс – как поликомпонентное вторичное сырье для промышленности / XI mezinárodní vědecko - praktická conference «Zprávy vědecké ideje – 2015», 22-30.10. Praha. Publishing House «Education and Science» - P. 5-7.
2. <http://compromatsaratov.ru/2014/04/01/ochnulsya-fosfogips/>
3. Доклад «О состоянии и об охране окружающей среды Саратовской области в 2011 году». – Саратов, 2012 – 238 стр.
4. Иваницкий В. В., Классен П. В., Новиков А. А. и др. Фосфогипс и его использование. М. : Химия, 1990. 224 с.
5. Мещеряков Ю.Г., Федоров С.В. – Промышленная переработка фосфогипса. – Санкт-Петербург, «Издательство» «Стройиздат СПб», 2007г. – 104с., ил.

# БИОИНДИКАЦИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ ОПАСНОСТИ ДОМЕННОГО ШЛАКА

Колесник И.А., Асламова Я.Ю., Кочура В.В.  
Донецкий национальный технический университет

Проведенный анализ влияния доменных шлаков на окружающую среду позволил сделать следующие выводы:

- при сливе доменного шлака в окружающую среду выделяются вредные вещества, преимущественное значение имеют выбросы пыли и соединений серы;

- при сливе доменного шлака, его переработке, хранении в шлакоотвалах негативному влиянию подвергаются объекты биосферы за счет их теплового, химического и механического загрязнения, а также эмиссии тяжелых металлов.

В составе доменного шлака может содержаться сера, марганец, оксиды железа, тяжелые металлы (таблица 1). Как известно, эти вещества представляют экологическую опасность для объектов биосферы.

Таблица 1 - Химический состав шлака при выплавке передельного чугуна, %

SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	MnO	S	CaO: SiO <sub>2</sub>
39,0	46,9	5,53	5,87	0,63	1,59	1,43	1,20

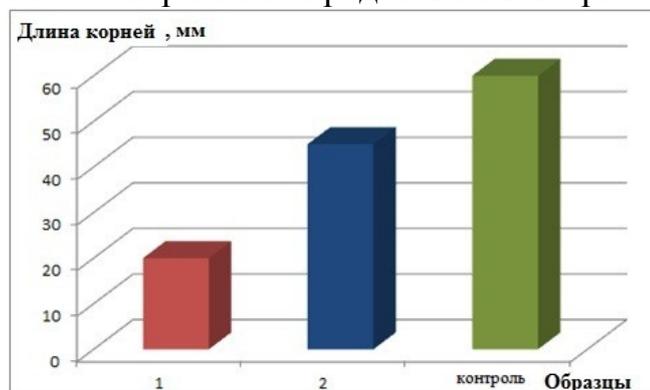
С целью выявления потенциальной биологической опасности доменного шлака были проведены исследования с использованием методов биоиндикации.

Для решения поставленной задачи экспериментально исследовалась водная вытяжка из доменного шлака. Вытяжка была получена путем смешивания гранулированного доменного шлака и воды в соотношении 1:5 при комнатной температуре. Очевидно, что при различном времени контакта гранулированного доменного шлака с водой в вытяжку поступает разное количество загрязняющих веществ, поэтому продолжительность экстракции составляла 6 часов (вариант 1) и 24 часа (вариант 2). Тестирование вытяжки проводили методами биоиндикации. Среди биоиндикационных методов был выбран классический ростовой тест. Сущность теста заключается в учете изменений количественных показателей роста индикаторной культуры, выращенной на исследуемых образцах.

В качестве тест-культуры использовалась *Triticumaestivum* (пшеница мягкая). Проращивание семян пшеницы проводили на промытом и прокаленном речном песке, увлажненном на 70% от полной влагоемкости. Песок увлажняли тестируемой вытяжкой из гранулированного доменного шлака. Каждый вариант исследования был представлен тремя повторениями. В контрольном варианте использовалась кипяченая водопроводная вода.

В емкости, заполненные увлажненным песком, помещали по 10 проросших семян и вели наблюдение за интенсивностью ростовых процессов при постоянной температуре и освещенности в течение 7 суток, ежедневно определяя длину надземной части побегов. Также ежедневно проводили

взвешивание сосудов с целью определения потерь влаги. Для поддержания постоянной влажности на уровне 70% песок увлажняли необходимым количеством водной вытяжки. По окончании эксперимента определяли длину корней, а также массу корня и надземной части каждого проростка. Полученные данные обрабатывали статистическим методом малой выборки. Результаты проведенного эксперимента представлены на рис. 1 и рис. 2.



Вариант 1 - продолжительность экстракции 6 часов (вытяжка из шлака)

Вариант 2 - продолжительность экстракции 24 часа (вытяжка из шлака)

Контроль - кипяченая водопроводная вода

Рисунок 1 - Гистограмма распределения длины корней



Рисунок 2- Гистограмма распределения наземной части ростков

Анализ полученных результатов показал, что вытяжка из доменного шлака имеет значительное негативное влияние на тест-объект, приводит к патологическим изменениям в процессах роста и развития биообъекта, которые проявляются в угнетении интенсивности роста надземной части растений, их корневой системы и величины биомассы. Из этого следует, что фильтрат, поступающий в окружающую среду в результате попадания атмосферных осадков на поверхность шлакоотвалов, является токсичным и представляет опасность для биотических компонентов экосистем. Итак, размещение и хранение доменных шлаков в шлакоотвалах без каких-либо мероприятий по их обезвреживанию недопустимо. Наиболее рациональным является переработка доменных шлаков с последующим их использованием в стройиндустрии.

## СОДЕРЖАНИЕ

### 1. МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

1	J. Solar, F. Hippe, A. Babich. OPTIMISATION OF BIOMASS PREPARATION AND INJECTION INTO THE BLAST FURNACE.....	6
2	Панюта А.А., Салмаш И.Н. ИССЛЕДОВАНИЕ ФУТЕРОВКИ СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОГО КОВША НА ФИЗИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ.....	10
3	Клименко В.С., Шевченко А.А., Первухин Д.В., Лебедев Е.Н. МОДЕЛЬ КИСЛОРОДНОГО КОНВЕРТОРА ДЛЯ НАНЕСЕНИЯ ГАРНИСАЖА.....	12
4	Серёгин С.А., Жук В.Л. ИССЛЕДОВАНИЕ ГИДРОДИНАМИКИ ПОТОКОВ ЖИДКОСТИ В ПРОМЕЖУТОЧНОМ КОВШЕ СЛЯБОВОЙ МНЛЗ.....	14
5	Кушнирев А.Ю. Ухин В.Е. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРИЧИН ПРЕЖДЕВРЕМЕННОГО ВЫХОДА ИЗ ЭКСПЛУАТАЦИИ ГИЛЬЗ КРИСТАЛЛИЗАТОРОВ СОРТОВЫХ МНЛЗ.....	17
6	Брайцара С.А., Клягин Г.С. АНАЛИЗ ПАРАМЕТРОВ ДОМЕННОГО ДУТЬЯ С РАЗРАБОТКОЙ ПРЕДЛОЖЕНИЙ ПО ПОВЫШЕНИЮ УРОВНЯ ИХ СТАБИЛИЗАЦИИ.....	22
7	Шевченко А.А., Клименко В.С., Первухин Д.В., Лебедев Е.Н. МОДЕЛЬ СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОГО КОВША.....	25
8	Клименко В.С., Шевченко А.А., Лебедев Е.Н. ВЫБОР РЕЖИМА РАБОТЫ ПОВОРОТНОЙ ФУРМЫ.....	27
9	Хворостянов А.Н., Жук В.Л. РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОМ КОВШЕ.....	29
10	Ворона Ж.В., Жук В.Л. РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ, ПРОТЕКАЮЩИХ ПРИ ПРОДУВКЕ МЕТАЛЛА ГАЗОМ В ПРОМЕЖУТОЧНОМ КОВШЕ МНЛЗ.....	31
11	Мальцев К.Н., Харченко Е.М. ПРИМЕНЕНИЕ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ УГЛЕРОДИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ В КАЧЕСТВЕ ВОССТАНОВИТЕЛЕЙ В ПРОИЗВОДСТВЕ ФЕРРОСПЛАВОВ.....	33
12	Жунусов Д.Б, Муравьева Е.С. ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩИХ ВОССТАНОВИТЕЛЕЙ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ФЕРРОСПЛАВОВ...	36
13	Блинов А.М. Новохатский А.М. ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ДОМЕННОГО КОКСА.....	40
14	Диментьев А.О. МЕТОД РАСЧЕТА РАДИУСА ЦЕНТРАЛЬНОЙ МАЛОАКТИВНОЙ ЗОНЫ В ГОРНЕ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ.....	43
15	Филиппенко Д.Г., Новохатский А.М. ВОССТАНОВЛЕНИЕ ГЕМАТИТА ДРЕВЕСНЫМ УГЛЕМ.....	46

16	Романчук Я.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ПЕРЕМЕШИВАНИЯ МЕТАЛЛА СО ШЛАКОМ НА ФИЗИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОГО КОВША С ПРИМЕНЕНИЕМ ПУЛЬСИРУЮЩЕЙ ПОДАЧИ АРГОНА.....	49
17	Барчуков Б. В. Ратиев С. Н. РАЗРАБОТКА СПОСОБА КОНТРОЛЯ ПОЛОЖЕНИЯ ЭЛЕКТРОДА В ШЛАКОВОЙ ВАННЕ ПРИ ЭЛЕКТРОШЛАКОВОМ ПЕРЕПЛАВЕ.....	52
18	Поддубный Н.С., Кочура В.В. КОНТРОЛЬ ПОЛНОТЫ СГОРАНИЯ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА В ДОМЕННОЙ ПЕЧИ.....	55
19	Абдижаппар А.О., Жакипбаев Б.Е., Кочеров Е.Н., Колесников А.С. МОДЕЛИРОВАНИЕ ФАЗОВОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ПРИ ЭЛЕКТРОПЛАВКЕ ТРУДНООБОГАТИМОЙ СВИНЦОВО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ.....	59

## **2. ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ**

1	Дробышев А.Ю., Пасечник А.Ю. АНАЛИЗ СПОСОБОВ РАФИНИРОВАНИЯ ВТОРИЧНОЙ МЕДИ.....	62
2	Целых К.А., Корицкий Г.Г. ПРЕЦИЗИОННОЕ ОГНЕВОЕ РАФИНИРОВАНИЕ ВТОРИЧНОЙ МЕДИ.....	65
3	Лемба П.Ю., Корицкий Г.Г. ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ВТОРИЧНЫХ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ.....	69
4	Большаков А.С., Пасечник А.Ю. ПРОИЗВОДСТВО МЕДИ ФОСФОРИСТОЙ.....	72
5	Лелека М.В., Пасечник А.Ю. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ЭЛЕКТРОБРИКЕТИРОВАНИЯ.....	75
6	Рогожин П.И., Брусов А.Л. РАСЧЁТ ШИХТЫ ДЛЯ ВЫПЛАВКИ МЕДНОГО СПЛАВА ИЗ МЕДНОГО ЛОМА.....	77
7	Евтушенко Н.Ю., Корицкий Г.Г. БЕРИЛЛИЕВАЯ БРОНЗА.....	79
8	Семергей Д.В., Пасечник С.Ю. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ШЛАКОВ ЩЕЛОЧНОЙ ПЛАВКИ СВИНЦОВО-АККУМУЛЯТОРНОГО ЛОМА НА ЧЕРНОВОЙ СВИНЕЦ.....	82
9	Зорин Е.А., Пасечник С. Ю. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ЧЕРНОВОЙ МЕДИ ИЗ МЕЛКОДИСПЕРСНЫХ ОТХОДОВ МЕДНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА УСТАНОВКАХ ТИПА «АУСМЕЛТ».....	86
10	Чайка В.Н., Бредихин В.Н. СОВРЕМЕННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ АЛЮМИНИЕВЫХ ШЛАКОВ.....	89

### 3. ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

1	Денисенко А.А., Гончаров В.Е. К ВОПРОСУ ТОЧНОСТИ ТОЛСТЫХ ЛИСТОВ ПО ТОЛЩИНЕ, ПРОИЗВЕДЕННЫХ ПО КОНТРОЛИРУЕМЫМ РЕЖИМАМ.....	94
2	Нездолий А.Ю., Смирнов А.С., Кожевников А.В. ДИНАМИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ОЧАГА ДЕФОРМАЦИИ ПРИ НЕПРЕРЫВНОЙ ПРОКАТКЕ СТАЛЬНЫХ ПОЛОС С УЧЕТОМ НЕСТАЦИОНАРНОГО ХАРАКТЕРА ПАРАМЕТРОВ РАБОТЫ МНОГОМАССОВЫХ ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИХ СИСТЕМ.....	96
3	Пилипенко В.В., Снитко С.А. МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА РЕДУЦИРОВАНИЯ СЛЯБА ПО ШИРИНЕ.....	99
4	Фоменок И.А., Снитко С.А. АСИММЕТРИЯ ШТАМПОВАННО-КАТАНЫХ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ КОЛЕС И ФАКТОРЫ ЕЕ ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ.....	103
5	Гранкин Э.А., Митьев А.П. ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИКИ ИЗМЕНЕНИЯ ШИРИНЫ СЕЧЕНИЯ ПОЛОСЫ ПО ДЛИНЕ ОЧАГА ДЕФОРМАЦИИ.....	107
6	Тимофеева Е.А., Яковченко А.В. АНАЛИЗ ТОЧНОСТИ ФОРМУЛ РАСЧЕТА НАПРЯЖЕНИЯ ТЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛА И ВОЗМОЖНОСТИ ЭКСТРАПОЛЯЦИИ РАСЧЕТНОЙ ИНФОРМАЦИИ.....	109
7	Бакуменко А.А., Бевз А.А., Королёв К.Г. ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПЛАСТИЧЕСКОЙ ДЕФОРМАЦИИ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ШТРИПСОВОЙ СТАЛИ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ КОМПЛЕКСА МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ.....	112
8	Бевз А.А., Королёв К.Г., Беседин А.И. ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМОИЗМЕНЕНИЯ ОСНОВНОГО И ПЛАКИРУЮЩЕГО СЛОЁВ ПРИ ПЛАСТИЧЕСКОЙ ДЕФОРМАЦИИ БИМЕТАЛЛА СТАЛЬ – ТИТАН.....	115
9	Иванишин Н.В., Денищенко П.Н. АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ РЕЖИМА ПРОФИЛИРОВАНИЯ ШИРОКИХ ГРАНЕЙ НА ФОРМУ РАСКАТОВ В ПЛАНЕ ПРИ ПРОКАТКЕ В УСЛОВИЯХ ТОЛСТОЛИСТОВОГО СТАНА 3000.....	119
10	Ткаченко О.Ф., Руденко Е.А. ЭФФЕКТИВНОСТЬ НОВОГО МЕТАЛЛОСБЕРЕГАЮЩЕГО СПОСОБА ПРОКАТКИ ТОЛСТЫХ ЛИСТОВ.....	124
11	Елисеева Т.И., Руденко Е.А. ВЫБОР ОПТИМАЛЬНОГО СПОСОБА РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ОБЖАТИЙ ПО ВЕРТИКАЛЬНЫМ ВАЛКАМ ЧЕРНОВЫХ КЛЕТЕЙ ШИРОКОПОЛОСНОГО СТАНА	129
12	Ходунова И.В., Юрченко Ю.И. СПОСОБЫ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ОБЖАТИЙ ПО ГОРИЗОНТАЛЬНЫМ КЛЕТЯМ ЧЕРНОВОЙ ГРУППЫ ШИРОКОПОЛОСНОГО СТАНА.....	133

13	Прядченко Э.В., Оноприенко М.С., Руденко Е.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РЕДУЦИРОВАНИЯ В КАЛИБРОВАННЫХ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВАЛКАХ С КРУГЛЫМИ И РОМБИЧЕСКИМИ РУЧЬЯМИ.....	136
----	----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	-----

#### **4. ПРИКЛАДНОЕ МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ**

1	Пчеленко Т.М., Алимов В.И. ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ФАСОННЫХ ОТЛИВОК ДЛЯ ДЕТАЛЕЙ ХОЛОДИЛЬНИКОВ ИЗ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ.....	140
2	Сандомирская К.К., Алимов В.И. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИЧИН НАРУШЕНИЯ АДГЕЗИОННОЙ СВЯЗИ И КОРРОЗИОННОЙ СТОЙКОСТИ МЕТАЛЛИЧЕСКОГО КОРДА В АРМИРОВАННОЙ РЕЗИНЕ.....	144
3	Генкузина В.О., Алимов В.И. ПРОДУКТЫ ГАЗОВОЙ КОРРОЗИИ КАК ИНТЕНСИФИКАТОРЫ ХИМИКО-ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ СТАЛЬНЫХ ИЗДЕЛИЙ.....	148
4	Ефременко М.М., Крымов В.Н. ПРИПЕКАНИЕ ПОКРЫТИЙ ИЗ ПОРОШКА ХРОМА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПОСТОЯННОГО ТОКА.....	152
5	Канцурова А.А., Егоров Н.Т. ИЗУЧЕНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ МИКРОСТРУКТУРЫ СТАЛИ 10ХСНД В ПРОЦЕССАХ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ.....	154
6	Ермоленко Н.Ю. Алимов В.И. АНАЛИЗ ПРИЧИН ВЫХОДА ИЗ СТРОЯ НИХРОМОВЫХ НАГРЕВАТЕЛЕЙ ТЕРМИЧЕСКИХ ПЕЧЕЙ.....	157

#### **5. ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА**

1	Барков С.П. ОЦЕНКА ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ ПЕРИОДА ВЫВОДА МЕТОДИЧЕСКОЙ ТОЛКАТЕЛЬНОЙ ПЕЧИ НА РАБОЧИЙ РЕЖИМ ПОСЛЕ МНОГОСУТОЧНОЙ ОСТАНОВКИ.....	160
2	Худотеплый В.В., Бирюков А.Б. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ОХЛАЖДЕНИЯ СОРТОВЫХ ЗАГОТОВОК В ЗВО...	163
3	Власов Я.С., Бирюков А.Б. СОЗДАНИЕ МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ РЕКУПЕРАТИВНЫХ ГОРЕЛОК.....	165
4	Кольба И.К., Бирюков А.Б. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ТЕПЛОВОЙ ОБРАБОТКИ МЕТАЛЛА В ПЕЧАХ НА ОСНОВЕ АНАЛИЗА ТЕМПА ИЗМЕНЕНИЯ ТЕМПЕРАТУРЫ И ТЕМПЕРАТУРНОГО ГРАДИЕНТА.....	168

5	Авдони́на Д.В., Би́рюков А.Б. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ И КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ СЛОЕВЫХ УГОЛЬНЫХ ГАЗОГЕНЕРАТОРОВ.....	172
6	Томчик М.С., Гнителив П.А. ОСОБЕННОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БИОГАЗА В ПРОМЫШЛЕННЫХ АГРЕГАТАХ.....	175
7	Пилипеев Е.А., Новикова Е.В. ОТОПЛЕНИЕ ПРОХОДНЫХ НАГРЕВАТЕЛЬНЫХ ПЕЧЕЙ РЕГЕНЕРАТИВНЫМИ ГОРЕЛКАМИ.....	178
8	Турулина Ю.О., Лебедев А.Н., Би́рюков А.Б. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛООВОГО РЕЖИМА МЕТОДИЧЕСКОЙ ПЕЧИ В УСЛОВИЯХ Пониженной производительности.....	182
9	Лобков В.А., Новикова Е.В. АНАЛИЗ СОВРЕМЕННЫХ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ СУШКИ И РАЗОГРЕВА СТАЛЕРАЗЛИВОЧНЫХ КОВШЕЙ.....	185

## 6. ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА

1	Мулаомерович М.С., Гридин С.В. ПУТИ СНИЖЕНИЯ СЕБЕСТОИМОСТИ В СФЕРЕ ГЕНЕРИРОВАНИЯ ЭНЕРГИИ.....	189
2	Мацюк А.С., Гридин С.В. АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЙ ВЫРАБОТКИ БИОГАЗА.....	193
3	Халецкая О.А., Гридин С.В., Сафьянц С.М. РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ ВЫСОКОТОЧНОГО ОПРЕДЕЛЕНИЯ СПАДА ТЕМПЕРАТУРЫ ТЕПЛОНОСИТЕЛЯ ПРИ ЕГО ТРАНСПОРТЕ ПО ЭЛЕМЕНТАМ ТЕПЛОВЫХ СЕТЕЙ.....	196
4	Макаров И.С., Безбородов Д.Л., Гридин С.В. ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ КОНДЕНСАТОРОВ ПАРОВЫХ ТУРБИН.....	200
5	Балыкина Д.Е., Пархоменко Д.И. ТЕРМИЧЕСКОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ ТРУБ ПЛОСКОГО СОЛНЕЧНОГО КОЛЛЕКТОРА.....	203
6	Зубков М.В., Лебедев А.Н. МОДЕРНИЗАЦИЯ КОТЕЛЬНЫХ АГРЕГАТОВ ТИПА ТВГ-8М.....	205
7	Скоробогатая В.Э., Безбородов Д.Л., Сафонова Е.К. ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ СИСТЕМЫ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ РАЙОННОЙ КОТЕЛЬНОЙ.....	207
8	Рышетник А.С., Колесниченко Н.В. ВОЗМОЖНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПАРОКОМПРЕССИОННЫХ ТЕПЛОВЫХ НАСОСОВ В СИСТЕМЕ ОБОРОТНОГО ВОДОСНАБЖЕНИЯ ТЭЦ..	211
9	Вялкова К.С., Сафонова Е.К. К ВОПРОСУ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПЛАСТИНЧАТЫХ ТЕПЛООБМЕННЫХ АПАРАТОВ В КОТЕЛЬНЫХ СИСТЕМАХ ЖКХ.....	214
10	Поляков Д. О., Боев Ю. А., Гридин С.В. ИССЛЕДОВАНИЕ	

	ВЛИЯНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ ВКЛЮЧЕНИЙ НА КОЭФФИЦИЕНТ ТЕПЛОПРОВОДНОСТИ ТЕПЛОВОЙ ИЗОЛЯЦИИ.....	216
11	Дрючевский В.А., Боев Ю.А. ПОДБОР ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТЕПЛООБМЕННИКА ТИПА «ТРУБА В ТРУБЕ».....	219
12	Садлова В.Р., Лебедев А.Н. СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ РАЗЛИЧНЫХ МЕТОДИК ОПРЕДЕЛЕНИЯ СТЕПЕНИ ЧЕРНОТЫ ПРОДУКТОВ СГОРАНИЯ.....	223

## **7. ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ В МЕТАЛЛУРГИИ**

1	Касымова Д.Р., Фокина С.Б. ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ АВТОКЛАВНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОГО СУЛЬФИДНОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ НА ПЕРЕХОД МЫШЬЯКА В ЖИДКУЮ ФАЗУ.....	227
2	Палто А.В., Новохатский А.М. ПЕРЕРАБОТКА ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА.....	230
3	Лисовая А.А. РАЗРАБОТКА ЭКОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЕКТА СКВЕРА «ПЕРВОГО МАЯ» КАК УЧАСТКА САНИТАРНО – ЗАЩИТНОЙ ЗОНЫ (СЗЗ) ПАО «АМК» С ПРИМЕНЕНИЕМ ПОСАДКИ ИЗОЛИРУЮЩЕГО ТИПА.....	233
4	Поворознюк Е.А, Асламова Я.Ю. ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ УТИЛИЗАЦИИ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ.....	237
5	Аязбеков М.Е., Кочеров Е.Н., Жакипбаев Б.Е., Колесников А.С. МОДЕЛИРОВАНИЕ ФАЗОВОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ В СИСТЕМЕ FeO-Fe <sub>3</sub> C-SiO <sub>2</sub> -C.....	240
6	Летик В.Ю., Кочура В.В. ОЦЕНКА ВОЗДЕЙСТВИЯ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ.....	242
7	Полякова И.И., Колесникова О.Г., Колесников А.С., Худякова Т.М. МОДЕЛИРОВАНИЕ ФАЗОВОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ПРИ ОБЖИГЕ ОТХОДОВ ОТ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД.....	245
8	Султанова А.И., Абдижаппар А.О., Даулетов М.А., Колесников А.С. К ВОПРОСУ УТИЛИЗАЦИИ ОТВАЛОВ ТЕХНОГЕННОГО ОТХОДА ФОСФОГИПСА.....	247
9	Колесник И.А., Асламова Я.Ю., Кочура В.В. БИОИНДИКАЦИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ ОПАСНОСТИ ДОМЕННОГО ШЛАКА.....	249

**Научное издание**

**III МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ  
КОНФЕРЕНЦИЯ МОЛОДЫХ УЧЕННЫХ И СТУДЕНТОВ**

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ  
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

**Материалы конференции**

**Компьютерное редактирование и верстка Асламова Я.Ю.**

Донецкий национальный технический университет  
83001, г. Донецк, ул. Артема, 58.