

**ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ
ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО
ОБРАЗОВАНИЯ
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ»
ФАКУЛЬТЕТ МЕТАЛЛУРГИИ И ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКИ**



**ІХ МІЖНАРОДНА НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСЬКА
КОНФЕРЕНЦІЯ МОЛОДИХ УЧЕНОХ І СТУДЕНТІВ**

**«МЕТАЛЛУРГІЯ ХХІ СТОЛІТТЯ
ГЛАЗАМИ МОЛОДИХ»**

23-24 МАЯ 2023 года

ДОНЕЦК – 2023

**ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ
ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ»
ФАКУЛЬТЕТ МЕТАЛЛУРГИИ И ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКИ**



**IX МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ
КОНФЕРЕНЦИЯ МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ И СТУДЕНТОВ
«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

СБОРНИК ДОКЛАДОВ

ДОНЕЦК – 2023

УДК 669.18:621.7

Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс] : [материалы IX Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов]: сборник докладов / Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Донецкий национальный технический университет» факультет металлургии и теплоэнергетики; редкол.: С. М. Сафьянц (пред.) и др. – Электрон. дан. (1 файл: 8,8 Мб). – Донецк : ДОННТУ, 2023. – Систем. требования: Acrobat Reader.

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 труда в металлургии.

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. Бирюков А.Б.; к.т.н., доц. Егоров Н.Т.; д.т.н., доц. Снитко С.А.; к.т.н., доц. Заика В.И.; к.т.н., доц. Кочура В.В.; к.т.н., доц. Пасечник С.Ю.

Ответственный за выпуск:

Кочура В.В., к.т.н., заместитель декана по научной работе факультета металлургии и теплоэнергетики

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, 2023

© Изд-во ДОННТУ, 2023

Уважаемые молодые ученые и студенты!



В 2023 г. в IX Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых» принимают участие молодые ученые и студенты из 7 высших учебных заведений.

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

Доклады в сборнике приведены по секциям:

Металлургия черных металлов

Цветная металлургия, литейное производство и сварка

Обработка металлов давлением

Прикладное материаловедение, термическая обработка металлов и металлургия

Промышленная теплотехника

Теплоэнергетика

Экология и охрана труда 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
факультета металлургии
и теплоэнергетики
Донецкого национального
технического университета,
профессор, д.т.н.

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

С.М. Сафьянц

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ



ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ПЕЧИ И УДЕЛЬНЫЙ РАСХОД КОКСА

Цыплакова Д.В., Братковский Е.В.

Новотроицкий филиал НИТУ «МИСИС», г. Новотроицк, Оренбургская обл.

Снижение расхода кокса при выплавке чугуна, была и остается наиболее важной задачей доменного производства. Не менее актуальной задачей также является снижение издержек производства в результате повышения производительности доменных печей. Известно, что повышение эффективности доменного процесса обеспечивается организацией оптимального противотока шихты и газа в печи, при котором достигается максимальное использование тепловой и химической энергии газового потока при высокой интенсивности плавки по железорудным материалам и коксу. Таким образом, результаты доменной плавки определяются совокупностью влияющих факторов, таких как состав и свойства шихтовых материалов, параметры режима загрузки, дутья и выпуска продуктов плавки, а также конструктивные особенности печи [1, 2]. Поэтому задача повышения эффективности доменной плавки, выражающаяся в увеличении производительности при снижении удельного расхода кокса, решается индивидуально в зависимости от условий работы доменной печи.

Целью настоящего исследования является изучение количественного влияния параметров доменной плавки на результаты работы доменной печи и разработка рекомендаций по повышению эффективности доменной. Объектом исследования выбрана доменная печь №2 АО «Уральская Сталь».

Для разработки мероприятий по повышению производительности и снижению расхода кокса выполнен анализ среднемесячных показателей работы доменной печи №2 АО «Уральская Сталь» за пятилетний период.

Для оценки совместного влияния факторов на производительность доменной печи №2 (Пд.п., т/сут) и удельный расход кокса (Куд, кг/т) был проведен регрессионный анализ данных и получены уравнения регрессии, позволяющие дать количественную оценку влияния факторов:

$$P_{д.п.} = - 310,84 - 9,57 \cdot M10 - 30,46 \cdot A_{0-5} + 9,32 \cdot Fe_{м.ш.} + 1,56 \cdot t_d + 16,99 \cdot O_2 + 159,75 \cdot P_d - 11,53 \cdot ПР - 419,04 \cdot [Si]_ч, \quad R=0,705, \quad (1)$$

$$K_{уд} = 625,899 + 15,28 \cdot M10 + 7,308 \cdot A_{0-5} - 0,702 \cdot Fe_{м.ш.} - 0,29 \cdot t_d - 0,208 \cdot ПГ - 66,109 \cdot P_{кт} + 31,71 \cdot [Si]_ч - 801,19 \cdot [S]_ч, \quad R=0,663 \quad (2)$$

где M10 – показатель истираемости кокса, %;

A_{0-5} – содержание агломерата фракцией 0-5, %;

$Fe_{м.ш.}$ – содержание железа в металлошихте с известью, %;

t_d – температура дутья, °С;

O_2 – содержание кислорода в дутье, %;

P_d – давление дутья, ати;

- ПР – простои, %;
 ПГ – расход природного газа, м³/т;
 Р_{кг} – давление колошникового газа, ати;
 [Si]ч – содержание кремния в чугунае, %;
 [S]ч – содержание серы в чугунае, %.

Полученные данные, как и результаты многочисленных исследований доменного процесса, подтверждают, что наибольшее влияние на производительность доменной печи оказывают такие показатели как температура дутья [3-7], состав и богатство железорудной части шихты [1, 2, 8-10], содержание в агломерате фракции 0-5 мм [1, 2, 11], содержание кислорода в дутье [1]. В свою очередь, на удельный расход кокса наибольшее влияние оказывает температура дутья [1, 2, 3-7], показатель истираемости кокса М10 [1, 12-15] и давление колошникового газа [1, 2, 16]. Результаты исследования количественного влияния параметров работы доменной печи №2 АО «Уральская Сталь» на производительность и удельный расход кокса в сравнении с со стандартными коэффициентами влияния [17] приведены в таблицах 1 и 2.

Таблица 1 – Относительное влияние параметров доменной плавки на удельный расход кокса и производительность доменной печи №2 АО «Уральская Сталь»

Наименование факторов	Относительное влияние фактора, %			
	Производительность		Расход кокса	
	в условиях ДП №2	по данным [17]	в условиях ДП №2	по данным [17]
Повышение истираемости кокса по М10 на 1 %	-0,575	-2,8	+3,13	+2,8
Повышение мелочи фр. 0-5 мм в агломерате на 1 %	-1,83	-1,0	+1,496	+0,5
Уменьшение содержания Fe в железорудной части шихты на 1 %	+0,56	+1,0	-0,144	-1,4
Повышение температуры дутья на 10 °С	+0,94	+0,2	-0,6	-0,2
Повышение содержания кислорода в дутье на 1 %	+1,02	+2,4	-	+0,2
Повышение расхода природного газа на 1 м ³ /т	-	н.д.	-0,042	-0,7
Повышение давления дутья на 0,1 ат.	0,96	н.д.	-	н.д.
Повышение давления колошникового газа на 0,1 ат.	-	+1,0	-1,35	-0,2
Увеличение простоев на 1 %	-0,693	-1,5	-	+0,5
Увеличение содержания кремния в чугунае на 0,1 %	-2,517	-(0,6...1,2)	+0,649	+(0,6...1,2)
Увеличение содержание серы в чугунае на 0,01 %	-	+1,0	-1,64	-1,0

Таблица 2 – Абсолютное влияние параметров доменной плавки на удельный расход кокса и производительность доменной печи №2 АО «Уральская Сталь»

Наименование факторов	Абсолютное влияние фактора, кг/т чугуна			
	Коэффициенты в ур. (1) и (2) Пр/К _{уд}	Среднее значение фактора	Изменение	
			производи тельности, т/сут	расхода кокса, кг/т
Истираемость кокса по М10	-9,57/15,28	10,41	-99,638	159,13
Содержание мелочи фр. 0-5мм в агломерате	-30,46/7,308	16,238	-494,673	118,678
Содержание железа в железорудной части шихты	9,32/-0,702	55,475	516,965	-38,97
Температура дутья	1,56/-0,29	1022,15	1598,28	-301,34
Содержание кислорода в дутье	16,99/-	25,171	427,55	-
Расход природного газа	-/0,208	89,998	-	-18,72
Давление дутья	159,75/-	2,015	321,928	-
Давление колошникового газа	-/-66,11	1,0	-	-66,122
Простои	-11,53/-	1,22	-14,094	-
Содержание кремния в чугуне	-419,04/31,71	0,67	-280,86	21,254
Содержание серы в чугуне	-/-801,19	0,014	-	-11,402

Из результатов проведенного анализа производственных данных было установлено, что наиболее значимым фактором, определяющим технико-экономические показатели работы печи, является температура дутья. Среднее значение за исследуемый период составляет 1022 °С, что далеко от передовых показателей современных доменных печей. Основным фактором, ограничивающим повышение температуры дутья является использование морально и физически устаревших воздухонагревателей с внутренней камерой горения, которые . Достижение высоких температур дутья (до 1250 °С и более) и увеличение межремонтного срока службы обеспечивает воздухонагреватель Калугина. Таким образом, замена существующих воздухонагревателей с внутренней камерой горения на воздухонагреватели Калугина позволит повысить температуру дутья более чем на 200 °С, что обеспечит значительный прирост производительности печи при одновременном снижении расхода кокса.

Литература:

1. Вегман Е.Ф. Металлургия чугуна. – М.: Академкнига, 2004. - 774 с.
2. Бабарыкин, Н.Н. Теория и технология доменного процесса. Учебное пособие. - Магнитогорск РОУ ВПО «МГТУ», 2009. - 257 с.

3. Товаровский И.Г., Мардер Б.Ф., Васько И.П. Эффективность нагрева дутья в существующих и перспективных условиях доменной плавки // *Металлург*. - 1972. - №7.
4. Гордеев С.В., Шаповалов А.Н. Анализ влияния параметров дутьевого режима на ТЭП работы доменной печи №2 ОАО «Урал Сталь» // *Наука и производство Урала*. - 2007. - №3. - С.9-14.
5. Безбородова Л.В., Шаповалов А.Н. Влияние параметров дутья на показатели работы доменной печи №4 ОАО «Уральская Сталь» // *Наука и производство Урала*, 2012. №8. С.17-22.
6. Овчинникова Е.В., Шаповалов А.Н. Влияние параметров дутьевого режима на эффективность доменной плавки в условиях ОАО «Уральская Сталь» // *Вестник ЮУрГУ. Серия «Металлургия»*. – 2013. - том 13, № 1. - С.61-67.
7. Калинина В.А., Шаповалов А.Н. Повышение эффективности доменной плавки в результате совершенствования дутьевого режима // *Наука и производство Урала*. - 2022. - № 18. - С. 26-29.
8. Комендантова О.Н., Шаповалов А.Н. Влияния качества железорудных материалов на технико-экономические показатели работы доменной печи №4 ОХМК // *Наука и производство Урала*. - 2006. - №2. - С.36-43.
9. Старков Ю.А., Шаповалов А.Н. Влияние вида и расхода окатышей на показатели доменной плавки в условиях АО «Уральская сталь» // *Технологии металлургии, машиностроения и материалобработки*. - 2020. - № 19. - С. 4-12.
10. Дема Р.Р., Шаповалов А.Н., Басков С.Н. Влияние расхода окатышей различной основности на показатели доменной плавки // *Черные металлы*. - 2021. - №1(1069). - С.4-10.
11. Морозова Д.А., Шаповалов А.Н., Потапов М.Г. Влияние параметров доменной плавки на результаты работы доменных печей в условиях ОАО «Уральская Сталь» // *Теория и технология металлургического производства*. - 2015. - №1(16). - С.26-29.
12. Некрасов, З.И. Требования к качеству кокса для мощных доменных печей // *Кокс и химия*, 1976, №2. С.8-10.
13. Мулько О.А., Шаповалов А.Н. Качество кокса и его влияние на показатели доменной плавки на примере работы доменной печи №4 ОАО «Урал Сталь» (ОХМК) // *Наука и производство Урала*. - 2006. - №2. - С.49-54.
14. Курунов И.Ф., Титов В.Н., Емельянов В.Л. Влияние качества кокса на показатели работы доменной печи // *Металлург* 2007. - №12. - С. 37-39.
15. Овчинникова Е.В., Шаповалов А.Н. Влияние качества кокса на технико-экономические показатели доменной плавки в условиях ОАО «Уральская Сталь» // *Наука и производство Урала*. - 2013. - №9. - С.4-11.
16. Шаповалов А.Н., Карагулова Ю.Р. Влияние давления колошникового газа на показатели доменной плавки в условиях ОАО «Уральская Сталь» // *Наука и производство Урала*. - 2014. - №10. - С.11-14.
17. Волков Ю.П., Шпарбер Л.Я., Гусаров А.К. *Технолог-доменщик. Справочник*. – М.: «Металлургия», 1986. - 263 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ РЕЖИМА ЗАГРУЗКИ МОЛОТКОВОЙ ДРОБИЛКИ НА ФРАКЦИОННЫЙ СОСТАВ ДРОБЛЕНОГО АГЛОМЕРАЦИОННОГО ФЛЮСА

Мележик Р.С., Власенко Д.А.

Донбасский государственный технический университет, г. Алчевск

В доменном производстве в качестве одного из компонентов шихты используется офлюсованный агломерат [1–3]. Флюсы можно вводить в шихту в виде известняка, извести, известкового молока, мела и известняка. Каждая из этих добавок интенсифицирует процесс спекания по-разному и требует своих условий подготовки.

Основная технологическая трудность состоит в снижении прочности офлюсованного железорудного агломерата и его склонности к растрескиванию и распаду при хранении и транспортировке.

Вопросам влияния крупности вводимого флюса в шихту на физические свойства офлюсованного агломерата посвящено ряд работ [1–6]. В результате этих исследований было выявлено, что чем меньше размер частичек известняка или доломита, добавляемого в агломерационную шихту, тем меньше времени требуется на полное разложение отдельного зерна, и тем скорее зерно прореагирует с окружающей его кремнекислотой руды и тем полнее произойдет реакция образования кальциевого силиката за короткий период высоких температур в зоне спекания шихты.

Из исследований [3–6] установлено, что причиной распада агломерата являются вкрапления свободного известняка, который при поглощении атмосферной влаги вызывает его разрушение.

На основании результатов исследований [1–6] можно утверждать, что основным способом борьбы с этими негативными явлениями является повышение тонкости помола аглофлюсов (до 0...3 мм).

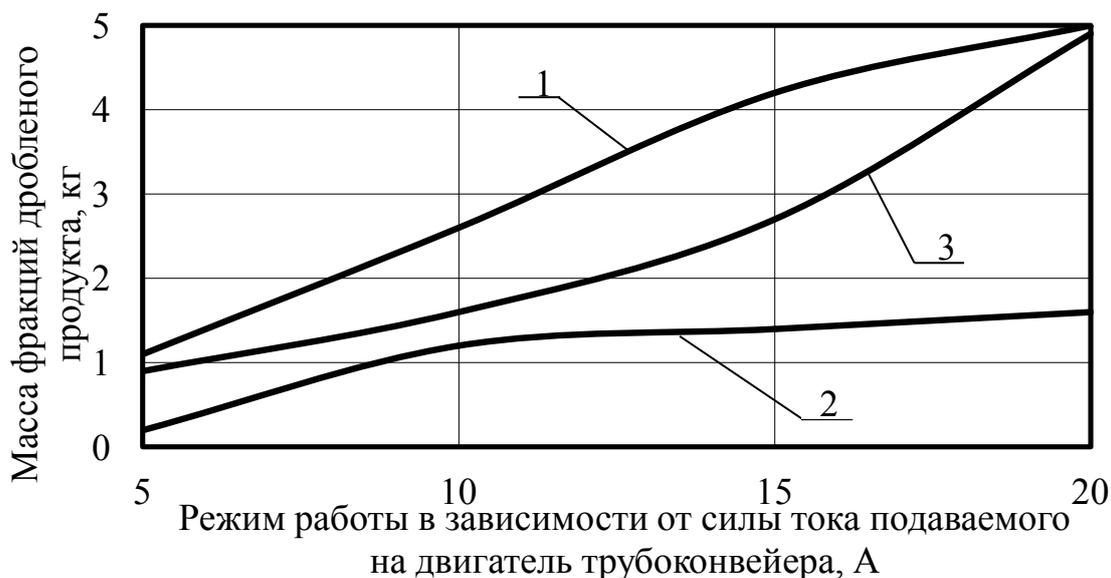
В условиях агломерационного цеха Филиала № 1 ООО «ЮГМК» дробильный комплекс для фракционной подготовки известняка и доломита представляет собой систему, включающую в себя: шихтовый бункер, трубоконвейер типа 79-ТС, молотковую дробилку ДМРиЭ 14,5×13 и виброгрохот ГИСТ-72, с ситами позволяющими отсеивать фракцию –5 мм. При этом подача материала в молотковую дробилку регулируется силой тока, подаваемой на катушки возбуждения двигателя вибратора трубоконвейера.

Как показывает опыт, на фракционный состав дробленого продукта в ударной дробильной машине существенно влияет степень заполнения ее рабочей камеры, которая в свою очередь зависит от количества подаваемого в нее сырья.

Для определения влияния режима загрузки на эффективность процесса дробления флюсов проводились исследования, заключающиеся в следующем: за счет изменения силы тока, подаваемого на двигатель трубоконвейера в диапазоне 5...20 А загружалось различное количество дробимого материала в

рабочую зону дробильной машины. После стадии дробления и прохождения через виброгрохот материал отбирался с участков ленты длиной 0,5 м на конвейерах возврата и подачи готовых флюсов на агломерацию. Затем производилось разделение дробленого продукта при помощи мерных сит на фракции 0...3 мм, 3...4 мм, 4...5 мм, 5...10 мм, 10...13 мм и дальнейшее провешивание каждой составляющей на лабораторных весах.

На основании результатов экспериментальных исследований получено распределение фракционного состава дробленых флюсов после дробления при различных режимах загрузки в зависимости от силы тока, подаваемого на двигатель трубоконвейера, и на основании этих данных были определены графические зависимости (рис. 1–4).



1 – фракция +5 мм (возврат); 2 – фракция 3...5 мм; 3 – фракция 0...3 мм

Рисунок 1 – Графики зависимостей содержания фракций в шихте при различных режимах загрузки дробилки

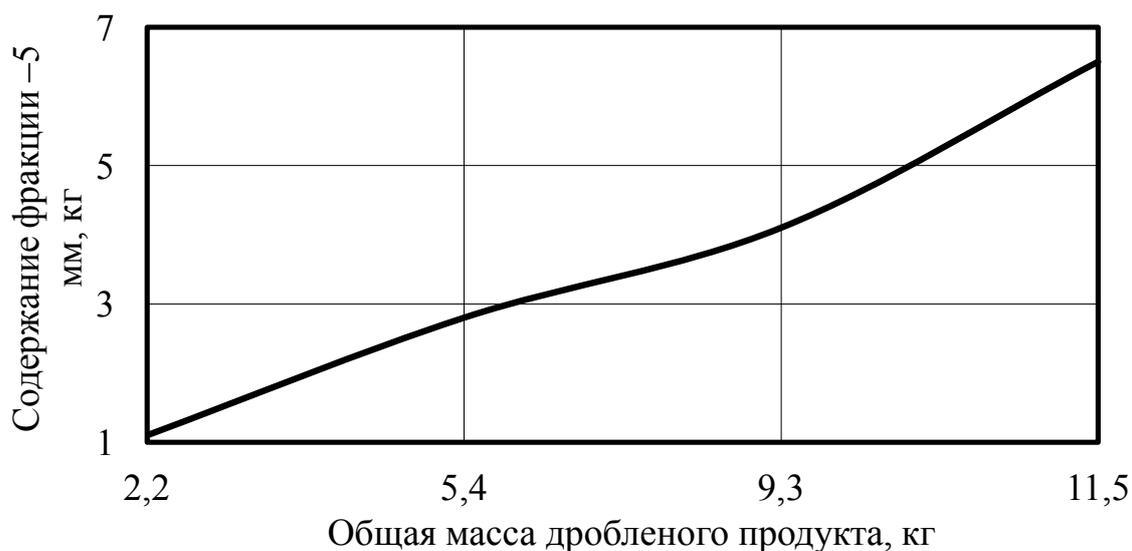


Рисунок 2 – График содержания фракции –5 мм в общей массе дробленого материала

При анализе полученных данных было определено, что в режимах работы с более интенсивной загрузкой рабочего пространства дробилки наблюдается увеличение содержания кусков фракцией -5 мм по отношению к общей массе загружаемого материала в дробилку и уменьшение массовой доли возврата, а значит, увеличивается относительная производительность (рис. 2).

Также наблюдается увеличение содержания фракции $0...3$ мм в готовом продукте (рис. 3, 4), которая наиболее отвечает условиям спекания агломерационной шихты.

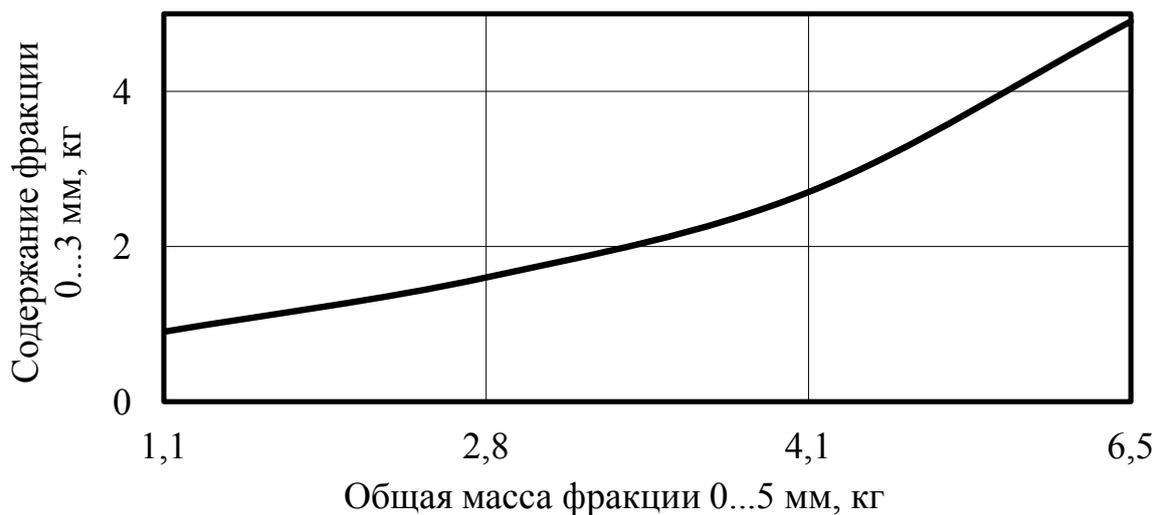


Рисунок 3 – Содержание фракции $0...3$ мм в готовом продукте

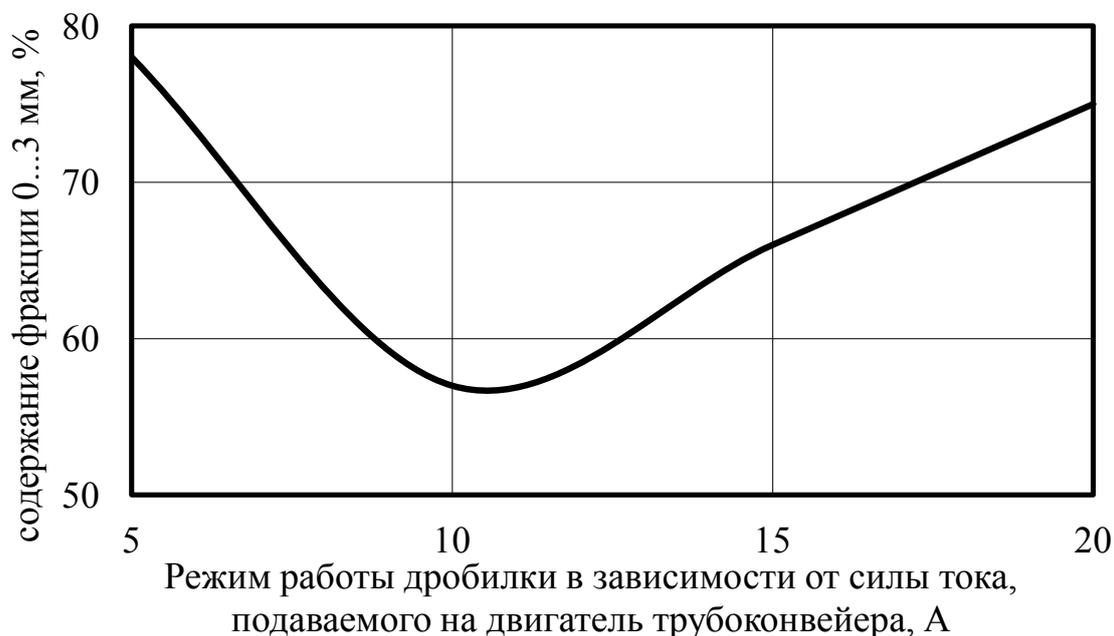


Рисунок 4 – График содержания фракции $0-3$ мм в готовом продукте в зависимости от режима загрузки

Из графической зависимости, отображенной на рисунке 4, видно, что содержание фракции $0...3$ мм при увеличении количества подаваемого

материала в дробилку сначала резко уменьшается, а затем начинает расти (в режимах работы свыше 10...12 А).

Так как использование дробильного комплекса с низкой степенью заполнения рабочей камеры дробилки неэффективно с точки зрения экономических показателей из-за слишком малого количества готового продукта на выходе, то по результатам исследований в настоящее время в условиях агломерационного цеха Филиала № 1 ООО «ЮГМК» рекомендована подача сырья в дробилку в режимах загрузки от 8...10 А.

Выводы:

1. Проведен краткий анализ влияния фракционного состава флюсов на эффективность агломерационного процесса и качество агломерата. Установлено, что наиболее подходящей для спекания агломерата является фракция 0...3 мм.

2. В ходе экспериментальных исследований процесса дробления агломерационных флюсов в молотковой дробилке получены зависимости фракционного состава готового продукта от степени заполнения рабочей камеры дробильной машины материалом.

3. Рекомендован наиболее рациональный режим загрузки дробильного комплекса, позволяющий максимально повысить содержание фракции 0...3 мм в готовом продукте без снижения производительности дробилки.

Литература:

1. Коротич, В.И. Основы теории и технологии подготовки сырья к доменной плавке /. – М.: «Металлургия», 1978. – 207 с.

2. Сладков, А.С. Подготовка флюсов к доменной плавке / А.С. Сладков. – М.: Metallurgy, 1966. – 301 с.

3. Парфенов, А.Н. Основы агломерации железных руд / А.Н. Парфенов. – М.: Metallurgizdat, 1961. – 319 с.

4. Власенко, Д.А. Анализ влияния фракционной подготовки флюсов на аглодоменное производство / Д.А. Власенко, В.Д. Белоус // Сборник материалов научно-технической конференции «Донбасс будущего глазами молодых ученых», г. Донецк, 19 ноября 2019 г. – Донецк: ДонНТУ, 2019. – С. 176–179.

5. Власенко, Д.А. Анализ влияния режима загрузки молотковой дробилки при дроблении флюсов на производительность и степень дробления шихтовых компонентов в агломерационном производстве / Д.А. Власенко, Э.П. Левченко // Сб. науч. тр. ДонГТУ. – Алчевск: ДонГТУ, 2017. – № 6 (49). – С. 114–119.

6. Власенко, Д.А. Теоретические аспекты моделирования и практика совершенствования молотковых дробилок с комбинированным подвесом молотков / Д.А. Власенко. – Курск: Изд-во ЗАО «Университетская книга», 2023. – 142 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛОВЫХ ПОТЕРЬ ЧЕРЕЗ МНОГОСЛОЙНУЮ ФУТЕРОВКУ ПРОМЕЖУТОЧНОГО КОВША МНЛЗ ПРИ РАЗЛИВКЕ УГЛЕРОДИСТОЙ СТАЛИ

Авдиенко С.А., Жук В.Л., Сидоренко Г.Н.
Донецкий национальный технический университет

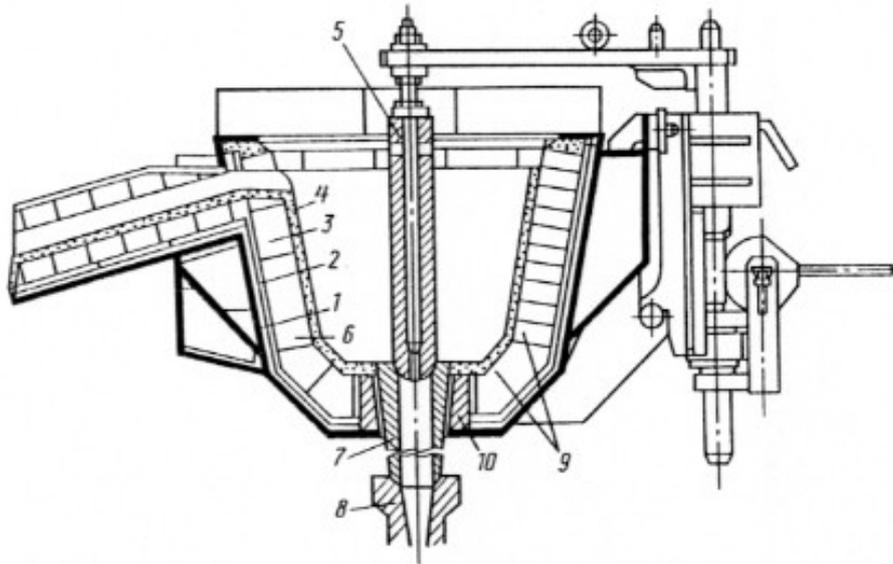
Промежуточный ковш (ПК) является одним из важнейших технологических элементов при разливке стали на МНЛЗ, обеспечивая прием металла из сталеразливочного ковша, его усреднение и перелив в кристаллизаторы [1]. В процессе разливки ПК постоянно наполнен жидкой сталью с температурой на 25-40 °С выше температуры ликвидус. Поэтому ПК, корпус которого выполнен из углеродистой стали, футеруют огнеупорными материалами (штучными огнеупорами, огнеупорными изделиями или с использованием монолитной футеровки). Тип футеровки зависит от марочного состава разливаемых сталей, наличия огнеупорных материалов и требуемой их стойкости [2]. Стойкость футеровки определяется числом разлитых плавов в серии (до ремонта). Для увеличения стойкости футеровка может подвергаться торкретированию или покрываться защитным слоем обмазки. Футеровка, как правило, состоит из трех-четырех слоев: теплоизоляционного, арматурного, рабочего и защитного. Теплоизоляционный слой стабилизирует температуру стали в ПК, снижает температуру кожуха и тепловые потери в окружающее пространство. Арматурный слой защищает металлический корпус (кожух) от воздействия жидкого металла. Рабочий слой подвергается химическому, механическому воздействию жидкого металла при высокой температуре. Футеровку рабочего слоя и ПК выполняют из основных огнеупоров с повышенным содержанием CaO , MgO , Al_2O_3 , ZrO_2 [2]. В целом футеровка обеспечивает технологию процесса разливки с определенными температурными и скоростными режимами, предотвращает образование настывей и снижает тепловые потери. Основные элементы футеровки ПК показаны на рис. 1.

В статье приведены результаты исследования влияния различных материалов рабочего слоя на стойкость футеровки ПК, при этом толщина рабочего слоя варьировалась в пределах от 0,050 м до 0,150 м с шагом 0,025 м.

Были рассмотрены три варианта применяемых огнеупоров рабочего слоя, а именно:

- вариант 1: магнезит;
- вариант 2: муллит уплотненный марки МЛУ-62;
- вариант 3: муллитокремнезем марки МКРР-130.

Остальные слои футеровки ПК: арматурный (из муллита пористого ШЛ-75, толщиной 0,75 м); теплоизоляционный (из шамотного волокнистых плит ШВ-350, толщиной 0,25 м) и кожух (из стали Ст 30, толщиной 0,03 м) для всех вариантов не изменялись.



- 1 - изоляция; 2 - арматурный слой; 3 - рабочий слой;
 4 - защитное покрытие; 5 - стопор-моноблок; 6 - футеровка из плит;
 7 - разливочный стакан; 8 - погружной стакан; 9 - футеровка,
 выполненная нормальным кирпичом; 10 - гнездовой кирпич

Рисунок 1 – Схема футеровки тепловых и холодных промежуточных ковшей [2]

Приняты максимальные рабочие температуры:

- для огнеупоров рабочего слоя (варианты 1, 2 и 3) равными 1700; 1800 и 1450 °С соответственно;
- для арматурного слоя 1600 °С;
- для теплоизоляционного слоя 1200 °С;
- для кожуха 400 °С.

Химический состав разливаемой стали марки Ст 25 в процентах: C=0,26; Mn=0,65; Ni=0,25; Cu=0,25; Mo=0; V=0; Cr=0,25; Si=0,27; S=0,04; P=0,035.

Температура перегрева принята равной 40 °С, а температуру ликвидуса расплава определяли по формуле

$$t_{лик} = 1537 - \left(\frac{88C + 8Si + 5Mn + 4Ni + 1,5Cr + 5Cu + 2Mo + 2V + 25S + 30P}{100} \right), \quad (1)$$

где $C, Si, Mn...$ – содержание элементов в стали, %.

Были рассчитаны коэффициенты теплопроводности слоев по формуле [2]

$$\lambda_i = A_i + B_i \cdot 10^{-5} \cdot t_{cp_i}, \quad (2)$$

где A_i, B_i – экспериментальные коэффициенты;

t_{cp_i} – средняя температура i -го слоя, °С.

Для рабочего слоя экспериментальные коэффициенты (варианты 1, 2 и 3) приняли равным $A_i = 4,7; 1,36; 0,01$ и $B_i = -170; 33; 25,8$ соответственно.

Для остальных слоев (арматурного, теплоизоляционного и кожуха) $A_i = 1,12; 0,071; 52$ и $B_i = 44,4; 20; 0$ соответственно.

Математическая модель температурных полей и тепловых потерь в зависимости от толщины футеровки ПК с использованием кирпичных огнеупоров была реализована на языке Visual Basic for Application (VBA). Тепловой расчет футеровки ПК для условий его работы в стационарном режиме с помощью программы на языке VBA, позволил определить тепловые потери в слоях, требуемую толщину рабочего слоя и другие показатели.

По приведенным исходным данным были рассчитаны: внутреннее, внешнее и суммарное тепловое сопротивление. Найдены температуры ликвидуса и солидуса, температуры слоев (как по их границам, так и средние значения); коэффициенты надежности (КН) по не образованию настывлей на рабочем слое и КН термостойкости и огнеупорности по слоям футеровки на границе кожуха и окружающей среды и др.

На рис. 2 приведены значения КН по не образованию настывлей на рабочем слое, а на рис. 3 значения температур кожуха на границе с окружающей средой при различных значениях толщины рабочего слоя.

Коэффициент надежности (не образование настывлей), %

Толщина кладки, м	0,150	0,125	0,100	0,075	0,050
Магнезит, %	7,38	7,37	7,36	7,35	7,35
МЛУ-62, %	7,38	7,37	7,37	7,36	7,35
МКРР-130, %	7,54	7,51	7,48	7,45	7,41

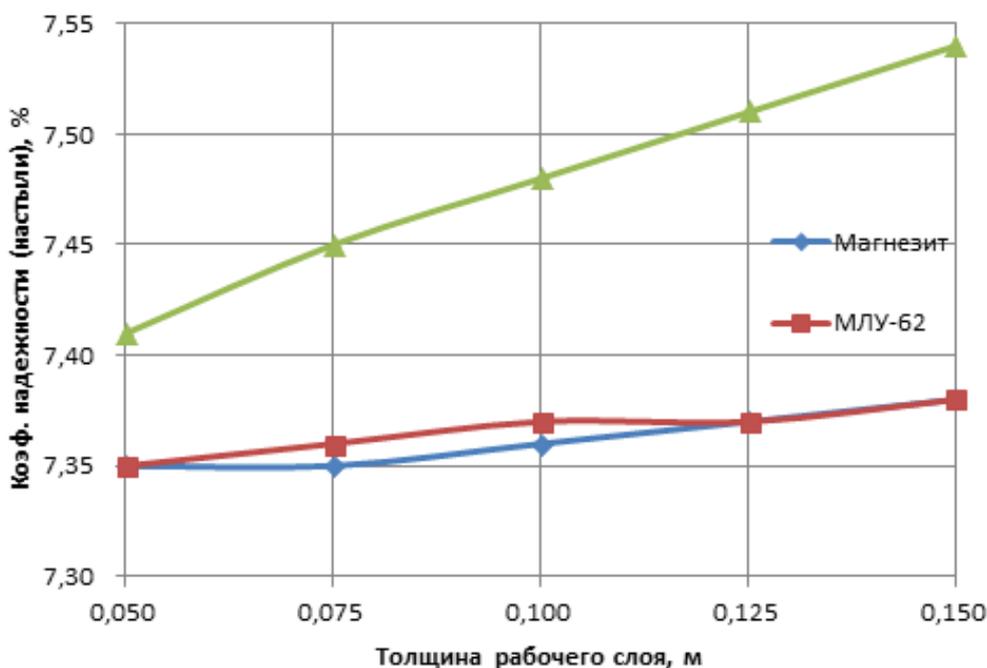


Рисунок 2 – Коэффициент надежности КН (не образование настывлей)

Температура границы «кожух – окружающая среда», °С

Толщина кладки, м	0,150	0,125	0,100	0,075	0,050
Магнезит, %	84,63	85,07	85,51	85,97	86,44
МЛУ-62, %	84,31	84,80	85,30	85,81	86,34
МКРР-130, %	75,38	77,05	78,84	80,75	82,81

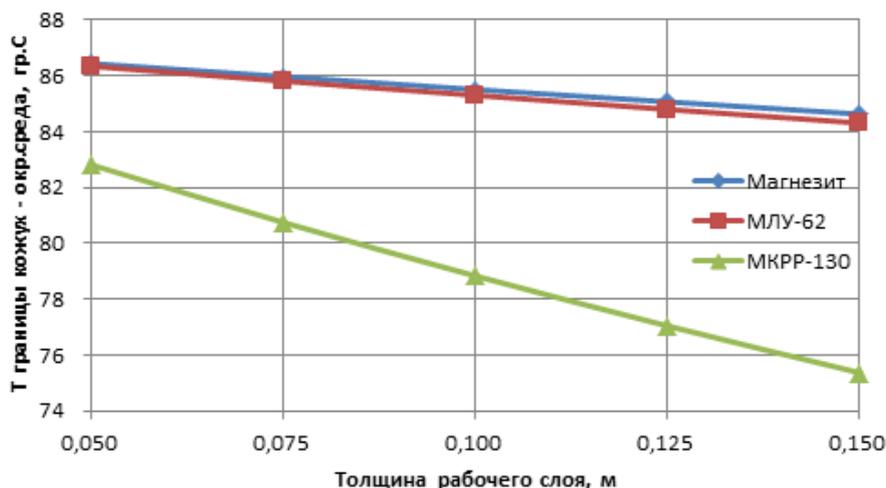


Рисунок 3 – Температура кожуха на границе с окружающей средой

Из полученных результатов можно сделать следующие выводы:

1. Надежные результаты по не образованию настывлей при разливке стали марки Ст 25 получены при использовании в качестве огнеупора для футеровки рабочего слоя ПК магнезита и муллита уплотненного марки МЛУ-62 (варианты 1 и 2). Коэффициент надежности КН при этом был в пределах 7,35-7,38 %. Вариант 3, с футеровкой рабочего слоя огнеупорами марки МКРР-130, несколько выигрывает по сравнению с первыми двумя (КН был в пределах 7,41-7,54 %).

2. Температура на границе кожуха с окружающей средой для вариантов 1 и 2 не превышает 86,4 °С, что является приемлемым, но также уступает показателям полученным в варианте 3 (82,8 °С).

3. Температура рабочего слоя по варианту 3 превышает допустимое значение 1450 °С более чем на 80 °С, поэтому огнеупор марки МКРР-130 не может быть рекомендован для использования.

Таким образом, чтобы обеспечить стабильный процесс непрерывной разливки углеродистой стали для МНЛЗ для футеровки рабочего слоя следует использовать огнеупоры вариантов 1 и 2. При этом следует учитывать их наличие и экономическую целесообразность.

Литература:

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

2. Стариков, В.С. Огнеупоры и футеровки в ковшевой металлургии: учебное пособие для вузов / В.С. Стариков, М.В. Темлянец, В.В. Стариков. – Москва: МИСиС, 2003. – 328 с.

СРАВНИТЕЛЬНЫЕ ИСПЫТАНИЯ МАТЕРИАЛА ОТЛИВОК КОЛЕС ШЛАМОВЫХ НАСОСОВ НА АБРАЗИВНЫЙ ИЗНОС

Халеев Р.А., Симоненко В.И., Крымов В.Н.
Донецкий национальный технический университет

В настоящее время в ДОННТУ разрабатывается технология литья по газифицируемым моделям (ЛГМ) колес шламовых насосов из износостойких чугунов типа ИЧХ28Н2. Для оценки эксплуатационных свойств применяются натурные испытания в условиях различных предприятий, которые длятся от месяца до полугода. Поэтому возникает необходимость лабораторных испытаний, которые позволяли бы получать объективную оценку износостойкости материала колес и прогнозировать стойкость колес насосов при работе в реальных условиях.

Из литературных источников известно, что многообразие методов испытаний, материалов, применяемых в качестве эталонов, и других факторов приводит к тому, что данные об износостойкости различных чугунов становятся несопоставимыми [1]. Поэтому была предложена единая методика сравнительных исследований износостойкости чугунов, где в качестве сравнительного материала использовалась сталь 20.

Материалом для исследования служили образцы легированных чугунов: ИЧХ28Н2, ЧХ3, которые выплавляли из разных шихтовых материалов в индукционной печи емкостью 60 кг.

Испытания на абразивный износ производили в соответствии с требованиями ГОСТ 30480-97 «ОБЕСПЕЧЕНИЕ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ ИЗДЕЛИЙ. МЕТОДЫ ИСПЫТАНИЙ НА ИЗНОСОСТОЙКОСТЬ» по схеме трения образца о незакрепленный абразив, находящийся на твердой поверхности (рис. 1).

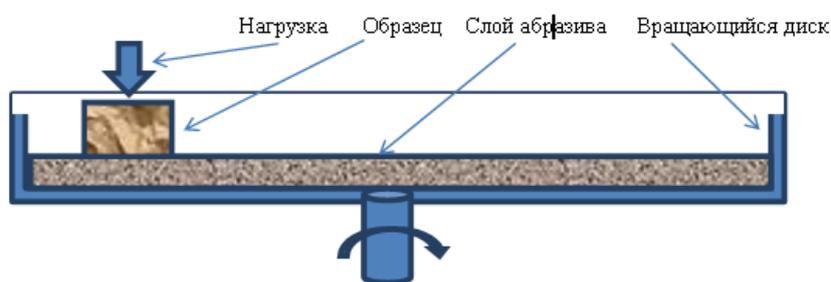


Рисунок 1 – Схема испытаний на износостойкость при трении о незакрепленный абразив

Вырезали образцы размерами 20x20мм, в качестве абразивного материала применялся кварцит фракция < 2мм.

Удельная нагрузка на образец составляла 1 кг/см^2 .

В результате испытания определяли абсолютную потерю массы ($\Delta \text{Рабс}$), которую пересчитывали в удельную потерю массы по формуле:

$$\Delta P_{уд} = \Delta P_{абс} / (S * L),$$

где L – путь износа, м.

S – площадь поверхности износа, м²

Износостойкость исследуемого материала оценивали по относительной износостойкости (K) по отношению к удельной потере массы стали 20 по формуле:

$$K_x = \Delta P_{уд20} / \Delta P_{удx},$$

Где $\Delta P_{уд20}$ – удельный износ стали 20,

$\Delta P_{удx}$ - удельный износ материала x

Можно отметить, что износостойкость чугуна, выплавленного на свежей шихте (табл. 1), характеризуется значительным разбросом относительной износостойкости: 1,37 – 2,38 – 4,30 (среднее 2,38).

Таблица 1 – Результаты определения износостойкости (среднее из трех

Марка чугуна	ИЧХ28Н2 ¹	ЧХ3	ИЧХ28Н2 ²	Ст20
$\Delta P_{уд}$, г/(м*м ²)	1	0,643	0,769	2,173
K	2,68	3,37	2,82	1
K (по литературным данным)	5,0-7,0	2,8-3,2	3,1-3,6	1

Примечания. 1. Чугун выплавляли на свежей шихте. 2. Чугун выплавляли из б/у мелющих тел

Однако в среднем его стойкость ниже стойкости чугуна, выплавленного из лома. Причины этого, по-видимому, следует искать в строении чугуна.

Износостойкость ЧХ3 ниже, чем высокохромистого чугуна. Очевидно, что это связано с большей твердостью карбидов М₇С₃ по сравнению с карбидами цементитного типа.

Выводы:

1. Материал выплавленный «на свежей шихте» дает нестабильный результат в испытании на сравнительную износостойкость. Для прояснения этого вопроса требуется проводить металлографические исследования.

2. Износостойкость чугуна с карбидами типа М₇С₃ превышает износостойкость чугуна с карбидами цементитного типа.

3. Для обеспечения стабильно высокой сравнительной износостойкости, необходима дополнительная выдержка металла в расплавленном состоянии и применение в шихте материалов бывших в употреблении деталей того же состава.

Литература:

1. Гарбер, М.Е. Основы подбора состава и структуры износостойких отливок из белого чугуна / М.Е. Гарбер, И.И. Цыпин // «Литейное производство», №2. – 16с.

АНАЛИЗ ПРИЧИН ОБВАЛОПРОЯВЛЕНИЯ ТРАМБОВАННОГО УГОЛЬНОГО ПИРОГА ПРИ ЗАГРУЗКЕ КАМЕР КОКСОВАНИЯ

Кончиков С.А., Власенко Д.А.

Донбасский государственный технический университет, г. Алчевск

В доменном производстве одним из основных компонентов шихты является кокс, расход которого в отдельных случаях может достигать 700 кг на тонну чугуна [1]. Учитывая тот факт, что производство чугуна, например, в 2021 году в Российской Федерации составило 54 млн. тонн [2], снижение себестоимости доменного кокса и повышение удельной производительности коксовых батарей является весьма актуальной научно-технической задачей.

На технико-экономические показатели производства кокса, непосредственно сказывающиеся на себестоимости продукции в условиях современных коксохимических предприятий, оказывают влияние множество факторов, одним из которых является обвалопроявление [3] – разрушение (обвал) угольного пирога или его части при загрузке его в коксовую камеру. В данном случае происходит недогруз коксовой камеры, а в случае обвала всего пирога требуется повтор процесса подготовки угольной шихты, что вызывает простой камеры и существенно сказывается на удельной производительности всей батареи. При этом шихту обвалившегося пирога необходимо обратно транспортировать на угольную башню и повторно использовать в технологическом процессе.

Основными причинами обвалопроявлений угольного пирога являются: использование шихты с низким уровнем трамбуемости; техническое состояние камер коксования – уменьшение ширины камер с машинной стороны; нарушение технических условий, регламентирующих влажность и фракционный состав угольной шихты; применение нерационального режима трамбования угольного пирога определенного марочного состава в трамбовочно-загрузочно-выталкивающей машине (ТЗВМ) [4, 5].

Накопленные в процессе эксплуатации коксовой батареи 9-бис коксового цеха № 3 Филиала № 1 «Алчевский металлургический комбинат» ООО «Южный горно-металлургический комплекс» (Филиал № 1 «АМК» ООО «ЮГМК») статистические данные показывают, что количество обвалов по вышеперечисленным причинам составляет 1,5...2 % от общего количества загружаемых в камеры коксования угольных пирогов.

На основании производственного опыта до 45...50 % из общего количества обвалов трамбованных угольных пирогов при загрузке камер коксования происходят по причине частых перешихтовок, колебаний марочных составов шихт, замены одних угольных концентратов другими, причем, как правило, не взаимозаменяемыми по показателям трамбуемости. Особенно наглядно это проявляется, когда в шихте значительно (более 15 %) увеличивается содержание углей марок ДГ и Г западного Донбасса, характеризующихся крайне низкой степенью трамбуемости [6]. Количество

разрушений пирогов увеличивается также при недостаточном (менее 10 %) содержании в шихте хорошо трамбуемых углей марки ОС. В то же время установлено, что при существенных колебаниях состава шихты (в диапазонах: Г – 25...65 %, Ж – 15...45 %, ОС – 0...20 %, Т – 0...15 %) из-за недостаточного и нестабильного снабжения батареи углями, значительно отличающихся по технологическим характеристикам от предусмотренных проектом, количество обвалов головок трамбованных пирогов от общего количества загружаемых в камеры коксования составляло в среднем 4...5 %, а в отдельные периоды достигало 12 % и более. При этом большая часть случаев разрушения происходит из-за отсутствия наработанной базы режимов трамбования угольного пирога с различным составом шихты, вследствие чего при изменении марочного состава углей режим трамбования приходится подбирать методом проб и ошибок, что неизбежно приводит к обвалопроявлениям.

Опыт эксплуатации коксовой батареи 9-бис показывает, что большое количество обвалов (до 35...40 %) происходит при загрузке технически неисправных камер коксования. Это так называемые «больные печи» с заууженными камерами коксования (445...455 мм вместо проектных 490 мм) или с нарушением соосности посадочного поддона ТЗВМ и самой камеры. Этот фактор также является одной из основных причин обвалов пирогов, так называемый «фактор печей». Ежегодный прирост количества обвалов пирогов по этим печам существенно больше, чем по остальным. Однако изменение геометрии коксовых камер возможно только при капитальном ремонте всей коксовой батареи, что исключает возможность устранения данной причины в процессе эксплуатации камер коксования.

Также анализ причин разрушения угольного пирога показал, что техническое состояние трамбуемых устройств ТЗВМ не оказывает существенного влияния на количество обвалопроявлений. Установлено, что изменение геометрии крайних лотков питателей уменьшило сегрегацию шихты в камере трамбования, но не изменило соотношения обвалов пирогов по машинам. Обращает на себя внимание то, что после каждой замены посадочного поддона количество обвалов пирогов в течение 2–3-х месяцев возрастает, а затем в течение такого же периода падает до прежнего уровня. Таким образом, можно сказать, что на количество обвалов трамбованного пирога оказывает влияние только так называемый «фактор машины», доля которых (до 10...15 %) зависит от технического состояния посадочного поддона.

На основании вышесказанного можно утверждать, что основной причиной разрушения трамбованного угольного пирога при загрузке его в камеру коксования являются частые перешихтовки марочного состава угольной шихты. При этом использование заранее разработанных режимов трамбования под определенные шихтовые условия позволит существенно снизить количество разрушений пирога, что положительно скажется на технико-экономических показателях коксового передела.

Выводы:

1. Рассмотрены причины обвалопроявлений трамбованного угольного пирога при загрузке камер коксования батареи 9-бис в условиях коксового цеха № 3 Филиала № 1 «АМК» ООО «ЮГМК».

2. Установлено, что по причине использования углей с низкой трамбуемостью и колебаний марочного состава шихты количество разрушений трамбованного пирога по отношению к общему количеству обвалов составило 45...50 %, из-за нарушения геометрии камер коксования – 35...40 %, а по причине неудовлетворительного технического состояния ТЗВМ – 10...15 %.

3. Использование заранее разработанных режимов трамбования пирога определенного марочного состава позволит существенно снизить количество разрушений трамбованного угольного пирога.

4. Дальнейшие исследования в данной области направлены на разработку и внедрение в производство способов снижения влияния различных факторов на обвалопроявление угольного пирога при загрузке его в камеру коксования.

Литература:

1. Металлургия чугуна. Учебник для вузов / Е.Ф. Вегман [и др.]. – М.: «Академкнига», 2004. – 774 с.

2. Производство чугуна и стали в России в декабре 2021 года [Электронный ресурс]. – Режим доступа : https://metallplace.ru/news040222_8/ (30.09.2022)

3. Рекомендации по прогнозу устойчивости обвально-оползневых склонов / ПНИИИС. – М.: Стройиздат, 1986. – 120 с.

4. Браун, Н.В. Перспективные направления развития коксохимического производства / Н.В. Браун. – М.: Metallurgia, 1989. – 272 с.

5. Кузниченко, В.М. Влияние технологических факторов на прочность кокса и выход продуктов коксования из трамбованной шихты / В.М. Кузниченко [и др.] // УглеХимический журнал. – Харьков: УХИН, 2008. – № 3–4. – С. 49–55.

6. Кончиков, С.А. Анализ показателей трамбуемости угольных концентратов различной степени метаморфизма / С.А. Кончиков, Д.А. Власенко // Пути совершенствования технологических процессов и оборудования промышленного производства : сборник тезисов докладов VI международной научно-технической конференции, Алчевск, 14–15 октября 2021 года. – Алчевск: Донбасский государственный технический институт, 2021. – С. 107–109.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ЗАГРУЗКИ ШИХТЫ НА АГЛОМЕРАЦИОННУЮ МАШИНУ

Шедловский Д.В., Асламова Я.Ю.

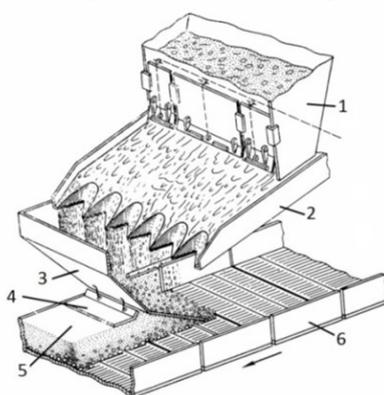
Донецкий национальный технический университет

Одним из факторов, определяющих показатели процесса спекания, является организация загрузки шихты на агломерационную машину. Совершенствование этой заключительной стадии подготовки аглошихты позволит улучшить качество агломерата и повысить производительность агломерационных машин.

Операция загрузки шихты включает формирование слоев шихты в загрузочной воронке, укладку постели из агломерата и шихты на колосниковую решётку агломашины с оптимизацией распределения гранулометрического состава, топлива и насыпной массы шихты по высоте и ширине слоя [1].

Целью рациональной загрузки шихты на агломерационную машину является увеличение скорости процесса спекания и выхода годного агломерата, снижение затрат топлива и электроэнергии на производство агломерата.

Достигнуть этой цели возможно путем решения целого комплекса задач. В частности, в данной работе предложено совершенствование технологии загрузки шихты в условиях агломерационного цеха Енакиевского металлургического завода (ЕМЗ) за счет модернизации загрузочной воронки комбинированного загрузочного устройства (КЗУ) агломерационной машины. Схема действующего КЗУ приведена на рис. 1.



- 1 – загрузочная воронка;
- 2 – лоток электровибратора;
- 3 – загрузочный лоток;
- 4 – гладилка;
- 5 – слой шихты; 6 – агломашина

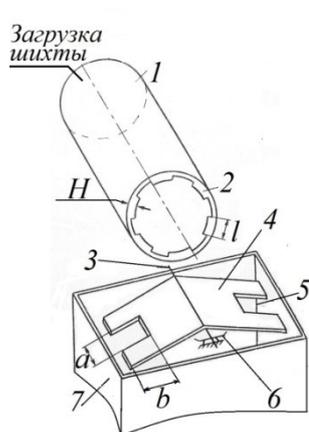
Рисунок 1 – Схема загрузочного устройства агломашин ЕМЗ

Недостатки КЗУ, которыми оснащены машины ЕМЗ, отмечены в работах [2, 3]. Один из недостатков проявляется в формировании неравномерного по гранулометрическому составу слоя шихты в загрузочной воронке 1 (рис.1).

Шихта, сгружаемая из барабана-окомкователя, падает с высоты 2,5 м в центральную часть загрузочной воронки, формируя, таким образом, конус шихты. По его образующим крупные фракции шихты скатываются к основанию и укладываются вблизи боковых стенок воронки. В результате такой нерациональной загрузки шихты в загрузочной воронке КЗУ, а затем и на

на агломашину, имеет место неравномерное спекание шихты по ее ширине: слои, уложенные у бортов, спекаются быстрее, чем шихта осевой зоны, которую допекают, замедляя движение агломерационной ленты. По этой причине наблюдается снижение прочности агломерата.

Для решения задачи снижения неравномерности гранулометрического состава слоя шихты в загрузочной воронке предлагается ее модернизация (рис. 2). Ее суть можно описать следующим образом.



- 1 - барабан-окомкователь;
- 2 - профилированное кольцо;
- 3 - опорная ось качания распределителя шихты;
- 4 - направляющие плиты распределителя;
- 5 - центральные вырезы на направляющих плитах;
- 6 - ограничитель угла поворота;
- 7-загрузочная воронка шихты

Рисунок 1 – Модернизация загрузочной воронки агломашины

1. На разгрузочном конце барабана-окомкователя 1 рекомендуется установить профилированное подпорное кольцо 2 в виде чередующихся выступов и впадин.

2. В загрузочной воронке следует установить распределитель аглошихты 3, состоящий из двух наклонных, опирающихся на ось вращения 4, направляющих плит, способных совершать качания под действием тяжелых, падающих из барабана-окомкователя струй шихты, что обусловлено наличием выступов и впадин на разгрузочном конце барабана.

Длина l и высота H выступов подбирается в зависимости от производительности барабана. Диапазон изменения размеров выступов и впадин кольца может составлять по длине 700–800 мм, а по высоте 250–400 мм. Наклонные распределительные плиты рационально состыковать под углом 100–120 градусов для обеспечения плавного соскальзывания шихты к краю плит. Угол поворота, качания плит распределителя должен составлять около 50 градусов и ограничиваться путем установки специального упора 6. Обе плиты имеют для сосредоточенной подачи шихты в центральную часть загрузочной воронки и для удаления через них застрявших посторонних предметов.

По методике, описанной в работе [4] проведены лабораторные испытания эффективности модернизации загрузочной воронки агломерационной машины за счет установки распределительных плит. Результаты эксперимента визуализированы на рис. 3. Видно, что поверхность засыпи, образующейся в модели загрузочной воронки без использования распределителя шихты, имеет выраженную параболическую форму (рис. 3 а). При проведении опытов с монтажом распределителя шихты в модели образовался слой с волнообразной

поверхностью с двумя пиками (рис. 3 б). Благодаря этому снижается сегрегация крупных частиц в пристеночную зону.

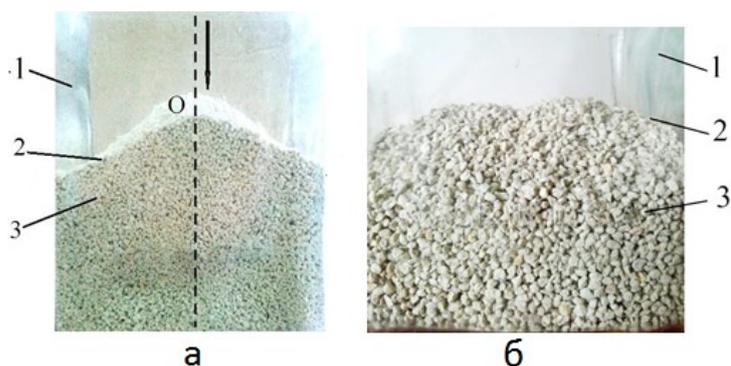


Рисунок 3 - Результат лабораторного исследования влияния распределителя шихты на форму слоя в загрузочной воронке (вид спереди): а) до установки распределителя шихты, б) – после установки распределителя шихты; 1 – модель загрузочной воронки; 2 – поверхность засыпи; 3 – частицы шихты

Предложенный вариант совершенствования технологии загрузки шихты не требует существенных капитальных затрат. Производство профилированного кольца и распределительных плит, а также их монтаж могут быть выполнены собственными силами специалистов предприятия. Таким образом, можно обеспечить равномерное распределение шихты и уменьшение ее сегрегации по ширине загрузочной воронки, а следовательно и к бортам спекательной тележки агломашины. По предварительным оценкам внедрение этого мероприятия позволит уменьшить содержание мелочи в агломерате на 0,5–1,0 % и увеличить скорость спекания шихты до 1,0 %.

Литература:

1. Фролов, Ю.А. Состояние перспективы развития технологии производства агломерата. Часть 3. Загрузка шихты и постели на агломерационную машину // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2017. – № 6. – С. 22-31.

2. Мищенко, И.М. Опыт производства высокоофлюсованного агломерата на агломерационной фабрике Енакиевского металлургического завода / Мищенко И.М., Асламова Я.Ю., Кузнецов А.М. и др. // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2018. – № 12. – С.33-45.

3. Обоснование рациональных параметров слоя высокоофлюсованной шихты, формируемого на паллетах агломерационной машины / И.М. Мищенко, Я.Ю. Асламова, А.В. Кузин и др. // Вестник ДОННТУ. – 2020. – № 1 – С. 35-44.

4. Шедловский, Д.В. Методики исследования параметров распределения высокоосновной шихты в загрузочной воронке комбинированного загрузочного устройства и на агломашине / Д.В. Шедловский, И.М. Мищенко, Я.Ю. Асламова // Металлургия XXI столетия глазами молодых: [материалы VIII Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов]: сборник докладов. – Донецк : ДОННТУ, 2022. – С.42-45.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ВДУВАНИЯ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА В УСЛОВИЯХ ЕНАКИЕВСКОГО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ЗАВОДА

Падалка А.В., Кочура В.В.
Донецкий национальный технический университет

Обеспечение конкурентоспособности металлопродукции невозможно без качественного повышения эффективности доменного производства, снижения расхода кокса и дефицитных энергоресурсов.

На протяжении последних десятилетий практически все новые или реконструированные доменные печи за рубежом строились в комплексе с современными пылеугольными (ПУТ) установками: Испания, Бразилия, Ю. Корея, Турция Румыния и др. Сегодня в мире с применением ПУТ выплавляется 600 млн. т чугуна/год, доля замены им скипового кокса возросла до 45-50 %, а расход последнего практически сократился до 240 кг/т чугуна [1-7].

Массовый промышленный опыт, новейшие теоретические разработки подтверждают принципиальную возможность снижения расхода скипового кокса на 1 т чугуна до 100-200 кг за счет введения технологии доменной плавки с вдуванием 200-260 кг т/чугуна ПУТ и реализации технологии полной и комплексной компенсации. Это определяет для коксодоменного комплекса снижение капитальных затрат и площадей, занятых оборудованием, эксплуатационных расходов, повышение производительности труда, условия для повышения доли спекающихся углей в коксошихте и улучшение качества производимого кокса, снижение загрязнения водного и воздушного бассейнов вредными выбросами.

При внедрении ПУТ-технологии бóльшая часть углей для производства ПУТ может быть получена за счет сокращения производства кокса. Данный вариант внедрения этой технологии реализуется в США, Германии, Нидерландах и других странах. Имеется возможность использования для приготовления ПУТ высококачественных некоксуемых газовых углей, запасы которых в России значительны, не пользующихся спросом таких массовых потребителей как металлургия, коксохимия и энергетика.

Енакиевский металлургический завод (ЕМЗ) имеет благоприятные предпосылки для высокоэффективного использования ПУТ: современные доменные печи объемом 1513 и 1719 м³, аглофабрика, склад окатышей и кокса (СОК), предусматривающий подготовку основных шихтовых материалов к плавке, воздухонагреватели Калугина с температурой дутья до 1250 °С, лотковое загрузочное устройство на ДП-3 и другое. Для реализации ПУТ-технологии фирмой Kuttner построена современная ПУТ-установка в 2016г. Однако в настоящее время на заводе ПУТ-технология не используется [8-9].

Для оценки эффективности возобновления вдувания ПУТ на ЕМЗ были выполнены расчеты доменной плавки по методике профессора А.Н. Рамма [10].

В качестве базового периода расчета принята работа доменной печи №5

(полезный объем 1517 м³). Используемые шихтовые материалы: свой агломерат, окатыши Госрезерв, кокс Енакиевского, Макеевского и Ясиновского КХЗ. В качестве пылеугольного топлива использовали кузнецкий слабоспекающийся уголь марки СС: зола – 7,04 %, сера – 0,19 %, летучие – 20,71 %, влага – 6,87 %.

В базовом режиме в качестве дополнительного топлива использован природный газ (ПГ) в количестве 72 м³/т чугуна (табл.1).

Вдувание ПУТ в количестве 160 кг/т чугуна позволило полностью вывести из состава дутья ПГ (режим 2). При этом по сравнению с базовым режимом (режим 1) производительность печи снизилась до 98,96 %, расход кокса уменьшился до 354,59 кг/т чугуна (-101,1 кг/т чугуна; -22,18 %), расход условного топлива снизился до 554,2 кг/т чугуна (-25,23 кг/т чугуна, -4,35 %), теоретическая температура горения повысилась до 2114 °С (+22 °С), себестоимость чугуна снизилась на 593 руб/т чугуна.

При замене ПГ углем теоретическая температура горения сохранялась на базовом уровне. После повышения расхода ПУТ свыше 160 кг/т чугуна теоретическую температуру повышали исходя из теоретических соображений и промышленного опыта работы доменных печей [11].

Увеличение расхода ПУТ (свыше 160 кг/т чугуна) осуществляли за счет внедрения компенсирующих мероприятий: повышения температуры дутья до 1150 и 1200 °С (соответственно режим 3 и 4) и повышения содержания кислорода в дутье до 24, 25 и 26 % (режимы 5, 6, 7). Результаты расчетов показывают, что вдувание ПУТ в 3-м и 4-м режиме (170 и 180 кг/т чугуна) при повышении температуры дутья до 1150 и 1200 °С позволило снизить расход кокса на 119,6 кг/т чугуна (26,25 %) и 137,7 кг/т чугуна (30,2 %) при незначительном повышении производительности печи (на 1 %).

Расход условного топлива при этом снизился на 33,75 кг/т чугуна (5,82 %) и 41,61 кг/т чугуна (7,22 %). Себестоимость чугуна снизилась на 729,4 и 859,6 руб/т чугуна.

При дальнейшем повышении расхода ПУТ (до 200 кг/т чугуна) с компенсацией кислородом дутья (режимы 5, 6, 7) производительность доменной печи линейно возрастает до 107,1 % (режим 7); расход кокса плавно снижается до 303,8 кг/т чугуна (-151,9 кг/т чугуна, 33,33 %) в 6 режиме, а затем повышается в 7 режиме до 306,1 кг/т чугуна (-149,6 кг/т чугуна, 32,82 %).

Себестоимость чугуна при повышении содержания кислорода в дутье ухудшается: в режимах 5,6,7 изменение себестоимости составляет -825,61, -801,18 и -758,35 руб/т чугуна.

Режимы с расходом ПУТ 200 кг/т чугуна с экономической точки зрения вполне удовлетворительны, однако имеет место незначительное превышение определяющего показателя скорости газа в распаре - 20 м/с (режимы 6, 7).

Высокие расчетные показатели эффективного использования ПУТ подтверждаются мировым зарубежным опытом: расход ПУТ 180-260 кг/т чугуна, расход кокса 230-270 кг/т чугуна, степень замены кокса ПУТ 35-50 %.

Таблица 1 - Расчет эффективности вдувания ПУТ на ДП-5 ЕМЗ

Наименование	База	Вывод ПГ	Компенсация температурой дутья, °С		Компенсация кислородом, %		
			1150	1200	24	25	26
Режимы доменной плавки	1	2	3	4	5	6	7
Производительность, %	100,0	99,0	100,0	101,0	103,3	105,1	107,1
Кокс сухой скиповой, кг/т чугуна	455,7	354,6	336,1	318,0	311,1	303,8	306,1
Коксовый орешек, кг/т чугуна	35,1	35,1	35,1	35,1	35,1	35,1	35,1
Сумма кокса и коксового орешка, кг/т чугуна	490,8	389,7	371,2	353,1	346,2	338,9	341,2
Агломерат ЕМЗ, кг/т чугуна	794	794	793,5	793,5	793,5	793,5	793,5
Окатыши Госрезерв, кг/т чугуна	748,9	749	748,9	748,9	748,9	748,9	748,9
Конвертерный шлак, кг/т чугуна	65,6	66	65,6	65,6	65,6	65,6	65,6
Известняк обычный, кг/т чугуна	6,9	5,5	4,45	3,5	3,4	3,2	3,4
Расход сухого дутья, м ³ /т чугуна	1406	1336	1303	1272	1217	1175	1137
Температура дутья, °С	1100	1100	1150	1200	1200	1200	1200
ПГ, м ³ /т чугуна	71,8	0	0	0	0	0	0
ПУТ, кг/т чугуна	0,0	160,0	170	180	190	200	200
Содержание кислорода в дутье, %	22,8	22,8	22,8	22,8	24,0	25,0	26,0
Выход сухого колошникового газа, м ³ /т чугуна	1914	1826	1785	1745	1693,5	1654	1618
Температура колошникового газа, °С	167	161	159,5	154	146,5	139	131
Степень использования СО, доли	0,402	0,448	0,453	0,457	0,454	0,451	0,450
Степень использования Н ₂ , доли	0,746	0,831	0,840	0,848	0,842	0,837	0,835
Степень прямого восстановления, доли	0,284	0,303	0,300	0,297	0,300	0,287	0,287
Выход горновых газов, м ³ /т чугуна	1902	1771	1736	1704	1657	1622	1585
Выход восстановительных газов, м ³ /т чугуна	816	737	728	719	729	737	740
Выход шлака, кг/т чугуна	311	310	308	306	306	306	306
Приход серы с шихтой, кг/т чугуна	6,2	5,5	5,3	5,1	5,1	5,0	5,0
(S)	1,15	0,95	0,91	0,87	0,85	0,84	0,84
Теоретическая температура горения, °С	2092	2114	2128	2140	2164	2178	2210
Коэффициент замены кокса ПУТ, кг/кг		0,63	0,70	0,76	0,76	0,76	0,75
Расход условного топлива, кг/т чугуна	579,44	554,21	545,69	537,63	540,79	543,53	545,79
Изменение себестоимости чугуна, руб/т чугуна	0,00	-593,02	-729,11	-859,6	-825,61	-801,18	-758,35
Определяющие показатели:							
Рудная нагрузка, т/т кокса	3,31	4,16	4,38	4,60	4,69	4,79	4,76
Выход шлака, кг/т кокса	633	795	830	866	883	901	896
Выход горнового газа, м ³ /т кокса	3875	4545	4681	4826	4789	4785	4646
Скорость газа в распаре, м/с	9,88	13,92	15,69	18,00	19,56	20,69	20,05

Литература:

1. Курунов, И.Ф. Доменное производство Китая, Японии, Северной Америки, Западной Европы и России // *Металлург.* – 2010. – № 2. – С. 69–77.
2. Shen F., Yang T., Gao B. Technology progress and strategy in blast furnace ironmaking in China // *Steel Research International.* 2005. Vol. 76. No. 10. pp. 676–682.
3. Zhang S., Yin H. The trends of ironmaking industry and challenges to chinese blast furnace ironmaking in the 21st century. Proceedings of the 5th International Congress on the Science and Technology of Ironmaking (ICSTI'99) on October 20 - 22, 2009, Shanghai, China. Beijing: Chinese Society for Metals, 2009, pp. 2–15.
4. Production and technology of iron and steel in Japan during 2018 // *ISI International.* 2019. Vol. 59. No. 6. pp. 939–955.
5. Naito M., Tekeda K., Matsui Y. Ironmaking technology for the last 100 years: deployment to advanced technologies from introduction of technological know-how, and evolution to next-generation process // *ISI International.* 2015. Vol. 55. No. 1. pp. 7–35.
6. Dauwels G., Clairay S., Hess E. etc. Stable and efficient blast furnace operation with high PCI and low coke rate at Arcelor Mittal Flat Carbon West Europe // *Rev. Met. Paris.* 2007. Vol. 104. No°5. pp. 221–230.
7. Lacroix Ph., Dauwels G., Dufresne P. etc. High blast furnaces productivity operations with low coke rates in the European Union // *Rev. Met. Paris.* 2001. Vol. 98. No°3. pp. 259 – 268.
8. Освоение технологии доменной плавки с вдуванием в горн пылеугольного топлива на ЧАО «Енакиевский металлургический завод» / А.Л. Подкорытов, А.М. Кузнецов, А.В. Зубенко, В.П. Падалка, С.Л. Ярошевский, В.В. Кочура // *Бюллетень «Черная металлургия»,* 2017.- №10. - С. 53-65.
9. Освоение и эффективность технологии доменной плавки с применением пылеугольного топлива на ЧАО «Енакиевский металлургический завод» / А.М. Кузнецов, А.В. Зубенко, В.П. Падалка, А.С. Хайбулаев, С.Л. Ярошевский, В.В. Кочура // *Металл и литье Украины.* – 2017. - №8-10. - С. 23-30.
10. Рамм А.Н. Современный доменный процесс. - М.: Металлургия, 1980. - 304 с.
11. Ярошевский С.Л. Выплавка чугуна с применением пылеугольного топлива. - М.: Металлургия, 1988. - 176 с.

РАСЧЕТ ЗАДУВОЧНОЙ ШИХТЫ ДЛЯ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Безух И.В., Кочура В.В.

Донецкий национальный технический университет

Перед пуском в работу доменной печи необходимо определить состав, количество и распределение по высоте печи первой порции задувочной шихты.

При расчете задувочных шихт доменщики придерживаются следующих рекомендаций [1-5]:

- состав чугуна: 2-2,5 % Si; 0,3-0,8 % Mn; до 0,1% S;
- число рудных шихт не более 3-5;
- расход кокса на всю задувку: 2,2-2,5 т/т чугуна;
- первая рудная подача располагается в распаре;
- основность шлака $\text{CaO/SiO}_2 = 1,15-1,25$

Особое значение имеет подбор материалов для составления задувочной шихты. Она должна обеспечить получение чугуна и шлака требуемого состава, прогрев футеровки печи, протекание в доменной печи процессов восстановления оксидов железа, плавление железорудных материалов и шлаков.

Железорудные материалы, входящие в состав задувочных шихт, должны быть легковосстановимыми, чтобы снизить степень прямого восстановления и удельный расход кокса в процессе задувки, а также прочными для снижения образования мелочи при загрузке в печь с большой высоты, что приводит к подвисанию шихты в процессе задувки.

Как правило, задувочная шихта рассчитывается для выплавки литейного чугуна с содержанием кремния на первых выпусках до 3-4 % и постепенным его снижением. При расчете рудной нагрузки учитывается дополнительное количество тепла, необходимое для сушки кладки печи в процессе раздувки. Основность шлака в этот период должна быть обычной.

Задувочная шихта часто состоит из нескольких шихт [1-6].

Нулевая шихта, состоящая только из кокса и выполняющая роль дренажной коксовой насадки, заполняет объем горна от уровня чугунной летки до уровня воздушных фурм.

Первая шихта, состоящая также только из кокса, заполняет объем горна от уровня воздушных фурм до распара.

Вторая шихта, состоящая из кокса и шлакообразующих, заполняет объем распара и 10 % объема шахты. Она предназначена для ошлакования золы кокса, снижения концентрации глинозема в шлаке, повышенная концентрация которого обусловлена составом золы кокса. Без ввода шлакообразующих возможно повышение содержания в шлаке Al_2O_3 свыше 17 %, что делает его тугоплавким и вязким. В качестве шлакообразующих материалов используются известняк, доменный шлак, конвертерный шлак, бедные железные руды.

Третья шихта и последующие шихты (5-7) заполняют оставшийся объем печи. Помимо кокса и флюсующего материала эти шихты включают и железорудный материал. Рудная нагрузка в каждой последующей загружаемой в печь шихте постепенно возрастает.

На основе методики расчета задувочной шихты для доменных печей проф. С.Т. Плискановского [6] составлен алгоритм и программа расчета в Microsoft Office Excel.

Выполнены расчеты задувочных шихт для типовых доменных печей (табл. 1) объемом 1033 м³ Донецкого металлургического завода и объемом 1513 и 1719 м³ Енакиевского металлургического завода.

Таблица 1 - Основные размеры доменных печей

Характеристики	Полезный объем, м ³		
	1033	1513	1719
Высота, м:			
полная (H)	28,7	30,75	31,25
полезная (H _п)	26,0	28,0	28,5
колошника (h _к)	2,3	1,9	1,9
шахты (h _ш)	15,0	17,3	17,8
распара (h _р)	2,0	2,0	2,0
запечников (h _з)	3,0	3,0	3,0
горна (h _г)	3,2	3,2	3,2
«мертвого слоя» (h _{мс})	0,86	0,84	1,099
фурменной зоны (h _{фз})	2,8	2,8	2,8
Диаметры, м:			
колошника (d _к)	5,8	6,6	6,9
распара (D _р)	8,2	9,6	10,2
горна (d _г)	7,2	8,6	9,1

Во всех расчетах принимался постоянный химический состав чугуна (табл.2) и основность шлака (CaO/SiO₂)=1,14.

Таблица 2 – Химический состав чугуна, %:

Si	Mn	S	P	C	Fe	Σ
3,3	0,4	0,1	0,06	4	92,14	100,0

Распределение шихт по высоте печи принималось в следующей последовательности:

0 шихта – до оси воздушных фурм (только кокс);

1 шихта – от оси фурм до распара (только кокс);

2 шихта – распар +10% объема шахты (кокс и шлакообразующие);

3 -7 шихта – загружаются нормальными подачами с рудными нагрузками: 3 ш – 0,5 т/т; 4 ш – 1,0 т/т; 5 ш – 1,5 т/т; 6 ш – 2,0 т/т; 7 ш – 2,2 т/т.

Химический состав материалов загрузочных шихт приведен в табл. 3. Насыпная масса шихтовых материалов принималась, т/м³: агломерата – 1,65; железной руды – 2,1; кокса – 0,5; конверторного шлака – 1,5.

Соотношение агломерата и железной руды принималось 1:1.

Таблица 3 – Химический состав компонентов шихты

Материал	Содержание, %								
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	FeO	MnO	S	$\frac{CaO}{SiO_2}$
Руда	49,37	15,87	1,64	1,36	3,00	11,50	-	0,04	0,09
Агломерат	52,40	10,02	1,34	12,50	1,30	10,72	0,93	0,02	1,25
Зола кокса	19,16	44,74	20,22	3,92	1,26	-	-	-	0,09
Конвертерный шлак	19,65	18,10	1,7	42,55	4,40	18,10	5,30	0,12	2,35

Технический анализ кокса, %: зола – 10,6; сера – 1,66; летучие вещества – 1,0; влага – 3,9.

Результаты расчета первого объема задувочных шихт, выполненных с использованием программы Microsoft Office Excel, приведены в таблицах 4-6.

Таблица 4 – Состав задувочной шихты для ДП-1 ДМЗ объемом 1033 м³

Шихта	Расход материалов, т				Кол-во подач	Рудная нагрузка, т/т кокса	То же с учетом флюса, т/т кокса
	кокс	агломерат	жел. руда	конв. шлак			
0	66,25				7		
1	90,76				5		
2	95,25			43,75	16		0,46
3	96	24	24	17,4	16	0,5	0,68
4	48	24	24	17,4	8	1	1,36
5	30	22,5	22,5	16,7	5	1,5	2,06
6	24	24	24	17,8	4	2	2,74
7	24	26,4	26,4	19,6	4	2,2	3,02
Итого	474,26	120,9	120,9	132,65	65	0,51	0,79

Выход чугуна из загруженной шихты составил 171,86 т.

Выход шлака из первого объема загруженной шихты составил 167,11 т.

Расход материалов на 1 т чугуна составил, т/т:

- кокс – 276;
- агломерат – 0,7;
- железная руда – 0,7;
- конвертерный шлак – 0,77.

Таблица 5 – Состав задувочной шихты ДП-5 ЕМЗ объемом 1513 м³

Шихта	Расход материалов, т				Кол-во подач	Рудная нагрузка, т/т кокса	То же с учетом флюса, т/т кокса
	кокс	агломерат	жел. руда	конв. шлак			
0	94,51				11	0	
1	127				7	0	
2	136,52			61,98	23	0	0,45
3	144	36	36	26,08	24	0,5	0,68
4	72	36	36	26,08	12	1	1,36
5	48	36	36	26,71	8	1,5	2,06
6	36	36	36	26,71	6	2	2,74
7	30	33	33	24,49	5	2,2	3,02
Итого	688,03	177	177	192,05	96	0,51	0,79

Выход чугуна из загрузочной шихты составил 251,03 т.

Выход шлака из первого объема загруженной шихты составил 242,84 т.

Расход материалов на 1 т чугуна составил, т/т:

- кокс – 2,74;
- агломерат – 0,7;
- железная руда – 0,7;
- конвертерный шлак – 0,77.

Таблица 6 – Состав задувочной шихты ДП-3 ЕМЗ объемом 1719 м³

Шихта	Расход материалов, т				Кол-во подач	Рудная нагрузка, т/т кокса	То же с учетом флюса, т/т кокса
	кокс	агломерат	жел. руда	конв. шлак			
0	105,82				12		
1	142,76				8		
2	155,09			70,05	26		0,45
3	162	40,5	40,5	29,34	27	0,5	0,68
4	84	42	42	30,43	14	1	1,36
5	54	40,5	40,5	30,05	9	1,5	2,06
6	42	42	42	31,16	7	2	2,74
7	36	39,6	39,6	29,38	6	2,2	3,02
Итого	781,67	204,6	204,6	220,41	109	0,52	0,81

Выход чугуна из загрузочной шихты составил 289,55 т.

Выход шлака из первого объема загруженной шихты составил 278,72 т.

Расход материалов на 1 т чугуна составил, т/т:

- кокс – 2,7;

- агломерат – 0,7;
- железная руда – 0,7;
- конвертерный шлак – 0,76.

Таким образом, предложенный алгоритм и разработанная на его основе программа расчета задувочной шихты для доменных печей, выполненная в Microsoft Office Excel, позволяют оперативно и достаточно точно рассчитывать состав шихтовых материалов, необходимый для составления первого объема задувочной шихты, распределение материалов по высоте доменной печи, выход чугуна и шлака из загрузочной шихты, а также удельный расход шихтовых материалов на 1 т чугуна.

Литература:

1. Жеребин, Б.Н. Практика ведения доменной печи. - М.: Metallurgia, 1980. - С. 248.
2. Чернобриец, Б.Ф. Особенности задувки доменной печи после длительной остановки без выпуска козлового чугуна и заливки печи водой / Б.Ф. Чернобриец, М.А. Альтер, В.Л. Емельянов, В.В. Капорулин // Metallurg. - 1995. - № 10. - С.20-21.
3. Кузнецов, А.М. Основные положения задувок доменных печей после остановок различной продолжительности / А.М. Кузнецов, А.Г. Коваленко, А.В. Зубенко и др. // Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии: Сб. научн. тр. - Дніпропетровськ.: ІСМ НАН України, 2015. - Вип. 30. - С. 90-109.
4. Большаков, В.И. Опыт задувки доменных печей / В.И. Большаков, Г.Н. Голубых, Н.М. Можаренко // Бюллетень «Черная металлургия». - 2009. - № 7. - С. 40-54.
5. Большаков, В.И. Реализация энергосберегающей технологии загрузки современной доменной печи в конъюнктурных топливно-сырьевых и технологических условиях / В.И. Большаков, Ю.С. Семенов, Е.И. Шумельчик и др. // Metallургическая и горнорудная промышленность. -. 2014. - № 6. - С. 6-14.
6. Плискановский, С.Т. Оборудование и эксплуатация доменных печей: Учебник для вузов / С.Т. Плискановский, В.В. Полтавец. - Нац. металлург. акад. Украины, Гос. ин-т подготовки и переподготовки кадров промышленности. - Дніпропетровськ: Пороги, 2004. - 495 с.

ЦВЕТНАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ, ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО И СВАРКА



ВОПРОСЫ ЭКОНОМИКИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВТОРИЧНОГО СЫРЬЯ

Бородацкий И.А., Дятлов Д.В., Корицкий Г.Г.
Донецкий национальный технический университет

Изделия, сделанные из металла или с его использованием, окружают нас повсюду. Это один из самых востребованных на сегодня материалов, нашедших себе применение абсолютно во всех сферах жизнедеятельности человека. Тем не менее металлы относятся к невозобновляемым ресурсам, их запас не бесконечен, а добыча довольно дорогостоящая и трудоемкая, что в наши дни привело к активному поиску способов переработки и использования металлов повторно, что позволяет сократить расходы на плавку металла из рудного сырья. Прием и переработка металлолома – выгодное предприятие, которым занимаются многие бизнесмены в крупных российских городах.

В настоящее время в России утилизация вторичных ресурсов может оказаться одним из важнейших источников производства дефицитных цветных металлов. Их регенерация из такого вторичного сырья будет способствовать сохранению первичных природных ресурсов, снижению трудовых и материальных затрат, уменьшению загрязнения окружающей среды. [1]

Значительная экономия бюджета позволит пустить эти средства на развитие оборота и прибыльности предприятий, скупающих вторичный металл. Первичное производство металла с последующей переработкой сырья экономически невыгодна по сравнению со вторичной металлургией и превышает затраты более чем в пять раз. Впоследствии, это сказывается на итоговой цене на металлопрокат.

Расчеты показывают, что за счет потребления вторичных ресурсов при производстве 1т первичного алюминия можно сэкономить около 5т бокситов, а при производстве 1т меди – почти 130т медной руды. Трудовые затраты на сбор и переплавку 1 т металлолома примерно в 7 раз меньше, чем при производстве, например, чугуна из железной руды. Каждая тонна новой стали, произведенной из стального лома, экономит 1115кг железной руды, 625кг угля и 53кг известняка. Количество газовых выбросов из ТКО при этом может уменьшиться в 9 раз. [1]

Себестоимость металлической шихты при производстве чёрных металлов составляет более 80%. Учитывая это, использование вторичной металлургии в целях экономии денежных ресурсов в отрасли черной металлургии очевидно. Особенно это заметно для предприятий и отраслей машиностроения, имеющих в своем составе сталеплавильное и чугунолитейное производства.

Введением вторичной металлургии в производство достигается экономия трудовых ресурсов, так как на развитие ломоперерабатывающего производства необходимые финансовые вложения сокращаются в десятки раз по сравнению с геологоразведочными работами, добычей железной руды и коксующихся углей, созданием обогатительных и агломерационных фабрик, доменных и ферросплавных цехов. Всего на 1т металлолома экономится более 1800кг

железной руды, агломерата и окатышей, 500 кг кокса, 50 кг флюсов, около 100 м³ природного газа.

Экономическая эффективность производства материалов из вторичных ресурсов выше, чем из первичного сырья, и по другим показателям. Например, на получение 1 т алюминиевых сплавов электроэнергии расходуется меньше в 27 раз, условного топлива в 7,4 раза, себестоимость ниже в 2,5 раза, а удельные капитальные вложения в 8 раз. При производстве бронзово-латунных сплавов из вторичного сырья электроэнергии расходуется в 5 раз меньше, условного топлива в 3,4; себестоимость ниже в 2,5; удельные капитальные вложения в 10 раз. Примерно такие же экономические показатели дает использование вторичного сырья и при производстве других цветных металлов.[1]

По данным Национального института здравоохранения, интегрирование вторичной металлургии в производство предоставит в 36 раз больше рабочих мест, в отличие от утилизации отходов ТБО посредством сжигания.

Следует отметить, что сплавы, полученные из лома и отходов, имеют высокие механические свойства и по качеству не уступают изготовленным из металлов, выплавленных из первичной руды.

Для переработки вторичного лома в первую очередь необходимо организовать сбор этого самого лома, который пригоден к повторному использованию. Для подобных нужд воссозданы антропогенные умные целевые концентрации металлов, начиная от “металлоприёмок” до полноценных полигонов.

Сбор лома осуществляется напрямую людьми, посредством утилизации металлических отходов, по большей части представляющих собой изделий и приборов, вышедших из строя и непригодным к использованию.

Точки сбора металлолома подразделяются на легальные и подпольные. Основным фактором образования нелегальных точек сбора лома является низкий уровень жизни. По этой же причине в качестве лома нередко выступают медные кабели, бронзовые статуи, канализационные люки и т.п., добыча которых является ничем иным, как вандализмом и нарушает закон. В отличие от подобных точек сбора, легальные не имеют права принимать подобный товар, однако плата за лом значительно выше.

Основным потребителем лома металлов, который уже гостирован, категорирован и обладает биржевыми характеристиками, становятся металлургические комбинаты, которые производят металл и изделия из него. Крупные предприятия, на которых копится лом, могут напрямую выстраивать с ними отношения.

По оценочным данным, примерно (40...50)% всего лома в стране сдают физические лица, обычные граждане. Около (50...60)% объема металла образуется на предприятиях. Крупное промышленное предприятие регионального масштаба, работая в обычном режиме (без капремонта и модернизации станков), производит 500...1000 тонн металлолома, по оценкам специалистов ЭТП ONLINECONTRACT. И самый простой путь его выгодно

сбыть — организовать работу напрямую с предприятием, которое его перерабатывает, через электронный аукцион.

Есть еще вертикально интегрированные компании, крупные металлургические предприятия, которые и производят металл, и перерабатывают лом, и организовали целую сетку металлосборщиков. Они занимают большую долю стихийного рынка. [2]

Ценообразование металлического лома формируется индивидуально посредством различных факторов:

Вид лома – черный, цветной;

Источники отходов – автомобильный лом, кабель, аккумулятор;

Качество лома – степень очистки, наличие примесей, общее состояние;

Объем партии лома.

В общую себестоимость производства переработки вторичной металлургии так же входят погрузочно-разгрузочные и транспортные работы, хранение продукции и организации посредники. Также стоимость готовой продукции возрастает при ряде внезапных факторов, по типу стихийных бедствий и всевозможных авариях.

Ни один сборщик металлолома, будь это даже крупное предприятие-переработчик, работающее без посредников, не заинтересован в том, чтобы предложить вам адекватную цену за лом. Его задача — купить как можно дешевле. Между тем волатильность цены на металлы на мировом рынке огромная — а значит, справедливая цена на лом «гуляет» в огромных пределах. Например, в ноябре черный лом стоил на рынке 16 рублей за килограмм, а в феврале — уже 25. Есть множество причин, по которым происходят такие скачки. Но суть одна: если специально не заниматься мониторингом цен на металлы, то на предприятии могут и не знать о том, что их «бросовый контейнер» за 3 месяца прибавил в цене почти вдвое. [3]

В свою очередь, государство воздействует на формирование цен на металлолом посредством системы государственных заказов. Такая система предполагает конкурентную борьбу в процессе выбора исполнителя контракта, предлагающего самую низкую цену. Таким образом, металлургические комбинаты могут рассчитывать на стабильность сбыта крупных объемов продукции.

Литература:

1. Использование вторичного сырья и отходов в производстве. - М.: Экономика, 1983. - 168 с

2. 2023 Био-сервис. – [Электронный ресурс]: – URL: <https://бильярдсервис.рф/vidy-othodov/kakoj-metallolom-dorogoj.html>

3. 2015 - 2023 Интернет-газета «Реальное время» . – [Электронный ресурс]: –URL :<https://m.realnoevremya.ru/articles/206086-kak-prevratit-metallicheskie-othody-predpriyatiya-v-milliony-rublej-pribyli>

ПОЛИГОНЫ КАК ИСКУССТВЕННЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ВТОРИЧНЫХ МЕТАЛЛОВ

Бородацкий И.А., Дятлов Д.В., Корицкий Г.Г.
Донецкий национальный технический университет

Несмотря на огромный потенциал использования отходов, что значительную их часть просто захоранивают на свалках и полигонах, не подвергая никакой переработке. Вопрос переработки отходов настолько актуален, что Президент Российской Федерации неоднократно упоминал его, например, в прямой речи 15 июня 2017г.: «... в стране будут построены крупные мусороперерабатывающие комплексы в добавок к 9 уже имеющимся, первые три - в Московской области». Позже стало известно, что комплексы будут построены государственной компанией "Ростех", одним из главных инноваторов рынка переработки отходов в России. Большая часть отходов в стране размещается на полигонах и свалках, где соблюдение экологических норм не всегда является принципом, что приводит к значительному воздействию на окружающую среду. В основном это: загрязнение земель; задымлению больших территорий, прилегающих к полигонам за счет возгорания полигонов и свалок вследствие биологических газов. Запахи и дым фактически увеличивают площадь, занимаемую полигонами; токсичные вещества, выделяемые при разложении отходов, загрязняют поверхностные и грунтовые воды, что приводит к заболеваниям и гибели животных и растений, гибели водоемов. Полигоны и свалки создают благоприятную среду для жизни бактерий, насекомых и грызунов. Кроме того, при захоронении безвозвратно теряют много полезных элементов, пригодных для вторичной переработки, содержащихся в отходах.

При обустройстве полигонов необходимо учесть следующее:

1. Ограждение прибывающих отходов;
2. Соблюдение санитарных и эпидемиологических норм и правил [1];
3. Возведение комплекса требует учёта всех химических процессов, возможных при разложении мусора;
4. Необходимо предусмотреть возможность возврата территории полигона ТБО в предшествующий вид после использования;
5. Безопасное расстояние до жилых кварталов и обустройство достаточной санитарной зоны;
6. Необходим грунтовый, гидроизолирующий слой, не пропускающий жидкость из полигона в почву;
7. Скопление и хранение мусора не допускается вблизи общественных мест, зон отдыха, профилактических учреждений, зон охраны водоемов и т.п.

Нетрудно предположить, что количество металла, содержащегося в бытовых отходах, велико во всем мире, поскольку термин "городская руда" был придуман в США в 1971 году для описания отходов как металлического ресурса. Тогда же было отмечено, что городские отходы содержат цветные

металлы в большем количестве, чем природные руды. В России объем твердых бытовых отходов также значителен и превышает 100 миллионов тонн в год, которые также содержат полезные компоненты, особенно тысячи тонн цветных и черных металлов. По информации управления "Экотехпром" мэрии Москвы, только в Москве ежегодно образуется более 2млн тонн бытовых отходов, что эквивалентно примерно 200 кг на человека. Это связано с тем, что помимо цветных и черных металлов в отходах содержится большое количество бумаги, пластика, стекла и текстиля. Поэтому необходимо всесторонне оценивать отходы как источник вторичного сырья, а не только цветных металлов.

Однако отходы являются хорошим энергоносителем с высокой теплотворной способностью после извлечения из них металлов. Бытовые "безметалловые" отходы можно сжигать на обычных тепловых электростанциях, как отдельно, так и вместе с каменным углем. Сжигаемая зола содержит 35% глинозема, что почти то же самое, что и бокситы. Этот боксит в настоящее время закупается за рубежом некоторыми российскими компаниями в качестве сырья для алюминиевой промышленности по цене 25-30 долларов США за тонну (США). Глиноземная зола может быть использована в производстве флокулянтов, применяемых для очистки сточных вод и питьевой воды.

Кроме того, глинозем можно использовать для производства высококачественного цемента, силикатного кирпича и других строительных материалов. Зола заводов по сжиганию твердых бытовых отходов содержит металлы, которые трудно сортировать, поэтому цветные металлы, такие как олово, никель, медь, кобальт и цинк, концентрируются до промышленно выгодных концентраций. В результате зола ТЭС, особенно как продукт сжигания твердых бытовых отходов или в сочетании с каменным углем, становится своего рода вторичной рудой цветных металлов. Стоит отметить, что в России уже накоплено более миллиарда тонн золы ТЭС, причем ежегодно добавляется около 150 миллионов тонн. Это означает, что ТШО, по сути, является сложным вторичным сырьем. С одной стороны, это сырье для цветных (и черных) металлов, а с другой - энергоноситель, который может найти широкое применение в российской топливной энергетике.

В настоящее время в России утилизация вторичных ресурсов может оказаться одним из важнейших источников производства дефицитных цветных металлов. Их регенерация из такого вторичного сырья будет способствовать сохранению первичных природных ресурсов, снижению трудовых и материальных затрат, уменьшению загрязнения окружающей среды[2]

Литература:

1. ЭКОБлог. – [Электронный ресурс]: – URL: <https://vyvoz.org/blog/poligon-tbo>
2. Ивашов, П.В. Техногенез и окружающая среда / П.В. Ивашов // Геология и геофизика. - 1988. - № 10. - С. 128–129 .

ОСОБЕННОСТИ ЗАТВЕРДЕВАНИЯ ЗАГОТОВКИ ПРИ НЕПРЕРЫВНОМ ЛИТЬЕ В ГОРИЗОНТАЛЬНЫЙ ЗАКРЫТЫЙ КРИСТАЛЛИЗАТОР

Брова М.Н., Бредихин В.Н., Пасечник А.Ю.
Донецкий национальный технический университет

Непрерывное литье цветных металлов в горизонтальный закрытый кристаллизатор имеет ряд существенных преимуществ по сравнению с непрерывным литьем вниз или вверх.

Во-первых, установки горизонтального непрерывного литья цветных металлов (УГНЛЦМ) при равенстве литейных параметров (производительность, диаметр отливаемых заготовок) менее металлоемкие, компактные, не требуют сложных строительных решений, просты в эксплуатации.

Во-вторых, УГНЛЦМ наиболее целесообразно экономически и технически использовать при мелкосерийном производстве с большой гаммой номенклатуры, т.е. там, где предусмотрены частые переходы (технологические остановки).

Большинство УГНЛЦМ состоят из типовых узлов. Конструкция такого агрегата показана (схематически) на рисунке 1.

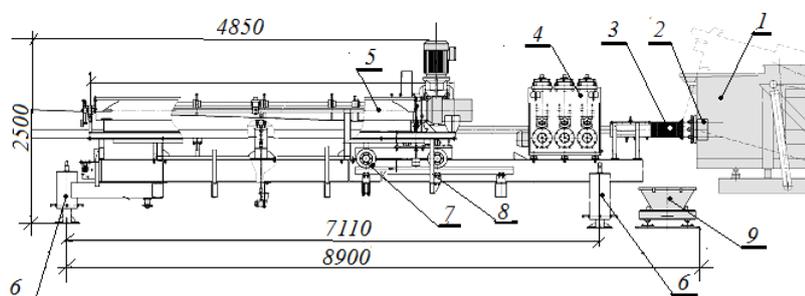


Рисунок 1 - Установка непрерывного горизонтального литья цветных металлов. 1-печь индукционная каналная; 2-узел кристаллизатора; 3- узел вторичного охлаждения и защиты наружной поверхности заготовки от окисления; 4- клеть тянущая; 5- емкость с водой для защиты внутренней поверхности заготовки (трубной) от окисления; 6- стойки опорные регулируемые; 7- каретка пилы; 8- пила; 9- емкость аварийного слива металла

Анализ особенностей теплосъема, макро-, микроструктуры и механических свойств формирования заготовки на УГНЛЦМ приводит к следующей физической модели данного процесса [1]. В установившемся режиме вытягивания основное влияние на формирование заготовки оказывают термоконвективные потоки в жидком ядре, жидко-твердой и твердо-жидкой зоне. Наиболее интенсивные термоконвективные потоки существуют в зоне жидкого-твердого ядра. Когда от металла отведено $\approx 20\%$ теплоты

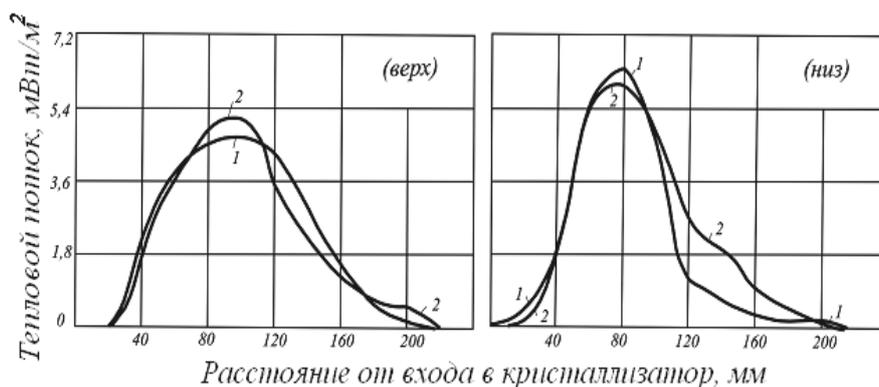
кристаллизации, термоконвективный поток практически исчезает. Большинство работ посвящены однофакторным исследованиям влияния технологических факторов на качественные характеристики отливаемой заготовки [1,2].

Термоконвективные потоки в горизонтальном цилиндре рассматриваются в виде суперпозиции базисных движений [2], одним из которых является движение жидкости в вертикальной плоскости, проходящей через ось цилиндра. Эта составляющая и является определяющей в горизонтальном кристаллизаторе.

Экспериментальные исследования выполнены на УГНЛЦМ при производстве бронзовых заготовок сплошного (круглого) сечения различного диаметра в диапазоне (40...120)мм.

При экспериментальных разливах в качестве шихты использовалась сертифицированная чушковая бронза марки БрОЦС 5-5-5, которая относится к числу оловянистых (меднооловянистых) литейных сплавов.

На рисунке 2 приведен график распределения теплового потока в зоне формирования заготовки в графитовом формообразователе (экспериментальные данные), [2].



1- $Z = 30$ мм, $\tau_{ц} = 14$ сек; $\theta_{ж} = 1045^{\circ}\text{C}$; $\tau_0/\tau_{в} = 1,4$; 2- $Z = 50$ мм, $\tau_{ц} = 27$ сек;
 $\theta_{ж} = 1045^{\circ}\text{C}$; $\tau_0/\tau_{в} = 1,4$

Рисунок 2 - Тепловой поток в зоне формирования заготовки в графитовом формообразователе, где, Z - шаг вытягивания, $\tau_{ц}$ – время цикла, $\theta_{ж}$ - температура жидкого металла, τ_0 – время остановки; $\tau_{в}$ - время вытягивания.

На рисунке 3 представлена величина эффективного зазора между заготовкой и графитовым формообразователем при различных режимах литья.

Адекватность построенной модели реальному процессу была проверена на сходимость расчетных значений температуры поверхности заготовки с экспериментальными данными. Расхождение экспериментальных и расчетных значений не превысило 5%.

На основании полученных экспериментальных данных на рисунке 4 смоделирован характер конвективных потоков при формировании заготовки в горизонтальном кристаллизаторе.

Горячий металл с температурой $\theta_{ж}^1$ входит в формообразователь, омывает лунку по границе жидко-твердой зоны и выходит из формообразователя с

температурой $\theta_{\text{ж}}^2$. Значение $\theta_{\text{ж}}^1$ больше $\theta_{\text{ж}}^2$ на величину перегрева жидкого металла.

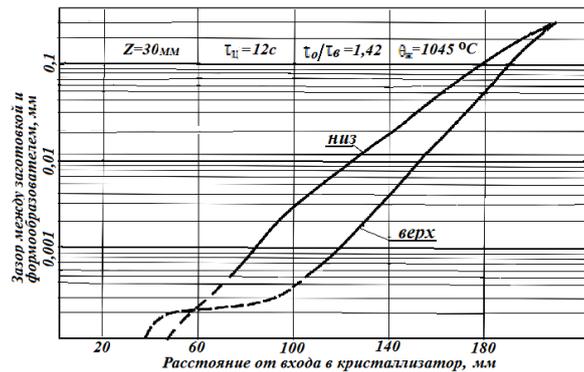
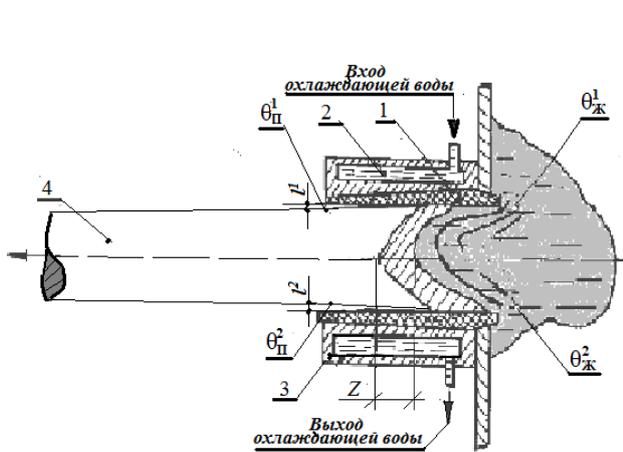


Рисунок 3 - Воздушный зазор между заготовкой и графитовым формообразователем



1-графитовый формообразователь; 2 - вода охлаждающая; 3-медная рубашка кристаллизатора; 5-заготовка; Z - шаг вытягивания; l^1, l^2 - зазор между заготовкой и формообразователем сверху и снизу, соответственно; $\theta_{\text{п}}^1, \theta_{\text{п}}^2$ - температура поверхности заготовки сверху и снизу, соответственно; $\theta_{\text{ж}}^1, \theta_{\text{ж}}^2$ - температура жидкого металла на входе в кристаллизатор сверху и снизу, соответственно.

Рисунок 4 - Характер термоконвективных потоков в зоне формирования заготовки на УГНЛ

В начале формирования заготовки на стенках графитовой вставки кристаллизатора (формообразователя) формируется корочка с очень малым значением $\sigma_{\text{в}}$

На формирующуюся корочку в этот период действуют три силы: гравитационная, усадочная и металлостатического давления. Эффективный зазор между корочкой и графитовой вставкой кристаллизатора в этот период минимальный, но в нижней части несколько меньше, чем в верхней.

Особенностью полученных непрерывнолитых заготовок является наличие асимметрии макроструктуры.

Аналогичное влияние данного технологического параметра непрерывного литья на характер изменения макроструктуры наблюдается также и на других диаметрах полученных бронзовых заготовок, в т.ч. и на полых заготовках.

Анализ макроструктур литых заготовок диаметром 70 мм показал, что температура жидкого металла (при изменении от 1000°C до 1100°C) оказывает существенное влияние на измельчение и асимметрию структуры.

Температура жидкого металла также оказывает значительное влияние на макроструктуру и особенно асимметрию получаемой структуры при литье заготовок больших сечений (диаметр $d > 100\text{мм}$).

Как и в случае непрерывного литья заготовок малых сечений, температуру жидкого металла при отливке заготовок больших сечений с экономической и технологической точки зрения при литье Бр ОЦС наиболее целесообразно температуру расплава поддерживать в диапазоне $(1000...1050)^\circ\text{C}$.

Кроме того, на макроструктуре продольных образцов бронзовых заготовок большого сечения (диаметр $d > 100\text{мм}$) было отмечено, что при увеличении температуры жидкого металла кристаллиты в нижней части удлиняются, становятся более тонкими, тем самым увеличивается асимметрия структуры непрерывно литой заготовки.

Как показали исследования, при увеличении температуры заливаемого металла увеличиваются конвективные потоки в зоне формирования заготовки. Увеличение термоконвективного потока металла в верхней части заготовки при этом способствует измельчению макроструктуры и ее разориентированию.

В зоне теплового центра заготовки наблюдается максимальная турбулизация потока за счет изменения вектора более чем на 90° , поэтому в этой области наблюдается зона резкого измельчения отдельных кристаллитов, которые по своей величине и форме напоминают кристаллы корковой зоны.

Выводы:

Характер затвердевания заготовки в горизонтальном закрытом кристаллизаторе определяются в основном термоконвективными потоками, которые являются функцией температуры расплава на входе в кристаллизатор и параметров вытягивания.

Асимметрия аккумулированного тепла в заготовке, при повышении температуры заливаемого металла приводит к увеличению усадки в нижней части кристаллизатора. При повышении температуры выше 1100°C увеличивается структурная асимметрия.

Температура жидкого металла оказывает значительное влияние на строение и особенно асимметрию получаемых макроструктур непрерывнолитых бронзовых заготовок различного сечения. Увеличение температуры жидкого металла способствует измельчению структуры по сечению бронзовых заготовок, полученных способом горизонтального непрерывного литья.

Литература:

1. Бредихин, В.Н. Исследование тепловых потоков в горизонтальном кристаллизаторе при литье медных сплавов. / В.Н. Бредихин, Е.Ю. Кушнерова // Сборник научных трудов ЗГИА. Вип.11 – Запорожье: «Металлургия», 2005.
2. Бредихин, В. Н. Влияние технологических параметров УГНЛ на качество заготовки / В. Н. Бредихин, В.А. Кожанов, Е. Ю. Кушнерова // Прогресивні технології і системи машинобудування. - Вип. 33.- Донецьк, 2007. - С. 36-42.

ГРУППА МЕРОПРИЯТИЙ ПО ОРГАНИЗАЦИИ РЕЦИКЛИНГА МЕТАЛЛОВ

Дятлов Д. В., Бородацкий И. А., Корицкий Г.Г.
Донецкий национальный технический университет

Трудно переоценить значение цветных металлов, которое увеличивается по мере развития нашей цивилизации. Добыча этих ископаемых из недр приводит к истощению их запасов в зоне доступности и приводит к их неизбежному техногенному рассеянию. Возникший по итогу дефицит металлов, особенно заметно сказывающийся сейчас в странах СНГ из-за нарушений экономических и логистических связей после распада СССР, диктует необходимость не только их рационального использования, но и поиска путей и способов оптимальной добычи. Во-первых, необходимо бережное отношение к минеральному сырью, а во-вторых – расширение использования вторичного сырья, т.е. различных отходов, содержащих редкие, рассеянные и цветные металлы. Поэтому не случайно среди большого круга народно-хозяйственных проблем экономического развития России одна из самых актуальных – рациональное использование вторичных ресурсов, в том числе и лома цветных металлов. В связи с растущим вниманием к этой проблеме следует отметить и рассказать о мероприятиях по организации сбора лома и отходов.

Один из источников вторичных цветных металлов, которому в настоящее время не придают достаточного значения – бытовой мусор или твердые коммунальные отходы (ТКО), с которым практически полностью уничтожается вторичное сырье, содержащее серебро, олово, вольфрам, медь, цинк, свинец, никель, алюминий, золото и многие другие цветные металлы, не говоря уже о железе. Поэтому бытовой мусор на свалках, особенно в районах крупных городов, можно рассматривать как комплексное вторичное месторождение самых разнообразных металлов.

На данный момент в России отсутствуют специализированные пункты, куда можно было бы сдать даже металлические консервные банки после использования пищевых продуктов, и они выбрасываются в мусор не только в домохозяйстве, но и в более широких масштабах, например, работниками частных и государственных учреждений – столовых, ресторанов, магазинов и т.д.

Одним из способов уничтожения бытового мусора является его сжигание на специальных мусоросжигающих заводах. Но высокое содержание металлических включений препятствует полному сгоранию и остается до ~45% не сгоревших золоотходов, которые также, как и любой другой мусор приходится вывозить на мусорные свалки. Поэтому извлечение из ТКО металлических предметов выгодно и экологически, и экономически

С бытовым мусором уничтожается также высококачественная сталь, легированная цветными металлами, например, в виде бритвенных лезвий,

причем выбрасывается ровно столько же, сколько и производится, в том числе и импортных, ведь этот мелкий металлический утиль некуда сдавать.

Для решения проблемы вовлечения в народное хозяйство цветных металлов, находящихся в составе твёрдых коммунальных отходов, необходимо провести ряд организационных мероприятий стратегического, тактического и оперативного характера. Во всех крупных жилых массивах целесообразно организовать пункты приема металлолома и металлодержащих отходов. Необходимо предоставить возможность обмена (естественно, с доплатой) на пунктах приема или в магазинах старые и изношенные изделия на новые, например, перегоревших электрических лампочек, бытовых мелких электроприборов, металлической посуды, батареек и т.д. Необходимо в городах с населением свыше 300-500 тыс. жителей строить заводы по переработке и утилизации твердых бытовых отходов (ТБО) для извлечения из них полезных включений, прежде всего цветных металлов, а также для уменьшения объёма городских свалок, занимающих, как правило, существенные территории в окрестностях жилых зон и негативно сказывающуюся на местную экологическую обстановку. Данный подход позволит существенно уменьшить токсичное влияние железосодержащих свалок, особенно в районах крупных городских агломераций. [4]

Исходя из опыта зарубежных стран, можно сделать вывод, что содержащие цветные металлы отходы, можно успешно утилизировать. Так, в Японии за счет утилизации только жестяных и алюминиевых консервных банок, и бытовых приборов ежегодно получают тысячи тонн железа, алюминия, цветных металлов. Муниципалитеты стали выплачивать городским общественным организациям субсидии для привлечения населения к сбору выброшенных банок. Одновременно муниципалитеты и предприниматели, использующие металлолом, повсеместно установили контейнеры и создали специальные склады для собранных банок. Это привело к значительному сокращению расходов на их переработку. Уже в 1980 году степень утилизации алюминиевых банок увеличилась до 30% (в 1977 году — лишь 17,2%), а к 2000/01 фин.г. превысила 80% ; жестяных — с 50,1% в 1991/92-м до 86,1% в 2002/03 фин. г.[2]

Во многих странах, в том числе в России существуют легальные и подпольные точки сбора металлолома. Из-за низкого уровня жизни люди часто сдают в металлолом предметы, добыча которых не легальна или является вандализмом, воровством: медные кабели, бронзовые статуи, канализационные люки, рельсы и т.п. Легальная точка сбора металла не имеет права принимать такой груз, подпольная же принимает всё. Размеры варьируются от “металлоприёмков” до полноценных полигонов.

Исходя из постановления правительства «О некоторых вопросах лицензирования деятельности по заготовке, хранению, переработке и реализации лома черных и цветных металлов, а также обращения с ломом и отходами черных и цветных металлов и их отчуждения» Юридические лица и индивидуальные предприниматели, осуществляющие прием лома и отходов

черных и (или) цветных металлов, должны обеспечить наличие на каждом объекте по приему указанных лома и отходов в доступном для обозрения месте всю необходимую информацию, включающую в себя все данные о регистрационном номере предпринимателя, цен на металлы и сплавы, распорядок работы, условия приема металлов и сплавов. Предприниматели так же обязаны иметь весь необходимый инвентарь для сортировки, взвешивания, контроля принимаемого материала.

Люди самостоятельно осуществляют сбор металлолома, утилизируя металлические отходы, являющиеся в большей степени изделиями и приборами работающими неисправно или вовсе вышедшими из строя. Источниками образования лома могут быть бытовые (металлическая посуда, бритвы, изношенный инструмент), промышленные (изношенные станки, части механизмов, отходы с металлическими включениями) и транспортные отходы. Последние отличаются от остальных значительным объемом – это самолеты, морские суда, локомотивы, вагоны, цистерны, автомобили и другая техника. Отработавшие срок транспортные средства обычно имеют отдельные площадки для хранения и утилизации в дальнейшем. Например, всем известные автомобильные свалки, свалки аккумуляторов или свалки бытовой техники (рисунок 1).



Рисунок 1 – Свалка бытовой техники

Подобные свалки увеличиваются в размерах до тех пор, пока переработка и утилизация не станет рентабельной.

Металлические отходы промышленного происхождения образуются при деятельности металлургических комбинатов. Как правило, такие отходы на этапе образования сортируют и отправляют на переработку или утилизацию силами самого производственного предприятия. Бытовой мусор, содержащий металл, сдается обычно в пункты приема металлолома.

Металлолом, который поступает на пункты обработки отходов, подвергают сортировке. Это необходимо для очищения сырья от постороннего (неметаллического) материала, а также формирования необходимых партий. Наиболее распространен способ деления металлических отходов на 3 группы:

- Черные металлы – несколько видов металла: сталь, чугун, железные сплавы;
- благородные – редкие металлы, металлы высокой стоимости, а также металлический изделия с отсутствием следов коррозии и окисления;
- цветные – прочие металлы и изделия из них.

В случае необходимости металлолом дополнительно сортируют по весу, размеру, сфере первичного и последующего применения (пищевая, электротехническая промышленность и др.), по характерным предметным признакам (по наименованию деталей), по наличию маркировки деталей.

Определение химического состава, что является решающим фактором при утилизации, на начальном этапе сборки металлолома невозможно, что несколько усложняет логистику сортировки на более поздних этапах.

Для производства высококачественных изделий из вторичных металлов и сплавов с минимальными затратами необходима сортировка отчуждаемого и поставляемого металлолома не только по видам, но и по химическому составу металла. В современных условиях подобную переработку лома и видовую сортировку отходов цветных металлов проводят исключительно в заводский условиях с использованием сложного специализированного оборудования – приборов спектрального, рентгеновского, магнитного, радиационного анализа, сортировочных столов или конвейеров, а также используют специальные обогатительные аппараты.

Литература:

1. Тихоцкая, И.С. Япония: проблема утилизации отходов. - М.: Наука, 1992. - 102 с
2. Тихоцкая И.С. Проблемы утилизации отходов. – М. - 1992. - С. 54; Дзюнкката сякай хакусё 2004. Токио, 2004. С. 56.
3. ГОСТ–54564–2011.
4. Ивашов, П.В. Значение утилизации отходов промышленного производства в оптимизации экологического состояния окружающей среды / П.В. Ивашов, Л.Н. Пан // География и природные ресурсы. - 992. - № 4. - С. 43–49.

О СОЗДАНИИ РЕЗЕРВНОЙ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Дятлов Д. В., Пастухов И. Б., Корицкий Г.Г.
Донецкий национальный технический университет

Высокая материалоемкость цветной металлургии и крайне низкие содержания полезных компонентов в рудах требуют серьезной организации сырьевой базы. Руды цветных и редких металлов по составу многокомпонентны и, в этой связи, подвергаются комплексной переработке.

Наиболее развитые горнорудные районы цветной металлургии - Кольский полуостров (медь, никель, кобальт, ниобий, тантал, редкоземельные металлы), Северный Кавказ, Урал, Восточная Сибирь и Дальний Восток.

Несмотря на наличие в недрах России значительного количества разведанных сырьевых запасов, степень их промышленного освоения, т. е. доля запасов, приходящаяся на эксплуатируемые месторождения, довольно низкая.

В современных экономических условиях в России с особой остротой встала проблема воссоздания стратегических запасов, к числу которых отнесены руды цветных, редких и благородных металлов, используемых при производстве специальных сплавов, в военной технике и новейших технологических процессах. Вместе с тем, на преобладающем большинстве горнодобывающих предприятий обеспеченность разведанными запасами достигла критически низкого уровня, стратегический резерв многих видов сырья на действующих месторождениях является малонадежным. Положение усугубляется тем, что по большинству видов сырья полностью прекращены работы по созданию новых горнодобывающих мощностей, произошло резкое сокращение объемов геологоразведочных работ. Состояние сырьевых баз многих важнейших горнодобывающих регионов и действующих предприятий России заметно ухудшилось в связи с истощением запасов, снижением их качественных и экономических характеристик, усложнением условий отработки в результате длительной и интенсивной эксплуатации. Качество руд ряда месторождений не обеспечивает их рентабельную отработку из-за низкого уровня применяемых технологий.

После ликвидации союзного государства конфигурация и объем минерально-сырьевой базы (МСБ) цветной металлургии значительно изменились. За пределами России остались высококачественные месторождения марганца, хрома, титана, урана, свинца, цинка, циркония, редких и рассеянных элементов, бентонита, графита, барита, плавикового шпата. Серьезная техническая, технологическая и организационная отсталость добывающих и перерабатывающих компаний обусловили высокий уровень издержек и, как следствие, отработку наиболее богатых месторождений или их частей и отнесение значительной части разведанных запасов к разряду нерентабельных.

К сожалению, минерально-сырьевые ресурсы цветной металлургии России по своему качеству уступают зарубежным (это касается, практически, всех металлов, за исключением меди, никеля и титана).

Создание доступной и управляемой резервной сырьевой базы цветной металлургии является одной из важнейших государственных задач. Её решение основанное, с одной стороны, на учете стратегии обеспечения суверенитета и безопасности государства, а с другой – на мобилизации всех организационных возможностей промышленности и государственного аппарата, адекватно решению проблемы рудозамещения – частичной замены рудоминерального сырья металлическими и металлосодержащими отходами (вторичным сырьем). Первая часть – концепция стратегии государства, отражена в соответствующем Постановлении Правительства РФ [1].

Вопросы тактики детально разработаны и изложены в основополагающих государственных и региональных документах – Государственных Стандартах (ГОСТ) и Технических Условиях (ТУ). Относительно вторичной цветной металлургии разработаны и внедрены стандарты на термины и определения, общие технические условия [2, 3]. Последний из них определяет классификацию лома и отходов, технические требования, требования безопасности, комплекс экологических требований, а также правила транспортирования и хранения, приемки и испытания.

Один из источников вторичных цветных металлов, которому в настоящее время не придают достаточного значения – бытовой мусор или твердые коммунальные отходы (ТКО), с которым практически полностью уничтожается сырье, содержащее серебро, олово, вольфрам, золото и многие другие цветные металлы. Поэтому бытовой мусор на свалках, особенно в районах крупных городов, можно рассматривать как комплексное вторичное месторождение самых разнообразных металлов.

Для решения проблемы вовлечения в народное хозяйство цветных металлов, находящихся в составе твёрдых коммунальных отходов, необходимо провести ряд организационных мероприятий оперативного характера. Во всех крупных жилых массивах целесообразно организовать пункты приема металлолома и металлосодержащих отходов. Необходимо предоставить возможность обмена (естественно, с доплатой) на пунктах приема или в магазинах старых изделий на новые, например, перегоревших электрических лампочек, бытовых мелких электроприборов, металлической посуды, батареек и т.д. Необходимо в городах с населением свыше 300 тыс. жителей строить заводы по переработке и утилизации твердых бытовых отходов (ТБО) для извлечения из них полезных включений, прежде всего цветных металлов, а также для уменьшения объёма городских свалок. Данный подход позволит существенно уменьшить токсичное влияние металлосодержащих свалок, особенно в районах крупных городских агломераций. [4]

Опыт зарубежных стран подсказывает, что отходы, содержащие цветные металлы можно успешно утилизировать. Так, в Японии за счет утилизации консервных банок и бытовых приборов ежегодно получают тысячи тонн

железа, алюминия, цветных металлов [5]. Муниципалитеты стали выплачивать городским общественным организациям субсидии для привлечения населения к сбору выброшенных банок. Одновременно муниципалитеты и предприниматели, использующие металлолом, повсеместно установили контейнеры и создали специальные склады для собранных банок. Это привело к значительному сокращению расходов на их переработку. Уже в 1980 г. степень утилизации алюминиевых банок увеличилась до 30%, а к 2001 г. превысила 80% ; жестяных — с 50,1% в 1991 до 86,1% в 2003 г.

Во многих странах, в том числе в России существуют легальные и подпольные точки сбора металлолома. Из-за низкого уровня жизни люди часто сдают в металлолом предметы, добыча которых не легальна или является вандализмом, воровством: медные кабели, бронзовые статуи, канализационные люки, рельсы и т.п. Легальная точка сбора металла не имеет права принимать такой груз, подпольная же принимает всё. Размеры варьируются от «металлоприёмок» до полноценных полигонов. Юридические лица и индивидуальные предприниматели, осуществляющие прием лома и отходов черных и цветных металлов, должны обеспечить наличие на каждом объекте по приему сырья в доступном для обозрения месте всю необходимую информацию, включающую в себя все данные о регистрационном номере предпринимателя, цен на металлы и сплавы, распорядок работы, условия приема металлов и сплавов. Предприниматели обязаны иметь инвентарь для сортировки, взвешивания, контроля принимаемого материала [3].

Для производства высококачественных изделий из вторичных металлов и сплавов с минимальными материальными и технологическими затратами необходима сортировка поставляемого металлолома по химическому составу. В современных условиях подобную переработку лома и видовую сортировку отходов цветных металлов проводят исключительно в заводских условиях с использованием сложного специализированного оборудования – приборов спектрального, рентгеновского, магнитного, радиационного анализа, сортировочных столов или конвейеров, а также используют специальные обогатительные аппараты.

Литература:

1. Постановление Правительства РФ от 28 мая 2022 г. № 980 «О некоторых вопросах лицензирования деятельности по заготовке, хранению, переработке и реализации лома черных и цветных металлов, а также обращения с ломом и отходами черных и цветных металлов и их отчуждения».

2. ГОСТ Р 54565.

3. ГОСТ Р 54564.

4. Ивашов, П.В. Значение утилизации отходов промышленного производства в оптимизации экологического состояния окружающей среды / П.В. Ивашов, Л.Н. Пан // География и природные ресурсы. - 1992. - № 4. - С. 43–49.

5. Тихоцкая И.С. Япония: проблема утилизации отходов. - М.: Наука, 1992.

ОБ УТИЛИЗАЦИИ БЫТОВЫХ ЛИТИЙ-ИОННЫХ АККУМУЛЯТОРОВ И РЕЦИКЛИНГЕ ЛИТИЯ

Онуфриев А.С., Пильгук С.В., Брусов А.Л.
Донецкий национальный технический университет

Часто в литературе и СМИ одновременно присутствуют два тезиса: «Утилизация литиевых аккумуляторов дорого стоит и небезопасна для экологии» и «Для производства большого количества электромобилей в мире не производится достаточного количества лития». Так в марте 2016 года на презентации «Tesla Model», Илон Маск сделал заявление: «Чтобы производить 500 тысяч электромобилей в год, нам придётся закупить весь литий в мире». То есть литий очень нужен, но получать его из отработавших свой срок аккумуляторов нецелесообразно. Причём, если речь идёт об утилизации аккумуляторов для электромобилей, то эта проблема хотя и близкого, но будущего. Электромобилей пока немного, и все аккумуляторы, характеристики которых ухудшились, находят применение в менее требовательных отраслях «домашнего хозяйства». В одном электромобиле используется около 7 кг лития и к утилизации больших по ёмкости, объёму и массе аккумуляторов электромобилей уже готовятся автомобильные гиганты. Значит техническое решение есть [1]. Почему же тогда не утилизируются маленькие аккумуляторы от смартфонов, бытовой техники и инструментов? Ведь их выпускают уже много лет. Ответу на этот вопрос и посвящена данная статья.

Сначала о некоторых фактах.

Определим объём годовой потребности в утилизации литийсодержащих аккумуляторов на 1 миллион населения (применительно к г. Донецку). Годовую потребность в утилизации принимаем равной количеству вышедших из строя аккумуляторов за год. Это, в свою очередь, зависит от числа жителей, доли тех, у кого есть смартфон и/или электроинструмент и среднего срока службы аккумуляторов. Анализ интернет-сайтов дал следующие результаты:

Доля жителей, у которых есть смартфон (для Российской Федерации и Украины) от 45 % до 88 %, принимаем – 60 %.

Средний срок службы аккумулятора от смартфона 500 циклов или от 1,5 до 3 лет, принимаем – 2 года.

Значит, в миллионной агломерации ежегодно образуется 300 тысяч вышедших из строя аккумуляторов.

Строение, масса и химический состав аккумулятора. Работа литий-ионного аккумулятора основана на циклическом перемещении ионов лития между двумя электродами. Литий-ионный аккумулятор состоит из электродов (катодного материала на алюминиевой фольге и анодного материала на медной фольге), разделённых пористым сепаратором, пропитанным электролитом. Пакет электродов помещён в герметичный корпус, катоды и аноды подсоединены к клеммам-токосъёмникам. Корпус иногда оснащают предохранительным клапаном, сбрасывающим внутреннее давление при

аварийных ситуациях или нарушениях условий эксплуатации. Литий-ионные аккумуляторы различаются по типу используемого катодного материала. Переносчиком заряда в литий-ионном аккумуляторе является положительно заряженный ион лития, который имеет способность внедряться в кристаллическую решётку других материалов (например, в графит, оксиды и соли металлов) с образованием химической связи, например, в графит (с образованием LiC_6), оксиды (LiMnO_2) и соли (LiMnRON) металлов [2, 3].

Основа электродов представляет собой длинные, узкие (по размеру аккумулятора) и тонкие полоски, соответственно, меди и алюминия. Они смотаны вместе с тонкой прослойкой из смеси мелкого графита и литийсодержащего вещества, а их поверхность покрыта тонким слоем изолятора. А значит медную и алюминиевую основу электродов можно извлекать целиком.

Основные показатели литий-ионных аккумуляторов (Li-ion), зависят от его типа и соответствующего химического состава. Для всех типов литий-ионных аккумуляторов и их размеров можно принять удельную энергоёмкость 110...270 Вт·ч/кг. Номинальное напряжение (от 2,4 до 3,7 В), для расчёта принимаем 3,6 В. Чем больше ёмкость, тем больше аккумулятор может хранить энергии и тем больше его масса и масса цветных металлов в нём. Стандартный литий-ионный аккумулятор для смартфона имеет ёмкость около 3 000 миллиампер-час (mAh) и весит примерно 40-50 грамм.

Цена лития и её прогноз. Биржевые цены на содержащиеся в аккумуляторе цветные металлы (Li, Ni, Co, Mn, Ti, Cu, Al) приведены в таблице 1. При этом они изменяются ежемесячно. Так цена карбоната лития в 2021 году – 2600 руб/кг, а в 2022 году уже – 5300 руб/кг. Сейчас цены в течении года меняются в разы, что не мешает сделать предварительный анализ ситуации. Содержание лития в бытовом аккумуляторе приведено по результатам переработки аккумуляторов типа 18650 заводского производства и нуждаются в уточнении. Для более детального анализа целесообразно использовать не количество аккумуляторов, а их суммарную ёмкость, т.к. она лучше коррелирует и с массой самого аккумулятора, и с массой металлов в нём.

Как видно из приведенной таблицы, выручка от реализации лития, извлеченного из 1000 шт. аккумуляторов, не превышает 2 тыс. руб., что точно не окупает достаточно трудоемкий, вредный и требующий большой осторожности (соблюдения техники безопасности) процесс их сбора, хранения и утилизации. Реализация других цветных металлов даст сопоставимую выручку, но ситуацию не изменит. Однако утилизировать литий из аккумуляторов необходимо! Он токсичен и ему не место на свалке бытовых отходов!

Интересно, что один аккумулятор со средней ёмкостью 5 А·ч и массой 50 г, который в рознице стоит 700 руб., содержит лития и других цветных металлов менее, чем на 15 рублей или 2 % от цены. Возможно, что розничная цена аккумулятора уже включает «утилизационный» сбор.

Таблица 1 – Расчёт возможных поступлений от реализации лития и других цветных металлов

Тип аккумулятора	Содержание в 1000 шт.		Биржевая цена		Сумма, руб. (расчёт на 1000 шт.)
	Металл	кг	в валюте	руб./кг	
Все типы Li-ion	Литий	0,7	90 000 – 500 000 CNY/T	2 400	1 680
Литий-марганцевые	Марганец	3,0	20 – 35 CNY/T	0,4	1,2
Литий-кобальтовые	Кобальт	3,0	30 000 – 40 000 USD/T	2 500	7 500
Литий-титанатные	Титан	3,0	4 – 7 USD /KG	500	1 500
Все типы	Медь	2,0	2 – 3,8 USD/Lbs	600	1 200
Все типы	Алюминий	0,7	900 – 2 500 USD/T	200	140
	Никель		15 000 – 20 000 USD/T	1 700	
	Неодим		300 000 – 540 000 CNY/T	7 000	
	Серебро		15 – 27 USD/t.oz	60 000	
	Золото		1 000 – 2 000 USD/t.oz	5 000 000	

Примечание. CNY – китайские юани; Lbs – фунт (0,454 кг); t.oz – тройская унция (31,1 г) Биржевые цены на неодим, серебро и золото – для сравнения.

Предварительный расчёт себестоимости утилизации для цеха, рассчитанного на переработку 300 тысяч штук аккумуляторов в год (на 1 миллион населения), выполнен на основе анализа возможных аппаратных схем. Учитывалась: аренда помещений, цена агрегатов по переработке (включая нестандартное оборудование) и зарплата для минимального штата. Цех предусматривает наличие склада аккумуляторов и готовой продукции (соединений лития и других цветных металлов), участка для полной разрядки остаточного напряжения, участка разборки аккумуляторов и промывки компонентов, а также очистки оборотных вод и других жидкостей. Себестоимость утилизации, даже по предварительному расчёту, на порядок превышает возможную выручку от реализации полупродукта, содержащего соединения лития и других цветных металлов. Даже если реализовать его по цене металлов, содержащихся в этом полупродукте.

Нужно подчеркнуть, что разделение используемых цветных металлов – это

достаточно сложная технология, которая есть только на крупных предприятиях. Целесообразно в процессе утилизации аккумуляторов получать полупродукт, содержащий соединения металлов и графит, и, отдельно, медь и алюминий с электродов. Особое внимание при утилизации следует уделять безопасности персонала. Все аккумуляторы должны быть предварительно полностью разряжены [4].

Выводы:

1. Ориентировочная годовая потребность в утилизации бытовых аккумуляторов на 1 миллион населения составляет 300тыс. шт. или 15т/год и, вероятнее всего, существенно изменяться не будет, если не рассматривать средства индивидуальной мобильности.

2. Утилизация аккумуляторов для электромобилей и рециклинг лития из них проблема близкого, но будущего (в настоящее время их ещё мало), и этим будут заниматься производители электромобилей или аккумуляторов для них.

3. Себестоимость утилизации бытовых аккумуляторов на порядок превышает возможную выручку от реализации вторичного лития и других цветных металлов. Поэтому, её главная цель именно утилизация лития, как токсичного материала, который не должен попадать на свалки бытовых отходов или мусоросжигающие заводы.

4. Известно два способа привлечь предпринимателей к этому важному делу. Доплачивать определенную сумму за каждый утилизированный аккумулятор или закладывать эту «утилизационную» сумму в цену при покупке, а при возврате, отработавшего свой срок изделия, возвращать её покупателю. Возможно, что розничная цена аккумулятора уже включает «утилизационный» сбор.

5. Особое внимание при утилизации следует уделять безопасности персонала. Разборка или просто повреждение не полностью разряженного аккумулятора может привести к пожару или взрыву.

Литература:

1. Кедринский, И.А. Li-ионные аккумуляторы / И.А. Кедринский, В.Г. Яковлев. – Красноярск: Платина, 2002. - 269 с.

2. Медведев, Б.С. Материалы литий-ионных аккумуляторов. Учебное пособие для студентов химического факультета / Ю.С. Медведев, В.Б. Налбандян, В.Е. Гутерман. – Ростов-на-Дону: ЮФУ, 2007. - 36 с.

3. Попова, С.С. Химические источники тока. Литий-ионные аккумуляторы пленочной конструкции. Учебное пособие / С.С. Попова, А.А. Денисов, Г.П. Денисова. – Саратов: СГТУ, 2009. - 53 с.

4. Мельничук, О.В. Особенности заряда и разряда литиевых аккумуляторных батарей и современные технические средства управления этими процессами / А.В. Мельничук, В.С. Фетисов // Электротехнические и информационные комплексы и системы. - 2016. - № 2, т. 12. – С.41-48.

ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ СПЛАВА Х20Н80

Онуфриев А.С., Пильгук С.В., Симоненко В.И.
Донецкий национальный технический университет

В цветной металлургии широкое использование получил никель. В начале 20 века стало известно, что жаростойкость Ni на воздухе, достаточно высокая сама по себе, может быть улучшена путём введения Al, Si или Cr.

В качестве сплавов никель применяется в составе жаропрочных, кислотостойких, магнитных материалов, сплавов с особыми физическими свойствами. Важное применение в технике получили жаростойкие сплавы Ni с Cr – нихромы. Наибольшее распространение получили нихромы с 80% Ni. Один из таких сплавов – Х20Н80 (содержит 20-23% Cr, 75-78% Ni, не более 0,15% C, 0,5% Si и 1,5% Mn).

Двойные нихромы 80/20 и хромели применяют в технике в виде деформированных полуфабрикатов и очень редко используют для фасонного литья. Нихромы и ферронихромы обладают редким сочетанием высокой жаростойкости и высокого электрического сопротивления (1,05-1,40 Ом·мм²/м). Поэтому они вместе с хромелями представляют собой два наиболее важных класса сплавов, используемых в виде проволоки и ленты для изготовления высокотемпературных электрических нагревателей.

Плавку деформируемых сплавов ведут в индукционных низкочастотных (хромель, алюмель) и дуговых печах (нихромы) с магнезитовой футеровкой. Для наиболее ответственных сплавов применяют вакуумные индукционные печи [1, 2].

Обычно лом переплавляют в электродуговой или индукционной печи. Полученные слитки подвергают вакуумно-дуговому переплаву. Плавка никелевых сплавов на воздухе сопровождается окислением и интенсивным насыщением расплава водородом.

Мы заменили эту сложную технологию на одностадийный процесс переработки лома.

Значительно упростить технологию выплавки нихромовых сплавов стало возможно с использованием технологии электрошлакового кокильного литья (ЭКЛ) из вторичного сырья, которая позволяет устранить вышеперечисленные трудности при выплавке в дуговых печах, а именно: при ЭКЛ нет контакта расплавленного металла с воздухом, высокоосновные флюсы позволяют достаточно глубоко проводить рафинирование металла от серы, и значительно снижается угар легирующих компонентов (в данном случае – хрома). Далее при совместной разливке металла и шлака в кокиль, последний предотвращает контакт металла с атмосферой и на этой стадии процесса.

В качестве вторичного сырья могут быть использованы неликвиды и излишки проката нихрома предприятий и заводов, лом нихрома для переработки.

Для нашего исследования мы выбрали классический нихромовый сплав Х20Н80. Необходимо получить слиток ЭКЛ, идентичный по размерам слитку, применяющемуся в традиционной технологии.

В чем же суть электрошлакового кокильного литья (ЭКЛ) и его отличие от ЭШП (электрошлакового переплава), а также преимущества и недостатки этого процесса? При ЭКЛ вначале идет накопление жидкого металла в тигле, а затем, он вместе с жидким шлаком заливается в кокиль. Преимущество технологии электрошлакового кокильного литья заключается в том, что можно получать более сложные изделия вплоть до корпусных отливок. Процесс намного безопаснее ЭШП, так как технология не требует использования водохлаждаемого кристаллизатора.

По сравнению с ЭШП, процесс ЭКЛ двухстадийный. Первый этап включает в себя переплав расходуемого электрода, второй этап – заливку металла в кокиль.

На рисунке 1 представлена электрошлаковая тигельная печь, которая состоит из колонны 1 с перемещающейся по ней кареткой 2, имеющей инверторную головку 3 для крепления электродов, плавильного тигля 4 и источника питания.

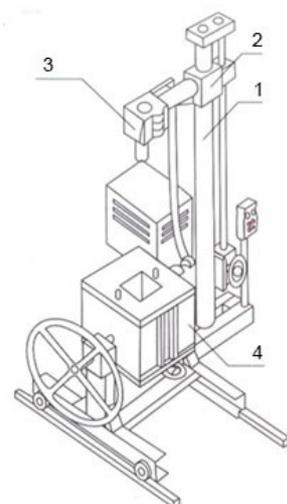


Рисунок 1 – Схема установки для электрошлаковой тигельной плавки:

1 – колонна, 2 – каретка, 3 – электрододержатель, 4 – плавильный тигель

Плавки проводились на лабораторном оборудовании, состоящем из тигельной печи (рис.2) с размерами тигля 250×250 мм глубиной 300 мм и подающего механизма электрододержателя (рис.4). Был спроектирован соответствующий кокиль на 6 слитков весом по 8 кг (рис.5).

Плавку проводили с использованием расходуемого электрода из сплава X20H80, сваренного аргонодуговой сваркой из отработанных нагревательных элементов – кусков проволоки диаметром 2...10 мм (рис.3).



Рисунок 2 – Тигельная печь для электрошлакового кокильного литья



Рисунок 3 – Вид расходуемого электрода из отработанных нагревательных элементов



Рисунок 4 – Кокиль, установленный на печь перед заливкой

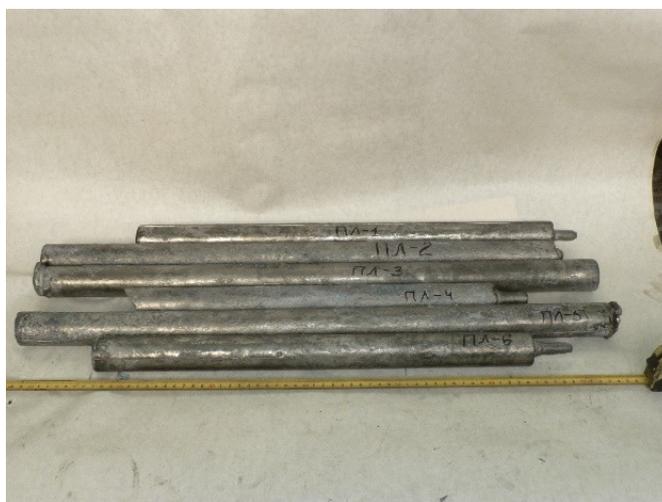


Рисунок 5 – Полученные слитки, диаметр 40 мм, длина 750-800 мм

Для плавки применялся флюс АНФ-6-1 состава: CaF_2 – не менее 90 %, Al_2O_3 – не более 3 %, CaO – не более 5 % [3]. Перед использованием флюс прокачивали в течение 2 часов при температуре 900°C для удаления кристаллической влаги. Для исключения окисления кислородом воздуха сверху

над шлаком создавали защитный слой аргона путем подачи струи аргона параллельно зеркалу шлаковой ванны. Расход аргона 6-8 л/мин. Аргон высшего сорта, содержание Ar не менее 99,993 %. Старт твердый. Рабочий режим переплава расходуемого электрода $U = 35...40В$, $I = 1,5-2$ кА.

Полученные результаты.

Полученные слитки имели диаметр 40 мм и длину до 800 мм. Химический состав полученных слитков приведен в табл.1.

Таблица 1 – Химический состав экспериментальных слитков

Наименование	Содержание, % масс.				
	Cr	Ni	C	Si	Mn
Содержание	20,78	78,0	0,13	0,51	1,49

Исследование макроструктуры слитков показало, что она имеет направленную структуру от стенок к оси слитка. Усадочная раковина открытая, частично заполненная шлаком, составляет по глубине 250-300 мм от верха слитка.

Выводы.

Наличие защитной атмосферы над слоем шлака позволило снизить угар хрома и легирующих компонентов.

Так как литье в кокиль не может обеспечить нулевую усадочную раковину, выход годного данной технологии составляет 70-80 %. Для повышения выхода годного необходим последующий электрошлаковый переплав с применением водоохлаждаемого кристаллизатора. При этом процесс будет сопровождаться дополнительным угаром хрома.

Полученный слиток не имеет пустот и рыхлостей, обладает свойствами ковального металла. Это позволяет исключить стадию прокатку из технологической цепочки.

Применение процесса ЭКЛ дает возможность использовать в качестве шихты 100% отходов нихрома с минимальной шихтоподготовкой (обвязка, сварка и т.д.).

Литература:

1. Масленков С. В. Жаропрочные стали и сплавы. – М.: Металлургия, 1983. – 192 с.
2. Ощепков, Б.В. Разработка технологии производства сплава Х20Н80 с повышенными пластичностью и живучестью / Б.В. Ощепков, Е.А. Трофимов, Б.И. Леонович, А.В. Григорук // Сталь. - 2008. -№ 8. - С. 43-46.
3. ГОСТ 30756-2001 Флюсы для электрошлаковых технологий.

ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ПОРОШКОВ ДЛЯ 3D ПЕЧАТИ

Пешехонов В.Д., Пасечник А.Ю.

Донецкий национальный технический университет

Материал для аддитивной установки поставляется в виде мелких сферических гранул с размером зерна от 3 до 80 микрон. Это определяет толщину объекта, который будет выращиваться в аддитивной установке. При изготовлении порошков задаются размер зерна и состав, так как крупные и мелкие зерна должны находиться в определенном соотношении. Таким образом, задаётся текучесть металла, которая проверяется с помощью прибора Холла (воронка с градуированными отверстиями, рисунок 1) Если преобладают крупные зерна, металл не пройдет через воронку и, следовательно, будет плохо поступать на стол сборки, что напрямую влияет на равномерность слоев и качество выращиваемого продукта.



Рисунок 1. – Прибор Холла HFlow-1

Каждый производитель 3D-принтеров имеет свои собственные требования к текучести материалов в зависимости от принципа нанесения на рабочую платформу. В случае технологии SLM (Selective Laser Melting - селективного лазерного плавления) компании SLM Solutions, металл подается сверху из фидера (камеры с материалом) на рабочий стол и переносится рекоутером. Поэтому текучесть материала очень важна, чтобы порошок мог надежно поступать из фидера в рекоутер, и слои наносились должным образом. Компания 3D Systems использует другой принцип действия, где емкость с порошком слегка приподнимается и переносится на стол построения при

помощи валика, а затем емкость опускается. Благодаря такой конструкции, текучесть материала не является критичным фактором (схема построения изделий показана на рисунке 2).

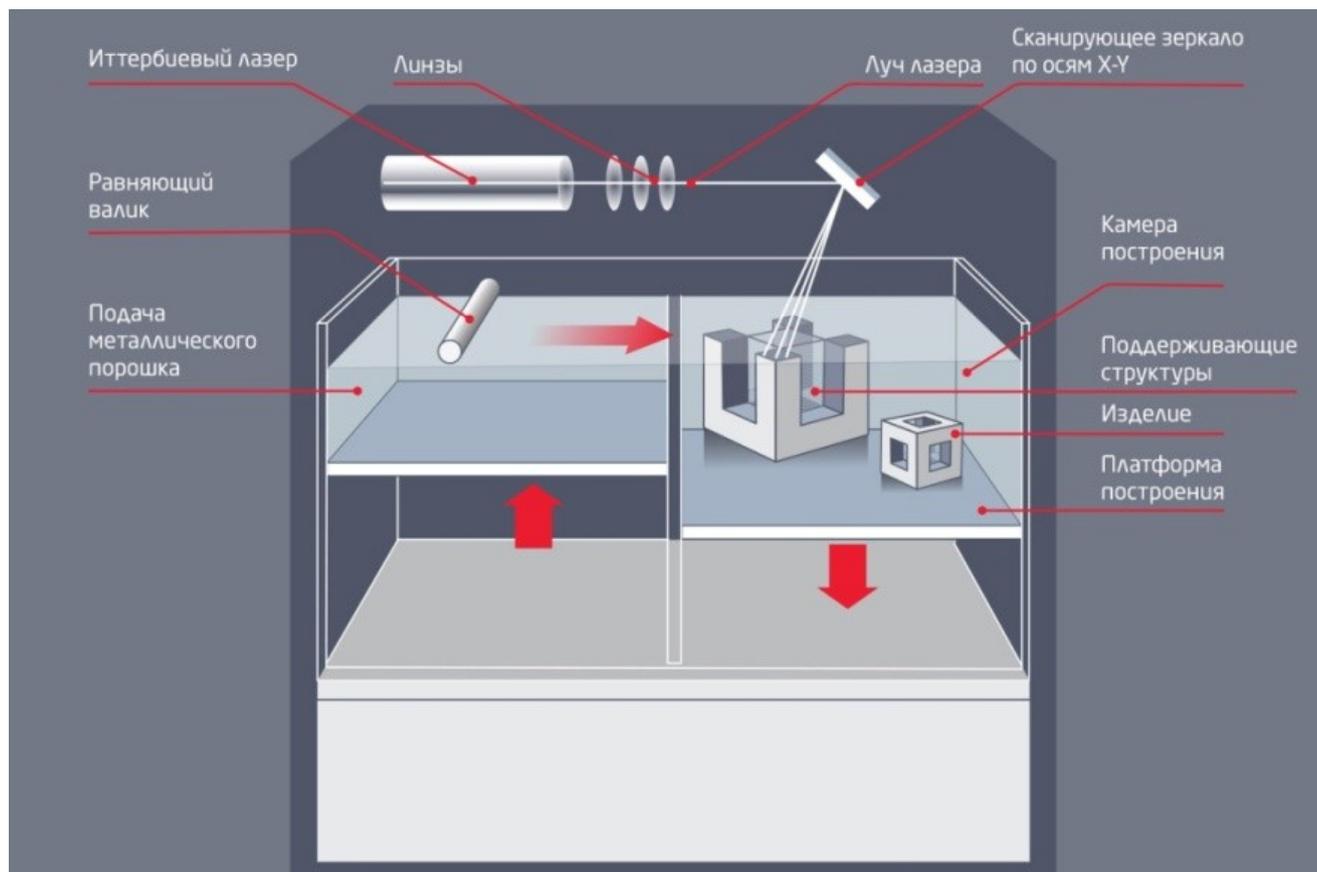


Рисунок 2. – Схема установки 3D Systems

Различным металлам необходима различная термическая обработка, которая иногда выполняется на специальных подогреваемых платформах. При плавлении металла в процессе изготовления выделяется большое количество тепла, которое необходимо удалять. Для этой цели используются поддержки, которые выполняют роль радиаторов. В некоторых случаях деталь может быть прикреплена к рабочему столу без поддержек, чтобы использовать его в качестве радиатора.

Структура металлических изделий, полученных с помощью аддитивных технологий, зависит от технологии и настроек оборудования. Ведущие производители достигли плотности металла, близкой к теоретической, порядка 99,9%. Кроме селективного лазерного плавления, существуют менее эффективные технологии, сходные с методом SLS, которые обеспечивают меньшую плотность.

Внутренняя структура металла является мелкозернистой. Если деталь будет работать в условиях сжимающих нагрузок, то необходимо учитывать, что маленькие зерна сжимаются гораздо сложнее, чем большие. Однако, плотность изделий, созданных на 3D-принтере, на 10-15% ниже, чем при прокате, но примерно на 50% выше, чем у литейных металлов[0].

Для получения таких порошков чаще всего используется метод распыления струи жидкого металла потоком газа.

В настоящий момент наиболее востребованы для 3D печати алюминиевые сплавы (AlSi10Mg, AlSi12, AlSi7Mg, AlSi9Cu3, AlMg4.5Mn0.4). Авторы [0] предлагают для получения порошков заданного гранулометрического и химического состава способ, включающий получение расплава алюминия, введение легирующих компонентов, в частности двойных лигатур, с последующим распылением в атмосфере азота с добавкой кислорода в количестве 0,1-0,8 мас.% кислорода, что обеспечивает содержание кислорода в порошковом материале 0,001-0,2 масс.%.

Данные сплавы имеют недостатки для применения их в аддитивных технологиях, такие как:

- сложный состав исходного сплава с высоким содержанием легирующих элементов, которые при проведении распыления в атмосфере, содержащей кислород, склонны к окислению, вследствие чего затрудняется последующей рециклинг порошкового материала;

- достаточно высокое содержание кремния, способствующее в дальнейшем увеличению хрупкости изделий.

Данные недостатки были решены, при введении легирующего элемента в виде двойной лигатуры, состав которой Al_2V_3 в количестве 0.43 – 1,41 масс.% от общей массы сплава и распыление осуществляют в атмосфере чистого азота при давлении 10-12 атм. с использованием форсунки щелевого типа с диаметром металлопровода не более 3 мм. При содержании ванадия в сплаве менее 0.43 масс.% от общей массы сплава отсутствует текучесть порошка, более 1,41 масс.% от общей массы сплава наблюдается неполное растворение (усвоение) лигатуры. Легирование сплава ванадием, образующим прочные оксиды, происходит в атмосфере чистого азота. Кроме того, отсутствие кислорода позволяет избежать расплескивания расплава при его распылении и увеличивает срок хранения порошка за счет отсутствия образования оксидной пленки на его поверхности. Использование форсунки щелевого типа с диаметром металлопровода не более 3 мм при распылении азотом позволяет не только обеспечить равномерность химического состава за счет свободного истечение расплава, но и получить частицы, имеющие форму близкую сферической (см. Рисунок 3).

Такие частицы более компактно укладываются при послойном заполнении определенного объема и обеспечивают текучесть порошковой системы при подаче дисперсного материала в область консолидации при лазерном сплавлении.

Для приготовления сплава используют технически чистый алюминий марки А85, содержащий 99.85масс.% Al. Получают расплав алюминия и вводят в расплав двойную лигатуру состава Al_2V_3 в количестве 0.43 – 1,41 масс. % от общей массы сплава, выдерживают расплав при перемешивании до полного растворения лигатуры. Температуру расплава нужно держать в интервале 750-850 °С, при снижении температуры ниже 750°С, имеющиеся в расплаве

микрогруппировки интерметаллидов могут забить форсунку при распылении, а сама лигатура будет усваиваться не полностью. Далее осуществляется распыление в атмосфере чистого азота при давлении 10...12атм с использованием форсунки щелевого типа с диаметром металлопровода не более 3мм. Полученные порошки после распыления расплава просеиваются через сита 10 и 50мкм для получения частиц требуемого гранулометрического состава.

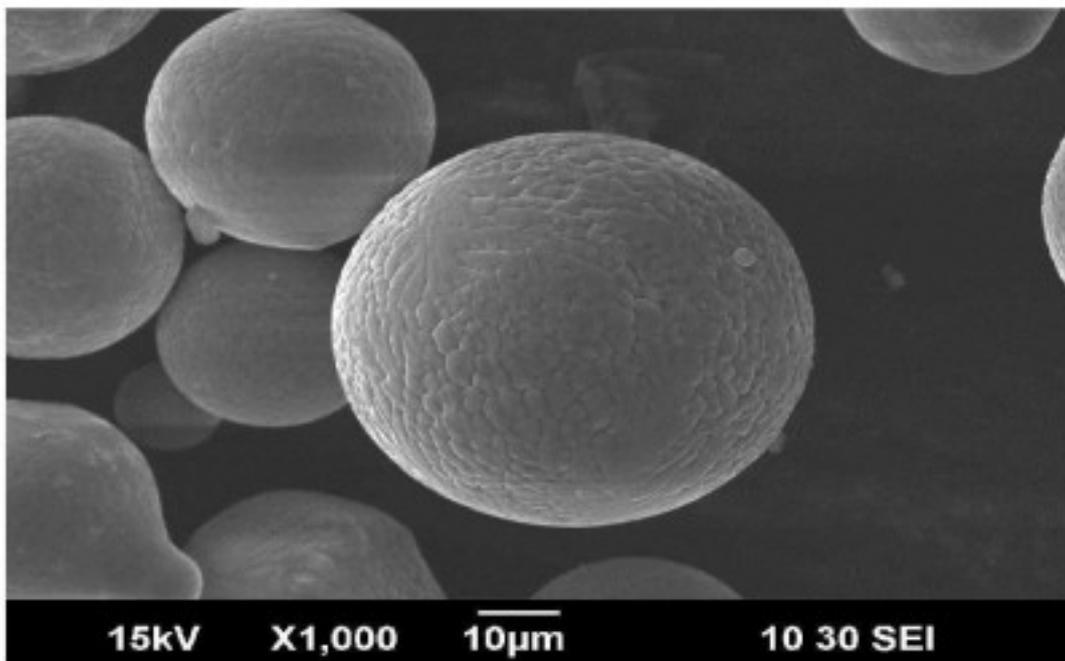


Рисунок 3 - Рентгенофазовый анализ порошкового сплава Al1.41%V

Литература:

1. Блог 3D-экспертов [сайт] – URL: <https://blog.iqb.ru/metals-for-3dprinting/> (дата обращения: 16.03.2023). – Текст. Изображение : электронные.
2. Патент № 2754258 Российская Федерация, СПК В22F 1/00 (2021.05), В22F 1/0003 (2021.05), В22F 9/08 (2021.05). Способ получения порошка на основе алюминия для 3D печати :№ 2021106704 :заявл. 16.03.2021 :опубл. 31.08.2021/ Шевченко В.Г., Еселевич Д.А., Бакланов М.Н. ; -9 с. : . – URL: <https://www.elibrary.ru/item.asp?id=46605042> (дата обращения: 01.04.2023). – Режим доступа: для зарегистрир. пользователей. – Текст: электронный.

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ПОЛИГОНОВ-ЛОМОХРАНИЛИЩ

Семенов Д.О., Корицкий Г.Г.

Донецкий национальный технический университет

В РФ на данный момент находят свыше 46 тыс. санкционированных и несанкционированных полигонов, свалок, мест размещения отходов и устаревшего (списанного) оборудования. Они занимают площадь, которую можно сравнить с территорией любого из европейских государств и вмещают более 30 миллиардов тонн неутилизированных отходов, из которых около 91% образовано в результате добычи и переработки полезных ископаемых, $\approx 4,3\%$ — приходится на металлоперерабатывающие отрасли, $\approx 2,3\%$ — на твердые бытовые отходы. К сожалению, наполнение этих полигонов ежегодно увеличивается более чем на 60 млн.т. Как минимум, 40% от всего собранного мусора это - ценное вторичное сырье, из которого только (7...8)% перерабатывают, а остальное оседает на полигонах, оказывая неблагоприятное влияние на окружающую среду и нарушая условия работы и быта населения прилегающих территорий. Поэтому крайне необходимо оптимизировать проблемы правового и экологического подхода к открытию новых и работе действующих полигонов.

Классический (в общепринятом понимании этого термина) полигон твердых бытовых отходов (ТБО) – это сложный комплекс, создаваемый для реализации работ по накоплению, обеззараживанию, сортировке, переработке, складированию и захоронению отходов. Полигон-ломохранилище – это оригинальный комплекс нового типа. Он выполняет те же функции, что и обычный полигон ТБО, но специализируется исключительно на металлическом ломе.

Исторически сложилось так, что подобные полигоны возникали чаще всего стихийно и представляли собой кладбища изношенной и устаревшей техники. На рисунке 1 приведены фото наиболее известных из них. В настоящее время организация подобных полигонов взята под строжайший государственный контроль, а все мероприятия по заготовке, хранению, переработке и реализации лома черных и цветных металлов, а также обращения с металлическим ломом и отходами и их отчуждения в обязательном порядке лицензируются [1].

По данным Комитета Совета Федерации РФ по экономической политике, Россия по обороту лома она не уступает такими странами, как США и Германия. В ней работают более 11 тысяч лицензированных компаний, которые не только снабжают сырьем металлургию и машиностроение, но и обеспечивают сохранение благоприятной среды обитания и улучшение экологической обстановки. Тем не менее, уровень ломосбора в России не достигает и 80 процентов, а на свалках захоронено более 250 миллионов тонн металла, который может быть вовлечён во вторичный оборот [2]. Следовательно, строительство, обустройство и обслуживание полигонов-

ломохранилищ организациями-лицензиатами становится элементом государственной политики. Законодательная база для их проектирования определена действующим законодательством РФ, а проектирование, обустройство и содержание регламентировано рядом Правительственных Указов, Распоряжений, стандартов, нормативов, рекомендаций и требований, среди которых основными являются Строительные нормы и правила (СНиП), Санитарные правила и нормы (СанПиН 2.1.7.1038-01), Гигиенические требования к устройству и содержанию.

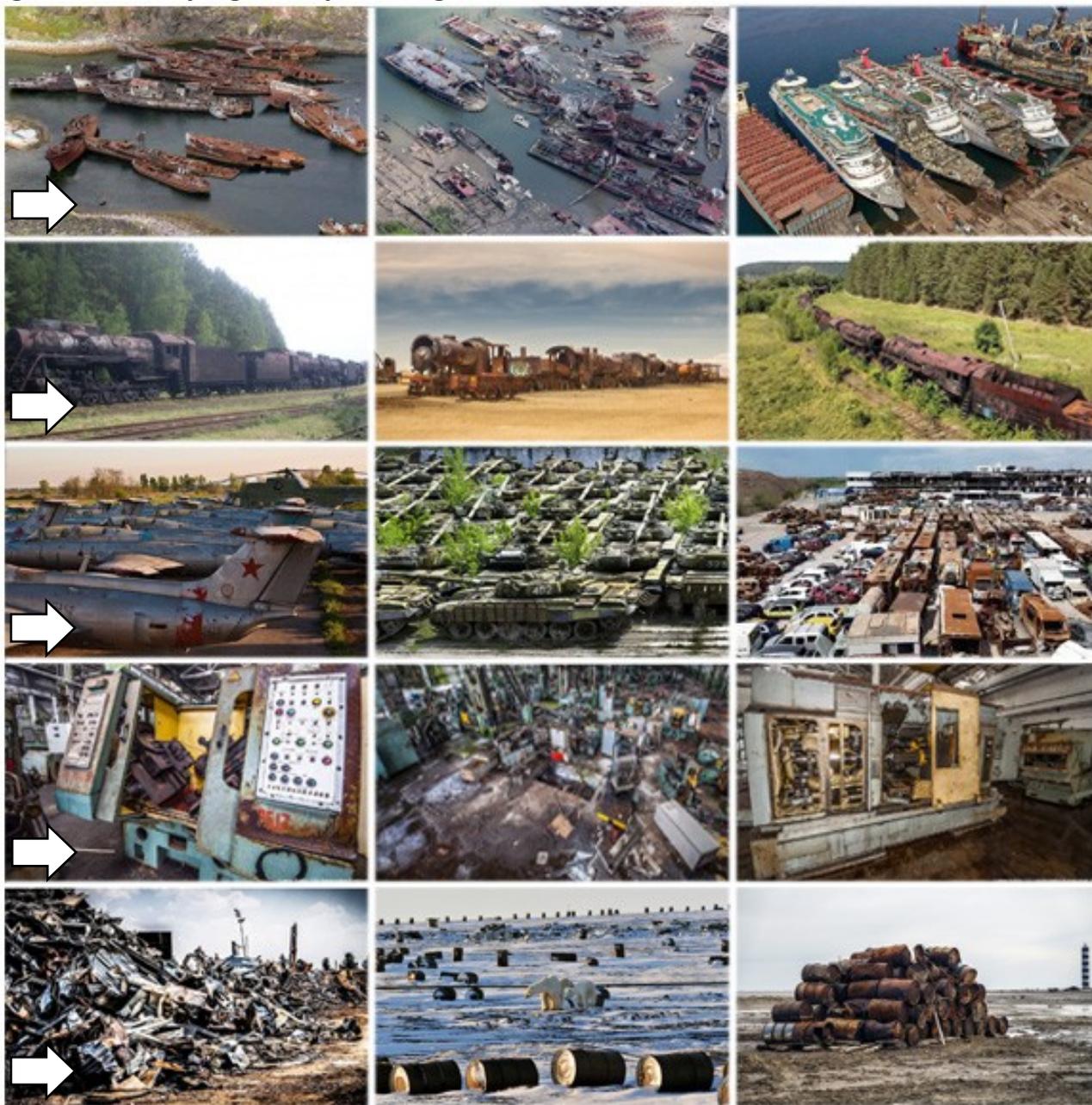


Рисунок 1 – Наиболее известные кладбища изношенной и устаревшей техники:
 1 – различные суда и плавсредства, 2 – локомотивы, 3 - различные транспортные средства, 4 – различное технологическое оборудование, 5 – свалки заполярья.

Указанные основополагающие документы определяют комплекс требований к проектной документации на устройство и эксплуатацию полигонов, предназначенных для изоляции и обезвреживания накапливаемых объектов, которые должны гарантировать на всей продолжительности своего существования санитарно-эпидемиологическую безопасность окружающей среды и населения. Приоритетными обозначены требования по локации, логистическому обеспечению, мониторингу и правовому сопровождению.

Место для размещения полигон размещают за пределами населенных пунктов, предпочтительно в старых карьерах или оврагах. Запрещено размещать в зонах охраняемых природных объектов и ландшафтов, в зонах отчуждения под наземные и подземные коммуникации, в зоне водозаборов подземных источников центрального питьевого водоснабжения, вблизи взлетно-посадочных зон аэродромов. В приоритете участки с глинами, тяжелыми суглинками, с наличием грунтовых вод на глубине не менее 2 м, а также участки, исключающие возможность загрязнения поверхностных и подземных вод и свободные от проявлений активных природных процессов (оползни, обвалы и т.д.).

Проектируемый полигон должен быть обеспечен подъездными и внутренними дорогами, технические параметры и категоричность которых соответствуют суточной интенсивности грузопотоков. Места размещения и хранения лома должны соответствовать его виду, группе и категории. Зоны отчуждения лома и отходов с признаками радиационного, химического, бактериологического заражения, а также содержащие бризантные и пожароопасные компоненты, должны быть оборудованы специальным ограждением, средствами охраны и мониторинга. Для потоков поверхностных вод необходимо предусмотреть водоотводные каналы.

Система мониторинга на территории полигона и прилегающей зоне должна включать устройства и сооружения, обеспечивающие контроль состояния подземных и поверхностных вод, атмосферного воздуха, почвы, растений и шумового загрязнения в зоне возможного влияния полигона, а также контрольные шурфы, колодцы или скважины в зеленой зоне полигона.

Проект должен иметь санитарно-эпидемиологическое заключение о его соответствии санитарным правилам, а размер санитарно-защитной зоны определен по СНиП 2.07.01-89 и составляет не менее 500 м.

Обязательным условием обеспечения технологической безопасности на полигоне является безусловное выполнение всеми работниками требований охраны труда и промышленной санитарии. Прежде всего, речь идет об обеспечении обслуживающего персонала средствами индивидуальной защиты от механических, электрических, термических, химических и радиационных воздействий с учетом статуса работника, характера выполняемой им работы, особенностей его рабочего места, вида накапливаемого лома. Не менее важным является постоянное информирование всех исполнителей о цели выполняемых работ, решаемых задачах, содержании технологических операций, перечне

используемых машин, приспособлений и инструментов, ожидаемых результатах, возможных поражающих факторах.

Полигону, как специализированному предприятию, для осуществления хозяйственной деятельности необходимо иметь ломоперерабатывающее оборудование для измельчения, сепарации и пакетирования, механической либо огневой резки, или другое специальное оборудование для разделения и изъятия фрагментов лома цветных металлов; грузоподъемное оборудование для перемещения объектов ломопереработки, их выгрузки или загрузки в транспортные средства или технологические агрегаты; весы, поверенные в установленном законодательством порядке; тару или отсеки для раздельного хранения металлолома по видам, классам, сортам.

Средства общего мониторинга включают полный комплект директивной и технологической информации, оборудование и приборы контроля показателей качества, ограждения и указатели границ рабочих зон, маршрутов перемещения грузов и персонала, средства радиационного, химического, бактериологического и других видов контроля, поверенные в установленном законодательством порядке, сертифицированные и установленные с соблюдением всех правил эксплуатации электронагревательные приборы и электромеханическое оборудование. Конвейеры с передвижными загрузочными и разгрузочными устройствами должны быть оснащены конечными выключателями и упорами.

В местах возможного выделения пыли, пара или газов должны быть установлены пылеподавляющие или пылеулавливающие системы с отводами к местной вытяжной вентиляции или абсорбционным устройствам, рабочие места, оборудованные электрическими приборами и машинами различного назначения, должны быть оснащены только углекислотными или порошковыми огнетушителями.

Оценка эффективности специализированного полигона по сбору и накоплению металлолома интересна как в практическом плане, так и в теоретическом. С теоретической точки зрения, хорошее экологическое состояние территории является общественным благом. Поэтому первостепенное значение в оценке эффективности полигона приобретает эколого-экономическая оценка, которая является показателем, характеризующим соотношение общих экономических выгод и потерь от эксплуатации полигона, включая внешние экологические эффекты, и связанные с ними социальные и экономические последствия, затрагивающие интересы населения и будущих поколений. Об эффективности полигона судят по той доле общественного блага, которая сохраняется при правильном природопользовании. При оценке используют понятие эколого-экономической эффективности, величину которого рассматривают как соотношение общих благ, получаемых при эксплуатации природоохранного объекта в виде предотвращенного ущерба ($\sum V_i$) отраслям, сферам народного хозяйства, условиям труда и проживания людей, условиям общественного воспроизводства с одной стороны, и общих затрат на его оборудование и

содержание - с другой. Основными слагаемыми предотвращенного ущерба выступают выгоды и эффекты от сохранения почвенной (V_1), водной (V_2) среды и атмосферы (V_3). Выражают величину предотвращенного ущерба, как и текущие затраты, и капитальные вложения, в единицах стоимости – в рублях. Вычисляют эколого-экономическую эффективность по формуле (1).

$$E = \frac{\sum V_i}{C+(d*K)}, \text{ руб/руб} \quad (1)$$

где E – эффективность природоохранного проекта (полигона-ломохранилища), выраженная в рублях на рубль общих затрат;

$\sum V_i$ – суммарный предотвращенный ущерб (руб).

C – текущие затраты в течение года на содержание полигона (руб);

d – нормативная эффективность капитальных вложений ($d = 0,1$);

K – определившие эффект (руб).

Предотвращенный экологический ущерб от загрязнения окружающей природной среды представляет собой оценку в денежной форме возможных отрицательных последствий, которые удалось избежать (предотвратить, не допустить) в результате природоохранной деятельности, осуществления природоохранных мероприятий и программ, направленных на сохранение или улучшение качественных и количественных параметров, определяющих экологическое качество (состояние) окружающей природной среды в целом и ее отдельных эколого-ресурсных компонентов. Общая величина предотвращенного экологического ущерба определена как сумма предотвращенных ущербов отдельным компонентам природной среды – почве, водному бассейну и атмосфере.

Текущие (среднегодовые) затраты на содержание полигона включают преимущественно стоимость средств и мероприятий, обеспечивающих безопасность материальных, трудовых и технологических ресурсов, гарантируя тем самым бесперебойную работу объекта и поставку качественного, сертифицированного продукта – партионного лома.

Литература:

1. Правительство Российской Федерации. Постановление от 28 мая 2022г. № 980. «О некоторых вопросах лицензирования деятельности по заготовке, хранению, переработке и реализации лома черных и цветных металлов, а также обращения с ломом и отходами черных и цветных металлов и их отчуждения»

2. Сеницын А.В., Первый зам. Пред. Комитета Совета Федерации по экономической политике, видеоконференция на тему о регулировании обращения лома и отходов цветных металлов 6 июня. <https://www.pnp.ru/social/sbor-loma-v-rossii-ne-dostigaet-80-procentov-rasskazali-v-sovete-federacii.html>

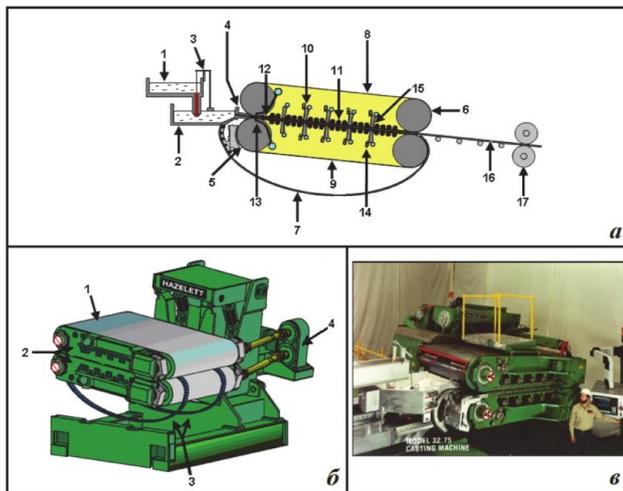
ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ЛИСТОВОЙ МЕДИ НА УСТАНОВКАХ ТИПА ХАЗЕЛЕТТ

Вакуленко А.А., Пасечник С.Ю.

Донецкий национальный технический университет

Медный лист представляет собой сортовой прокат, который выпускается согласно действующим стандартам ГОСТ № 495-92 и при изготовлении продукции используется медь марок: М1, М2, М3. На сегодняшний день, в стране действует достаточное количество компаний, которые специализируются на выпуске продукции такого типа. Обусловлено это широчайшей сферой применения металла в самых разных промышленных отраслях. Обладая хорошей теплопроводностью, медный лист используется при производстве отопительного оборудования и приборов. Также, материал нашел свое применение в химической, легкой промышленности. Используют прокат и при производстве электрических проводов, кабелей, соединительных элементов, деталей, в том числе при изготовлении радиоаппаратуры, электрогенераторов, климатической техники [1]. Медный лист производится путем плоской прокатки на специальных станках, либо холоднокатаным, либо горячекатаным способом. Медный лист на 99% состоит из основного металла. Поэтому исходный материал, медное литье, должен содержать как можно меньше примесей. В противном случае их присутствие в прокате повлияет на эксплуатационные характеристики листа.

Непрерывное литье в ленточном кристаллизаторе типа Хазеллет является одним из самых высокопроизводительных способов непрерывного литья [2]. В ленточном кристаллизаторе расплав подается в зазор между двумя набегающими навстречу друг другу бесконечными стальными лентами, натянутыми на нескольких приводных, опорных и натяжных роликах (рисунок 1). С наружной стороны ленты интенсивно охлаждаются водой. Кристаллизатор и затвердевающая заготовка расположены под небольшим углом к горизонтали. При литье плоских заготовок зазор, определяющий толщину ленты, может варьироваться в пределах 9...38 мм. Ширина ленты задается двумя рядами цепных колодок, закрепленных на нижней ленте и представляющих собой прямоугольные блоки из стали или меди, соединенные в кольцо. Эти колодки плотно смыкаются на прямолинейных участках в зазоре между лентами и расходятся вне рабочей зоны ленточного кристаллизатора. Для каждой толщины ленты необходимо иметь свою пару цепных колодок. По сути цепные колодки являются подвижными боковыми стенками кристаллизатора. Ширина заготовки может достигать 2300 мм [2]. На выходе из кристаллизатора заготовка захватывается тянущими роликами и затем задается в непрерывный стан горячей прокатки, где прокатывается до толщины 1 ...2 мм и сматывается в рулон.



a - принципиальная схема: 1 - расплав; 2 - разливочная оробка; 3 - дозирующее устройство; 4 - керамическая щелевая насадка; 5 - поджимной ролик; 6 - натяжной ролик; 7 - цепные колодки для регулировки ширины заготовки; 8 - верхняя лента; 9 - нижняя лента; 10 - дефлекторы охлаждающей воды; 11- поддерживающие ролики; 12 - датчик толщины заготовки; 13 - патрубки подачи воды; 14 - сливные желоба; 15 - форсунки водяного охлаждения; 16 - непрерывнолитая заготовка; 17 - тянущие ролики;

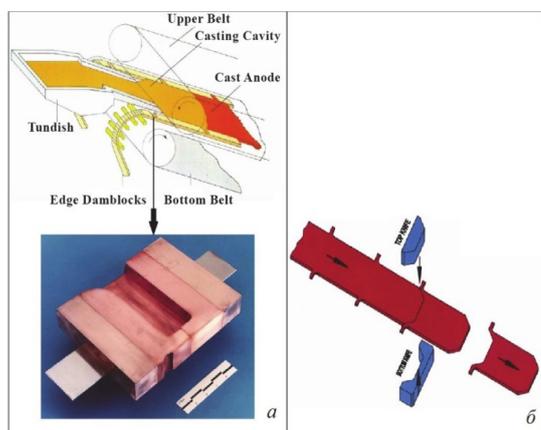
б - эскиз литейной машины: 1 - лента; 2 - устройства водяного охлаждения и поддержки лент; 3 - цепные колодки для регулировки ширины заготовки; 4 - привод валков; *в* - внешний вид машины

Рисунок 1 - Непрерывное литье полосы по способу Хазелетта

Основным рабочим органом кристаллизатора являются ленты, которые подвержены значительным температурным нагрузкам. Ленты выполнены из малоуглеродистой стали толщиной от 0,3 до 1,5 мм. Концы ленты свариваются при помощи аргодуговой сварки и тщательно зачищаются. Перед установкой на машину ленты подвергаются правке растяжением. Рабочую поверхность лент, соприкасающуюся с расплавом, подвергают пескоструйной либо дробеструйной обработке [1]. Для предотвращения разрушения лент вследствие значительного потока тепла на их рабочую поверхность по ходу процесса литья непрерывно наносят специальные покрытия. Кроме того, в зазор между движущимися лентами и потоком расплава через стенку насадки подают защитный газ. Присутствие покрытия и тонкой газовой прослойки в зазоре между лентой и расплавом приводит к тому, что рабочая температура ленты при литье меди не превышает 300 °С. С противоположной стороны ленты интенсивно омываются мощными потоками охлаждающей воды. Расход воды может достигать 17 000 л/мин.

На базе кристаллизаторов Hazelett успешно функционируют линии непрерывного изготовления медных анодов. Каждый анод имеет выступы, которые формируются при литье. Для этого используются специальные звенья цепных колодок с полостью для формирования выступов (рисунок 2, *a*). Данные звенья чередуются с набором обычных сплошных колодок, оформляющих боковую поверхность слитка, через расстояние, равное длине анода [2]. В результате на боковой поверхности непрерывной заготовки периодически, через одинаковое расстояние, формируются выступы. После выхода из кристаллизатора заготовка разделяется на отдельные аноды в горячем состоянии (рисунок 2, *б*). Затем аноды по конвейеру поступают в камеру охлаждения, а после транспортируются на участок упаковки. Производительность установки для изготовления медных анодов может

достигать 100 т/ч. Толщина анодов может варьироваться в пределах 30...70 мм, а ширина достигать 1050 мм. В зависимости от толщины заготовки скорость литья составляет от 2,5 до 5 м/мин, а длина рабочей части кристаллизатора - 2,5...4 м.



а - вид на внутреннюю часть кристаллизатора и форма колодки для формирования выступа;
б - схема непрерывной резки литой заготовки на аноды

Рисунок 2 – Схема изготовления медных анодов

Помимо литья заготовок в виде полосы, установки с ленточным кристаллизатором типа Хазеллет применяются и для литья слитков более компактного сечения [3]. Получаемый таким способом медный слиток, после выхода из кристаллизатора направляется в многоклетьевого прокатный стан, где прокатывается в катанку и сматывается в бунты. Толщина литой заготовки может варьироваться в интервале 35...75 мм, а ширина - 60...132 мм. Скорость литья может достигать 14 м/мин, а максимальная производительность составляет 62 т/ч. Данная технология позволяет получать катанку диаметром от 8 до 22 мм.

Применение данной технологии обеспечивает экономию электроэнергии, необходимой для подогрева заготовок перед прокаткой, и повышение производительности благодаря снижению потерь. При этом небольшая степень обжатия положительно влияет на качество металла: при деформации, заметны снижение ликвации в центре заготовки и улучшение ее качества. Также технология способствует повышению производительности, экономии производственных площадей и расходов на транспортировку заготовок из разливочного отделения в прокатный цех, снижение расхода топлива и энергии вследствие исключения энергетических затрат на нагрев заготовки перед прокаткой.

Литература:

1. Сулицин, А. В. Непрерывное литье меди / А.В. Сулицин, Р.К. Мысик, С.В. Брусницын, Ю.Н. Логинов. – Екатеринбург: Изд-во УМЦ УПИ, 2016. – 374 с.
2. bstudy.net :[сайт] Статьи для высших учебных заведений: -URL : <https://bstudy.net/> .-режим доступа: свободный.- Текст: электронный.
3. patents.google.com :[сайт] Google Google патенты : -URL : <https://patents.google.com/patent/US5086827A/en?q=US+5086827>.-режим доступа: свободный.- Текст: электронный.

ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ



СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ НА БАЗЕ ПРОГРАММНОГО КОМПЛЕКСА «СОРТ-ПРО» КАЛИБРОВКИ ДЛЯ ПРОКАТКИ КРУГЛЫХ ПРОФИЛЕЙ НА СТАНЕ 390

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

Специализированную компьютерную программу для моделирования сортовой прокатки «СОРТ-ПРО» передал в дар кафедре «Обработка металлов давлением» канд. техн. наук доцент Солод В.С. (рисунок 1).

Была поставлена задача освоения работы программы и совершенствования на её основе технологии прокатки круглых профилей.

СОРТ-ПРО 05.8

Программа для моделирования сортовой прокатки

Солод В.С. к.т.н., доц. зав.отд.
Белецкий А.Г. с.н.с.
Мамаев А.Н. ст.инж. , программист

23/5/2009

Передано в дар в честь 90-летия кафедры ОМД 2021

Рисунок 1 – Окно специализированной компьютерной программы для моделирования сортовой прокатки

На базе программного комплекса "СОРТ-ПРО" предусмотрена возможность решения задач оптимизации скоростного режима прокатки на сортовых станах с различным составом и расположением оборудования, а также проектирования рациональных калибровок и технологических процессов.

Модуль «Конструктор прокатного стана» обеспечивает ввод и обработку необходимых данных по параметрам и расположению оборудования.

Модель прокатного стана включает схему расположения прокатных клетей стана, характеристики клетей и привода, размеры используемых прокатных валков, тип используемых подшипников, допустимые параметры.

Для каждой клетки прокатного стана вводятся следующие данные:

- наименование клетки (используется для идентификации клетки при разработке режима обжатий);
- тип клетки (горизонтальная или вертикальная), используется для визуализации схемы стана с целью подсказки при выборе схемы прокатки;
- наименование предшествующей клетки (используется при расчете расстояний между клетями, в которых ведется процесс прокатки в случае пропуска клетей в линии стана);
- координаты клетки на схеме стана (используются при расчете расстояний между клетями);
- возможность реверсирования раската в данной клетке (указывается для реверсивных клетей ДУО, клетей ТРИО и при изменении переднего конца раската (в возвратной схеме прокатки на комбинированных станах));
- характеристики прокатных валков, используемых в этой клетке (используется при расчете валков на прочность и проверке соответствия введенного диаметра валков при проектировании режима обжатий);
- передаточное число редуктора (используется при определении частоты вращения валков и нагрузок на двигатель);
- максимальные допускаемые сила и момент прокатки (при наличии этих данных у проектировщика), используются для проверки узлов клетки на перегрузки при проектировании режима обжатий;
- наименование приводящего двигателя (связывает клетку и двигатель, при указании одного двигателя для нескольких клетей устанавливается общий привод для этих клетей, что позволяет рассчитывать нагрузки на двигатель при групповом приводе);
- тип используемых подшипников (используется для определения коэффициента трения в подшипниках);

Модуль определения начальных параметров позволяет задать характеристики исходного материала: выбрать марку прокатываемой стали из базы данных, температуру нагрева заготовки, обеспечивает ввод информации о форме длине и скорости подачи заготовки к стану, а также формирует набор данных для вывода результатов расчета на экран.

Модуль проектирования калибровки, интерфейс которого показан на рисунках 2, 3, дает возможность спроектировать калибр, форму и положение подката, задать режим обжатия путем изменения зазора валков в интерактивном режиме.

Проектирование режима прокатки включает выбор рабочей клетки из модели стана, рабочего диаметра и материала валков, скоростных параметров прокатки, расчет формоизменения металла [1] и учет особенностей схемы прокатки (наличие реверса, величина паузы и т.д.).

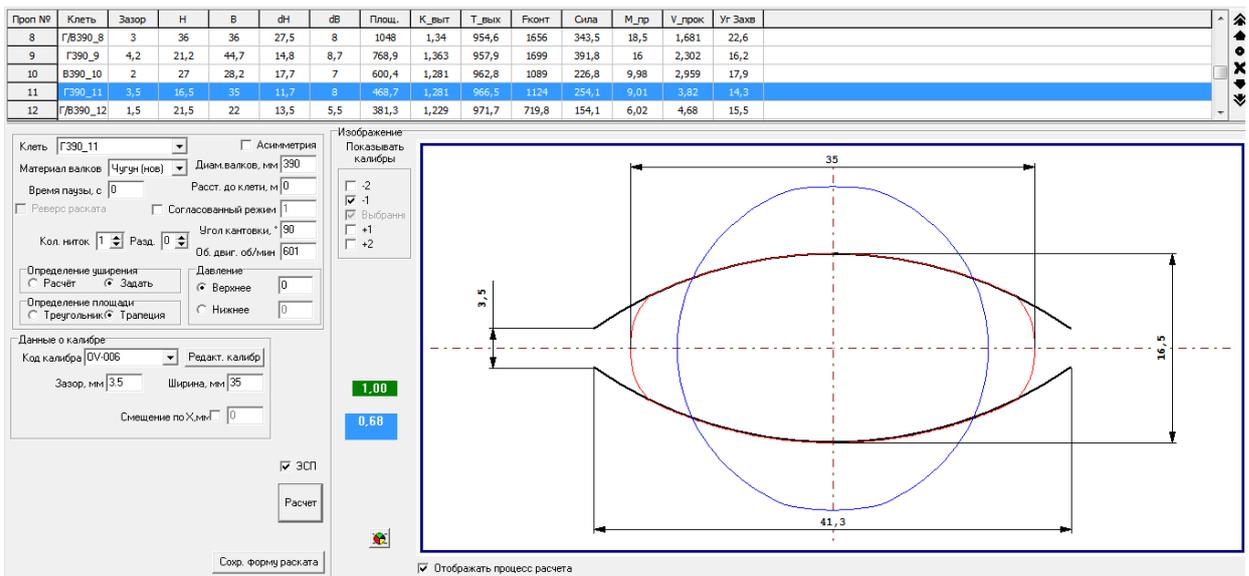


Рисунок 2 – Однорядиусный овал, пропуск № 11 на стане 390

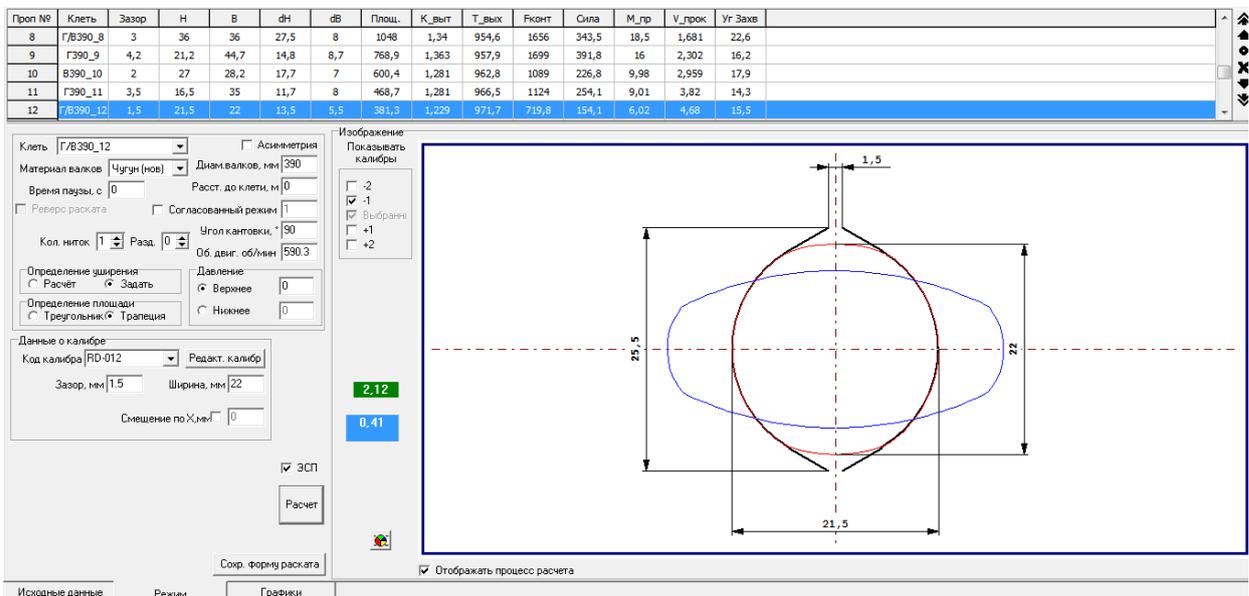


Рисунок 3 – Круглый калибр, пропуск № 12 на стане 390

На базе программы «СОРТ-ПРО» выполнен расчет калибровки (рисунки 2, 3) для прокатки круглых профилей диаметром 22, 27, 36 мм на стане 390, обеспечивающей повышение точности размеров, что неразрывно связано как с жёсткостью прокатных клетей, так и с технологией прокатки.

Литература:

1. Солод, В.С. Универсальная математическая модель формоизменения металла в вытяжных калибрах / В.С. Солод, Р.Ю. Кулагин, Я.Е. Бейгельзимер // Сталь. – 2006. – №8. – С.16 –18.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ «ПОДАВЛЕНИЯ» ЛОКАЛЬНОЙ НЕПЛОСКОСТНОСТИ ТОНКИХ ПОЛОС

Омельченко Н.В., Закарлюка С.В., Гончаров В.Е.
Донецкий национальный технический университет

Плоскостность полос и листов является одной из основных показателей качества готовой продукции и определяет технологическую стабильность ее производства и переработки.

Неплоскостность относится к тем видам дефектов проката, которые наиболее трудно контролируются и исправляются. Различают множество видов неплоскостности листов и полос, в том числе: волнистость, коробоватость, одновременное наличие коробоватости и волнистости, односторонняя волнистость и др. [1].

Одним из наиболее сложных для контроля и исправления дефектов является «локальная неплоскостность» тонких полос, причинами возникновения которого являются местные утолщения на подкате (продольные, локальные), некоторые дефекты поверхности [2].

Потеря плоскостности участком полосы связана с тем, что на локальных участках с большим уровнем деформации после прокатки возникают сжимающие напряжения $\sigma_{сж}$, которые могут превысить некоторые допустимые напряжения – критические $\sigma_{кр}$. Для того, чтобы участок полосы не потерял плоскую форму, необходимо выполнение следующего условия:

$$\sigma_{сж} < \sigma_{кр}, \quad (1)$$

Существует большое количество способов контроля и управления плоскостностью полосового проката, которые часто достаточно сложны и не всегда эффективно справляются с этим видом дефекта и основаны в основном на снижении $\sigma_{сж}$, считая $\sigma_{кр}$ для данных условий прокатки и размеров участка полосы неизменными.

Устойчивость полосы к потере плоской формы тем выше, чем выше критические напряжения $\sigma_{кр}$ участка полосы (при прочих равных условиях). Из теории расчета гибких пластин [3] известна формула критического напряжения сжатия, при котором пластина теряет устойчивость:

$$\sigma_{кр} = k_1 k_2 \left(\frac{h}{b}\right)^2, \quad (2)$$

где k_1 – коэффициент, который зависит от отношения длины (a) к ширине (b) пластины и от условий ее закрепления;

$k_2 = \frac{\pi^2 E}{12(1-\nu^2)}$ – показатель, зависящий от упругих свойств пластины (модуля упругости E и коэффициента Пуассона ν).

Применительно к прокатке полос и листов наиболее приемлемым вариантом повышения $\sigma_{кр}$ является уменьшение длины и ширины участков, на которые действуют остаточные сжимающие напряжения. Этого можно достичь

путем уменьшения размеров смежных участков полосы, прокатываемых с разным уровнем деформации.

В работе [4] предложено повышать устойчивость полос и листов к потере плоской формы путем повышения $\sigma_{кр}$. В этой работе представлена схема напряженного состояния, обладающая наибольшей устойчивостью к потере плоской формы полосы за счет уменьшения размеров ее участков, на которые действуют сжимающие напряжения. Это следует из анализа зависимости (2). Такое напряженное состояние в полосе предлагается реализовать путем дробления деформаций в плоскости листа за счет чередования большего и меньшего уровня деформаций на локальных участках, располагая эти участки в шахматном порядке. Для получения остаточных сжимающих напряжений полосу деформируют с большей деформацией, для получения растягивающих напряжений – с меньшей деформацией на соответствующих участках. В работе [5] экспериментально подтверждена эффективность повышения устойчивости коробоватых и волнистых полос, однако экспериментальное исследование локальной неплоскостности в настоящее время является актуальным.

Целью настоящей работы является экспериментальное подтверждение того, что дробление деформаций (остаточных напряжений) в плоскости тонких листов и полос позволяет «подавлять» локальную неплоскостность при сохранении общей устойчивости проката к потере плоской формы.

Для проверки эффективности «подавления» локальной неплоскостности для тонких полос был проведен лабораторный эксперимент. В качестве материала, моделирующего холодную прокатку, был выбран алюминий в виде полос толщиной 0,60-0,62 мм.

Прокатку проводили на лабораторном стане 100 (диаметр валков 100 мм, длина бочки 170 мм) с общей вытяжкой алюминиевых образцов $\mu=1,08-1,09$.

Были подготовлены два образца и проведены две опытные прокатки.

1-ая опытная прокатка. Опытный образец подготовили следующим образом: по всей длине образца были наклеены две полоски алюминиевой фольги толщиной 0,10 мм, шириной 20 мм, моделирующих разнотолщинные участки, на которых после традиционной прокатки образуется локальная неплоскостность (в виде «желоба»). На половину опытной полосы наклеили наждачную бумагу зернистостью к полосе, в виде квадратов 7x7 и 10x10 мм, расположенных в шахматном порядке. Схема расположения участков с разным уровнем деформации, их размеры и расположение приведены на рисунке 1.

Результаты прокатки и внешний вид прокатанного первого опытного образца после прокатки приведен на рисунке 2.

Анализ результатов проведенных экспериментальных исследований (рисунок 4.4) показал, что дробление деформаций (остаточных напряжений) по схеме, приведенной на рисунке 1, повышает устойчивость проката к потере плоской формы по сравнению с традиционной прокаткой и позволяет достаточно эффективно «подавлять» локальную неплоскостность в виде прикромочных «желобов».

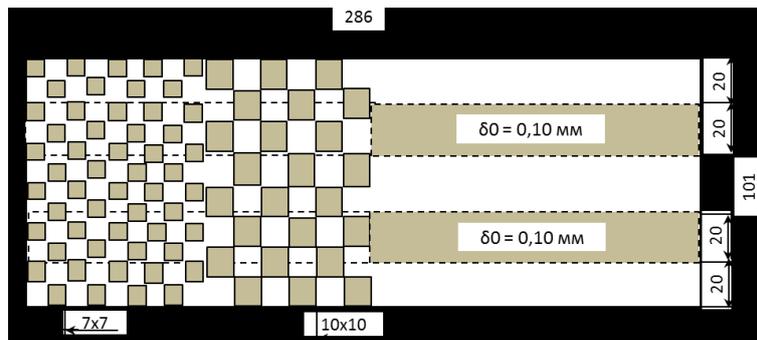
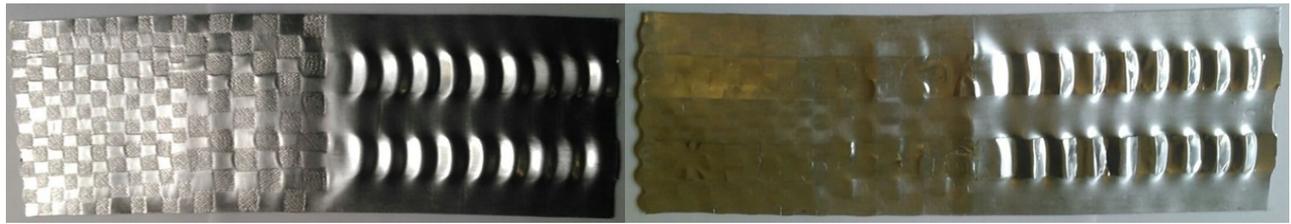


Рисунок 1 – Схема образца, моделирующая дробление деформаций в виде квадратов, расположенных в шахматном порядке



а)

б)

Рисунок 2 – Внешний вид алюминиевого образца №1 после прокатки: а - вид сверху; б - вид снизу ($h_0 = 0,62$ мм, $\mu = 1,09$)

2-ая опытная прокатка. Второй опытный образец подготовили следующим образом: по длине образца толщиной 0,60 мм были наклеены полоски алюминиевой фольги толщиной 0,08 мм, шириной 24 мм, моделирующих разнотолщинные участки, на которых после традиционной прокатки образуется локальная неплоскостность (в виде отдельных локальных участков). На одну половину опытной полосы с двух сторон наклеили наждачную бумагу зернистостью к полосе, в виде полосок шириной 5 мм под углом 45^0 , причем полоски с двух сторон расположили в одном направлении со смещением 5 мм.

Схема расположения участков с разным уровнем деформации, их размеры и расположение приведены на рисунке 3.

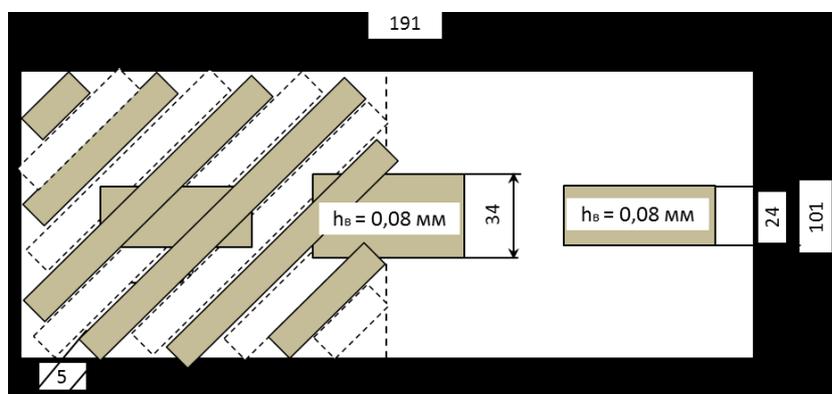


Рисунок 3 – Схема образца №2, моделирующая дробление деформаций в виде наклонных полосок (под углом 45^0 сверху и снизу, расположенных со смещением в одном направлении)

Результаты прокатки и внешний вид прокатанных опытных образцов после прокатки приведен на рисунке 4.



Рисунок 4 – Внешний вид алюминиевого образца №2 после прокатки:
а - вид сверху; б - вид снизу ($h_0 = 0,60$ мм, $\mu = 1,08$)

Анализ результатов проведенных экспериментальных исследований (рисунок 4.6) показал, что дробление деформаций (остаточных напряжений) по схеме, приведенной на рисунке 4.6. повышает устойчивость проката к потере плоской формы по сравнению с традиционной прокаткой и позволяет достаточно эффективно «подавлять» локальную неплоскостность в виде отдельных участков в плоскости полосы.

Вывод. На основе проведенных экспериментальных исследований при прокатке алюминиевых полос показано, что дробление деформаций в плоскости листа позволяет «подавлять» локальную неплоскостность при сохранении ее устойчивости к потере плоской формы.

Литература:

1. Божков, А. И. Плоскостность тонколистового проката. Божков А. И., Настич В. П. – М.: “СП ИНТЕРМЕТ ИНЖИНИРИНГ”, 1998. – 264 с.
2. Формоизменение полосы при тонколистовой прокатке: монография / С.М. Бельский, И.П. Мазур, С.Н. Лежнев, Е.А., Панин – Темиртау: КГИУ, 2016. – 161 с.
3. Вольмир, А.С., Устойчивость деформируемых систем / А.С. Вольмир, Москва: Наука, 1967, 984 с.
4. Руденко, Е.А. Повышение устойчивости катаных полос к потере плоской формы / Е.А. Руденко, С.В. Закарлюка, В.Е. Гончаров, Ю.И. Юрченко // Физика и техника высоких давлений. - 2020, том. 30, № 4, С. 99-106.
5. Омельченко, Н.В. Экспериментальное исследование устойчивости полос к потере плоской формы / Н.В. Омельченко, С.В. Закарлюка, А.И. Шевелев // Металлургия XXI столетия глазами молодых / Материалы VIII международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов. – Донецк: ДОННТУ, 2022. – С. 106-112.

ВАРИАНТЫ РЕАЛИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИИ ЧИСТОВОЙ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ ОСОБО ТОНКИХ ПОЛОС

Белоусов Р.Ю., Руденко Е.А., Шевелев А.И.
Донецкий национальный технический университет

В последнее время, учитывая тенденции развития основных отраслей машиностроения и строительства, можно уверенно утверждать, что потребление тонкого листа и слябов будет продолжать увеличиваться. Это, будет обуславливать и стимулировать интенсивное внедрение новых технологий и оборудования, которые обеспечивают получение горячекатаных особенно тонких (0,6 - 1,2 мм) листов с характеристиками холоднокатаных.

Аналитическое исследование параметров режимов прокатки по предложенным вариантам выполнили с применением пакета прикладных программ «Универсал», разработанном в ДОНИКСе и кафедре «Обработка металлов давлением» ДОННТУ.

Анализ результатов показал, что повышение температуры подката на 100 °С при прокате полосы толщиной 0,8 мм приведет к повышению температуры конца прокатки переднего конца сляба всего на 10 – 15 °С.

Наиболее эффективным способом обеспечения требуемой температуры тонких и особенно тонких слябов на ШСПП является ускорение прокатки в чистовой группе клетей. При этом заправку переднего конца слябы в клетки чистовой группы и моталку выполняют на скорости 10 – 12 м/с (в последней клетки). В этом случае до начала ускорения чистовой группы клетей пониженная температура будет иметь 100 – 200 м длины полосы. Отсюда следует, что основным путем повышения температуры особо тонких слябов должно стать повышение положительной составляющей температурного баланса процесса деформации за счет его интенсификации. Интенсификацию процесса деформации следует обеспечить за счет увеличения толщины подката и усиления режима обжимов металла в клетках чистовой группы.

Расчеты показывают, что целесообразно увеличение толщины подката до 30 – 40 мм, средние относительные обжатия по клеткам чистовой группы принять не менее 0,45. Такой режим прокатки может быть реализован с использованием мощных чистовых клетей, обеспечивающих силу прокатки до 30 МН на ширину 1000 мм, мощность до 10 МВт, момент прокатки до 3 МН·м в первой клетки, до 2 МН·м во второй и до 1 – 0,5 в последних. При прокатке на больших скоростях мощность электродвигателей обязана быть до 20 МВт. В этом случае число клетей чистовой группы может быть сокращено до 5.

Задачу стабилизации температуры по длине подката в настоящее время решают несколькими способами, реализация которых отличается составом и компоновкой специального оборудования. Постепенное снижение температуры подката от его переднего конца до заднего перед чистовой группой клетей обусловлено временем его движения по промежуточному рольгангу. Уменьшают снижение температуры за счет применения отражательных

экранов, индукционных подогревателей и т.п. Недостатками этих устройств является большая длина (число) и низкая эффективность. Прокатка указывает, что «температурный клин» в этих вариантах миниатюризируется на 30 – 40%.

Наиболее эффективно применение перед чистовой группой клетей промежуточного перемоточного устройства (ППУ), так называемого «койл-бокса». Преимущество ППУ – компактность, недостаток – возможность сматывания раскатов толщиной до 35 мм, со скоростью до 5 м/с. При разматывании рулона задний конец сляба становится передним и задается в чистовую группу клетей. Передний конец раската расположен при рулона и практически не остывает.

Анализ полученных данных исследований показал, что температура переднего конца готовой полосы отличается от заднего на 5 – 10 °С (при температуре подката равной 1000 – 1100 °С). При прокатке особо тонких полос на литейно - прокатных агрегатах (ЛПА) непрерывно литые слябы толщиной 50 – 75 мм после подогрева в проходной печи обжимают в одной-двух мощных черновых клетях, и раскат сматывают в рулоны с максимальной скоростью на ППУ. Возможны и другие варианты расположения рабочих клетей и ППУ. Нами рассмотрены три таких варианта. При этом для расчета оценки получаемых результатов использован разработанный в ДОНИКСе и на кафедре ОМД ДОННТУ пакет прикладных программ «Универсал».

Вариант 1. ППУ размещается перед чистовой группой клетей (Рис.1)



Рисунок 1 – Вариант 1 размещения ППУ: к – моталка койл-бокс;
1 – n – чистовые клетки

В этом варианте подкат, сматывающийся в ППУ, должен иметь толщину менее 35 мм. Он может поступать из тонко слябовых ЛПА, быть непрерывно литым или заранее обжатым в 1 – 2 клетях расположенных на выходе МНЛЗ. Необходимую температуру готовой полосы можно обеспечить при прокатке в 4-5 клетевой группе клетей. При этом средние относительные обжатия по клетям должны быть не менее 0,45.

Расчеты показали, что при прокатке свернутого в рулон подката толщиной 30 мм с температурой 1100 °С на полосе толщиной 0,8 мм в пятиклетевой чистовой группе температура конца прокатки составила 885 °С, а в семиклетевой – 770°С.

Вариант 2. ППУ размещается перед чистовой группой клетей, а перед ППУ размещается 1 мощная обжимная клеть (Рис.2). Клеть предназначена для уменьшения толщины непрерывнолитого сляба с 50 – 60 мм на подката толщиной 25 – 30 мм для сматывания на ППУ. Такова компоновка обжимной

клетей и ППУ при прокатке сляба толщиной 0,8 мм из свернутого в рулон подката обеспечивает температуру конца прокатки 880 °С, а в шестиклетевой 805 – 860 °С.

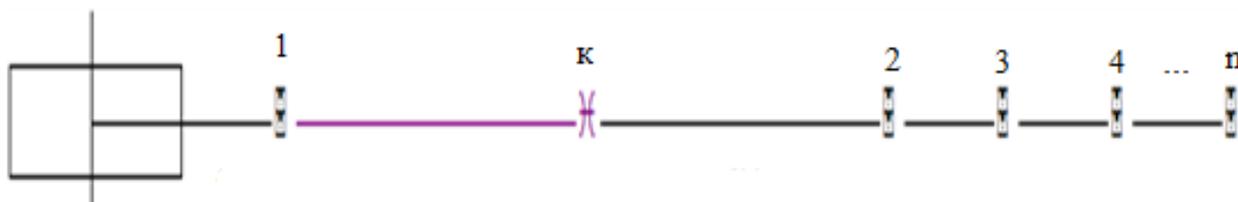


Рисунок 2 – Вариант 2 размещения ППУ: 1 – обжимная клетка; к – моталка койл-бокс; 2 – n – чистовые клетки

Вариант 3. Перед ППУ расположена непрерывная двухклетевая группа (Рис.3). Эта группа обеспечивает получение подката толщиной 20 – 30 мм из слябов толщиной 60 – 80 мм. При сматывании подката толщиной более 20 мм, температура конца прокатки составляет 860 °С. При уменьшении толщины подката до 15 и 10 мм температура конца прокатки уменьшается до 820 и 805 °С соответственно [1].

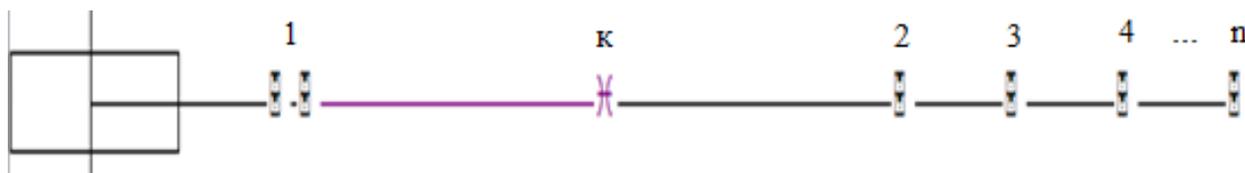


Рисунок 3 – Вариант 3 размещения ППУ: 1 – непрерывная двухклетевая группа; к – моталка койл-бокс; 2 n – чистовые клетки

Стабилизировать температуру по всей длине полосы на требуемом уровне можно и без применения ППУ. В этом случае сущность способа прокатки особо тонких полос состоит в том, что передний конец полосы прокатывают на допустимой заправочной скорости на толщину, которая обеспечивает необходимую температуру конца прокатки ($V = 9-10 \text{ м/с} = 1,7-2 \text{ мм}$). После заправки переднего конца полосы в моталку, одновременно производят разгон стана на более высокую скорость прокатки и динамическую перестройку межвалковых зазоров чистовых клеток на заданную меньшую толщину.

Этот вариант прокатки позволяет прокатывать особо тонкие слябы в чистовых группах с 7 – 8 клетями, что позволяет значительно снизить силу и момент прокатки по клетям.

Таким образом, по результатам аналитического исследования разработаны три варианта (способа) горячей прокатки особо тонких полос.

Литература

1. Руденко, Е.А. Способ горячей прокатки особо тонких полос / Е.А. Руденко, Ю.В. Коновалов // А.С. 774623 СССР.

ВАРИАНТЫ РЕКОНСТРУКЦИИ ЧЕРНОВОЙ ГРУППЫ И КЛЕТЕЙ ШИРОКОПОЛОСНОГО СТАНА ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ 1700

Таратинов И.Ю., Руденко Е.А., Пилипенко В.В.
Донецкий национальный технический университет

Техническое перевооружение широкополосных станов горячей прокатки направлено на повышение конкурентоспособности продукции, прежде всего, путем: повышения качества готовых полос; расширения сортамента в сторону тончайших полос до 1,5 мм (до 0,8-1 мм); снижения эксплуатационных расходов за счет повышения массы исходной заготовки (массы рулона) и снижения общей массы и числа единиц оборудования.

В мировой практике эта цель достигается изменением общей конфигурации стана и реализацией технических решений.

На целесообразность уменьшения числа черновых клетей и организации реверсивной черновой прокатки указывает и опыт модернизации многих станов.

Основные цели реконструкции черновой группы клетей: повышение обжимной способности (обусловлено увеличением массы слябов) и сокращение протяженности технологической линии ШСГП (обусловлено увеличением массы слябов, лимитированием толщины подката в чистовую группу клетей).

Средства решения: применение реверсивных клетей и объединение 2-3 клетей в черновую непрерывную подгруппу. Реверсивные клетки зачастую оснащают вертикальными валками для возможности редуцирования слябов.

Основная цель реконструкции промежуточного рольганга: снижение потерь тепла подкатом, создание «буфера» при кратковременных сбоях в работе чистовой группы клетей и моталок.

Оптимальным решением проблемы унификации типоразмеров слябов по ширине является установка редуцирующей клетки в линии ШСГП.

Редуцирующая клеть состоит из одной или двух пар вертикальных валков и одной пары горизонтальных валков. Процесс редуцирования может быть реализован путём разового или двух- трехкратного последовательного обжатия в вертикальных валках последующим проглаживанием широкой грани раската в горизонтальных валках на исходную толщину. Ширины сляба на 250 мм позволит перейти на использование литых слябов 3и размеров по ширине – 1500 1250 и 1000 мм.

По проекту черновая группа клетей стана 1700 состоит из шести последовательно расположенных клетей: чернового горизонтального двухвалкового окалиноломателя (клетей 01), четырехвалковой рабочей клетки №1, трех универсальных четырехвалковых клетей № 2, № 3, № 4 и четырехвалковой клетки № 4а (Рис.2).

Проектная производительность стана 3,2 млн. т в год.

После ряда мероприятий по усилению черновых клетей 3, 4 и 4А их характеристика приведена в таблице 1 [1].

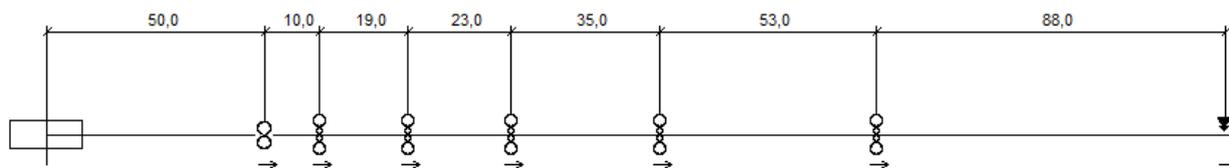


Рисунок 1 – Существующий состав и расположения клеток черновой группы стана 1700.

Таблица 1 – Рабочие диаметры и предельно допустимые параметры в установившемся режиме прокатки в черновых клетях

Параметры	Черновые клетки					
	01	1	2	3	4	4А
Диаметры рабочих валков	900	1020	1020	880	880	880
Сила прокатки, т	800	2500	2500	2000	2000	2000
Момент прокатки, тм	85	195	195	110	110	75
Мощности, МВт	5	7	7	6,7	5,8	6,3

Существующий состав, характеристика и расположение клеток по линии прокатки не обеспечивает возможность прокатки непрерывно литых слябов толщиной 250 мм, шириной 10000 мм, длиной 10 м массой до 30 тонн из низколегированных сталей на подкат 35-40 мм в связи с перегрузкой клеток по крутящему моменту.

Предлагаемые варианты состава и расположения клеток черновой группы стана 1700.приведены на рисунке 2. По вариантам А и Б вначале группы установлены редуцирующие клетки, в которых слябы обжимаются по ширине в реверсивном режиме за 1-3 прохода.

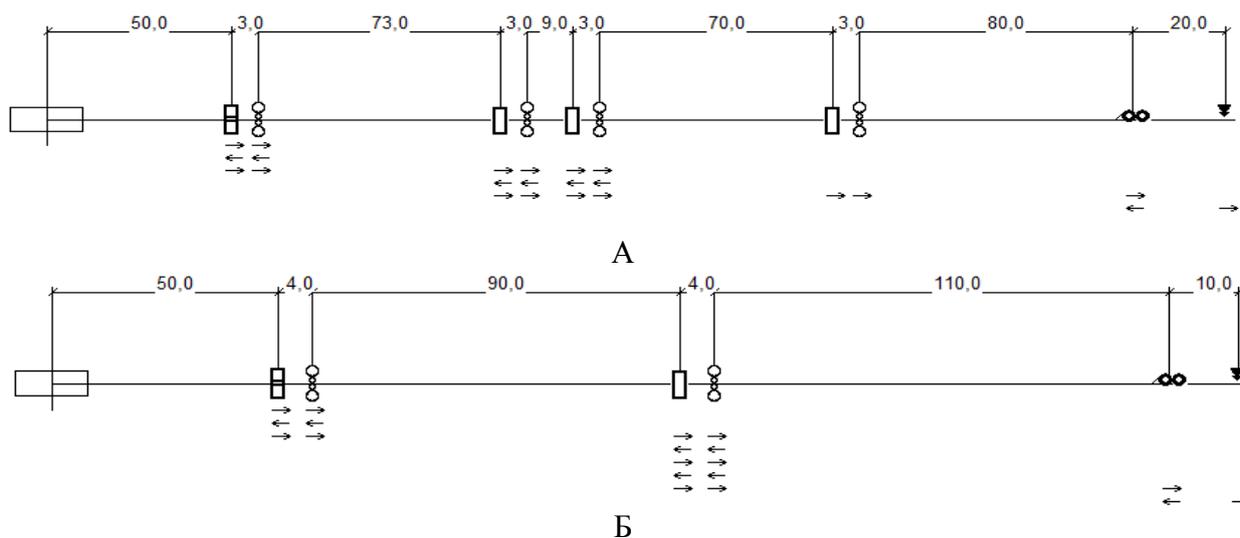


Рисунок 2 – Предлагаемые варианты А и Б состава и расположения клеток черновой группы стана 1700

С целью повышения обжимной способности черновой группы в варианте А предложено использовать существующие самые мощные клетки №1 и №2, объединенные в непрерывную подгруппу, работающую в реверсивном режиме. За 3 прохода в подгруппе осуществляется 6 обжати.

Для повышения обжимной способности в конце черновой группы целесообразно расположить существующую клетку №3.

Вариант реконструкции Б основан на установке нового прокатного оборудования в составе реверсивной редуцирующей клетки и мощной реверсивной универсальной черновой клетки. Характеристика клеток по варианту Б приведена в таблице 2.

Таблица 2 – Характеристика новых прокатных клеток

Параметры,	Редуцирующая клетка		Рабочая клетка	
	ВВ	ГВ	ВВ	ГВ
Диаметр рабочих валков, D, мм	1700	1500	900	1000
Максим. сила прокатки $P_{\text{макс}}$, МН	10	15	2,5	30
Макс. момент прокатки $M_{\text{макс}}$, МНм	3,5	3	0,5	4
Скорость прокатки V, м/с	0,5 -1,5	0,5 -1,5	2 -5	2 -5
Мощность прокатки N, МВт	8	8	6	16

Аналитическое исследование параметров режимов прокатки по предложенным вариантам выполнили с применением пакета прикладных программ «Универсал», разработанном На ДОНИКСе и кафедре «Обработка металлов давлением» ДОННТУ.

Анализ результатов показал, что выбранные схемы прокатки и характеристик прокатного оборудования обеспечивают возможность прокатки слябов максимальной толщины 250 мм, ширины 150 мм, длиной 10 м, массой 30 тонн из низколегированных сталей. Часовая производительность черновой группы составляет 900- 1000 т/ч.

Таким образом, в результате анализа мирового опыта по реконструкции черновых групп клеток широкополосных станов горячей прокатки первого поколения выбрано два альтернативных варианта, исследование которых подтвердил возможность перехода стана 1700 на прокатку непрерывнолитых слябов массой до 30 тонн

Литература:

1. Опыт эксплуатации стана горячей прокатки 2050 на заводе фирмы Baosteel // Ян Гуан и др. // Черные металлы, апрель 2002,- С.39-48.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДИАПАЗОНОВ СИЛОВЫХ И ТЕМПЕРАТУРНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРОКАТКИ НА ЛАБОРАТОРНОМ ПРОКАТНОМ СТАНЕ

Кострубин И. С., Кочин А.Е.

Донской государственной технический университет, г. Ростов-на-Дону

Использование лабораторных прокатных станов позволяет выполнять исследование процессов деформации и качественно оценивать результатов этих процессов. В процессе выполнения экспериментальных прокаток необходимо выполнить многократные пробные запуски с постоянными циклами записи результатов и выполнять текущий контроль силовых параметров [1]. Измерение, контроль и запись значений в режиме текущего времени наиболее рационально осуществлять с помощью электронной системы измерения и контроля энергосиловых параметров. Проектирование системы измерения и контроля можно разбить на несколько этапов. На первом этапе проектирования необходимо определить перечень измеряемых величин и диапазоны их измерений.

В результате анализа работы лабораторного прокатного стана были определены его технологические параметры, которые необходимо контролировать в режиме реального времени, ими являются:

- сила прокатки, Н;
- температуры прокатки °С.

Определение диапазонов изменения этих величин в процессе проведения лабораторных исследований сопряжено с потерями электрической энергии и материалов, используемых в процессе прокатки. В связи с этим было принято решение определить диапазоны измеряемых величин на основе математического моделирования.

В качестве основного метода математического моделирования процессов, протекающих в лабораторном стенде и деформируемой заготовке в процессе прокатки, был выбран метод конечных элементов.

Моделирование выполнено для нестационарного теплового режима заготовки. Температурное поле заготовки при этом описывается дифференциальным уравнением теплопроводности Фурье [2]:

$$\frac{\partial t}{\partial \tau} = a \left(\frac{\partial^2 t}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 t}{\partial z^2} \right)$$

где t – температура металла, °С;

τ – время процесса, с;

a – температуропроводность, м²/с:

$$a = \lambda / \rho \cdot c,$$

λ – коэффициент теплопроводности, Вт/м²·°С;

ρ – плотность материала, кг/м³;

c – удельная теплоемкость материала, Дж/(кг·°C);
 x, y, z – независимые пространственные переменные.

Также были заданы условия, позволяющие выделить из бесконечного множества решений уравнения однозначно характеризующее рассматриваемый процесс. К этим условиям относится начальное условие:

$$t = t(x, y, z, 0) = \phi(x, y, z)$$

характеризующее распределение температуры в заготовке в начальный момент времени, и закон взаимодействия между окружающей средой и поверхностью заготовки, а также граничные условия [2, 3].

Как известно [3] процесс конвективного теплообмена между поверхностью тела и окружающей средой описывают температурные граничные условия третьего рода. Процесс теплообмена при этом описывался законом Ньютона, который имеет следующий вид [2, 3]:

$$q_n = \alpha \cdot (t_s - t_c),$$

где: q_n – проекция вектора теплового потока на направление внешней нормали к поверхности тела, Вт/м²;

α – коэффициент теплообмена, Вт/(м²·°C) (для условий свободной конвекции принимали $\alpha = 10$ Вт/(м²·°C));

t_s, t_c – температура поверхности тела и окружающей среды, соответственно, °C.

Условие описывает процесс теплопередачи, при котором количество тепла, передаваемого в единицу времени с единицы поверхности тела в окружающую среду, прямо пропорционально разности температур поверхности тела и окружающей среды.

Примем постоянную температуру окружающей среды и постоянство коэффициента α . В этом случае для расчета процесса теплопередачи при транспортировке заготовки при вынужденной конвекции применимо граничное условие третьего рода [3], которое и использовали при моделировании. Это позволило в значительной степени приблизить математическую модель к реальному технологическому процессу, протекающему в определенных производственных условиях.

Известно, что свинец широко используется в качестве моделирующего материала при анализе, формоизменения металла и силовых параметров горячей прокатки стали методами физического моделирования. На рис. 1 приведены его реологические свойства. Для свинца модуль упругости E равен 14000 МПа, коэффициент Пуассона ν равен 0,4.

В системе моделирования методом конечных элементов при моделировании был использован автоматический режим генерации конечно-

элементной сетки. При этом достаточно корректно учитывалось условие непроницаемости металла заготовки сквозь стенки инструмента. На рис. 2 (размеры) показана сетка образца (10x10x100 мм), используемая в расчетах.

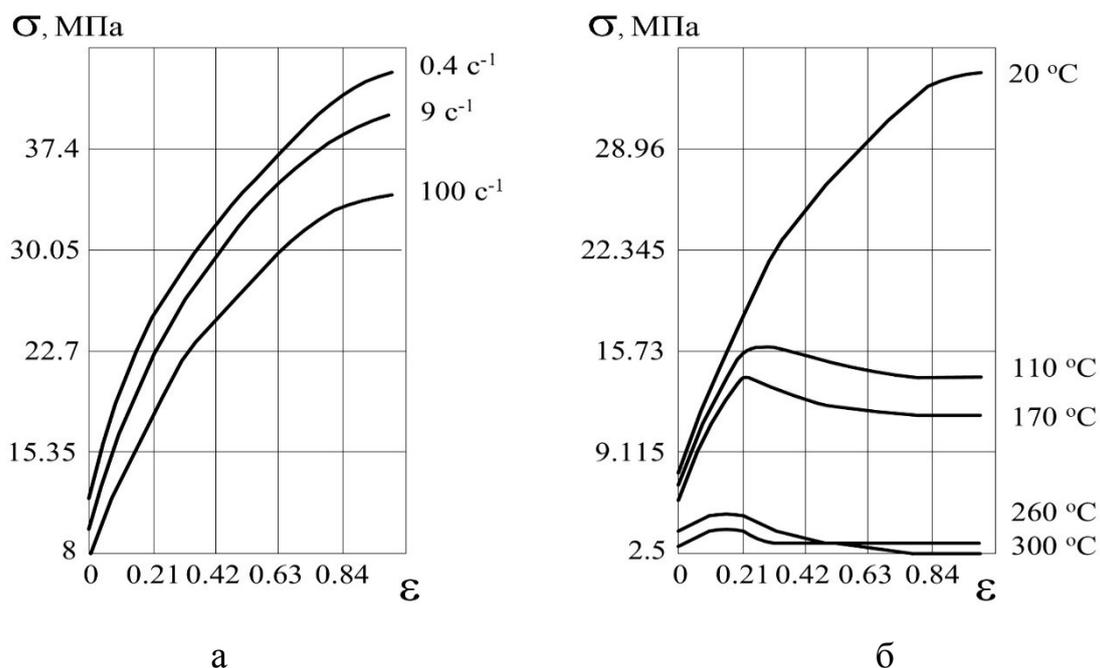


Рисунок 1 – Диаграммы «истинные напряжения-деформации» для свинца:
 а – при разных скоростях деформации; б – при разных температурах

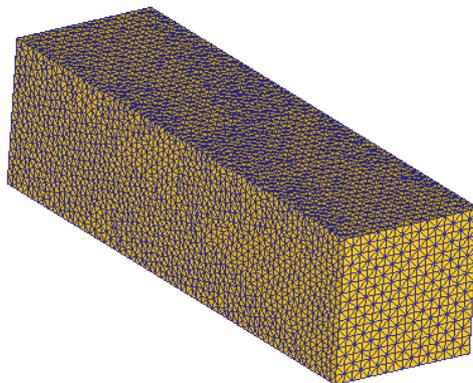


Рисунок 2 – Конечно-элементная модель образца

Процесс моделирования состоял в следующем. Компьютерная программа решала зависимые от времени нелинейные задачи, генерируя серию решений на дискретных приращениях по времени. На каждом временном шаге, на основе заданных граничных условий, термомеханических свойств материала заготовки и решений на предыдущих шагах, определялись значения скорости, перемещения и температуры каждого узла конечно-элементной сетки. Другие параметры, такие как напряжения и деформации, находились как производные от этих величин и пересчитывались на каждом временном шаге.

В зависимости от положения полосы в очаге деформации различают три стадии прокатки: захват металла валками, установившийся процесс и выброс

металла из валков. [1]. При этом имеет место тепловой эффект пластической деформации, то есть превращение работы деформации в тепло, что сопровождается локальным, так называемым деформационным разогревом металла [3,4].

На рис. 3, представлены результаты моделирования на начальной и заключительной фазах прокатки. В процессе моделирования определялись формоизменение прокатываемого образца и сила, которая должна быть приложена в валках стана для проведения деформации при прокатке. В результате моделирования было определено, что максимальное значение силы прокатки достигает 23 кН.

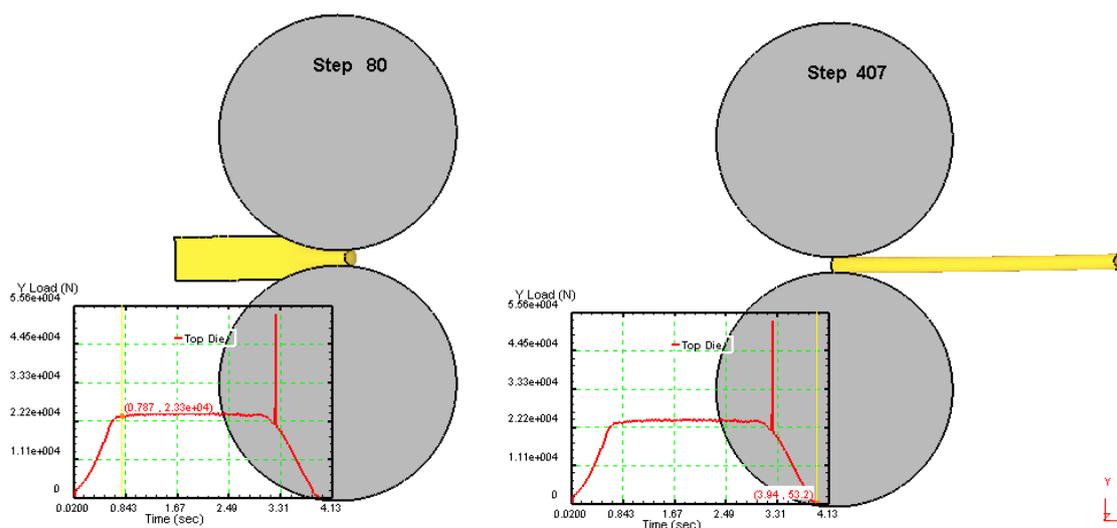


Рисунок 3 - Формоизменение образца и значение силы в процессе прокатки на первоначальной и заключительной стадиях прокатки

Так же в процессе моделирования исследовалось изменение температурного поля в деформируемом образце, изменение которого возникает в процессе прокатки. Результаты моделирования распределения температурного поля представлены на рис. 4. Анализ результатов показывает, что максимальное значение превышения температуры в образце относительно температуры окружающей будет составлять 2.5°C. В результате выполненного моделирования можно определить значение диапазона температуры деформируемой заготовки как 0-50°C, поскольку температура окружающего стан воздуха может колебаться в диапазоне 10-35°C, а превышение температуры в процессе прокатки составляет 2.5°C.

Полученные результаты математического моделирования силы прокатки, а также величина деформационного разогрева образца в целом правильно отражают закономерности реального процесса прокатки, наблюдаемые в лабораторных условиях стана 100. Средние значения отклонений расчетных данных от экспериментально установленных составляют: по силе прокатки не более 10%, по формоизменению образцов – до 5%.

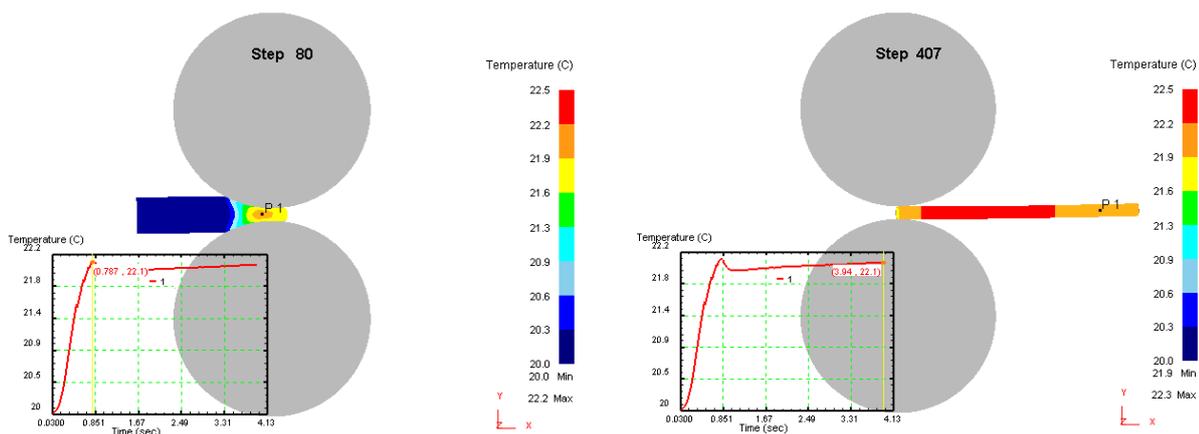


Рисунок 4 – Температурное поле в продольном сечении образца на первоначальной и заключительной стадиях прокатки

Выводы

1. Таким образом, разработанный подход и соответствующая математическая модель процесса прокатки пригодны для анализа (с учетом масштаба моделирования) реальных технологических процессов продольной прокатки и оценки возможности их практической реализации в промышленных условиях без выполнения большого числа опытных и опытно-промышленных прокаток.

2. Определённые диапазоны измерения системой контроля и измерения основных параметров прокатного стана 100:

- диапазон измерения силы прокатки, кН: от 0 до 25;
- диапазон измерения температуры прокатки, °С: от 5 до 50;

Литература:

1. Целиков, А.И. Теория продольной прокатки [учебник для студентов машиностроительных и металлургических вузов]/ А.И. Целиков, Г.С. Никитин, С.Е. Рокотян. – М.: Металлургия, 1980. – 320 с
2. Гун, Г.Я. Теоретические основы обработки металлов давлением / Г.Я. Гун. – М.: Металлургия, 1980. – 456 с.
3. Богатов, А.А. Компьютерное моделирование процессов обработки металлов давлением [Электронный ресурс]: учебное пособие для вузов / А.А. Богатов, Д.А. Павлов, М.В. Ерпалов и др.; под общ.ред. А.А. Богатова. - 28 Мб. - Екатеринбург: Изд-во Урал.ун-та, 2018. - 248с.
4. Данченко, В.Н. Компьютерное моделирование процессов обработки металлов давлением. Численные методы/ В.Н. Данченко, А.А. Миленин, В.И. Кузьменко, В.А. Гринкевич. – Днепропетровск: «Системные технологии», 2005. – 448 с.

ПРИКЛАДНОЕ МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ



ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ НАПЛАВЛЕННОГО МЕТАЛЛА НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВА КОНСТРУКЦИОННЫХ СТАЛЕЙ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ИХ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ

Боднарюк С., Штыхно А.П.
Донецкий национальный технический университет

Изготовление изделий целиком из износостойкой легированной стали иногда нерационально в связи с трудностью обработки и высокой стоимостью стали. Поэтому для повышения эксплуатационных показателей и увеличения срока службы изделий из конструкционных сталей используют различные способы поверхностного упрочнения и восстановления исходных размеров, в частности наплавку, нашедшую широкое применение в производстве разнообразных изделий.

Наплавку применяют для восстановления изношенных деталей, а также при изготовлении новых деталей с целью получения поверхностных слоев, обладающих повышенной твердостью, износостойкостью, жаропрочностью, кислотостойкостью, способностью сопротивляться термической усталости и сохранять длительную стойкость в условиях агрессивной среды.

Наплавка позволяет значительно увеличить срок службы изделий и сократить расход дефицитных и дорогостоящих материалов при их изготовлении.

Вследствие наплавки в изделиях возникают остаточные напряжения и деформации, появляются различные дефекты, которые, как правило, проявляются в пористости наплавленного слоя в результате выделения газа из жидкого металла при кристаллизации ванны. Также важной проблемой наплавки является неоднородность структуры поверхностных слоев. Поэтому целесообразность изучения влияния наплавленного металла на структуру и свойства поверхностных слоев изделий из конструкционных сталей является достаточно актуальной.

Исследования проводились на образцах из конструкционных сталей 40Х и 30Х13, на которые была произведена наплавка (4 слоя). Первый слой осуществлен переходными электродами ЭА 395/9 Ø 4мм, затем наплавка электродами ЦН-6Л (3 слоя).

Шлифы изготавливали по стандартной методике с последующим их травлением в 4%-ом растворе азотной кислоты в этиловом спирте и в смеси концентрированных кислот – соляной HCl и азотной HNO₃.

Микроструктуру образцов изучали на универсальном оптическом микроскопе NU-2 с последующим фотографированием, измерение твердости проводили на твердомере Роквелла ТК-2М по шкале А при нагрузке 60 кгс. По результатам измерения твердости построили графики распределения твердости.

Микроструктуры наплавленного металла на сталь 40Х и 30Х13 представлены на рисунке 1.

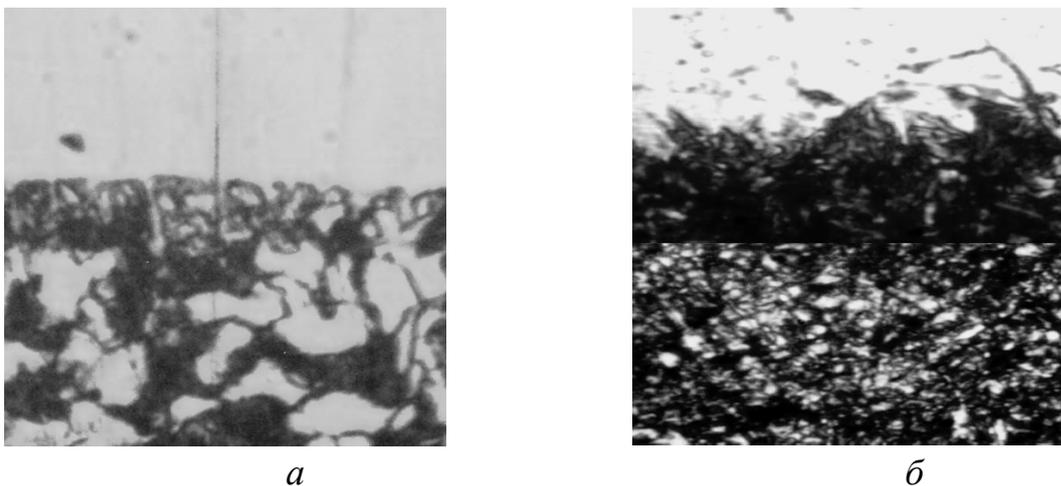


Рисунок 1 - Микроструктуры наплавленного металла на сталь 40X и 30X13, x1000: а) сталь 40X; б) сталь 30X13

Из рисунка 1 (а) видно, что микроструктура стали 40X состоит перлита (~85%) и феррита (~15%), на микроструктуре наблюдается переходная зона.

Из рисунка 1 (б) видно, что сталь 30X13 состоит из карбидов хрома, на микроструктуре также наблюдается переходная зона.

Графики распределения твердости сталей 40X и 30X13 после осуществления наплавки представлены на рисунке 2.

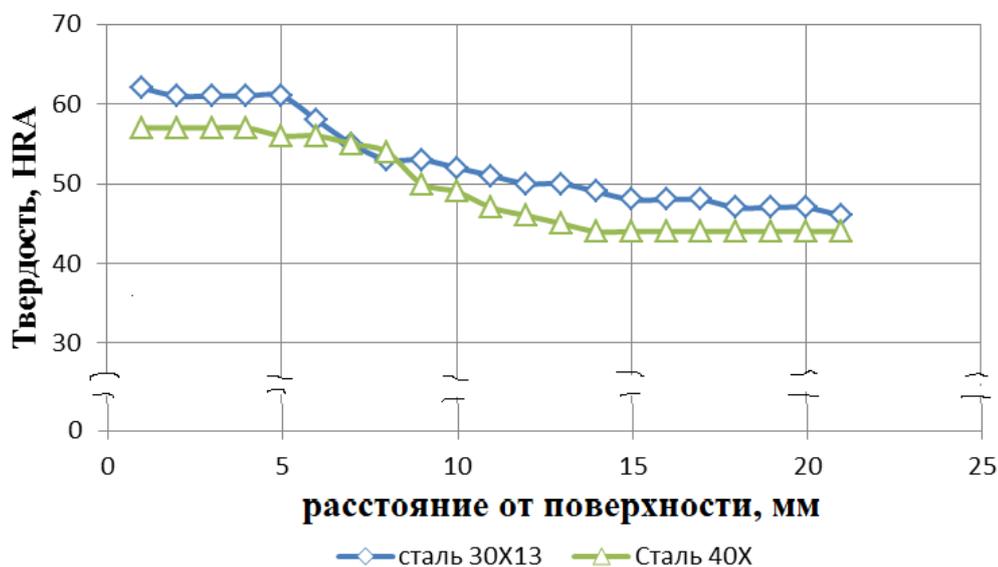


Рисунок 2 – Графики распределения твердости сталей 40X и 30X13

Из рисунка 2 видно, что наплавленный слой характеризуется максимальными значениями твердости для обеих сталей. В переходной зоне наблюдается снижение твердости, а сталь на которую производилась наплавка имеет минимальные значения твердости в зависимости от ее химического состава.

ИЗУЧЕНИЕ КОРРОЗИОННОЙ СТОЙКОСТИ ПОЛИПРОПИЛЕНОВЫХ ТРУБ С РАЗЛИЧНЫМ АРМИРУЮЩИМ СЛОЕМ, РАБОТАЮЩИХ ПРИ ПОВЫШЕННЫХ ТЕМПЕРАТУРАХ

Венжега К.В., Штыхно А.П.

Донецкий национальный технический университет

Армированные трубы из полипропилена в настоящее время приобретают всё большую популярность во всем мире для систем тепло- и водоснабжения, наряду с трубами из сталей или чугуна. Полипропиленовые трубы не проводят блуждающие токи, как это часто бывает с металлическим, и при высоких или низких температурах жидкости трубы менее чувствительны к деформациям из-за армирующего слоя [1].

Полипропилен является более совершенной модификацией своего предшественника - пластика. Благодаря своей структурной составляющей этот материал не боится разрушений от воздействия щелочных или солевых растворов, имеет стойкость к кислотным средам, повышенным температурам, а также является полностью диэлектричным, что делает его востребованным в разных отраслевых сферах.

Объектом исследования являются образцы полипропиленовых труб с различным армирующим слоем, работающих при повышенных температурах.

Использование полипропиленовых труб без армирующего слоя способствует значительному повышению коэффициента линейного теплового расширения при повышении температуры транспортируемой жидкости, находящейся под давлением, и, как следствие, к деформации (короблению). Высокий линейный температурный коэффициент расширения трубы описывает ее полное удлинение при изменении температуры теплоносителя.

Армированные стекловолокном изделия из полипропилена выбрали в себя лучшие свойства труб, с учетом недостатков армированных алюминием труб, используемых для водоснабжения и отопления. В армированных алюминием пластиковых трубах армирующий слой имеет сварной шов (а иногда, в случае дешевых изделий, края фольги выстилаются внахлест), что делает их более уязвимыми к высокой температуре, давлению и воздействию агрессивной коррозионной среды при расслоении. Армирование труб материалами с минимальными значениями коэффициента расширения, позволяет получить конечную продукцию, которая будет отличаться не только улучшенными физическими и механическими свойствами, но и ценовой категорией [2].

Актуальность работы обусловлена поиском наиболее технологичного и коррозионностойкого армирующего слоя для полипропиленовых труб, который обеспечит их долговечность и надёжность, а также будет экономически целесообразен для монтажа систем.

Целью работы является исследование влияния коррозионных сред на армирующий слой полипропиленовых труб, влияние термоциклирования на линейные размеры труб и их механические свойства.

Результаты влияния термоциклирования на удлинение образцов полипропиленовых труб без армирующего слоя, армированных стекловолокном и отдельно алюминием приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты среднего удлинения образцов после термоциклов

Температура нагрева, °С	Среднее значения удлинения на 1 м трубы, мм		
	Полипропиленовых труб	Армированных алюминием	Со стекловолокном наполнителем
50	2,25	0,18	0,14
75	6,72	0,20	0,18
95	9,61	0,22	0,19

При анализе результатов таблицы 1 видно, что удлинение труб при термоциклировании зависит от того, какой армирующий слой используется при их производстве. Так, для полипропиленовых труб, армированных алюминием, изменение значения удлинения на 1 метр трубы составляет 0,2 мм, а для труб со стекловолокном армирующим слоем – 0,18 мм. Температура нагрева оказывает значительное влияние на удлинение полипропиленовых труб без армирующего слоя, что приводит к короблению трубопровода.

Результаты механических испытаний образцов полипропиленовых труб на разрыв приведены в таблице 2.

Таблица 2– Результаты на разрыв образцов полипропиленовых труб

Температура нагрева, °С	Без армирующего слоя		Армированные алюминием		Со стекловолокном наполнителем	
	σ_b , Н/мм ²	δ , %	σ_b , Н/мм ²	δ , %	σ_b , Н/мм ²	δ , %
20	23,0	115,6	27,8	28	26,0	20
50	23,3	94,3	27,8	28	26,1	20
75	23,4	72,4	27,8	27	26,2	20
95	23,6	55,8	27,9	27	26,4	21

Из таблицы 2 видно, что после термоциклирования армированных образцов труб происходит их удлинение на 20-28 %, но не настолько критическое, как в случае полипропиленовых труб без армирующего слоя, когда относительное удлинение δ составляет 55-115 %. При повышении температуры нагрева снижается пластичность полипропилена, что делает его более хрупким. На полипропиленовые трубы, армированные алюминием и стекловолокном, нагрев оказывает незначительное влияние. На прочностные свойства термоциклирование особого влияния также не оказывает. Эти характеристики остаются почти на одном уровне, что можно видеть на образцах при испытании на разрыв.

На рисунке 1 приведены образцы полипропиленовых труб после механических испытаний на разрыв.

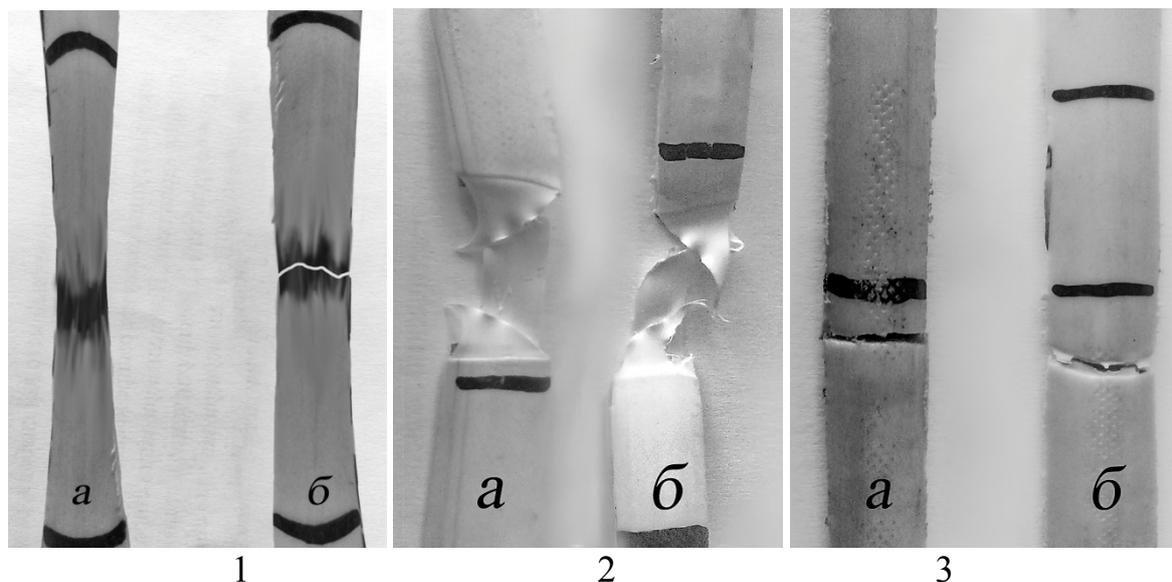


Рисунок 1 – Образцы полипропиленовых труб после испытаний на разрыв:
1 – трубы без армирующего слоя, 2 – армированные алюминием,
3 – армированные стекловолокном;
а – образец без нагрева; б – образец после циклических нагревов до 95 °С

Как видно из рисунка 1, армирующий слой оказывает весомое влияние на свойства полипропиленовых труб под воздействием температур. При испытании металлопластиковых образцов на разрыв в первую очередь разрывался алюминиевый слой (рис. 1.2а - 1.2б), так как клеящая прослойка, под воздействием тепла, подвергалась утрате связующих свойств, что свидетельствует о менее целостной конструкции слоев труб. Армированные стекловолокном образцы (рис. 1.3а - 1.3б) не удлиняются долго, как полипропиленовые без армирующего слоя (рис. 1.1а - 1.1б), и разрываются, что указывает на крепкое соединение слоёв.

Испытания на коррозионную стойкость полипропиленовых труб с различным армирующим слоем предполагаются в будущей перспективе для выявления лучшего кандидата среди армирующих наполнителей.

Литература:

1. Сиренко, Е. Р. Применение полипропиленовых труб в промышленном водоснабжении // Тула: Издательство ТулГУ. - Известия ТулГУ. Технические науки. - 2020. - №6. – С. 107-109.
2. Отставнов, А. А. О величине НДС армированных стекловолокном полипропиленовых труб [Текст] / Отставнов А. А., Харькин В. А. // С.О.К. – 2012 – №12(132). - С. 30 – 33.

ВЛИЯНИЕ СКОРОСТИ УСКОРЕННОГО ПОСЛЕДЕФОРМАЦИОННОГО ОХЛАЖДЕНИЯ В ПРОЦЕССЕ КОНТРОЛИРУЕМОЙ ПРОКАТКИ НА МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ТОЛСТОЛИСТОВОЙ СТАЛИ КАТЕГОРИИ ПРОЧНОСТИ К65

Воронин В. В., Горбатенко В.П.

Донецкий национальный технический университет

Технология контролируемой прокатки в настоящее время является преобладающим процессом производства толстолистого проката, предназначенного для изготовления труб большого диаметра для трубопроводного транспорта, прокладываемого в сложных климатических условиях [1]. Значительный интерес представляет такая технология, включающая на заключительной стадии ускоренное последеформационное охлаждение листов [2-4]. Ее реализация при оптимальных параметрах ускоренного последеформационного охлаждения позволяет существенно повысить прочностные свойства и ударную вязкость трубной стали в результате увеличения степени дисперсности структуры, а часто и изменения типа структуры с феррито-перлитной на феррито-бейнитную [3].

Целью работы является изучение влияния изменения скорости ускоренного охлаждения после контролируемой прокатки в пределах 20...26,5 °С/с. на структуру и свойства трубной стали категории прочности К65.

Для оценки такого влияния был выполнен анализ результатов механических испытаний и контроля технологических параметров прокатки партий толстых листов из 78 плавов стали категории прочности К65 после контролируемой прокатки с ускоренным последеформационным охлаждением. Средняя толщина готовых листов составляла 23,4 мм.

Среднее содержание основных компонентов состава стали исследованных плавов составляло: 0,06 % С, 1,64 % Мn, 0,24 % Si, 0,002 % S, 0,008 % Р, 0,019 % V, 0,082 % Nb, 0,185 % Mo, 0,015 % Ti. Исходя из химического состава марку стали можно интерпретировать как сталь 06Г2МВБТ.

Средние значения основных технологических параметров контролируемой прокатки листов составляли: температура нагрева слэбов – 1202 °С, температура окончания черновой стадии прокатки – 1027 °С, температура окончания чистовой стадии прокатки - 807 °С, температура окончания ускоренного охлаждения - 514 °С. Интервалы изменения показателей механических свойств стали можно оценить по результатам, приведенным на рисунках 1–4.

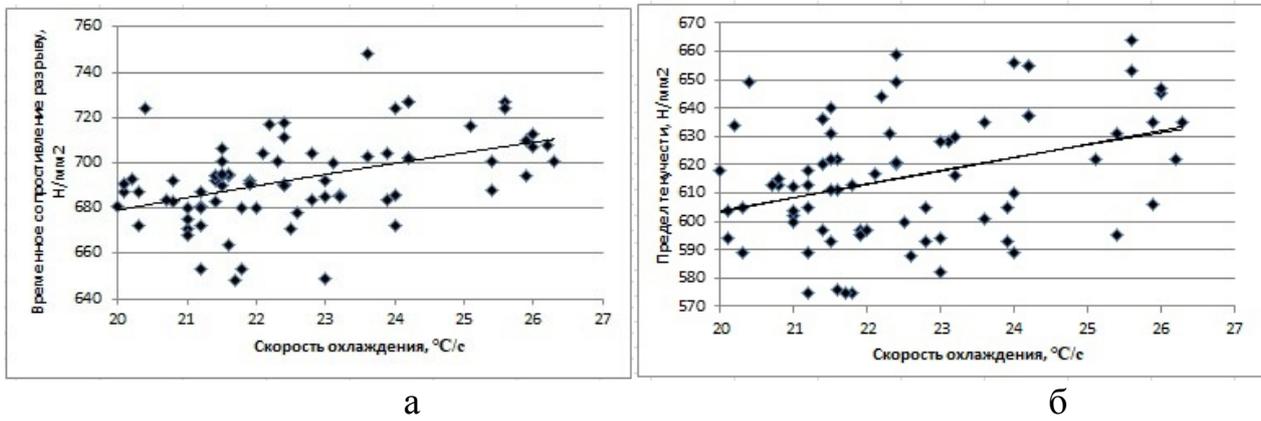


Рисунок 1 – Влияние скорости охлаждения на временное сопротивление разрыву (а) и предел текучести (б) исследованной стали

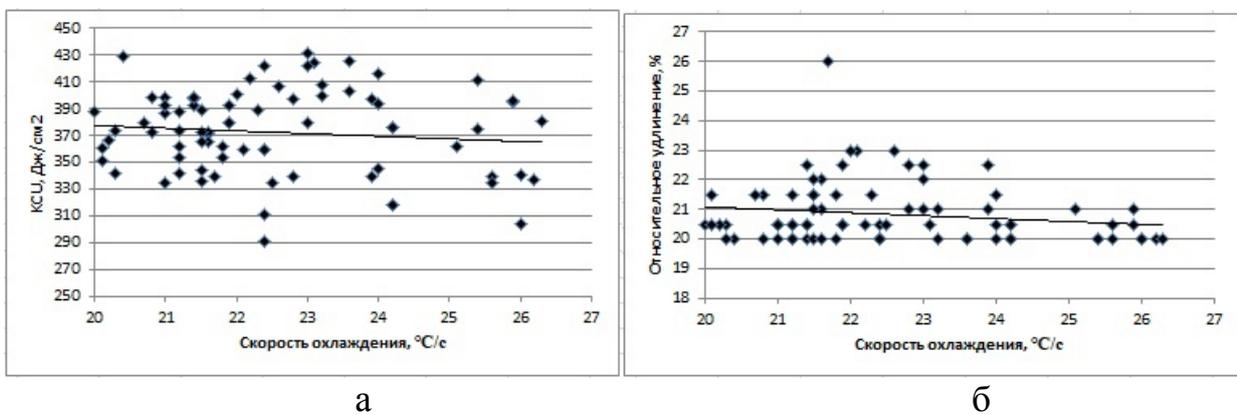


Рисунок 2 – Влияние скорости охлаждения на ударную вязкость $KCU^{-40^{\circ}C}$ (а) и относительное удлинение δ_5 (б) исследованной стали.

Полученная в результате реализации контролируемой прокатки с ускоренным последеформационным охлаждением феррито-бейнитная структура стали указанного химического состава обеспечила получение высокого уровня прочности в сочетании с высокой ударной вязкостью и достаточной пластичностью.

Повышение скорости последеформационного охлаждения с 22 до 26,5 °C/c способствует повышению прочностных характеристик стали в среднем на 30-50 Н/мм² (рис. 1). Если судить по среднему тренду изменений свойств, то ускорение охлаждения мало сказывается на показателях ударной вязкости при -40 °C. Однако в условиях охлаждения со скоростями в пределах 22...24 °C/c наблюдается существенное (до 150 Дж/см²) повышение этих показателей (рис. 2, а).

Показатели относительного удлинения проявляют тенденцию к некоторому снижению с повышением скорости последеформационного охлаждения (рис 2, б). Однако в интервале скоростей охлаждения 22...23,5

°С/с фиксировали максимальные уровни значений этой характеристики пластичности стали.

Следует отметить, что полученные данные характеризуются большим разбросом показателей для всех изученных свойств при близких уровнях скоростей охлаждения. Наиболее заметный разброс показателей фиксировали для предела текучести. Такой разброс, очевидно, обусловлен прежде всего тем, что свойства стали зависят не только от скорости последеформационного охлаждения листов, но и от других параметров технологического процесса контролируемой прокатки, таких, как параметры нагрева, условия черновой и чистовой прокатки, температуры начала и окончания ускоренного охлаждения проката.

Выводы.

Результаты анализа полученных экспериментальных данных позволяют сделать вывод о том, что увеличение скорости последеформационного охлаждения листов из стали категории прочности К65 в цикле контролируемой прокатки в пределах 20...26 °С/с способствует упрочнению стали без заметного снижения показателей ее пластичности и вязкости.

Для обеспечения наиболее благоприятного сочетания показателей прочности, пластичности и вязкости стали при реализации такой технологии ускоренное охлаждение целесообразно проводить со скоростью в пределах 22,5...24 °С/с, когда следует ожидать повышения как показателей прочности, так и характеристик пластичности и вязкости металла листов.

Литература:

1. Матросов, Ю.И. Сталь для магистральных трубопроводов/ Ю.И. Матросов, Д.А. Литвиненко, С.А. Голованенко. – М.:Металлургия, 1989. – 288с.
2. Матросов, Ю.И. Разработка и технологический процесс производства трубных сталей в 21 веке/ Ю.И. Матросов, Ю.Д. Морозов, А.С. Болотов, Ф. Хайстеркамп, К. Хулка, П. Петерс //Сталь.-2001.-№4.-С.58-62.
3. Денисов, С.В. Разработка технологии производства проката из низколегированных сталей для электросварных труб/ С.В. Денисов, М.А. Молостов, П.А. Стеканов, В.В. Савенков// Сталь. – 2008. №7. –С.65-68.
4. Морозов, Ю.Д. Влияние термомодеформационных режимов прокатки и ускоренного охлаждения на формирование механических свойств листового проката из стали класса прочности Х80 / Ю.Д. Морозов, А.А. Науменко, И.В. Лисоцкий // Металлург.- 2010.- № 10.- С.57-62.

ПОЛУЧЕНИЕ ФЕРРИТА ЦИНКА $ZnFe_2O_4$ СО СТРУКТУРОЙ ШПИНЕЛИ И ИССЛЕДОВАНИЕ ЕГО КАТАЛИТИЧЕСКИХ СВОЙСТВ В РЕАКЦИИ ПЕРЕЭТЕРИФИКАЦИИ

Зирник Г.М., Чернуха А.С., Некорыснова Н.С.
Южно-Уральский государственный университет, г. Челябинск

Наряду с развивающимися энерго- и ресурсосберегающими технологиями (солнечная, водородная энергетика), большие надежды возлагают на технологии производства биодизельного топлива из пищевых отходов (отработанных масел и жиров). В основе конверсии триглицеридов жирных кислот (которые и образуют жиры/масла) лежит реакция переэтерификации. Переэтерификация – процесс превращения триглицерида в эфиры соответствующих карбоновых кислот под действием одноатомного спирта. Данную реакцию чаще всего катализируют либо кислотами (серная кислота) или основаниями (KOH, EtONa, MeONa), то есть гомогенными катализаторами. Процесс переэтерификации с использованием вышеописанных катализаторов успешно освоен на производстве, но не лишён недостатков. К числу таковых можно отнести коррозию оборудования, вызванную агрессивным характером катализаторов, а также отсутствие возможности их многократного использования [1]. Одним из возможных путей решения данных проблем может быть замена гомогенных катализаторов гетерогенными, что даст возможность многократно использовать катализатор. В настоящий момент имеются работы, демонстрирующие каталитическую активность ряда оксидных материалов [2,3]. Известно, что свойства любого материала, в том числе катализатора, зависят от метода и условий получения. В случае катализаторов на их каталитическую активность оказывают влияние следующие параметры: морфология, размер частиц, кристаллографическая ориентировка, упаковка, пористость и удельная поверхность материала, концентрация дефектов на поверхности и число активных каталитических центров. Влияние вышеуказанных характеристик на каталитические свойства постулировано во множестве научных теорий гетерогенного катализа (Тейлор [4], Боресков [5], Баландин [6]). Нашей научной группой изучены условия получения [7] и установлена каталитическая активность ряда ферритов со структурой шпинели: $CuFe_2O_4$, $CoFe_2O_4$, $NiFe_2O_4$, $ZnFe_2O_4$, среди которых наилучшей каталитической активностью обладает $ZnFe_2O_4$ (неопубликованные данные). Своей целью данная работа ставит анализ различных методов синтеза феррита цинка и выявление связи между условиями получения и свойствами материала (в том числе каталитическими).

$ZnFe_2O_4$ был получен керамическим (твёрдофазным), золь-гель (цитратно-нитратным) и гидротермальным методами, а также методом совместного химического осаждения. Факт образования гомогенных образцов (или образцов с незначительным количеством примесей) $ZnFe_2O_4$ со структурой шпинели был подтверждён методом рентгеновского фазового анализа (Cu K α , 40 кВ, 30 мА;

$\lambda = 0,1542$ нм, при скорости регистрации дифрактограмм $5^\circ/\text{мин}$). Результаты рентгеновского фазового анализа представлены на рисунке 1.

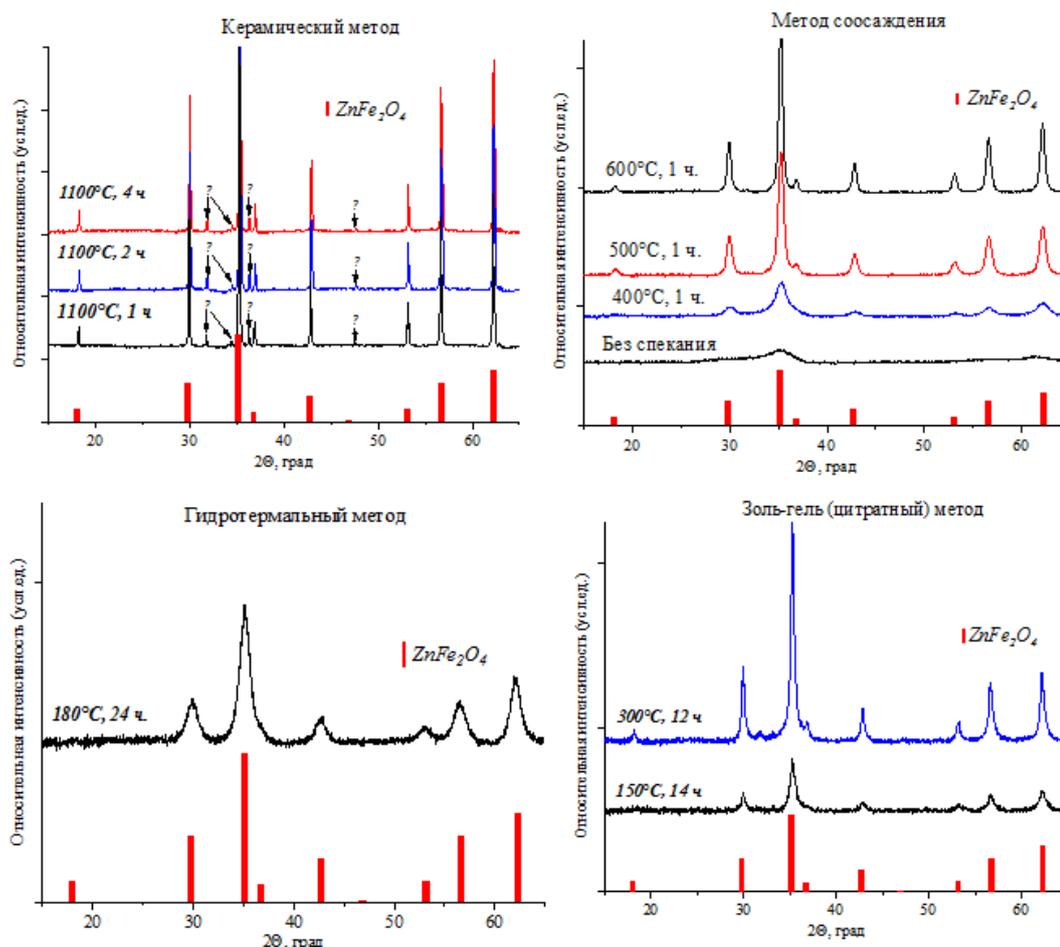


Рисунок 1 – Дифрактограммы образцов ZnFe_2O_4 , полученных различными методами, в сопоставлении с литературными данными.

Установлено, что температурные и временные пороги образования ZnFe_2O_4 понижаются в следующем ряду: керамический метод (1000°C , 1 ч), метод химического соосаждения (400°C , 1 ч.), золь-гель (цитратный) метод (200°C , 12 ч.), гидротермальный метод (180°C , 24 ч.).

Каталитический эксперимент был проведён при использовании отработанного пищевого жира (подсолнечного масла) (2,00 г), метанола (10 мл) и катализатора (10 или 5 масс. % по отношению к жиру). Реакция была осуществлена в автоклаве (40 мл) при температуре 160°C и выдержке 12 ч. Охлаждение автоклавов осуществляли на воздухе. Факт образования метиловых эфиров высших карбоновых кислот был подтверждён методом хромато-масс-спектрометрии. Хроматограмма продуктов каталитического эксперимента для образца ZnFe_2O_4 полученного золь-гель (цитратным) методом представлена на рисунке 2.

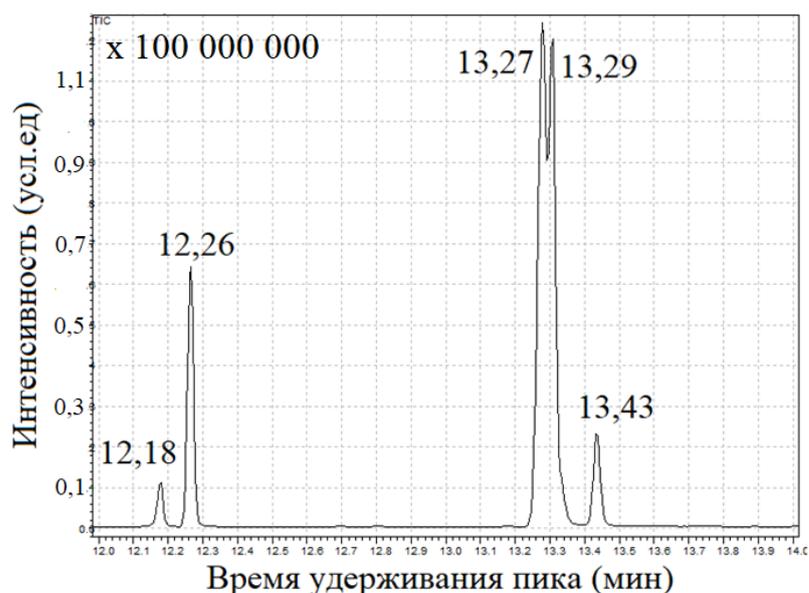


Рисунок 2 – Хроматограмма реакционной смеси после каталитического эксперимента. Каждому хроматографическому пику соответствует метиловый эфир соответствующей карбоновой кислоты: 12,18 - пальмитолеиновой; 12,26 - пальмитиновой; 13,27 – линолевой; 13,29 - олеиновой; 13,43 - стеариновой.

Выход реакции был оценён посредством подсчёта остаточной массы масла после проведения реакции (после удаления верхнего слоя метанола и высушивания остатков масла для удаления спирта). Каталитическая активность образцов ферритов представлена в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты каталитического эксперимента.

Серия, №	Метод получения	Масс. % кат.	Выход реакции	Выход, среднее
1	Соосаждение	5%	96,5%, 96,5%, 96%, 92%, 82,5%, 79%	90,4%
2	Золь-гель	5%	90%	90%
3	Золь-гель	10%	79%, 76%, 71%	75,3%
4	Без катализатора	-	7%, 3%, 1%	3,5%

Среди полученных образцов наибольшую каталитическую активность проявляет $ZnFe_2O_4$ полученный золь-гель (цитратно-нитратным) методом и методом химического соосаждения. Показано, что использование 5 мас.% $ZnFe_2O_4$ в реакции переэтерификации подсолнечного масла приводит к высоким выходам (до 90-95%) целевого продукта (метиловых эфиров карбоновых кислот). Полученные данные свидетельствует о возможности применения $ZnFe_2O_4$, полученного различными методами, в роли катализатора

реакции переэтерификации, а также формируют задел для установления оптимальных условий каталитического эксперимента.

Литература:

1. Nasreen, S. Review of Catalytic Transesterification Methods for Biodiesel Production / S. Nasreen // *Biofuels - State of Developmen* / S. Nasreen, M. Nafees, L.A. Qureshi, M.S. Asad, A. Sadiq. S. D. Ali. – ItechOpen, 2018. – Chapter 6 – P. 93–119. DOI:10.5772/intechopen.75534

2. Room-Temperature Conversion of Soybean Oil and Poultry Fat to Biodiesel Catalyzed by Nanocrystalline Calcium Oxides / C. Reddy, V. Reddy, R. Oshel, J.G. Verkade – DOI: <https://doi.org/10.1021/ef050435d> // *Energy & Fuels*. American Chemical Society. – 2006. – Vol. 20, no. 3. – P. 1310–1314. – URL: <https://pubs.acs.org/doi/10.1021/ef050435d> (date accessed: 17.04.2023)

3. Highly active and stable magnetically recyclable CuFe_2O_4 as a heterogenous catalyst for efficient conversion of waste frying oil to biodiesel / R.M. Ali, M.R. Elkatory, H.A. Hamad – DOI: <https://doi.org/10.1016/j.fuel.2020.117297> // *Fuel*. – 2020. – Vol. 268. – P. 117297. – URL: <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0016236120302921> (date accessed: 17.04.2023)

4. A Theory of the Catalytic Surface. / H. S. Taylor – DOI: <https://doi.org/10.1098/rspa.1925.0061> // *Proceedings of the Royal Society A: Mathematical, Physical and Engineering Sciences* – 1925. – Vol. 108 no. 745. – P. 105–111. – URL: <https://royalsocietypublishing.org/doi/10.1098/rspa.1925.0061> (date accessed: 18.04.2023)

5. Боресков, Г. К. Гетерогенный катализ: моногр. / Г. К. Боресков. – Москва: Наука, 1986. – 304 с.

6. Баландин, А.А. Современное состояние теории гетерогенного катализа: моногр. / Баландин А.А. – Москва: Наука, 1968. – 202 с. – ISBN 978-00-1641505-0

7. Зирник, Г.М. Установление минимальных температурных и временных порогов образования ферритов-шпинелей CuFe_2O_4 , NiFe_2O_4 , CoFe_2O_4 , ZnFe_2O_4 для методов твердофазного и жидкофазного синтеза / Г. М. Зирник, А. С. Чернуха, Н. С. Некорыснова, А. В. Вепрева, К. В. Матвеев, К. Р. Смолякова, Д. А. Винник. – DOI: 10.14529/chem220412 // *Вестник Южно-Уральского Государственного Университета. Серия “Химия.”*. – 2022. – Т. 14, № 4. – С. 127–139.

СРАВНИТЕЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ И СВОЙСТВ ВЫСОКОХРОМИСТЫХ ЧУГУНОВ

Коновалов Н.А., Крымов В.Н., Симоненко В.И.
Донецкий национальный технический университет

Высокохромистые износостойкие чугуны являются одними из самых распространенных материалов, предназначенных для изготовления деталей горного оборудования, работающих в условиях износа. В литературе описано более трех десятков составов белых легированных чугунов [1]. Однако на практике, чаще всего, используются менее десяти наиболее распространенных марок. Основным легирующим элементом в этих чугунах является хром. Некоторые марки дополнительно содержат 2-4% никеля и марганца, а также молибден и ванадий. Структура чугунов, как правило, представлена мартенситной (аустенито-мартенситной) матрицей и карбидами M_7C_3 . Несмотря на простоту химического состава, на износостойкость чугунов оказывает большое влияние целый ряд факторов. Кроме указанной структуры матрицы это, прежде всего, доля карбидной фазы, а также размеры и ориентация карбидов. Очевидно, что чем больше карбидов в структуре, тем выше износостойкость. По поводу влияния размера карбидов, общепринятым является мнение, что крупные (заэвтектические) карбиды снижают износостойкость, поскольку склонны к выкрашиванию [2].

Относительно структуры металлической матрицы мнения несколько отличаются. Ранее оптимальной являлась мартенситная структура основы. Повышая общую твердость чугуна, мартенсит способствовал лучшему удержанию карбидов в матрице. В последнее время считается, что наличие некоторого количества метастабильного остаточного аустенита благоприятно сказывается на износостойкости.

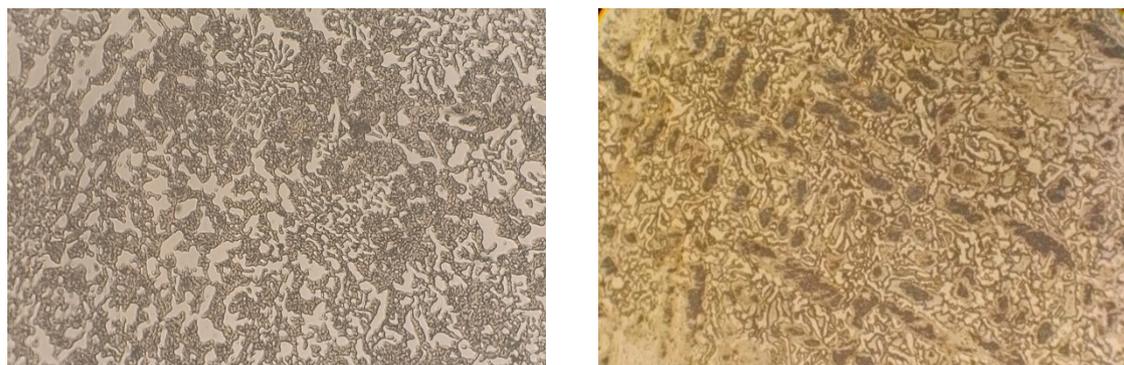
Целью данной работы является исследование влияния структуры высокохромистых чугунов на их износостойкость.

Образцы для исследования вырезали из отработавших рабочих колес шламовых насосов. В первом случае это было колесо донецкого производителя из чугуна ИЧХ28Н2. Для сравнения брали колесо фирмы Metso. Чугун колеса содержал 37% хрома и 0,8% молибдена. На образцах изучали микроструктуру, измеряли твердость и микротвердость. Износостойкость оценивали испытаниями при трении о незакрепленный абразив. В качестве абразива использовали гранатовый песок, который насыпался на вращающийся горизонтальный диск.

Микроструктура чугунов (рис. 1) представлена карбидами и мартенситной матрицей. Оба состава доэвтектические. Размеры дендритов бывшего первичного аустенита чугуна Metso заметно крупнее, чем у ИЧХ28Н2.

Твердость и микротвердость матрицы чугунов (табл. 1) указывают на то, что чугун Metso был термообработан. Основа имеет структуру мартенсита. Этим и объясняется более высокая твердость чугуна. Чугун ИЧХ28Н2

находился в литом состоянии. Металлическая основа имеет структуру мартенсита и остаточного аустенита (рис. 1б).



а б
Рисунок 1 – Микроструктура чугунов ИЧХ28Н2 (а) и чугуна Metso (б), х300

Таблица 1 – Твердость и микротвердость матрицы чугунов

Чугун	Твердость, HRC	Микротвердость матрицы, Н/мм ²
ИЧХ28Н2	48	5225
Metso	54	6950

Испытания на износ дали неожиданные результаты (табл. 2). Несмотря на более низкую твердость чугун ИЧХ28Н2 показал более высокую износостойкость.

Таблица 2 – Относительная износостойкость чугунов

Чугун	M ₀ , г	Mк, г	Удельный износ, г/(м ² •м)	Относительная износостойкость ¹⁾
ИЧХ28Н2	42,45665	42,28045	0,779	2,79
Metso	47,24235	47,03315	0,926	2,35

Примечание. Износостойкость относительно стали 20

Очевидно, что более высокая стойкость связана со структурой карбидной фазы.

Таким образом, на абразивную износостойкость оказывает влияние, прежде всего свойства карбидной фазы.

Литература:

1. Гарбер, М.Е. Износостойкие белые чугуны: свойства, структура, технология, эксплуатация / М.Е. Гарбер. – Москва: Машиностроение, 2010. – 280 с.: ил. ISBN 978-5-217-03461-1.
2. Цыпин, И.И. Белые износостойкие чугуны / И.И. Цыпин. – Москва: Металлургия, 1983. – 176 с.

СТРОЕНИЕ И СВОЙСТВА СВАРНОГО СОЕДИНЕНИЯ, ВЫПОЛНЕННОГО СВАРКОЙ ТРЕНИЕМ С ПЕРЕМЕШИВАНИЕМ

Макарова Е.Н., Крымов В.Н., Сотников А.Л.
Донецкий национальный технический университет

Сварка трением с перемешиванием (СТП) привлекает к себе внимание исследователей и производителей на протяжении последних двух - трех десятилетий. Это объясняется известными преимуществами этого способа: сравнительно низкими капитальными затратами, простотой оборудования, отсутствием необходимости в защитных атмосферах и флюсах, высокой производительностью и др. Отличительной особенностью СТП являются высокие механические свойства соединений. При СТП не происходит расплавление изделий и последующей кристаллизации. Соответственно, не возникают характерные для сварки плавлением дефекты.

Наиболее серьезным недостатком СТП является ограниченная стойкость сварочного инструмента. По этой причине СТП подвергают, в основном, изделия из мягких и легкоплавких материалов: сплавы алюминия, магния, меди, пластмассы.

Целью данной работы было изучение возможности СТП алюминиевого сплава с помощью сварочного инструмента, изготовленного из хромоникелевой аустенитной стали типа 08X18H10.

Полосы из электротехнического алюминия марки А7Е толщиной 6 мм сваривали «в стык» за один проход. Основные параметры СТП: скорость вращения инструмента — 800 об/мин, скорость подачи — 40 мм/мин. Из полученного таким образом соединения, вырезали поперечные образцы для испытания на растяжение и исследования макро- и микроструктуры.

Строение полученного соединения (рис. 1) характерно для СТП и содержит обычные элементы макроструктуры.



а



б

Рисунок 1 – Внешний вид сваренных пластин (а) и инструмента после сварки (б)

Инструмент из аустенитной стали позволил выполнить сварку нескольких образцов без деформации, разрушения и износа. На пине инструмента заметно налипание алюминия. Желтый цвет побежалости на внешней поверхности свидетельствует о нагреве этой части инструмента до температуры не менее

350-400 °С. На поперечном макрошлифе строение сварного соединения имеет «луковичную форму», что характерно для технологии СТП (рис. 2а). В зоне перемешивания дефекты в виде несплошностей отсутствуют.



а б
Рисунок 2 – Макро- (а) и микроструктура (б) сварного соединения;
а – x2, б – x120

Только при увеличении 100 и более крат становятся видны прерывающиеся трещины (рис. 2б), расположенные преимущественно вблизи поверхности конуса и в участке слоистой, «луковичной» структуры (рис. 2а). Небольшое количество пор можно заметить в осевой части соединения вблизи вершины конуса. В некоторых работах появление этих пор объясняют усадкой металла при охлаждении.

Травление 0,5%-ным раствором плавиковой кислоты позволило выявить зёрненную структуру образцов. В зоне перемешивания зерно имеет равноосную форму, что говорит о динамической рекристаллизации сплава. Средний условный диаметр рекристаллизованных зерен, в зависимости от участка сварного соединения составляет 40-60 мкм. Это заметно меньше, чем размер исходного зерна образца – 200 мкм.

Определение прочности сварного соединения выполняли в соответствии с ГОСТ 6996-66 на образцах, вырезанных перпендикулярно сварному шву. Разрушение соединения произошло в зоне сварки, но не по оси соединения (рис. 3). Характеристики, определенные при испытании (табл. 1), достаточно высоки и соответствуют прочности отожженного алюминия марки А7Е.



Рисунок 3 – Сваренный образец после испытания на растяжение

Таблица 1 – Средние значения прочности и пластичности сварного соединения

σ_b , Н/мм ²	δ , %	ψ , %
83	15	71

Таким образом, СТП с использованием инструмента из аустенитной хромоникелевой стали позволяет получать практически равнопрочные сварные соединения на алюминии.

СТРУКТУРА, ХИМИЧЕСКИЙ И ФАЗОВЫЙ СОСТАВЫ, МИКРОМЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА СВС-КОМПОЗИТА СИСТЕМЫ Fe-Ti-Ni-Mn-B-C

Нохрина А.В.^{1,2}, Пугачева Н.Б.^{1,2}, Николин Ю.В.²

¹Уральский федеральный университет имени первого президента России

Б.Н.Ельцина,

² Институт машиноведения имени Э. С. Горкунова Уральского отделения
Российской академии наук,
г. Екатеринбург

Самораспространяющийся высокотемпературный синтез (СВС) является одним из перспективных методов получения новых порошковых или монокристаллических материалов [1-3]. Процесс СВС протекает в три стадии: горение, образование новых фаз и охлаждение продуктов горения [1]. Во время горения протекают экзотермические реакции, которые повышают температуру порошковой смеси и приводят к плавлению ее составляющих. Отличительной особенностью СВС-композиата является высокая твердость в сочетании с высокой хрупкостью. СВС-композиаты на основе бинарных систем (Ti-B, NiB и т.п.) имеют высокую хрупкость, а бориды переходных металлов обладают высокой твердостью и износостойкостью [4]. Несмотря на то, что метод СВС был открыт полвека назад, до сих пор метод изучен не в полной мере. Особенно это касается монокристаллических композиатов. Ранее было установлено влияние порошковых элементов, используемых для синтеза, на структурное состояние монокристаллических композиатов системы Fe-Ni-Ti-C-B [5]. А также проведен сравнительный анализ структуры и свойств СВС-композиата систем Fe-Ti-C-B, Fe-Ni-C-B, Fe-Ni-Cr-Ti-C-B и Cu-Ti-C-B [6]. Актуальной задачей является расширение исследований о структурном состоянии и свойствах монокристаллических СВС-композиатов.

Исследуемый композиат системы Fe-Ti-Ni-Mn-B-C изготавливался методом СВС в режиме безгазового твердофазного горения при постоянной скорости перемещения фронта горения. Исходными материалами были выбраны порошки Ti, Fe, B₄C и самофлюсующийся порошок ПРН9Г4СР. Порошки Ti и B₄C составляли терморреагирующую смесь (ТРК) и обеспечивали протекание экзотермической реакции $3\text{Ti} + \text{B}_4\text{C} \rightarrow \text{TiC} + 2\text{TiB}_2 + \text{Q}$, в результате которой образовались частицы упрочняющих фаз композиата карбида титана TiC и диборида титана TiB₂. Содержание ТРК в исходной порошковой смеси равно 25 %. Исходные порошки были засыпаны в стальную трубу Ст3, служащую реактором и внешней оболочкой заготовки. Заготовка после СВС была подвергнута горячему прессованию при температуре 1200 °С на гидравлическом прессе с нагрузкой 250 МПа. Из полученной заготовки-пластины вырезались образцы для исследования.

На металлографическом микроскопе Neophot 21 была изучена микроструктура СВС-композиата на нетравленных образцах. Твердость по

Роквеллу измеряли на твердомере Qness Q150 M по стандарту ISO 6508-86. Микромеханические свойства были определены на измерительном комплексе WIN-HCU FISCERSCOPE HM 2000 XYm при максимальной нагрузке 1000 мкН (100 г), времени нагружения 20 сек, выдержке 25 сек и времени разгрузки 20 сек по стандарту ISO 14577. Химический состав фаз определялся на растровом сканирующем электронном микроскопе Tescan VEGA II XMU с приставкой Oxford INCA Energy 450 XT. Рентгеноструктурный анализ фаз проводился на рентгеновском дифрактометре SHIMADZU в k_{α} излучении хрома.

Средний химический состав композита, определенный в результате усреднения результатов сканирования десяти участков поверхности шлифа площадью $0,4 \text{ мм}^2$ приведен в таблице 1. Твердость композита составила 65 HRC.

Таблица 1 – Средний химический состав СВС-композита, масс. %

В	С	Si	Ti	Cr	Mn	Ni	Fe
$10,0 \pm 0,9$	$7,4 \pm 1,2$	$1,7 \pm 0,1$	$26,5 \pm 2,8$	$4,7 \pm 0,34$	$1,4 \pm 0,1$	$0,4 \pm 0,1$	остальное

В ходе проведения анализа микроструктуры установлено, что фазы неравномерно распределены по объему композита (рис. 1а). На границе со стальной оболочкой образовалась переходная диффузионная зона (рис. 1б).

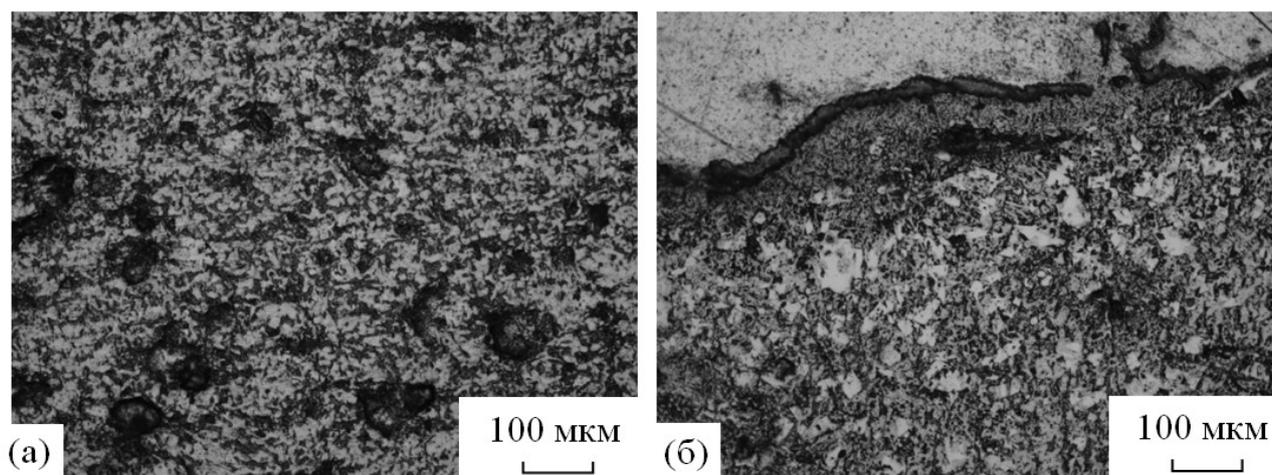


Рисунок 1 – Микроструктура СВС-композита: а – металл основы; б – граница со стальной оболочкой

Проведение фазового рентгеноструктурного анализа показало, что в композите присутствуют соединения класса карбидов (TiC), боридов (TiB_2 , FeB , Fe_2B), а также феррит $\alpha\text{-Fe}$ (рис. 2). Все фазы в СВС-композите образуют три структурные составляющие: “ $\text{TiC} + \alpha\text{-Fe}$ ”, “ $\text{TiB}_2 + \text{TiC} + \alpha\text{-Fe}$ ”, “ $\text{Fe}_2\text{B} + \text{FeB} + \alpha\text{-Fe}$ ”.

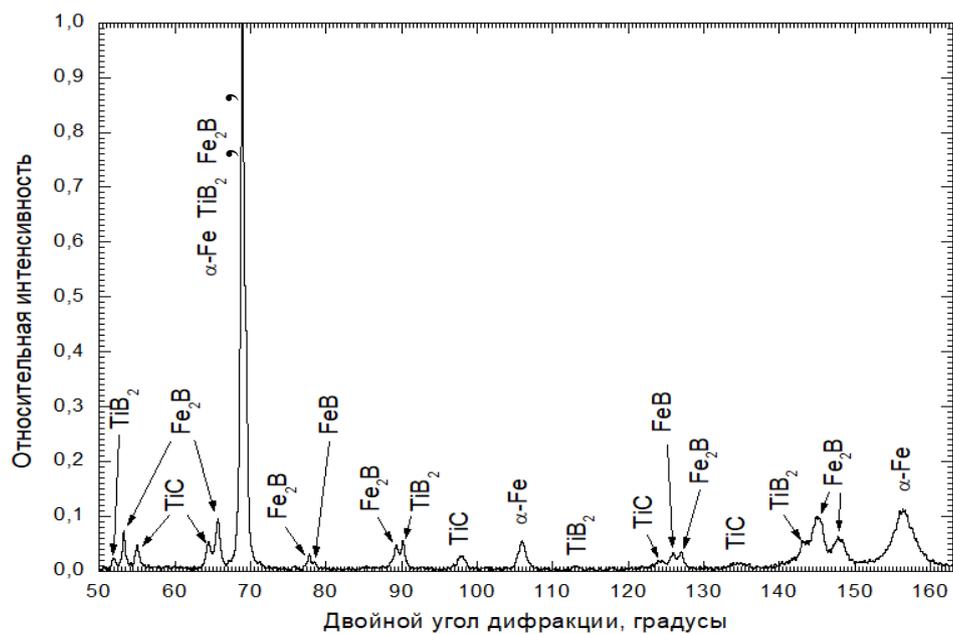


Рисунок 2 – Фрагмент дифрактограммы исследуемого СВС-композита

Изменение химического состава и распределение элементов в объеме композита представлены на рис. 3 и в таблице 2.

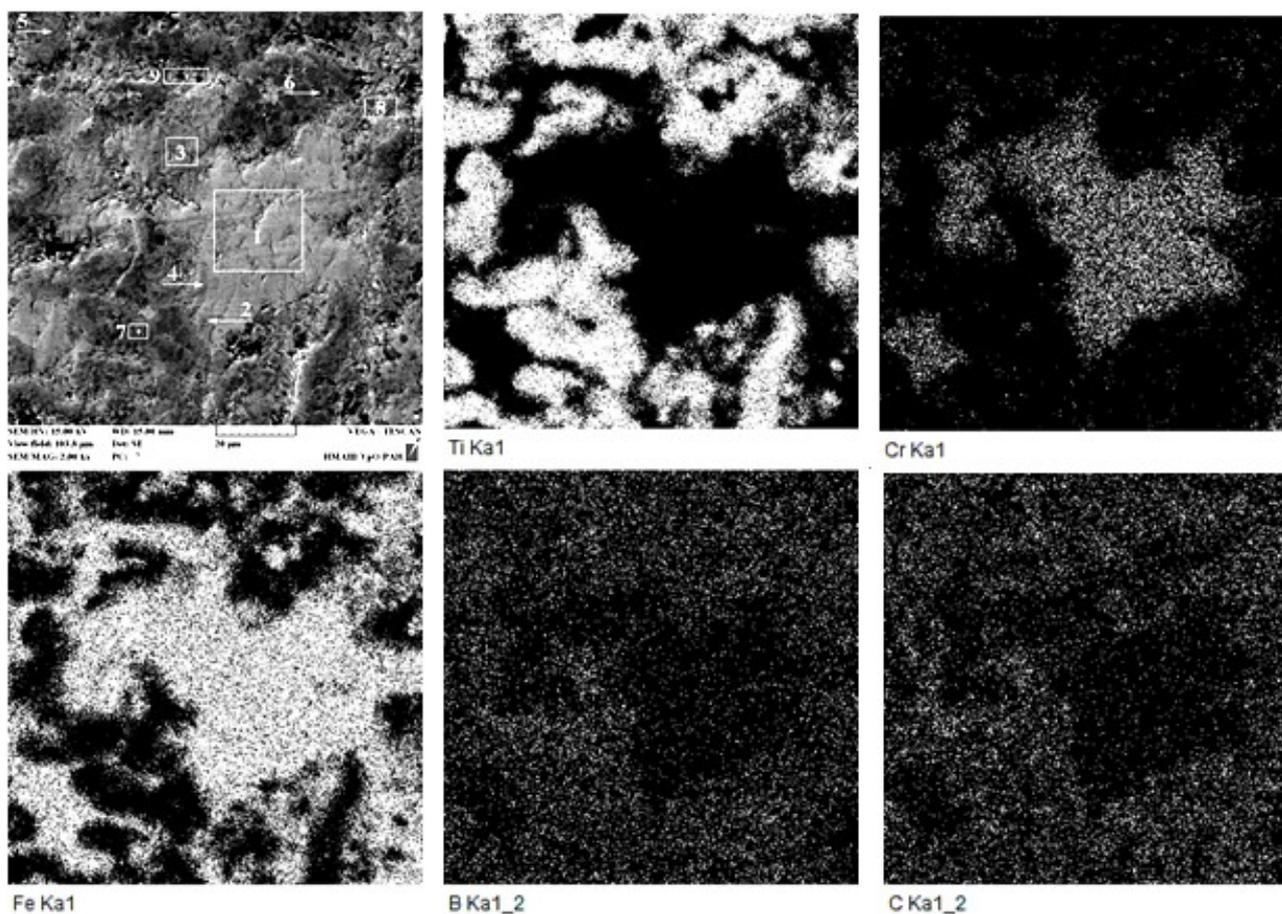


Рисунок 3 – Распределение элементов на поверхности шлифа композита

Таблица 2 – Химический состав участков, отмеченных на рис.3, ат. %

№	B	C	Si	Ti	Cr	Mn	Ni	Fe
1	22,2	3,5	0,3	0,5	12,2	2,0	0,2	остальное
2	20,7	5,7	0,4	6,5	10,2	1,7	0,2	
3	20,2	6,2	0,4	1,0	11,7	1,9	0,2	
4	22,3	6,5	0,3	0,7	11,3	1,7	0,1	
5	21,9	9,6	1,4	39,8	1,6	0,8	0,4	
6	39,4	5,3	0,4	45,1	0,8	0,3	0,1	
7	32,4	7,5	0,6	51,4	0,5	0,2	0,2	
8	17,7	11,7	3,0	22,9	2,3	1,0	0,5	
9	21,0	13,7	8,0	5,8	3,4	1,1	0,5	

При измерении микромеханических свойств, были получены данные изменения микротвердости структурных составляющих. Наибольшая твердость по Виккерсу у механической смеси “Fe₂B + FeB + α-Fe” и равна 1445 HV 0,1. Структурная составляющая “TiB₂ + TiC + α-Fe” имеет твердость 890 HV 0,1. Наименьшая твердость по Виккерсу у “TiC + α-Fe” и равна 750 HV 0,1 (рис.4).

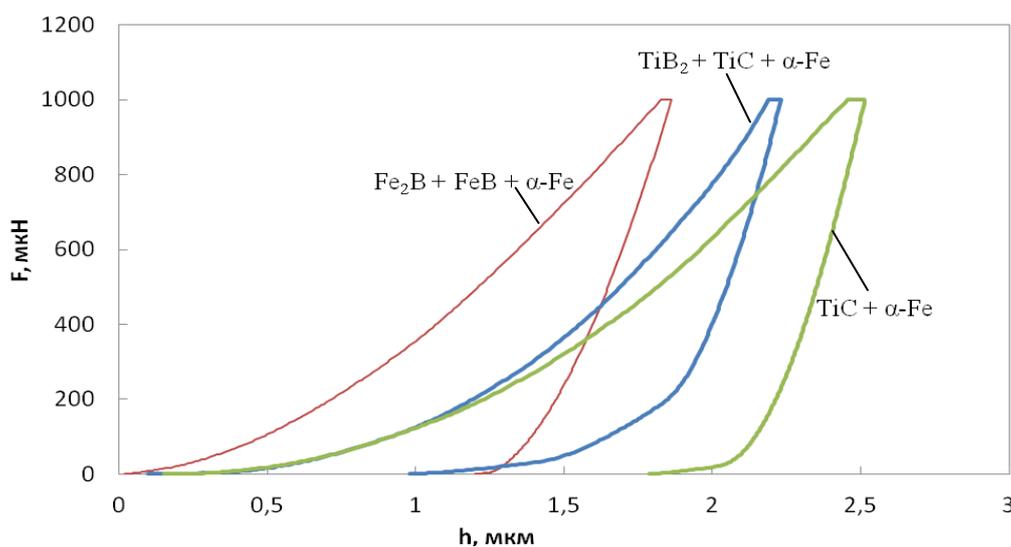


Рисунок 4 – Изменение микротвердости отдельных структурных составляющих СВС-композиата

Микромеханические свойства структурных составляющих представлены в таблице 3. Показатели R_e (показатель упругости) и φ (показатель пластичности) рассчитываются следующим образом:

$$R_e = (h_{\max} - h_p) / h_{\max} * 100 \%, \quad (1)$$

где h_p – остаточная глубина вдавливания индентора; h_{max} – максимальная глубина внедрения индентора.

$$\varphi = (1 - W_e / W_t) * 100 \%, \quad (2)$$

где W_e – работа упругой деформации при индентировании, освобождаемая при снятии приложенной нагрузки; W_t – значения полной механической работы при индентировании.

Таблица 3 – Результаты микроиндентирования СВС-композита при максимальной нагрузке на индентор 1000 мкН (100 г.)

Фаза/ Мех. свойства	TiC + α -Fe	TiB ₂ + TiC + α -Fe	Fe ₂ B + FeB + α -Fe
НМ, ГПа (± 1)	6163	7046	10346
Н _{IT} , ГПа (± 2)	7928	9412	15293
HV (± 178)	750	890	1445
E *, ГПа (± 22)	297	291	335
W _t , мДж ($\pm 0,1$)	0,6	0,7	0,7
W _e , мДж ($\pm 0,02$)	0,2	0,2	0,2
h _{max} , мкм ($\pm 0,2$)	2,4	2,3	1,9
h _p , мкм ($\pm 0,3$)	1,9	1,5	1,2
h ₁ , мкм ($\pm 0,2$)	2,5	2,2	1,9
R _e , %	28,7	56,1	35,5
ϕ , %	74,7	58,3	64,7

Таким образом, полученный СВС-композит системы Fe-Ti-Ni-Mn-B-C имеет неравномерную структуру по площади образца. В композите сформировались три структурные составляющие: “TiC + α -Fe”, “TiB₂ + TiC + α -Fe”, “Fe₂B + FeB + α -Fe”. Установленные микромеханические свойства этих структурных составляющих показали, что наиболее пластичной является “TiC + α -Fe” ϕ = 74,7 %. Наибольшее упругое восстановление и минимальная пластическая составляющая у механической смеси “TiB₂ + TiC + α -Fe” Re = 56,1 %, ϕ = 58,3 %.

Работа выполнена на оборудовании ЦКП «Пластометрия» ИМАШ УрО РАН в соответствии с государственным заданием по теме № АААА-А18-118020790145-0.

Литература:

1. Амосов, А.П., Боровинская И.П., Мержанов А.Г. Порошковая технология самораспространяющегося высокотемпературного синтеза материалов. – М.: Машиностроение-1, 2007. – 472с.
2. Мержанов, А.Г. Твердопламенное горение. – Черноголовка: ИСМАН, 2000. – 224с.
3. Самораспространяющийся высокотемпературный синтез: теория и практика / Сборник статей // Под ред. А.Е.Сычева. – Черноголовка: Территория, 2001. – 432с.
4. Кузьма Ю.Б., Чабан Н.Ф. Двойные и тройные системы, содержащие бор. Справочник. – М.: Металлургия, 1990. – 318с.
5. Структура СВС-композитов системы Fe-Ti-C-B / Н.Б. Пугачева, Ю.В. Николин, Е.И. Сенаева, И.Ю. Малыгина // Физика металлов и металловедение. – 2019. – Т.120, №11. – 1174-1180с. – DOI: 10.1134/S0015323019110135.
6. Пугачева, Н.Б. Влияние химического состава матрицы на структуру и свойства монолитных СВС-композитов / Н.Б. Пугачева, Ю.В. Николин, Т.М. Быкова, Е.И. Сенаева // Обработка металлов (технология, оборудование, инструменты). – 2021. – Т.23, №3. – С. 124-138.

УЛУЧШЕНИЕ КАЧЕСТВА ТОЛСТОЛИСТОВЫХ СТАЛЕЙ ПУТЕМ УСКОРЕННОГО ОХЛАЖДЕНИЯ ПРИ НОРМАЛИЗАЦИИ

Овчаренко М.С., Егоров Н.Т.

Донецкий национальный технический университет

Развитие промышленного потенциала Донецкого региона требует увеличения производства толстолистового проката повышенного качества. Нормализация является наиболее распространенным видом термической обработки толстых листов из низколегированных сталей, основное влияние которой, как известно, связано с получением однородной, мелкозернистой феррито-перлитной структуры, обеспечивающей получение требуемого действующими стандартами комплекса механических свойств у листов толщиной не более 20 мм [1]. Эффективность процесса нормализации снижается с увеличением толщины обрабатываемых листов, что является следствием их медленного охлаждения на воздухе.

Ранее проведенными исследованиями [2,3] показана возможность повышения прочностных и вязких свойств низколегированных сталей в результате применения при нормализации ускоренного прерванного охлаждения. Однако, опробование и промышленная реализация такой технологии многие годы была невозможна из-за отсутствия на металлургических предприятиях необходимого оборудования, позволяющего осуществлять ускоренное регулируемое охлаждение толстых листов, его контроль и управление. С вводом в эксплуатацию на толстолистовых станах современных роликовых закалочных машин (РЗМ), предназначенных для закалки крупногабаритных листов, появилась возможность не только улучшить качество их закалки, но и применить ускоренное регулируемое охлаждение при нормализации.

В настоящей работе проведено исследование качества толстых листов из низколегированных сталей 10ХСНД и 15ХСНД, подвергнутых ускоренному охлаждению при нормализации на одном из металлургических комбинатов с использованием роликовой закалочной машины. Химический состав сталей приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав сталей 10ХСНД и 15ХСНД

Марка стали	Массовая доля элементов (не более), %							
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	S	P
10ХСНД	0,10	0,93	0,70	0,78	0,55	0,47	0,029	0,024
15ХСНД	0,15	0,73	0,66	0,89	0,61	0,55	0,026	0,020

Листы текущего производства толщиной 20-25 мм после их нагрева в проходной роликовой печи до 930-950°С (продолжительность нагрева

составляла 1,5 мин/мм) охлаждали водой в РЗМ до температур 730-770°С со скоростью 15-20°С/с, затем на воздухе.

Расход воды, подаваемой на лист сверху составлял 0,5-0,6 расхода воды, подаваемой снизу. При соблюдении расхода охлаждающей воды в указанном соотношении обеспечивалась удовлетворительная плоскостность листов.

В таблице 2 приведены результаты статистической обработки механических свойств исследованных сталей для листов толщиной 20-25 мм после их нормализации с ускоренным охлаждением. Для сравнения приведены свойства листов толщиной 8-12 мм (сталь 10ХСНД) и 20-22 мм (сталь 15ХСНД) после нормализации с охлаждением на воздухе.

Таблица 2 – Результаты статистической обработки механических свойств толстых листов из сталей 10ХСНД и 15ХСНД после различных режимов охлаждения при нормализации

Показатели	10ХСНД		15ХСНД	
	Среднее значение, \bar{X}	Коэффициент вариации, V, %	Среднее значение, \bar{X}	Коэффициент вариации, V, %
Временное сопротивление разрыву, σ_b , Н/мм ²	600	4,5	540	3,5
	560	5,8	520	2,8
Предел текучести, σ_T , Н/мм ²	440	7,2	380	5,0
	420	7,4	370	4,0
Относительное удлинение, δ_5 , %	24	10,2	27	9,6
	26	9,3	28	8,6
Ударная вязкость, КСУ ^{-40°С} , Мдж/м ²	0,94	14,5	1,06	18,7
	0,87	15,5	0,75	17,5

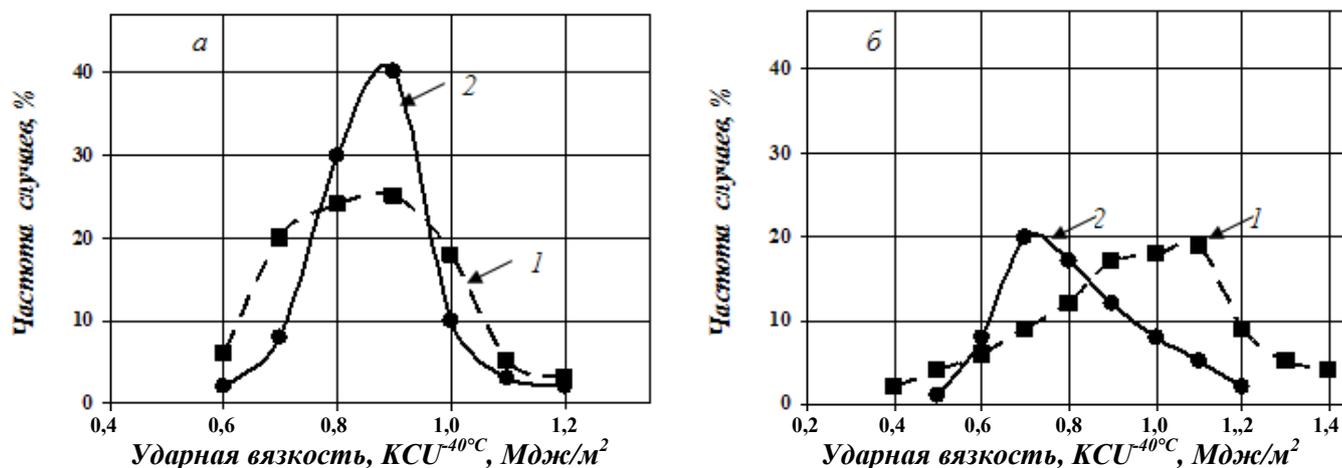
Примечание. Числитель – ускоренное охлаждение, знаменатель – охлаждение на воздухе.

Анализ результатов статистической обработки показывает, что ускоренное прерванное охлаждение при нормализации листов толщиной 20-25 мм обеспечивает повышение временного сопротивления разрыву исследованных сталей на 20-40 Н/мм², предела текучести – на 10-20 Н/мм² без существенного снижения пластичности (δ_5 не ниже 24-27 %).

На рисунке 1 приведены кривые частотного распределения значений ударной вязкости низколегированных сталей 10ХСНД и 15ХСНД при температуре испытания минус 40°С для листов различной толщины в зависимости от режима охлаждения при нормализации.

Из представленных данных видно, что ускоренное охлаждение листов при нормализации приводит к повышению ударной вязкости сталей по сравнению с охлаждением на воздухе в среднем на 0,2-0,3 Мдж/м². При этом характерно, что уровень ударной вязкости стали 10ХСНД после ускоренного охлаждения листов толщиной 20-22 мм соответствует уровню ударной вязкости листов толщиной 8-12 мм при охлаждении их на воздухе. Следует отметить, что

ускоренное охлаждение не вызывает заметного увеличения разброса свойств, о чем свидетельствует идентичность коэффициентов вариации.



1 – ускоренное охлаждение до 730-770°C, листы толщиной 20-22 мм (10XСНД) и 24-25 мм (15XСНД);

2 – охлаждение на воздухе, листы толщиной 8-12 мм (10XСНД) и 20-25 мм (15XСНД).

Рисунок 1 – Частотное распределение ударной вязкости сталей 10XСНД (а) и 15XСНД (б) в зависимости от режима охлаждения листов при нормализации:

Таким образом, проведенные исследования показали, что реализация в промышленных условиях технологии ускоренного прерванного охлаждения с использованием роликовых закалочных машин позволяет повысить эффективность процесса нормализации низколегированных сталей при производстве листов толщиной более 20 мм, обеспечивая снижение их отсортировки из-за неудовлетворительных механических свойств и сокращая при этом на 10-15 % объем повторной термической обработки.

Литература:

1. Долженков, Ф.Е. Повышения качества толстых листов / Ф.Е. Долженков, Ю.В. Коновалов, В.Г. Носов и др. – М.: Металлургия, 1984. – 247 с.

2. Тюрин, Н.Ф. Ускоренное охлаждение толстолистового низколегированного проката при нормализации / Н.Ф. Тюрин, Н.Т. Егоров, Г.П. Плеханов, В.В. Миллер // Сталь, 1989, №12. – С.64-66.

3. Егоров, Н.Т. Влияния условий охлаждения при термической обработке на структуру и свойства толстолистовых низколегированных сталей // Машиностроение и техносфера XXI века. Сб. трудов XI международной научно-практической конференции. – Донецк: ДонНТУ, 2004, т.1. – С. 250-254.

ВЛИЯНИЕ УСЛОВИЙ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА ПРОЯВЛЕНИЕ ЭФФЕКТА МЕТАСТАБИЛЬНОСТИ ОСТАТОЧНОГО АУСТЕНИТА В УСЛОВИЯХ ИЗНАШИВАНИЯ

Петрив М.М., Горбатенко В.П.
Донецкий национальный технический университет

Износостойкие материалы при различных видах износа должны обладать структурой, способной к максимальному упрочнению под влияние контактного нагружения [1]. Как известно, наиболее эффективным способом повышения износостойкости сплавов является увеличение их способности к упрочнению непосредственно в процессе изнашивания вследствие превращения метастабильного аустенита в мартенсит деформации [2]. Влияние мартенсита деформации на свойства сталей определяется как химическим составом стали, так и условиями ее предшествующей обработки [3, 4].

Объектом исследования в данной работе является высокоуглеродистая (1,03 % С) высокохромистая (11,9 % Cr) сталь, дополнительно легированная никелем (3,83 % Ni) – сталь типа 100X12H4. Целью работы является изучение влияния условий термической обработки стали на проявление эффекта метастабильности остаточного аустенита в процессе абразивного изнашивания.

Термическую обработку осуществляли по следующей схеме: температура нагрева составляла 1100 °С, время выдержки - 30 минут. Охлаждение производилось с печью и в масле. Температура отпуска после закалки составляла 600 °С, длительность выдержки при отпуске –30 мин., 1 час и 2 часа. Охлаждение после отпуска проводилось с печью и на воздухе. Измерение твердости и микротвердости производили с боковой поверхности образцов и со стороны шлифа.

На рисунке 1 представлен график зависимости твердости стали 100X12H4, охлажденной в масле от 1100 °С, от длительности отпуска при температуре 600 °С. Следует отметить, что в связи с высокой степенью легированности исследованной стали отпуск закаленной стали при 600 °С является низкотемпературным.

На рисунке 2 представлен график зависимости твердости стали, охлажденной с печью после нагрева до 1100 °С, от длительности отпуска при температуре 600 °С.

В структуре стали после высокотемпературного нагрева и охлаждения как на воздухе, так и с печью присутствуют мартенсит, аустенит и эвтектические и вторичные карбиды. В результате отпуска происходят распад мартенсита, выделение из остаточного аустенита вторичных карбидов и, очевидно, образование мартенсита закалки при охлаждении после отпуска длительностью 1 час (рис. 3), Увеличение длительности выдержки при отпуске до 2 часов приводит к резкому разупрочнению стали, достаточно полному развитию процессов распада как мартенсита, так и остаточного аустенита и увеличению в структуре доли карбидной фазы (рис.1, 3, в, е).

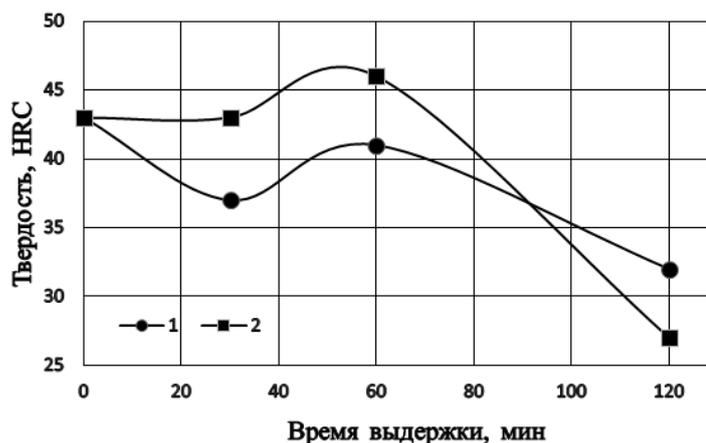


Рисунок 1 – Влияние продолжительности отпуска при температуре 600 °С на твердость стали 100X12H4, закалённой в масле от 1100 °С, при условиях охлаждения после отпуска на воздухе (1) и с печью (2)

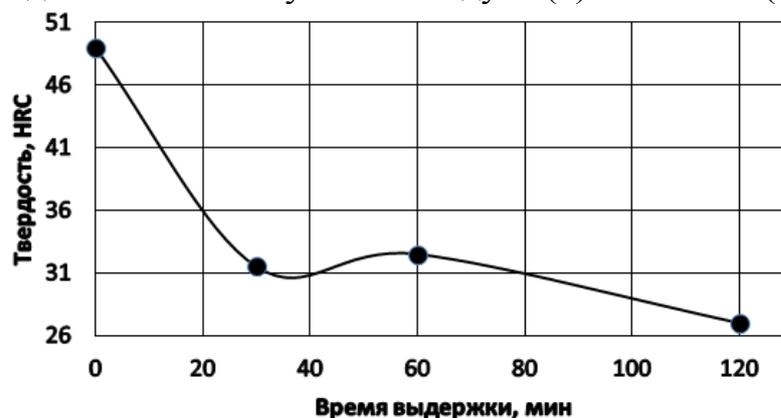


Рисунок 2 – Влияние продолжительности отпуска при 600 °С с последующим охлаждением на воздухе на твердость стали 100X12H4, которая была предварительно охлаждена с печью от 1100 °С

Как следует из анализа данных, приведенных на рисунке 1, твердость стали, охлажденной после отпуска с печью (скорость охлаждения примерно 100 °С/ч.) в случае длительности выдержки в 0,5 и 1 час оказывается заметно выше таковой при охлаждении на воздухе. Очевидно, это обусловлено более длительным пребыванием стали, охлаждаемой после отпуска с печью, при высокой температуре, что должно обеспечить более полное выделение карбидов из остаточного аустенита и поэтому более заметное проявление эффекта вторичного твердения.

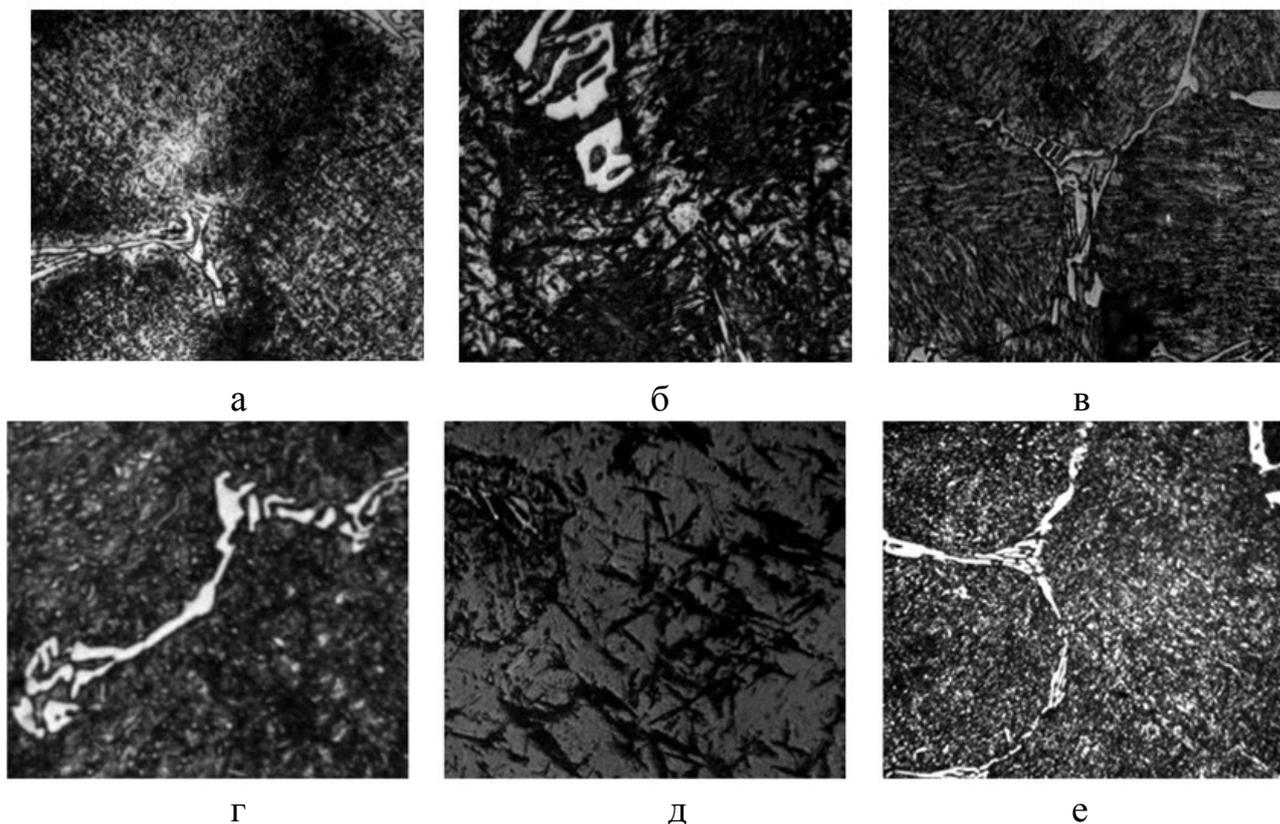


Рисунок 3 – Микроструктура стали 100X12H4 после закалки в масле от 1100 °С и отпуска при 600 °С продолжительностью 30 (а, г), 60 (б, д) и 120 мин. (в, е) с охлаждением на воздухе (а, б, в) и с печью (г, д, е): x500

Увеличение длительности отпуска от 30 минут до 1 часа приводит к росту твердости независимо от способа охлаждения после высокотемпературного нагрева. Как отмечалось выше, отпуск продолжительностью 2 часа приводит к понижению твердости стали в связи с интенсивным распадом метастабильных фаз.

Сопоставление данных, приведенных на рисунках 1 и 2, свидетельствует о том, что твердость стали 100X12H4, охлажденной после высокотемпературного нагрева с печью заметно (примерно на 6 единиц HRC) превосходит таковую в случае охлаждения стали в масле.

Очевидно, это обусловлено выделением карбидов из аустенита в процессе медленного охлаждения и снижением его устойчивости по отношению к мартенситному превращению.

Из анализа данных, приведенных на рисунке 2 следует, что отпуск при 600 °С после охлаждения с печью от 1100 °С приводит к значительному снижению твердости уже в случае его длительности 30 минут вследствие интенсивного распада мартенсита и остаточного аустенита, что подтверждается характером формирующейся при отпуске микроструктуры стали (рис. 4).

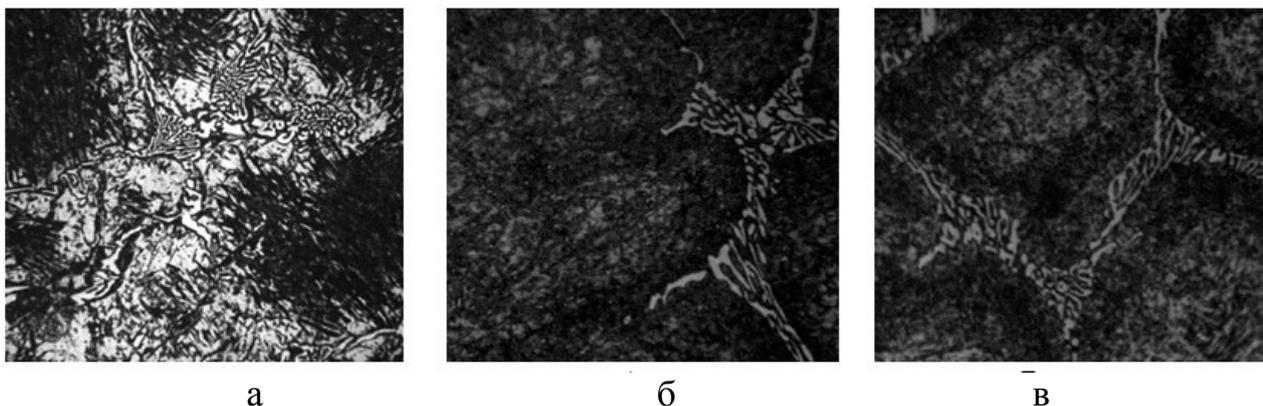


Рисунок 4 – Микроструктура стали 100X12H4 после нагрева до 1100 °С, охлаждения с печью и последующего отпуска при 600 °С продолжительностью 30 (а), 60 (б) и 120 мин. (в) с охлаждением на воздухе: x500

Следовательно, ожидать проявления эффекта образования мартенсита деформации при абразивном воздействии в этом случае следует лишь в отсутствии дополнительного отпуска стали.

В таблице 1 представлены результаты измерения микротвердости стали 100X12H4 в исходном состоянии и после термической обработки как со стороны боковой поверхности, не подвергавшейся абразивной обработке, так и со стороны изготовленного микрошлифа.

Таблица 1 - Результаты измерения микротвердости стали 100X12H4 в исходном состоянии и после термической обработки

Режим обработки	Твердость с боковой поверхности	Твердость со стороны микрошлифа
	HV, Н/мм ²	
Исходное (литое) состояние	4679 ± 148	4642 ± 234
Охлаждение с печью от 1100 °С	5340 ± 232	7248 ± 253
Закалка в масле от 1100 °С	4230 ± 135	4600 ± 215
Закалка в масле от 1100 °С + отпуск 600 °С, 1 час, воздух	4010 ± 173	5972 ± 251
Закалка в масле от 1100 °С + отпуск 600 °С, 1 час, печь	4730 ± 222	5512 ± 295

Из анализа данных, приведенных в таблице 1 видно, что значения твердости, которые получены после термической обработки при измерениях со стороны микрошлифа оказываются заметно выше таковых при измерениях со стороны, не подвергавшейся абразивной обработке. Как было показано ранее причиной повышения твердости приповерхностной зоны образцов является образование мартенсита деформации под воздействием такой обработки.

Полученные данные позволяют предположить, что наличие либо отсутствие эффекта упрочнения под воздействием обработки поверхности в результате реализации частичного распада метастабильного аустенита с

образованием мартенсита деформации определяется составом аустенита даже в случае одной и той же стали. Так, сталь 100X12H4 в исходном литом состоянии не проявляет склонности к упрочнению при абразивном износе даже имея матрицу, на 100 % состоящую из аустенита (таблица 1). То есть в этом случае аустенит оказывается стабильным при комнатной температуре.

Выполнение же высокотемпературной обработки с нагревом до высокой температуры, когда в аустените растворяется значительное количество карбидов хрома, делает его метастабильным и обеспечивает дополнительное упрочнение стали за счет образования мартенсита деформации в приповерхностном слое при абразивном воздействии в процессе изготовления микрошлифов. При этом более сильный эффект такого упрочнения наблюдали в случае замедленного (с печью) охлаждения стали после высокотемпературного нагрева.

Отпуск закаленной в масле стали при 600 °С в случае его длительности до 1 часа не устраняет эффект метастабильности остаточного аустенита. В случае охлаждения стали после высокотемпературного нагрева вместе с печью дополнительный отпуск при 600 °С уже при выдержке длительностью 30 минут вызывает резкое разупрочнение стали в связи с интенсивным распадом как мартенсита, так и остаточного аустенита и обсуждаемый эффект не наблюдается.

Таким образом установлено, что склонность высоколегированной стали 100X12H4 к образованию мартенсита деформации под воздействием абразивного изнашивания в процессе изготовления микрошлифов зависит от условий термической обработки, определяющих в значительной мере состав остаточного аустенита: условий охлаждения после высокотемпературного (1100 °С) нагрева, длительности отпуска при 600 °С, скорости охлаждения после отпуска.

Литература:

1. Никифорова, С.М. Новые режимы обработки высокохромистых сталей с высокой износостойкостью для насосов буровых установок / С.М. Никифорова, М.С. Хадыев, А.С. Жилин, М.А. Филиппов, М.А. Рыжков, Н.Н. Озерец // Фундаментальные исследования. – 2016. - № 10. – С. 33 – 37.

2. Андрущенко, М.И. Способность к самоупрочнению поверхности трения в процессе абразивного изнашивания и износостойкость сталей в зависимости от содержания углерода и хрома / М.И. Андрущенко, Р.А. Куликовский, М.Ю. Осипов, А.В. Холод, А.Е. Капустян // Нові матеріали і технології в металургії та машинобудуванні. – 2014. - №1. – С. 92-99.

3. Колокольцев, В.М. Абразивная износостойкость литых металлов и сплавов / В.М. Колокольцев, Н.М. Мулявко, К.Н. Вдовин, Е.В. Сеницкий. / Под ред. проф. В.М. Колокольцева. - Магнитогорск: МГТУ, 2004. - 228 с.

4. Марукович, Е.И. Износостойкие сплавы / Е.И. Марукович, М.И. Карпенко. - Москва: Машиностроение, 2005.- 428 с.

АНАЛИЗ ДИНАМИКИ КОРРОЗИОННЫХ ПРОЦЕССОВ БОРИРОВАННОЙ СТАЛИ

Савула Е.А., Крымов В.Н.

Донецкий национальный технический университет

Борирование является перспективным процессом поверхностной обработки металлов и изучается достаточно широко. Наибольшее число исследований в этом направлении отмечается у таких стран, как Китай, США, Канада, Турция, стран западной и восточной Европы. Изучение борированных сталей происходит по различным направлениям: от предложений новых технологий создания и последующей обработки боридных покрытий до анализа их классических механических и особых свойств.

Особый интерес вызывает коррозионная стойкость борированных сталей: причиной является химическая инертность бора при комнатной температуре, что позволяет говорить об устойчивости борсодержащих покрытий к коррозионным воздействиям.

Существует множество способов, традиционно применяемых для защиты изделий от коррозии. Наиболее часто применяют следующие методы [1]:

- применение специальных сталей и сплавов;
- нанесение защитных покрытий (металлических и неметаллических);
- электрохимическая защита;
- влияние на свойства коррозионной среды.

Несмотря на то, что данные методы показали свою эффективность в условиях реальных коррозионных процессов, они отличаются рядом недостатков (низкая устойчивость покрытий к механическим повреждениям, высокая стоимость материалов для создания специальных сталей и покрытий, применение особой техники и технологии, сложность утилизации токсичных отходов). Исходя из этого, до сих пор продолжается поиск более простых и менее ресурсо- и энергозатратных технологий, которые бы способствовали защите стальных изделий от коррозии. Борирование рассматривается как одно из перспективных направлений в данной сфере [2].

Материалом для исследований послужили пластинчатые образцы из низкоуглеродистой стали. Борирование осуществляли в контейнере в смеси карбида бора (98%) и фтористого натрия (2%) в течении 6 часов при температуре 920-940 °С.

В качестве коррозионных сред использовали:

- 1%-й раствор H_2SO_4 ;
- 3%-й раствор $NaCl$.

Коррозионную стойкость оценивали массовым показателем коррозии K_m (табл. 1), который определяется по формуле:

$$Km = \frac{\Delta m}{S\tau},$$

где Δm – изменение массы при коррозии;
 S – площадь поверхности образца, m^2 ;
 τ – длительность коррозии, час

Таблица 1 – Массовый показатель коррозии борированных образцов

Образец	Среда испытания	Показатель изменения массы, $\frac{г}{m^2 \cdot ч}$
Сталь без борирования	Кислая	5,649
То же	Нейтральная	0,985
Борированная сталь	Кислая	0,961
То же	Нейтральная	0,065

Полученные данные позволяют говорить только о значительном повышении коррозионной стойкости стали, подвергнутой борированию, однако оценить динамику коррозионного процесса по приведенным выше результатам не представляется возможным.

Оценка динамики коррозионного процесса является важным этапом при анализе коррозионной стойкости, т.к. позволяет оценить течение коррозионного процесса во времени. Для такого анализа были проведены последовательные замеры массы борированных образцов на протяжении коррозионного испытания.

На основании полученных данных построены графические зависимости потерь массы образцов от длительности выдержки в коррозионной среде, результаты приведены на рисунке 1.

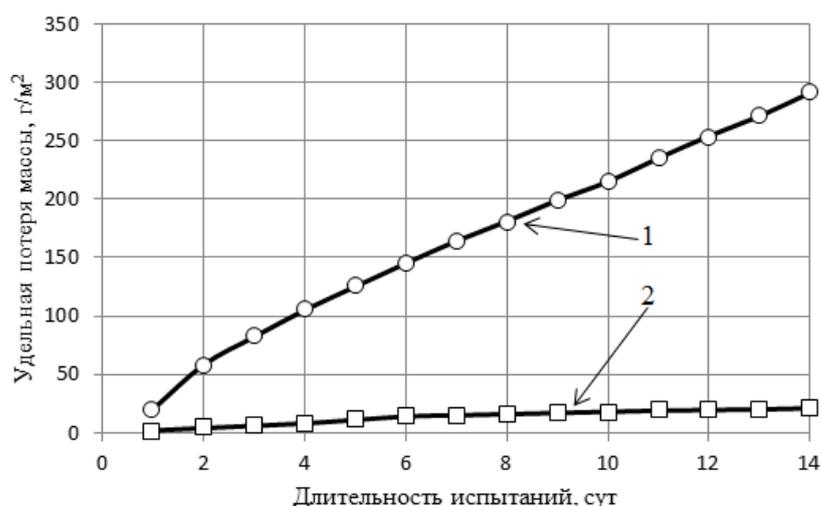


Рисунок 1 – Кинетика коррозионного разрушения борированных образцов при коррозии в кислой (1) и нейтральной (2) средах

Приведенные данные подтвердили полученные ранее о более быстром протекании коррозионного процесса в кислой среде, чем в нейтральной. Также важно отметить, что коррозионные процессы в разных средах протекают по-разному.

Проанализируем рисунок 1, характеризующий коррозионный процесс, протекающий в кислой и нейтральной средах. В кислой среде скорость коррозии практически линейна. В нейтральной среде основная потеря массы приходится на первые 7 дней эксперимента, то есть по мере увеличения продолжительности коррозионного процесса во времени удельная потеря массы становится меньше.

Очевидно, что меньшие потери массы в нейтральной среде объясняются не только меньшей скоростью реакции взаимодействия стали с коррозионной средой. Продукты коррозии представляют собой нерастворимое в воде основание, которое не может отделиться от образца, минуя слой инертных боридов. В кислой среде продуктом реакции является растворимый сульфат железа. Таким образом, коррозионная среда имеет постоянный доступ к стали, через несплошности боридного слоя.

Таким образом, установлено, что коррозия борированной стали в кислой среде протекает равномерно на протяжении всего времени выдержки в коррозионной среде, в то время как коррозия в нейтральной среде характеризуется уменьшением массовых потерь с течением времени. В данном ключе одним из возможных дальнейших исследований является проведение большего числа коррозионных испытаний и составления математических моделей коррозионных процессов в зависимости от продолжительности процесса, состава коррозионной среды и т.д. Такие модели являются полезными для прогнозирования коррозионных процессов на стадии разработки изделий.

Выводы. Борирование повышает коррозионную стойкость стали в кислой и нейтральной среде в 5 и 12 раз соответственно. Стойкость борированной стали в кислой среде значительно ниже, чем в нейтральной.

Литература:

1. Каблов, Е.Н. Обзор зарубежного опыта исследований коррозии и средств защиты от коррозии / Е.Н. Каблов [и др.]. – Текст: непосредственный // Авиационные материалы и технологии. – 2015. – Т. 35, вып. 2. – С. 76-87.
2. Ergun, Y. Effect of Boriding Treatment on the Corrosion Behavior of Steels / Y. Ergun, I. Gunes, M. Erdoğan. – DOI:10.1166/jnn.2017.14251. Text : electronic // Journal of Nanoscience and Nanotechnology. – 2017. – Vol.17. – С. 8946-8951. – URL: <https://www.researchgate.net/publication/320414443> Effect of Boriding Treatment on the Corrosion Behavior of Steels

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕМПЕРАТУР СВАРОЧНОГО НАГРЕВА НА СТРУКТУРУ И ТВЕРДОСТЬ НИЗКОУГЛЕРОДИСТОЙ СТАЛИ

Чуканов Е.Е., Штыхно А.П.

Донецкий национальный технический университет

Производство сварных металлоконструкций в последние годы значительно увеличилось, поскольку потребитель оценил качество и удобство их использования, а также преимущества по сравнению с клепаными, литыми, деформированными. Это дает возможность получить экономию металла: 10-20% в стропильных фермах; 15-20% - в кранах, 15-25% - в сосудах. Снижение стоимости сварных изделий, по сравнению со стоимостью клепаных, происходит в результате уменьшения веса сварных конструкций и трудоемкости изготовления [1].

Сварка сопровождается комплексом одновременно протекающих процессов, основными из которых являются: тепловое воздействие на металл в зоне термического влияния, термомодеформационные процессы плавления и кристаллизации металла в объеме сварочной ванны [2].

Однако необходимо отметить, что сварка является лишь неким технологическим способом получения неразъемных соединений, а потому не может быть самостоятельным производством или служить самоцелью некоторого производственного процесса. Она должна рассматриваться как средство достижения другой цели - получения сварных конструкций и создание равнопрочного их соединения с заданными свойствами.

Поэтому целью данной работы являлось изучение влияния температур сварочного нагрева на качество сварных соединений из низкоуглеродистых сталей.

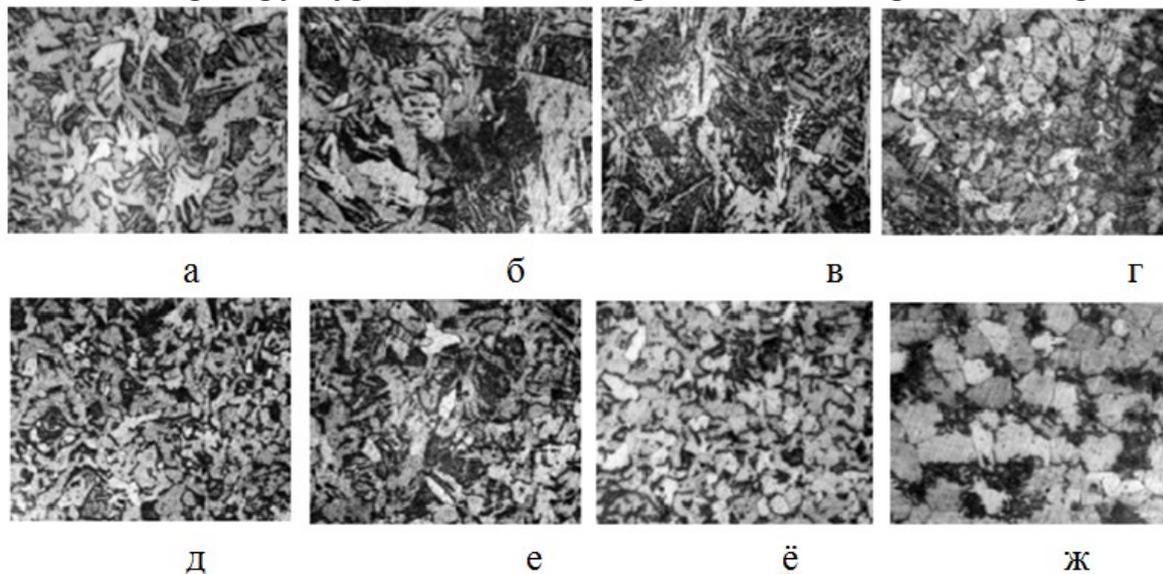
Исследования проводились на образцах проката из стали Ст3сп и 10пс сечением 6 мм. Образцы сваривали ручной дуговой сваркой с помощью плавящихся электродов типа Э - 46 и Э -42 (АНО - 4 - 3,0 - УД). Наплавленный материал для сварки использовали с различным химическим составом, который приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав и $C_{\text{екв}}$ для стали Ст3сп и 10пс

Марка стали	Образец	C	Mn	Si	S	P	Cr	Ni	Cu	Al	$C_{\text{екв}}$, %
Ст3сп	Осн. Ме	0,14	0,56	0,24	0,030	0,026	0,04	0,05	0,03	0,01	0,31
	Напл. Ме	0,11	0,52	0,14	0,029	0,040	0,08	0,05	0,06	0,01	0,25
Сталь 10пс	Осн. Ме	0,11	0,48	0,08	0,032	0,015	0,04	0,05	0,04	0,007	0,30
	Напл. Ме	0,09	0,45	0,34	0,025	0,018	0,06	0,04	0,13	0,00	0,32

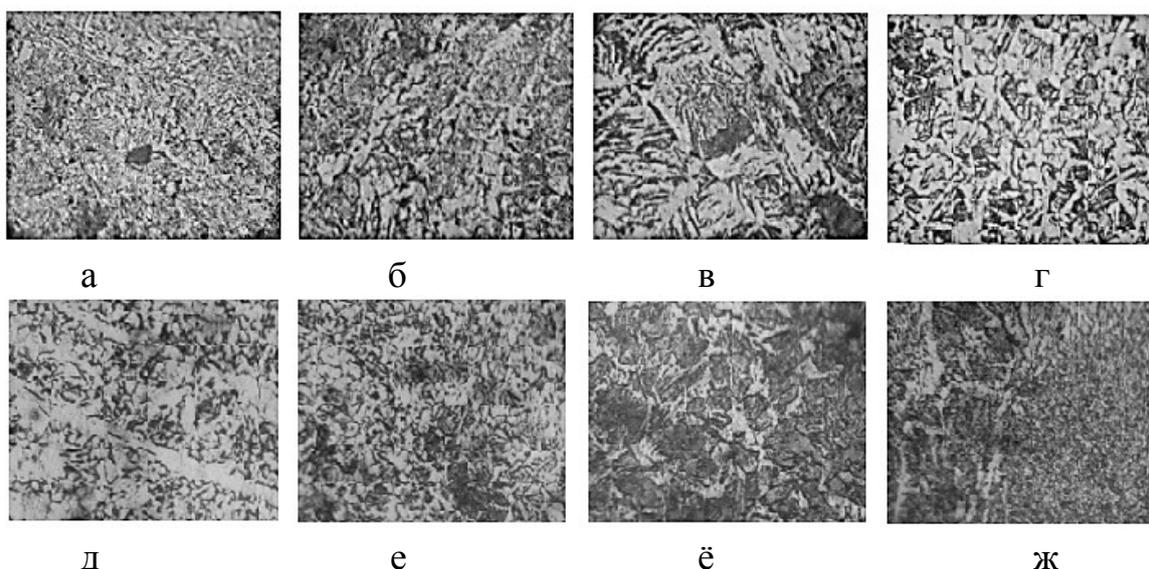
Влияние химического состава основного и наплавленного металла на качество сварного соединения изучали на образцах из стали СтЗсп и 10пс, при этом был рассчитан углеродный эквивалент ($C_{\text{екв}}$) основного и наплавленного металла, который является основной характеристикой свариваемости.

Для исследований были отобраны образцы сварных соединений с наложением 1 и более слоев. Измерение твердости и изучение микроструктуры проводили в поперечном и продольном направлениях. На рисунках 1 и 2 приведены микроструктуры стали 10пс в продольном поперечном направлении.



а - наплаваемый металл; б - зона сплавления; в - зона перегрева; г, д - зона нормализации; е - неполной перекристаллизации; ё - зона рекристаллизации; ж - основной металл

Рисунок 1 - Микроструктуры стали 10пс в продольном направлении, х400



а - 0,6 мм от поверхности I; б - 1,4 мм от поверхности I; в - 2,4 мм от поверхности I; г - 3,2 мм от поверхности I; д - 4,6 мм от поверхности I; е - 6,6 мм от поверхности I; ё - 7,0 мм от поверхности I; ж - 7,6 мм от поверхности I.

Рисунок 2 - Микроструктуры сварного соединения образца из стали 10пс в поперечном направлении, х400

Анализ микроструктур сварных соединений показал, что структурными составляющими сталей является феррит и перлит, состав которых изменяется по сечению и не имеет при этом какой-то конкретной зависимости. Такая неравномерность распределения структуры объясняется повторным нагревом предыдущих слоев при наложении последующего слоя до температур фазовых превращений.

Данные о распределении твердости по сечению сварного соединения образцов в продольном направлении представлены на рисунке 3.

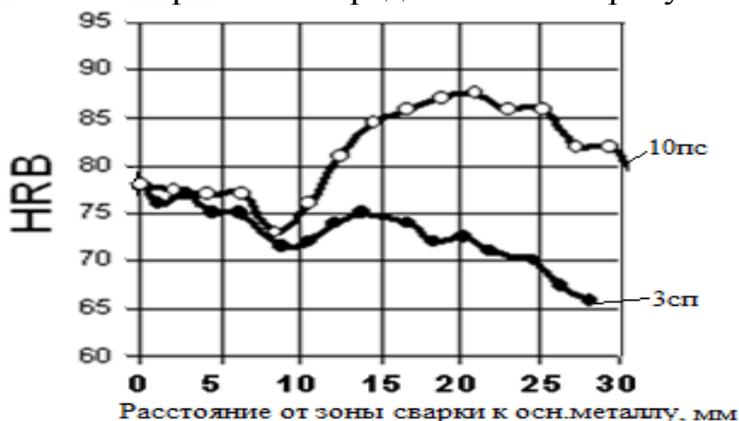


Рисунок 3 – Распределение твердости в продольном направлении сварного шва низкоуглеродистых сталей

Из полученных данных видно, что пик твердости наблюдается в ЗТВ, где происходят фазовые превращения и при быстром охлаждении могут образовываться закалочные структуры, приводящие к большим термическим напряжениям. Распределение твердости коррелирует с полученными микроструктурами в каждой зоне.

Таким образом, повторный нагрев при наложении валиков сварного шва способствует неравномерности формирования структуры и распределения твердости, как в продольном направлении, так и в поперечном. Это может привести к возникновению больших внутренних напряжений и, как следствие, к образованию трещи. Для предотвращения разрушения сварного шва необходимо использовать такие технологические приемы как подогрев, замедленное охлаждение и термическая обработка.

Литература:

1. Лившиц, Л. С. *Металловедение сварки и термическая обработка сварных соединений* / Л. С. Лившиц, А. Н. Хакимов. - Москва: Машиностроение, 1989. 334 с.
2. Шоршоров, М.Х. *Фазовые превращения и изменения свойств стали при сварке* / М.Х. Шоршоров, В.В. Белов Атлас. Москва: Наука, 1972. 219с.

РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ДЛЯ РАСЧЕТА ТЕМПЕРАТУР КРИТИЧЕСКИХ ТОЧЕК КОНСТРУКЦИОННЫХ СТАЛЕЙ

Шаплыхина В.С., Горбатенко В.П.
Донецкий национальный технический университет

Критические точки сталей, характеризующие температуры начала, окончания или развития в изотермических условиях тех или иных фазовых превращений, представляют значительный интерес не только с точки зрения теоретического анализа температурных условий развития соответствующей фазовой трансформации, но и для определения технологических параметров термической обработки сплавов.

Таковыми важными критическими точками для доэвтектоидных конструкционных сталей являются точки, обозначаемые как A_1 , A_3 и Mn . Критическая точка A_1 – это температура эвтектоидного равновесия, при некотором перегреве относительно которой происходит превращение перлита в аустенит. Критическая точка A_3 – это температура, при некотором перегреве относительно которой завершается полиморфное превращение феррита в аустенит в доэвтектоидных сталях. Критическая точка Mn – это температура, при переохлаждении ниже которой начинается мартенситное превращение аустенита.

Положение критических точек зависит прежде всего от химического состава стали. Кроме того, их значения могут изменяться в зависимости от скорости нагрева и охлаждения, исходного структурного состояния и ряда других факторов. Экспериментальное определение критических точек является достаточно трудоемким процессом, требует применения специализированного оборудования и изготовления специальных образцов. Поэтому можно полагать, что создание расчетных методов оценки положения критических точек сталей различного назначения является весьма актуальной задачей материаловедения. Следует учитывать также, что характер и степень влияния на положение критических точек каждого элемента в случае комплексного легирования может отличаться от такового при легировании только одним элементом.

В связи с этим целью данной работы явилась разработка математической модели для расчета положения критических точек A_1 , A_3 и Mn для конструкционных низко- и среднелегированных сталей по их реальному химическому составу.

За основу расчетов были приняты справочные данные по конкретному химическому составу стали, для которой строились термокинетические и изотермические диаграммы распада аустенита, и значениям критических точек для нее же [1]. Основные условия отбора сталей: 1) использованы преимущественно улучшаемые стали, для которых были приведены все три критические точки; 2) для стали приведен максимально полный химический состав. Исходя из этого, были отобраны 172 состава сталей, куда были

включены сплавы, легированные только одним элементом (Cr, Mn, Ni, Mo), а также комплексно легированные стали, содержащие 2 – 4 элемента. Кроме того, в перечень исследованных составов были включены несколько углеродистых улучшаемых сталей. Из рассмотрения были исключены примеси и микролегирующие элементы, содержание которых не всегда приводилось в составе стали и изменялось в малых пределах, поэтому не следовало ожидать их сколько-нибудь заметного влияния на критические точки.

Интервалы изменения состава изученных сталей, характеризующие область действия разработанной модели, приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Пределы изменения концентрации элементов состава сталей (область действия модели)

Характеристика	Содержание химического элемента, % масс.							
	C	Mn	Si	Cr	Ni	Mo	W	V
Среднее значение	0,354	0,810	0,391	0,759	0,739	0,178	0,026	0,026
Максимальное значение	0,60	2,06	2,46	3,52	5,00	5,44	1,35	0,82
Минимальное значение	0,17	0,04	0,10	0,04	0,03	0,01	0,01	0,01

С использованием компьютерной программы STATISTICA-11.0 были разработаны приведенные ниже уравнения множественной регрессии (1) – (3):

$$A_1 = 734 - 14,60 \cdot [C] - 16,16 \cdot [Mn] + 26,42 \cdot [Si] + 14,52 \cdot [Cr] - 14,73 \cdot [Ni] + 2,32 \cdot [Mo] + 30,72 \cdot [W] + 38,29 \cdot [V] \pm 13 \text{ } ^\circ\text{C} \quad (1)$$

$$A_3 = 870 - 202,37 \cdot [C] - 10,16 \cdot [Mn] + 38,83 \cdot [Si] + 0,10 \cdot [Cr] - 15,02 \cdot [Ni] + 11,01 \cdot [Mo] + 1,76 \cdot [W] + 85,57 \cdot [V] \pm 16 \text{ } ^\circ\text{C} \quad (2)$$

$$M_n = 524 - 382,24 \cdot [C] - 27,38 \cdot [Mn] - 10,98 \cdot [Si] - 13,60 \cdot [Cr] - 18,12 \cdot [Ni] - 14,0 \cdot [Mo] - 28,92 \cdot [W] + 8,30 \cdot [V] \pm 18 \text{ } ^\circ\text{C} \quad (3)$$

В этих уравнениях A_1 , A_3 , M_n – соответствующие критические точки, в $^\circ\text{C}$, а $[C]$, $[Mn]$, $[Si]$, $[Cr]$, $[Ni]$, $[Mo]$, $[W]$, $[V]$ – концентрация указанного компонента состава стали в % по массе.

Статистические характеристики полученных зависимостей приведены в таблице 1. Исходя из их анализа, можно сделать вывод о том, что полученные зависимости являются адекватными, обладают высокой значимостью, поскольку характеризуются высокими значениями коэффициента множественной корреляции R и критерия Фишера F . При этом, судя по значениям R^2 зависимости на 74 – 83 % описывают исходный диапазон данных.

Полученные уравнения не противоречат известным представлениям о том, что элементы, расширяющие γ -область (углерод, марганец, никель) способствуют снижению критических точек A_1 и A_3 , а элементы, расширяющие α -область и, соответственно, сужающие γ -область, наоборот, будут эти критические точки повышать.

Таблица 2 – Статистические характеристики полученных моделей

Характеристика	Значение характеристики для критической точки		
	A ₁	A ₃	Mn
Множественный R	0,863	0,888	0,911
Множественный R ²	0,745	0,788	0,829
Скорректированный R ²	0,732	0,778	0,821
F (8,164) – критерий Фишера	59,775	76,373	99,702
p - значение	9,81·E ⁻⁴⁵	0	0
Стандартная ошибка оценки, °C	13,33	16,12	18,42

Подтверждается также и тенденция к снижению положения точки Mn под влиянием легирования стали и повышения в ней концентрации углерода.

Судя по значениям коэффициентов перед переменными в уравнении (1), можно сделать вывод о том, что углерод, марганец и никель примерно в равной мере способствуют снижению критической точки A₁, а хром в той же степени может ее повышать. Степень влияния кремния, вольфрама и ванадия на эту температуру в сторону ее повышения оказывается почти в 2 раза сильнее. Молибден же оказывает достаточно слабое воздействие на положение точки A₁.

Как следует из анализа зависимости (2), наиболее сильное влияние на положение критической точки A₃ в сторону ее понижения оказывает углерод: коэффициент уравнения для углерода во много раз превышает таковые для других компонентов состава. Каждые 0,1 % углерода смещают эту температуру примерно на 20 °C. Практически не влияет на эту температуру хром даже при его максимальном содержании в стали, а вольфрам оказывает весьма небольшое повышающее воздействие на нее. Повышение содержания на 0,1 % таких легирующих элементов, как марганец и никель, может приводить к снижению критической точки A₃ примерно на 1 и 1,5 °C соответственно. Увеличение же содержания молибдена на 0,1 % может обеспечить повышение точки A₃ примерно на 1 °C. Более сильный эффект повышения A₃ следует ожидать при легировании ванадием – примерно на 8,5 °C на каждые 0,1 %, а также кремнием – примерно на 4 °C на каждые 0,1 %.

Из анализа зависимости (3) следует, что на положение критической точки Mn – температуры начала мартенситного превращения – также наиболее сильное понижающее влияние оказывает концентрация углерода: ее повышение на каждые 0,1 % может вызвать снижение Mn на 38 °C. Каждые 0,1 % марганца, кремния, хрома, никеля, молибдена и вольфрама вызовут снижение температуры Mn соответственно на 2,7 °C, 1 °C, 1,4 °C, 1,8 °C, 1,4 °C, 2,9 °C, то есть их эффект в сравнении с углеродом будет в 12...22 раза слабее, Самым слабым будет влияние ванадия.

Для оценки точности расчетов критических точек по предложенной модели в таблице 2 приведены экспериментальные и расчетные данные для нескольких марок стали случайной выборки.

Таблица 3 – Сравнение экспериментальных и расчетных значений температур критических точек A_1 , A_3 и Mn ряда марок конструкционных сталей

Марка стали	Экспериментальные значения температур критических точек, °С			Расчетные значения температур критических точек, °С		
	A_1	A_3	Mn	A_1	A_3	Mn
35ГС	735	795	330	741	822	331
38ХС	740	795	315	767	795	318
50ХФ	740	780	300	744	788	300
35ХМ	740	790	340	732	795	342
40ХН	730	770	305	720	779	323
30ХНЗМ	680	770	310	690	765	312
45ХГНМ	720	780	310	722	778	310

Из анализа данных, приведенных в таблице 3, следует, что предложенные зависимости обеспечивают достаточно высокую сходимость экспериментальных и расчетных результатов и могут быть использованы для оценки положения критических точек конструкционных сталей.

Наиболее высокая степень сходимости экспериментальных и расчетных результатов наблюдается в случае использования зависимости для критической точки Mn : для большинства примеров эти данные практически совпали. Собственно, и статистические характеристики для этой зависимости были наиболее высокими (табл. 2).

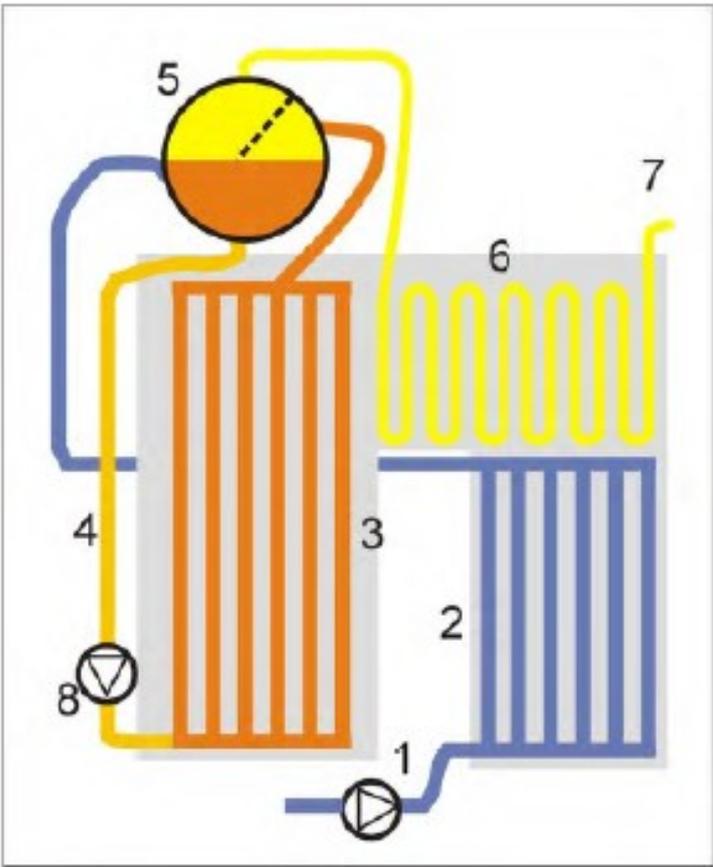
В отношении критических точек A_1 и A_3 для некоторых марок сталей наблюдали более значительные различия экспериментальных и расчетных значений. Так, для стали 35ГС расчетное значение для A_3 превышало экспериментальное на 27 °С при небольших различиях для других критических точек. Для стали 38ХС это различие для критической точки A_1 составило 27 °С при практическом совпадении результатов по другим критическим точкам. Для других марок сталей максимальные различия по отдельным критическим точкам не превышали 10 °С (табл. 3).

Таким образом, была разработана адекватная математическая модель расчета положения критических точек A_1 , A_3 и Mn по химическому составу для конструкционных улучшаемых сталей, обеспечивающая достаточно высокую сходимость экспериментальных и расчетных данных

Литература:

1. Попова, Л.Е. Диаграммы превращения аустенита в сталях и бета-раствора в сплавах титана: Справочник термиста / Л.Е. Попова, А.А. Попов. – 3-е изд., перераб. и доп. - Москва: Металлургия, 1991. – 503 с.

ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА



СРАВНЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ И ЭКОНОМИЧНОСТИ РАЗЛИЧНЫХ ИНФРАКРАСНЫХ ОБОГРЕВАТЕЛЕЙ ДЛЯ ОБОГРЕВА ТЕПЛИЧНЫХ ПОМЕЩЕНИЙ

Кончаков В.О., Антонова К. Ф., Шашкин В. Ю.
Южно-Уральский государственный университет, г. Челябинск

Теплицы уже давно отапливаются с помощью водяных и воздушных систем. Оба метода эффективны для поддержания желаемой температуры, однако данных систем не всегда хватает для поддержания постоянной температуры в тепличных помещениях, особенно в холодное время года.

В последнее время в качестве дополнительных средств обогрева теплиц используется энергосберегающий инфракрасный метод. Этот метод предполагает использование лучистого тепла с минимальными потерями в рабочую зону, где находятся почва и растения. Считается, что этот метод достаточно экономичен, поскольку он снижает затраты на электроэнергию до пятидесяти процентов. Это также позволяет лучше контролировать температуру, влажность почвы и воздуха в различных частях теплицы.

Инфракрасные обогреватели все чаще используются для обогрева теплиц благодаря их способности обеспечивать эффективное и экономичное отопление. Они особенно полезны для обогрева больших открытых пространств. Это позволяет более эффективно использовать энергию, что приводит к снижению затрат на электроэнергию. Дальнейшие исследования систем инфракрасного отопления помогут повысить эффективность и экономичность, а также будут способствовать развитию новых технологий.

В данной работе были исследованы 3 вида обогревателей: инфракрасная карбоновая пленка, газовый инфракрасный обогреватель, электрический инфракрасный обогреватель.

Рассмотрим и сопоставим их с точки зрения эффективности применения в агроклиматических системах закрытого типа на примере производственной теплицы.

В качестве обогреваемого помещения используем теплицу размерами $a \times b \times c = 263 \times 185 \times 5$ м. Температуру наружного воздуха считаем, как среднюю температуру наиболее холодной пятидневки $t_{н.в} = -29^\circ\text{C}$. Температура воздуха в теплице должна поддерживаться $t_g = 25^\circ\text{C}$.

Для расчета количества выработанного тепла обогревателями необходимо рассчитать параметры нагревателей. Сведем расчеты в таблицу 1.

Таблица 1 – Параметры нагревателей

Наименование	Обозначение/ Формула	ИК карбоновая пленка	Газовый ИК обогреватель	Электричес- кий ИК обогрева- тель
Количество	n	124	12400	17360

Продолжение таблицы 1

Наименование	Обозначение/ Формула	ИК карбоновая пленка	Газовый ИК обогреватель	Электричес- кий ИК обогреватель
Длина одного устройства, м	l_i	170	1	1
Ширина одного устройства, м	b_i	1	0,16	0,16
Площадь устройств, м ²	$F_i = l_i b_i$	21080	1984	2777,6
Периметр устройств, м ²	$P_i = 2(l_i + b_i)$	42408	28768	40275,2
Определяющий размер, м	$l_i = \frac{F_i}{P_i}$	0,497	0,069	0,069
Эквивалентный диаметр, м	$d_i = \frac{4 \cdot F_i}{P_i}$	1,998	0,276	0,276
Температура поверхности, °С	t_i	65	400	250
Коэффициент черноты материала	ε_i	0,9	0,8	0,8

Для расчета количества теплоты, выработанного инфракрасными обогревателями, необходимо рассчитать количество теплоты, переданное окружающему воздуху конвекцией и излучением. Сведем расчеты в таблицу 2.

Таблица 2 – Расчет обогревателей

Наименование	Обозначение/ Формула	ИК карбоновая пленка	Газовый ИК- обогреватель	Электрический ИК- обогреватель
Определяющая температура, °С	$T_i = 0,5(t_i + t_{н.в.})$	18	185,5	110,5
Коэффициент объемного расширения, °С ⁻¹	β_i	$3,67 \cdot 10^{-3}$	$2,18 \cdot 10^{-3}$	$3,67 \cdot 10^{-3}$
Коэффициент кинематическо й вязкости, м ² /с [1]	ν_i	$10,1 \cdot 10^{-6}$	$33,08 \cdot 10^{-6}$	$24,3 \cdot 10^{-6}$
Коэффициент температуропр оводности, м ² /с [1]	a_i	$14,9 \cdot 10^{-6}$	$48,5 \cdot 10^{-6}$	$35,2 \cdot 10^{-6}$
Коэффициент теплопроводно сти воздуха, Вт/(м·°С) [1]	λ_i	0,022	0,0382	0,0318

Продолжение таблицы 2

Наименование	Обозначение/ Формула	ИК карбоновая пленка	Газовый ИК- обогреватель	Электрический ИК-обогреватель
Число Рэлея	$Ra_i = \frac{g \cdot l_i^3 \cdot \beta_i}{\nu_i \cdot a_i} \cdot (t_i + t_{н.в})$	$2,579 \cdot 10^9$	$1,88 \cdot 10^6$	$3,85 \cdot 10^6$
Число Нуссельта для воздуха	$Nu_i = 0,15 \cdot Ra_i^{0,33}$	191,38	17,63	22,35
Коэффициент теплоотдачи от нагревателя воздуху, Вт/(м ² ·°С)	$\alpha_i = Nu_i \frac{\lambda_i}{d_i}$	2,12	2,44	2,58
Поправка при расчете пластины, обращенной вниз	γ	0,7		
Количество теплоты, переданное воздуху конвекцией, кВт	$Q_{i\text{конв}} = \gamma \cdot \alpha \cdot F_i (t_i - t_{в})$	1249,8	1271,4	1126,8
Коэффициент Стефана- Больцмана, воздуха Вт/(м ² ·К ⁴)	σ_0	$5,67 \cdot 10^{-8}$		
Количество теплоты, переданное излучением, кВт	$Q_{i\text{изл}} = \varepsilon \cdot \sigma_0 \cdot (t_i + 273)^4$	0,67	9,306	3,394
Общее количество теплоты, кВт	$Q_i = Q_{i\text{конв}} + Q_{i\text{изл}}$	1250,5	1280,7	1130,2

В случае электрического питания инфракрасной плёнки расчёт сводится к подсчёту затрат электроэнергии на получение нужного нам количества тепла. С сайта производителя [2] можем узнать, что на выработку 200 Вт/м² энергии потребляется 60 Вт электроэнергии. Таким образом, при требуемой нами выработке в 59,3 Вт/м² на 1 квадратный метр пленки нам потребуется 17 Вт электроэнергии. В среднем цена за электроэнергию на территории Челябинской области составляет 3,4 руб./кВт·ч [3]. При постоянном использовании инфракрасной пленки в течение всего года при данных параметрах потребления электроэнергии и неизменных тарифах, ежегодно на выработку тепла будет тратиться 6167948 руб. 77 коп. Затраты на покупку 63367 м² пленки, при цене

за 2900 руб./м², будут равны 61132000 руб.

Для газового обогревателя нужна постоянная подача газа. С сайта производителя [4] мы принимаем, что при потреблении 0,59 м³/ч с газа мы получаем 29 Вт/м² тепла, то при 646 Вт/м² выделившегося тепла на одном нагревателе мы будем тратить 229 м³/ч. В среднем цена за газ на территории Челябинской области составляет 6,75 руб./м² [4]. Таким образом годовые затраты на газовые обогреватели будут равняться 7790580 руб. Затраты на покупку 12400 нагревателей, при цене за 9600 руб./шт., будут равны 119040000 руб.

В случае электрических инфракрасных нагревателей от пленочного обогрева изменится лишь площадь нагреваемой поверхности и выработка тепловой энергии относительно потребления электрической. При требуемой нами выработке в 406 Вт на 1 обогреватель нам потребуется 135 Вт электроэнергии. Таким образом ежегодная стоимость использования электрических обогревателей составляет 6453936 руб. 92 коп. Затраты на покупку 14880 нагревателей, при цене за 5000 руб./шт., будут равны 74400000 руб.

Использование инфракрасных обогревателей в качестве единственного источника тепла для обогрева тепличных помещений является не целесообразным и не эффективным из-за больших потерь тепла от поверхности теплицы и относительно небольшой выработке теплоты при большом количестве используемых инфракрасных обогревателей. Следует использовать другие традиционные источники обогрева. ИК-нагреватели целесообразно использовать в роли резервного источника теплоты в случае нехватки тепла от основных источников.

По результатам расчетов применение инфракрасных карбоновых пленок для отопления агроклиматических систем закрытого типа является самым выгодным из предложенных вариантов. А самым невыгодным – использование газовых нагревателей из-за необходимости в большом количестве устройств и соответственно больших затрат на приобретение устройств и топливных затрат (газ).

Литература:

1. Цветков, Ф. Ф. Тепломассообмен : учеб. пособие для вузов / Ф. Ф. Цветков, Б. А. Григорьев. – Москва : Издательство МЭИ, 2011. – 562 с.
2. СумракОФФ: интернет-магазин : сайт компании. – Новосибирск, 2012. – URL: <https://teplo.sumrakoff.ru/tplyi-pol/infrakrasnyi-teplyi-pol/termoplyenka-heatlife-hl-220-160-shirina-100-sm-160-vt-m/> (дата обращения: 10.03.2023).
3. УралЭнергоСбыт: тарифы и нормативы : сайт компании. – Челябинск, 2023. – URL: <https://uralsbyt.ru/clients/tarify-normativy-zakonodatelstvo/tarify-i-normativy/> (дата обращения: 15.03.2023).
4. РегнумГаз: торговая компания : сайт компании. – Челябинск, 2011. – URL: <https://www.regnumgaz.com/about-us.html> (дата обращения: 17.03.2023).

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПРОКАЛКИ УГЛЕРОДОСОДЕРЖАЩИХ МАТЕРИАЛОВ ВО ВРАЩАЮЩИХСЯ ПЕЧАХ

Приймачов П.С., Гнитиёв П.А., Бирюков А.Б.
Донецкий национальный технический университет

Решением глобальной проблемы горной отрасли может быть в объединение добывающих, обогатительных и перерабатывающих комплексов для получения на основе углей газообразного и жидкого топлива, сырья и полуфабрикатов с особыми свойствами, стоимость которых значительно превосходит стоимость сырья для их получения. По прогнозам к 2035 году, с учетом расширения спектра технологий использования, спрос на уголь может вырасти на 70 %. С целью недопущения отставания от мирового уровня и замещения импортной продукции в области переработки углей – отечественной, проводятся обширные исследования. В связи с этим большой интерес представляет Донецкий бассейн, представленный всеми видами угля, в том числе антрацитами – углями высшей степени метаморфизма.

Широкий разброс свойств углей приводит к тому, что не все они могут быть использованы при производстве конкретных углеграфитовых изделий: основные препятствия – зола и сера в составе сырого материала. В связи с этим развиваются технологии и промышленность подготовки углей и улучшения их свойств. Основными процессами при этом являются термообработка при различных режимах на специальных технологических установках и сортировка.

При прокаливании стабилизируются свойства углеродистых материалов, удаляются влага и летучие вещества. Внешним проявлением сложных превращений при прокаливании оказывается выделение летучих веществ и усадка материала, при этом увеличиваются плотность, механическая прочность и электропроводность материалов.

Антрациты являются ценным сырьем для производства углеродосодержащих материалов, так как содержат меньшее количество золы, серы и летучих веществ, чем другие виды углей. В результате их термообработки получают термоантрацит или термографит. Термоантрацит представляет собой высокоуглеродистый материал с металлическим блеском, высокой плотностью, без запаха. Термоантрацит содержит 96-98 % углерода, остальные 2-4 % составляют водород, сера, азот, кислород.

Оптимальными параметрами получения термоантрацита считаются температура 1250 °С и выдержка 3 часа. Применение таких параметров технологии приводит к увеличению микротвердости до 3-4 ГПа, прочности до 300 %, плотности до 1800 кг/м³, твердости, электрической проводимости и уменьшению содержания летучих веществ. На практике применяются температуры от 1000 до 1700 °С.

Углеродные материалы прокаливают в ретортных, вращающихся, шахтных и электрических печах. Конструкции печей выбирают с учетом требований к

получаемому материалу, экономических соображений и местных условий. Наибольшее распространение при прокалке не только антрацита, но и других сыпучих материалов, получили вращающиеся печи.

К достоинствам этих печей относят высокую производительность, надежность и степень автоматизации, возможность применения жидкого и газообразного топлива, немногочисленный обслуживающий персонал, равномерность температуры прокаливаемых материалов, обеспечивающая высокое качество конечного продукта. Недостатками вращающихся печей является высокий процент угара (до 10 %). Кроме того, эти печи могут быть модернизированы под подачу водяного пара для активации антрацитов с целью получения сорбентов.

В настоящее время в Донецком национальном техническом университете проводятся исследования с целью определения оптимальных параметров производства углеродосодержащих материалов во вращающихся печах.

Основным методом проводимого исследования является моделирование.

В результате тщательного изучения процесса и анализа математических моделей прокалки различных материалов во вращающихся печах, авторами была создана математическая модель прокалки углеродистых материалов во вращающихся печах. Данная методика позволяет определить расход топлива и воздуха для ведения процесса, материальные и тепловые потоки, температурный профиль печи и продолжительность обработки материала.

С целью исследования процессов, происходящих при нагреве антрацита, в Донецком национальном техническом университете были проведены лабораторные испытания [1]. Образцы одновременно нагревались в муфельной печи, из которой вынимались по одному, через равные промежутки времени. Образцы, после измерения температуры, охлаждались, и направлялись в лабораторию для технического анализа. Термограмма, построенная для образца, нагретого до 800 °С, представлена на рисунке 1.

Участок 1-2 обусловлен удалением адсорбционной влаги (105°С). Участок 2-3-4-5 (диапазон температур от 105°С до 300°С) характеризуется отгонкой внутренней влаги (гигроскопической, молекулярной) и сопровождается раскрытием капиллярных пор. На участке 6-7 (410°С) происходит удаление некоторых сорбционных газов – O₂; N₂; CO₂ и выход легколетучих органических компонентов. Физические изменения структуры антрацита с образованием микро- и макропор в результате возгонки летучих и серы происходят на участке кривой в точках 5-6-7-8.

Участок 8-9 (650°С–800°С) обусловлен выделением водорода, изменением пористости поверхности, объемным расширением и изменением кристаллической решетки. Резкий подъем в точке 8 связан с реакциями, затрагивающими изменения ядерных частей ароматических структур органической части с интенсивным выделением органических компонентов, размягчения и спекания угольных смол. Наблюдается изменение электрических свойств (увеличивается электропроводность и снижается удельное электрическое сопротивление). Наблюдается петрографическое разрушение

части объема обжигаемого материала за счет увеличения трещиноватости и повышение механической и термической прочностей оставшейся части материала. Участок 9-10 характеризуется снижением газовыделения, сужением капиллярных пор и улучшением теплоотдачи. Участок 10-11-12 характеризуется выравниванием кривой и остыванием.

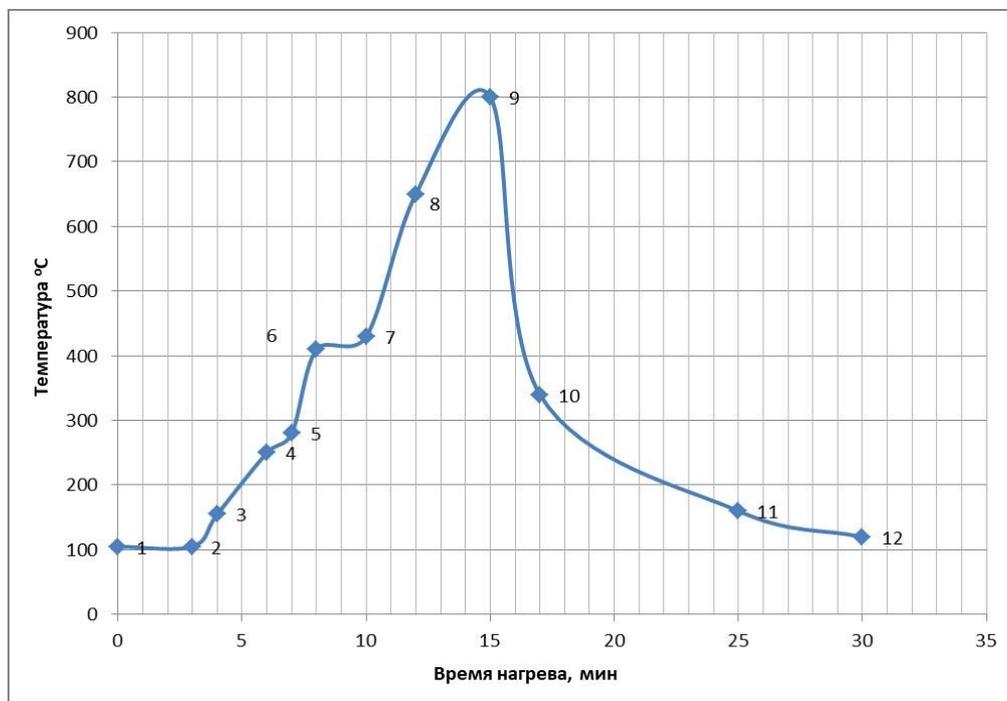


Рисунок 1 – Термограмма термической обработки антрацита

Данная термограмма свидетельствует о характере высокометаморфизованного антрацита. Удельное электрическое сопротивление после термической обработки достигает значения $1250 \text{ Ом}\cdot\text{мм}^2/\text{м}$, содержание углерода – 94-96 %. Основываясь на результатах проведенных исследований, а также на работе [2], проведенной авторами во главе с Безуглым В.А., можно предположить, что температура прокалики $800\text{-}1000 \text{ }^\circ\text{C}$ достаточна для получения термоантрацита с показателями качества соответствующими ГОСТ 4794.

Результаты, полученные в результате лабораторных испытаний, а также анализа разработанной математической модели, могут стать основой для проектирования углеперерабатывающих предприятий.

Литература:

1. Priimachov, P. S. Experimental research of anthracite properties change during its heat processing / P. S. Priimachov, A. N. Korchevskiy, A. B. Biryukov // Scientific Conference Abstracts “Topical issues of rational use of natural resources”. – Saint-Petersburg, 2020. – Vol. 1. – PP. 182-183.
2. Безуглый, В.А. Экспериментальное исследование удельного электрического сопротивления насыпного слоя термоантрацита / В.А. Безуглый, М.В. Губинский, А.С. Коверя [и др.] // Металл и литье Украины. – 2019. – № 5-6. – С. 40-47.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СИСТЕМЫ ОТОПЛЕНИЯ КАМЕРНОЙ ПЕЧИ С ВЫКАТНЫМ ПОДОМ

Уколов Д.В., Сапронова Е.В.

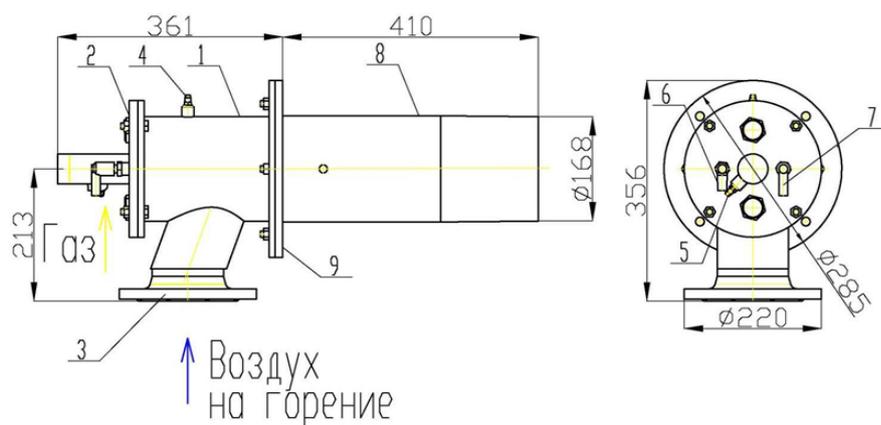
Донецкий национальный технический университет

Получение готового продукта в металлургии или машиностроении это очень длительный процесс, который лимитируется большим количеством переделов и операций по приданию требуемой формы изделия. Среди любой цепочки получения готовой металлической продукции всегда есть операция нагрева, обеспечивающая равномерное поддержание температурного режима, который необходимо контролировать в нагревательной печи [1].

Главным аспектом нагревательных камерных печей с выкатным подом является то, что их можно модернизировать под различные габариты слитков, проката, поковок. Печь с выкатным подом – это печь, в которой загрузка и выгрузка металла осуществляется цеховым краном на поду, который раскатывается относительно стен и свода печи. Такая печь применяется в тех случаях, когда масса садки велика и имеет сложную «архитектуру», например, расположена в несколько слоев [2].

Рабочее пространство печи представляет собой прямоугольную камеру, футерованную шамотным кирпичом. Топливом служит природный газ, который сжигается в горелках ГЩН-20, расположенных на боковых стенках печи (20 штук). Максимальная рабочая температура в печи составляет 1280 °С. Дымовые газы, удаляются через каналы, расположенные в боковых стенках печи, а затем через сборный боров попадают в дымоход.

Для интенсификации процесса нагрева заготовок в печи с выкатным подом предлагается заменить щелевые горелки ГЩН-20 на высокоскоростные горелки ZIC 165 Elster Kromschroder Germany, работающие в импульсном режиме (рис. 1).



- 1 – корпус горелки; 2 – торцевая крышка; 3 – труба подачи воздуха;
4 – воздушный патрубок; 5 – труба подачи газа; 6 – электрод зажигания;
7 – управляющий электрод; 8 – керамическая труба горелки; 9 – монтажный фланец

Рисунок 1 – Конструкция горелки ZIC 165

Суть импульсного режима нагрева заключается в том, что тепловая мощность печи или любой из ее зон регулируется не изменением расхода топлива, а временем включения и выключения горелок, при этом включенные горелки работают при постоянном номинальном расходе топлива. Кроме того, импульсная система отопления позволяет упростить распределение газа и воздуха, исключив зонные коллекторы и зональные регулирующие клапаны [3, 4].

Горелка ZIC 165 Elster Kromschroder является высокоскоростной и состоит из следующих основных компонентов:

Корпус 1 предназначен для установки горелки в топку с помощью фланца 9, для установки горелочной части и горелочной трубы 8 на корпусе расположен патрубок для подачи воздуха в горелку 3, имеется встроенный штуцер 4, предназначенный для измерения давления воздуха на горелку. На крышке 2, закрывающей корпус с торца, установлена труба 5 для подачи газа в зону горения, электрод зажигания 6 и управляющий электрод 7. Воздух горения может быть нагрет во внешнем теплообменнике до температуры 350 °С, поступает в воздушную полость корпуса, а затем в смесительную камеру.

Природный газ подается через газовую головку и поступает в смеситель через центральный газосборник. Зажигание происходит за счет зажигающего электрода 6, наличие пламени контролируется электродом 7. За счет наличия конфузора образуется высокоскоростной факел продуктов сгорания (до 150 м/с). Горелка обеспечивает широкий диапазон, как коэффициента избытка воздуха, так и тепловыделения. На входе в газовую головку имеется измерительное отверстие, предназначенное для регулирования расхода газа.

Использование высокоскоростных горелок позволяет значительно снизить удельный расход топлива и снизить эксплуатационные расходы. Удельный расход топлива снижен с 41,1 до 37,3 кг усл. т./т металла, время нагрева слитков сокращено с 7,03 до 6,8 часов.

Каждая горелка оснащена индивидуальным пультом управления, автоматической системой зажигания и системой управления пламенем, что обеспечивает ее безопасную эксплуатацию. Обрезка каждой горелки на тележке газа обеспечивается двумя электромагнитными клапанами, которые обеспечивают герметичное перекрытие подачи газа к горелке (класс герметичности-А) в случае возникновения аварийной ситуации, в том числе и при гашении пламени горелки.

Значительная экономия топлива достигается при замене импульсных систем или их сравнении с пропорциональными системами. Одна из главных причин заключается в поддержании точного соотношения воздух-газ на протяжении всего процесса горения. Соотношение воздух-газ может быть установлено очень близко к «идеальному» горению (соотношение 10:1) на пике температуры, как в непрерывных печах, так и в печах периодического действия. В зонах предварительного нагрева в туннельных печах или непрерывных печах может использоваться избыточный воздух. В периодической печи избыток воздуха может быть использован на ранних стадиях горения для сжигания

"органического вещества" и увеличения циркуляции воздуха. На пике рабочей температуры можно использовать коэффициент более экономичного "идеального сгорания". Это требует дополнительных регулирующих клапанов и программного управления, но вполне осуществимо для импульсного горения. Благодаря этим преимуществам экономия топлива достигает 20-25 %. По сравнению с менее эффективными системами экономия может быть значительно выше. Снижение загрязнения воздуха является еще одним результатом более точного контроля, предлагаемого импульсными системами. Уровни NO_x могут поддерживаться значительно ниже допустимых значений, и этот важный вопрос в настоящее время тесно связан с борьбой с загрязнением воздуха. Фактические уровни, которые могут быть достигнуты, зависят от ряда факторов, таких как пиковая температура горения, но возможны значительные улучшения по сравнению с традиционными системами.

Компьютерное, электронное управление и индивидуальное управление пламенем на каждой горелке позволяют обеспечить высокую безопасность эксплуатации. Потеря одного предупредительного сигнала пламени по какой-либо причине не влияет на работу других горелок в системе. Когда требуется тепло, импульсная система управления просто игнорирует любую горелку в цикле без сигнала управления пламенем, и другие горелки компенсируют недостаток до тех пор, пока причина дефектного сигнала не будет устранена. Компьютерное управление также обеспечивает автоматизированный надежный и легкий запуск работы печи.

Таким образом, в ходе работы была рассмотрена замена горелок ГЩН-20 в камерной печи с выкатным подом на горелки ZIC 165 Elster Kromsroder, ZIC 165 работает в импульсном режиме и является высокоскоростной, благодаря этому она является экономически выгодной в плане экономии топлива, времени, безопасности эксплуатации и автоматизации и позволяет значительно снизить удельный расход топлива с 41,1 до 37,3 кг усл. т./т металла, время нагрева слитков сократить с 7,03 до 6,8 часов, тем самым снизить эксплуатационные расходы.

Литература:

1. Свинолобов, Н. П. Печи черной металлургии : учеб. пособие / Н. П. Свинолобов, В. Л. Бровкин. – Днепропетровск : Пороги, 2004. – 154 с.
2. Курбатов, Ю. Л. Металлургические печи : учеб. пособие / Ю. Л. Курбатов, А. Б. Бирюков, Ю. Е. Рубан. – Донецк : ГОУВПО «ДОННТУ», 2016. – 433 с.
3. Бирюков, А. Б. Энергоэффективность и качество тепловой обработки материалов в печах : монография / А. Б. Бирюков. – Донецк : Ноулидж (донецкое отделение), 2012. – 247 с.
4. Парахин, Н. Ф. Топливо и теория горения : учеб. пособие / Н. Ф. Парахин, В. И. Шелудченко, В. В. Кравцов. – Севастополь : «Вебер», 2003. – 170с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛОТЕХНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ РАДИАЦИОННЫХ РЕКУПЕРАТОРОВ В КАМЕРНЫХ ПЕЧАХ

Кубраков М.Б., Гнитиёв П.А.

Донецкий национальный технический университет

Нагревательные и термические печи в металлургической и машиностроительной промышленности считаются одним из основных источников потребления топлива в стране, при этом, более важными видами обычно используемого горючего являются: мазут и газ.

Каждый рекуператор представляет собой теплообменник, работающий в устойчивых тепловых условиях, в котором теплорегулярно передается от охлажденных дымовых газов к нагретому воздуху (газу) через разделительную стенку [1].

Радиационные рекуператоры состоят из 2 концентрических обечайек, причем продукты сгорания проходят вдоль внутренней оболочки, а нагретый воздух движется через кольцевую щель. Он изготавливается из литой стали толщиной 5-10мм, внутренняя оболочка имеет диаметр 0,5-3,5 м, а толщина наружной части щели составляет 8-60 мм в зависимости от размера рекуператора. Рекуператор состоит из 2-х трубчатых «корзин». Воздух сначала поступает в нижний коллектор нижней корзины, поднимается по трубкам в верхний коллектор нижней корзины, а оттуда по специальной внешней трубе направляется в верхнюю корзину, где нагревается. Таким образом, движение воздуха происходит противоточно по отношению к направлению потока дымовых газов. Таки рекуператоры могут нагревать воздух до 800-850 °С со средней тепловой нагрузкой на поверхность нагрева около 13-14 Вт/м при температуре 1300°С. Трубчатые рекуператоры часто используются в сочетании с односторонним (рис. 1а) или двусторонним (рис. 1б) обогревом [2].

Испытания и расчеты радиационных рекуператоров показали, то что показатель теплопередачи в относительную внутреннюю поверхность цилиндра при одностороннем движении газов составляет 20-50ч/К, при двустороннем движении 50-70 ккал/м²-ч-град.

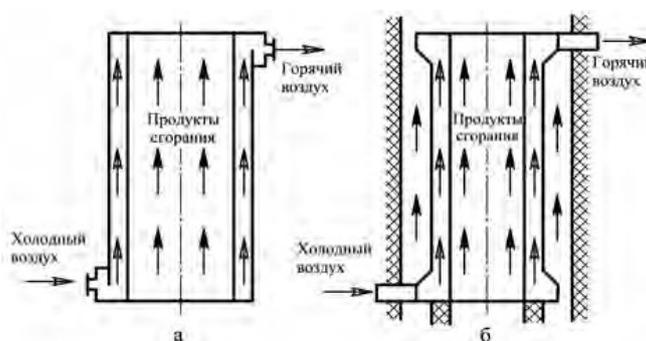


Рисунок 1 – Радиационные щелевые рекуператоры: а – с односторонним обогревом; б – с двусторонним обогревом

Значимым преимуществом радиационных рекуператоров считается возможность высокотемпературного подогрева воздуха либо газа с меньшим, нежели при использовании конвективных рекуператоров, расходом жаропрочной стали благодаря большей удельной тепловой нагрузке поверхности теплообмена.

Основным направлением применения утилизированной теплоты продуктов сгорания, считается подогрев воздуха, направляемого на сжигание природного газа. В случае применения низкокалорийных искусственных газов как правило подогревают все без исключения компоненты.

Помимо утрат теплоты в виде физической теплоты уходящих дымовых газов, наиболее или менее существенные количества теплоты теряются от химической неполноты сгорания, когда в уходящих газах содержатся горючие вещества – в основном окись углерода. В особенности значительны эти потери бывают при отоплении печей бедным (низкокалорийным) газом.

Недостатком данных рекуператоров является небольшая площадь обогрева, так как воздушное пространство подогревают только лишь в кольцевом канале, а рабочее пространство дымового канала используется нерационально [3].

Конструктивная схема представлена на рис. 2.

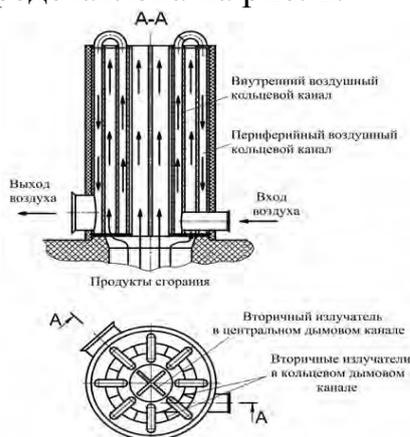


Рисунок 2 – Радиационный рекуператор типа RRD конструкции Института газа НАНУ

В рассмотренном рекуператоре RRD высокая результативность нагрева воздуха обеспечивается за счет результата двухступенчатого подогрева:

- 1-я стадия – внутренний воздушный круговой канал вместе с двухсторонним подогревом, омываемый продуктами сгорания с края центрального цилиндрического и периферийного кольцевого каналов продуктов сгорания;

- 2-я стадия – внешний атмосферный кольцевой канал. Здесь организован однонаправленный подогрев продуктами сгорания с края, удаленного кругового канала продуктов сгорания. Внутренний и внешний вид кольцевых воздушных каналов объединены между собой перепускными трубами [4].

Промышленные печи в наше время работают с невысоким термическим коэффициентом полезного действия, в условиях производства величина

которого не превышает всего 20-30 %, т.е. в 3-4 раза ниже, чем коэффициент полезного действия современных парокотельных установок. Увеличение термического коэффициента полезного действия печей, а таким образом, и экономия топлива считается наилучшим способом возврата в печь части тепла, содержащегося в отходящих дымовых газах, подогревом в рекуператорах воздуха, применяемого с целью горения топлива.

Переработка теплоты уходящих дымовых газов дает возможность достигнуть экономии топлива, при этом, экономия топлива зависит от степени утилизации теплоты уходящих газов, выраженной как отношение энтальпии подогретого воздуха к энтальпии отходящих из рабочего пространства газов. Степень утилизации теплоты также может быть выражена как коэффициент полезного действия рекуператора [5].

Рекуперация теплоты, даёт возможность экономить вплоть до 30-40 % потребляемой энергии. В результате, при том же расходе топлива количество теплоты, получаемой в процессе горения, возрастает на 10-15 %.

В настоящее время применяют большое количество металлических рекуператоров на промышленных печах: игольчатых, термоблоков, трубчатых, радиационных и др. Их используют в основном только лишь в таких случаях, если по условиям технологии нагрева необходим надежный подогрев воздуха свыше 600-700 °С, так как применение в этом случае металлических рекуператоров из жаропрочной и окалиностойкой стали может быть неэкономичным [6].

Литература:

1. Бирюков, А. Б. Современные аспекты использования регенеративных горелок для отопления пламенных печей / А. Б. Бирюков // Черная металлургия. – 2015. – № 11. – С. 31-36.

2. Ганул, А. О. Анализ потенциала использования отходящих газов нагревательных печей / А. О. Ганул, Д. С. Мордовкин, В. И. Дождиков // Вестник НИИТУ «МИСИС». – 2017. – №1. – С. 92-94.

3. Бирюков, А. Б. Современные аспекты использования рекуперативных горелок для отопления пламенных печей / А. Б. Бирюков // Черная металлургия. – 2015. – № 8(1388). – С. 73-79.

4. Товажнянский, Л. Л. Интегрированные энергосберегающие теплотехнологии в стекольном производстве / А. В. Кошельник, В. В. Соловей. – Харьков, ХПИ, 2008. – 638 с.

5. Тебеньков, Б. П. Рекуператоры для промышленных печей : книга для студентов образоват. учреждений / Б. П. Тебеньков. – Москва : Металлургия, 1967. – 358 с.

6. Сорока, Б. С. Системы сжигания и теплоутилизационные устройства технологических печей: современное состояние и мировые тенденции развития / Б. С. Сорока // Энерготехнологии и ресурсосбережение. – 2012. – № 2. – С. 54-69.

ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА



РАЗРАБОТКА МЕРОПРИЯТИЙ ПО ОЧИСТКЕ ДЫМОВЫХ ГАЗОВ КОТЛА ДКВР ПРИ СОВМЕСТНОМ СЖИГАНИИ УГЛЯ И ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ

Кравченко С. О., Безбородов Д. Л.
Донецкий национальный технический университет

В современном мире рост стоимости энергетических ресурсов и их ограниченное количество заставляет обратить внимание на альтернативные источники энергии. С другой стороны, все возрастающее количество отходов жизнедеятельности человечества делает проблему утилизации и переработки мусора все более актуальной. Одним из перспективных способов решить обе проблемы одновременно является термическая утилизация твердых бытовых отходов (ТБО). Однако данное решение осложнено рядом факторов, среди которых можно выделить разностный качественный и количественный состав ТБО, влажность и низкую теплоту сгорания, а также высокое содержание токсичных веществ, что требует глубокой очистки дымовых газов перед выбросом их в атмосферу.

Ранее авторами доказана возможность совместного сжигания угля и твердых бытовых отходов в котле ДКВр-20-23 без изменения конструктивных характеристик и замены тягодутьевого оборудования [1]. Предложение сжигать совместно уголь и отходы, а не чисто отходы, оправдывается более устойчивым горением топлива в слое и более высокой температурой горения, что способствует нормализации химического и механического недожога.

В данной работе рассмотрены основные способы очистки дымовых газов от вредных веществ, проанализирован опыт зарубежных компаний и предложены мероприятия по очистке дымовых газов для котла ДКВр.

К основным задачам системы газоочистки относится снижение до допустимых норм содержания в отходящих газах следующих компонентов:

- твердые частицы (летучая зола, пыль);
- кислотные примеси (HCl, HF, SO₂);
- оксиды азота NO_x;
- тяжелые металлы;
- диоксины и фураны.

Наибольшую сложность представляет собой удаление из дымовых газов диоксинов и фуранов (ПХДД/Ф), что заключается в нескольких факторах. Во-первых, даже при полном дожигании отходов до состояния свободного хлора и хлороводорода в конвективной части котла в зоне температур 350-600⁰С происходит повторный синтез диоксинов и фуранов. Во-вторых, ПХДД/Ф являются очень устойчивыми соединениями и достичь самопроизвольного разложения этих соединений довольно сложно.

Основным первичным методом по снижению образования диоксинов и фуранов является высокотемпературная выдержка дымовых газов, которая осуществляется при температуре более 850⁰С в течение 2-5 с. Данный метод не

позволяет удалить все ПХДД/Ф из отходящих дымовых газов за счет их повторного синтеза при более низких температурах, однако способствует образованию хлора и хлороводорода при высоких температурах, которые можно удалить из дымовых газов, тем самым снизив возможность повторного образования ПХДД/Ф.

К вторичным методам очистки дымовых газов от диоксинов и фуранов относят:

- Закалка дымовых газов – быстрое, менее чем за 1-2 секунды, охлаждение дымовых газов до 200-300⁰С, что не допускает повторное образование ПХДД/Ф;

- Дожигание отходящих дымовых газов в восстановительной среде – подача природного газа в зону выше топочного пространства, эффективность метода составляет 40-70%, также одновременно происходит очистка от оксидов азота;

- Впрыск порошкового активированного угля в поток дымовых газов на входе в электрофильтр или рукавный фильтр, что позволяет снизить содержание ПХДД/Ф после системы пылеулавливания в 4-8 раза;

- Впрыск активированного угля в мокрый скруббер, который устанавливается после электрофильтра.

Применение активированного угля обеспечивает одновременную доочистку дымовых газов от кислотных примесей и ртути.

Так как диоксины и фураны в дымовых газах после котла содержатся в виде тончайших твердых аэрозолей, поэтому большая часть образовавшихся диоксинов и фуранов покидают котел, адсорбируясь на частичках летучей золы. Поэтому правильная комбинация методов очистки дымовых газов от золы и ПХДД/Ф позволяет удалять более 90% токсинов.

Существует большое количество комбинаций устройств системы газоочистки, которые позволяют достичь нормируемых концентраций загрязняющих веществ. Увеличение требований к степени очистки дымовых газов приводит к удорожанию системы и нередко стоимость очистных сооружений может достигать до 50% от капиталовложений. Поэтому важно рационально подходить к выбору газоочистки, чтобы подобрать наиболее эффективный способ с соизмеримыми затратами.

Мировыми лидерами по разработке газоочистных сооружений для установок термической утилизации твердых бытовых отходов является Германия, Швейцария, Австрия и Япония. Анализ зарубежного опыта по современным технологическим схемам газоочистки позволит разработать собственную систему очистки дымовых газов применительно для котла ДКВр.

Наиболее распространенные системы очистки дымовых газов представлены в таблице 1.

Исходя из опыта зарубежных компаний по производству и эксплуатации систем очистки дымовых газов, а также проанализировав существующие методы очистки, предложена следующая система газоочистки:

Таблица 1 – Сравнительная характеристика систем газоочистки

Наименование фирмы	Состав системы газоочистки
HZI Steinmuller	Электрофильтр + распылительный абсорбер + рукавный фильтр + адсорбер (активированный уголь) + SCR
Lurgi (Air Liquide)	Электрофильтр + абсорбер Вентури + абсорбер (известь) + SCR + впрыск активированного угля + рукавный фильтр
Babcock&Wilcox	SNCR + мокрый скруббер (адсорбция диоксинов на полимерах – технология ADIOX) + рукавный фильтр
	Абсорбер (с технологией ADIOX) + сухой/полусухой скруббер + SCR + рукавный фильтр
ANDRITZ	Мокрый скруббер + рукавный фильтр + SCR
GEA Process Engineering	Впрыск активированного угля + сухой абсорбер (известковое молоко) + тканевый фильтр + мокрый скруббер (гашеная известь/активированный уголь)
Московский мусоросжигательный завод	SNCR + полусухой абсорбер (с многократной циркуляцией увлажненных реагентов – известкового молока) + впрыск активированного угля + рукавный фильтр

1) Организация двухступенчатой подачи воздуха – стабилизирует процесс горения и устойчивого догорания диоксинов и фуранов в топке котла; способствует снижению образования оксидов азота.

2) Распыливание известкового молока после первого котельного пучка навстречу потоку дымовых газов – позволит связать образовавшиеся HCl, HF и SO₂ в количестве, достаточном для подавления образования диоксинов и фуранов.

3) Установка распылительного абсорбера, работающего по полусухому методу, куда в качестве реагента подается известковое молоко и активированный уголь – происходит связывание кислотных примесей, диоксинов и фуранов, а также тяжелых металлов.

4) Установка рукавного фильтра – завершающий этап очистки дымовых газов – удаление золы и полученных в абсорбере соединений вредных веществ.

Представленная система газоочистки котла ДКВр схематически изображена на рисунке 1.

В работе рассмотрены вопросы очистки дымовых газов при совместном сжигании угля и твердых бытовых отходов в котле ДКВр-20-23. Проанализированы современные методы очистки уходящих газов и зарубежный и отечественный опыт эксплуатации систем газоочистки. Предложена схема очистки дымовых газов для котла ДКВр-20-23 при совместном сжигании угля и твердых бытовых отходов.

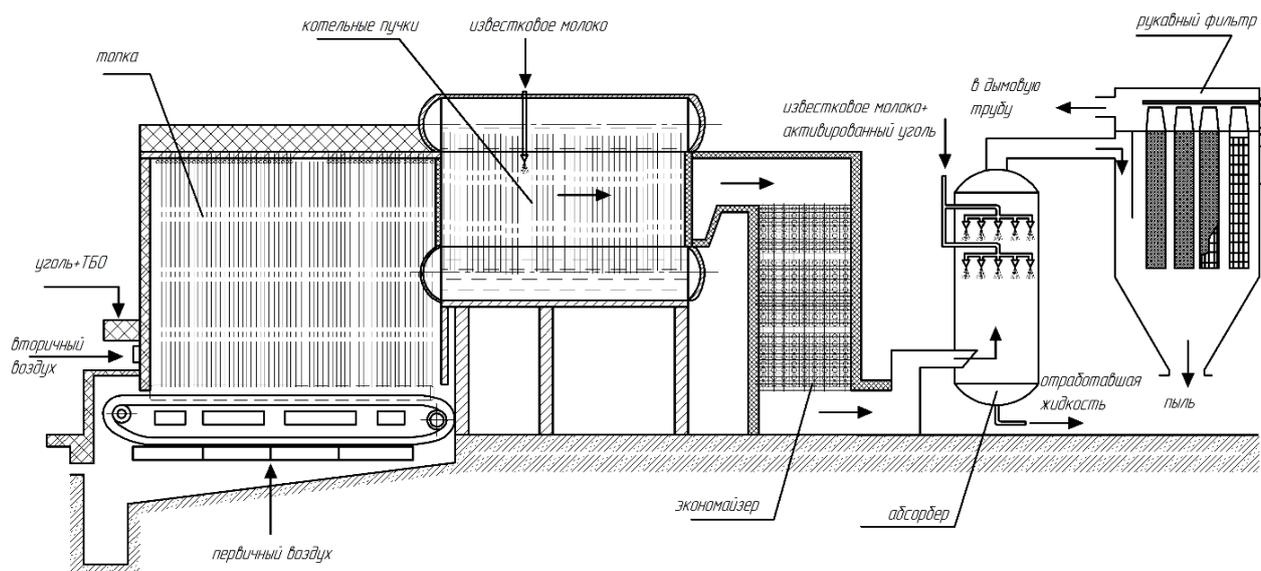


Рисунок 1 – Схема очистки дымовых газов котла ДКВр-20-23

Литература:

1. Кравченко С. О. Оценка необходимости реконструкции котла ДКВР-20-23 при совместном сжигании угля и органической части твердых бытовых отходов / С. О. Кравченко, Д. Л. Безбородов // Донбасс будущего глазами молодых ученых. – 2022. – с. 87–92.
2. Steinmüller by Hitachi Zosen INOVA: официальный сайт. – Гуммерсбах, 2023. URL: <https://www.hzi-steinmueller.com/> (дата обращения 01.02.2023).
3. Air Liquide A. S.: официальный сайт. – Париж, 2023. URL: <https://www.airliquide.com/> (дата обращения 01.02.2023).
4. Babcock&Wilcox: официальный сайт. – Акроне, 2023. URL: <https://www.babcock.com/> (дата обращения 01.02.2023).
5. ANDRITZ AG: официальный сайт. – Грац, 2023. URL: <https://www.andritz.com/group-en> (дата обращения 01.02.2023).
6. GEA Process Engineering: официальный сайт. – Копенгаген, 2023. URL: <https://www.gea.com/en/index.jsp> (дата обращения 01.02.2023).
7. Тугов А. Н. Исследование процессов и технологий энергетической утилизации бытовых отходов для разработки отечественной ТЭС на ТБО: автореф. дис. ... д-ра техн. наук: 05.14.14 / Тугов Андрей Николаевич; МЭИ. – Москва, 2012. – 44 с.

МОДЕРНИЗАЦИЯ ЛАБОРАТОРНОГО СТЕНДА ПРЯМОТОЧНОГО КОТЛА ЗМЕЕВИКОВОГО ТИПА

Хруцкая А. Д., Кускарбекова С.И.

Южно-Уральский государственный университет, г. Челябинск

Работа подразумевает модернизацию лабораторного стенда прямооточного котла змеевикового типа. Ранее был сконструирован учебный стенд для изучения гидравлической и аэродинамической системы прямооточного парового котла.

Модернизируемый лабораторный стенд представляет собой (Рисунок 1):

- металлический стол;
- моноблок, представляющим собой цилиндрическую металлическую емкость (диаметр 368 мм, высота 625 мм) с навитым змеевиком коаксиальной формы (диаметр 302 мм, высота 563 мм);
- насос;
- емкостью с питательной водой на 0,04 м³;
- шкафом управления с возможностью автоматического регулирования с помощью программы SCADA;
- контрольно-измерительная арматура;
- запорно-регулирующая арматура.



Рисунок 1 – Лабораторный стенд

Подача воздуха в установку осуществляется с помощью вентилятора через отверстие в крышке цилиндра. Воздух проходит по каналу и выходит с другой стороны цилиндра через аналогичное отверстие в крышке цилиндра. По ходу змеевика в цилиндре имеются дополнительные три отверстия для замера

скорости воздуха. Спиральный змеевик внутри цилиндра создает аэродинамическое сопротивление, формируя вихревой воздушный поток.

Питательная вода из ёмкости циркуляционным насосом подаётся в змеевики котла. На воду, которая движется по изогнутой трубе действует центробежная сила. Под действием сил частицы жидкости в центре трубы движутся к стенке, а частицы у стенки к центру. Контур является замкнутым, вода далее возвращается назад в емкость [1]. В гидравлическом контуре установлены датчики давления на входе и выходе, а также расходомер.

Стенд оборудован системой автоматизации (Рисунок 2). Шкаф управления состоит из следующего оборудования:

- программируемый логический контроллер (далее по тексту – ПЛК);
- частотный привод и вспомогательное оборудование.



Рисунок 2 – Шкаф управления лабораторного стенда.

ПЛК подключается к компьютеру, на котором установлена программа SCADA. С помощью нее управляющий стендом может запускать, отключать и менять режимы работы основного оборудования с виртуального рабочего стола на компьютере (далее по тексту – ПК).

Постановка задачи

Проанализировав работу лабораторного стенда, было принято решение осуществлять подогрев питательной воды в баке. В дальнейшем планируется углубленное исследование влияния температуры питательной воды на работу котельного агрегата по химической очистке воды, а также влияние гидравлической составляющей на теплообмен и парообразование.

Для предварительного подогрева будет использоваться ТЭН, который встраивается в емкость с питательной водой. Для замера температуры и передачи сигнала через контроллер на ПК используется термопара. В связи с этим необходимо изменить принципиальную схему автоматизации ТЭНа для контроля температуры нагрева питательной воды.

Теоретическая часть

Принципиальная схема автоматизации с включением термопары и ТЭНа в лабораторный стенд показан на Рисунке 3.

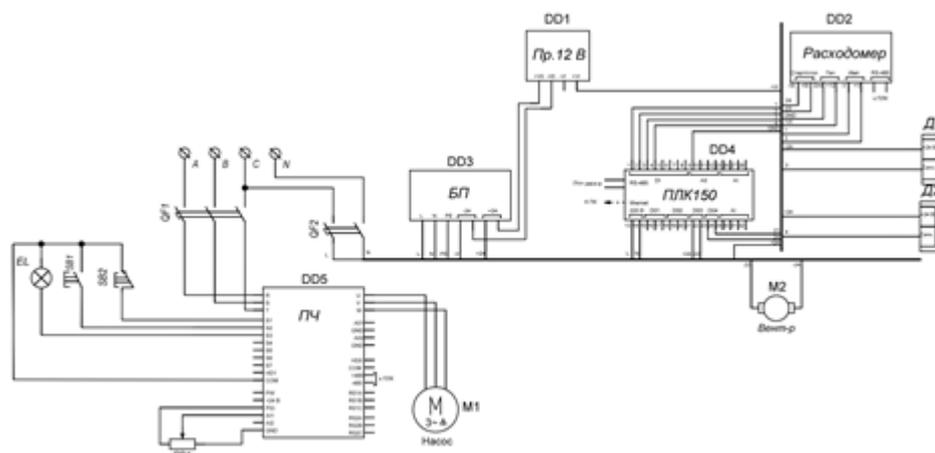


Рисунок 3 – Принципиальная схема автоматизации до модернизации

Для осуществления предварительного подогрева питательной воды было подобрано следующее оборудование:

- ТЭН на 1,5 кВт;
- Термопара типа К, диапазон от 0-400°С.
- Автоматический выключатель;
- Электромагнитное реле;

Схема автоматизации с использованием выше указанного оборудования представлена на Рисунке 4.

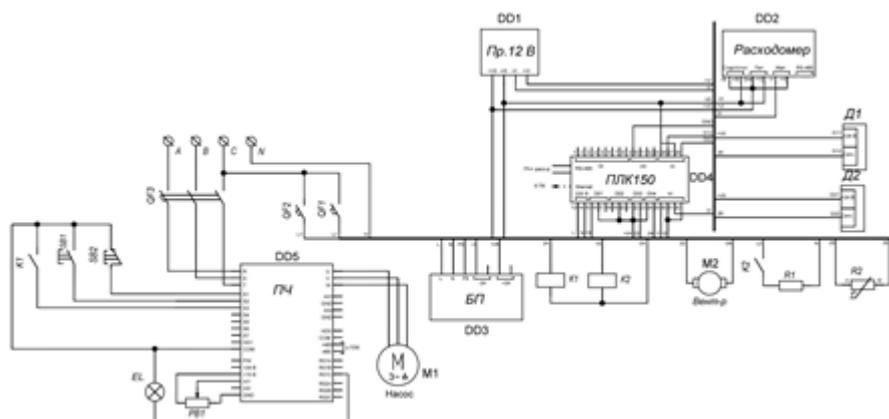


Рисунок 4 – Принципиальная схема автоматизации

Термопара для ТЭНа необходима для регистрации, контроля и поддержания заданной температуры воды, а также для аварийного отключения электронагревателя от сети в том случае, если начинается процесс кипения. Эта деталь значительно продлевает жизнь оборудованию, т.к. нагревательный

элемент при работе в критическом режиме подвержен быстрому износу и большому потреблению электроэнергии.

Через контроллер задаются параметры температуры воды, необходимой для поддержания. При достижении требуемой температуры питательной воды контроллер размыкает цепь питания электронагревателя, температура воды естественным путём или в результате потребления снижается и контакты с учётом гистерезиса вновь замыкаются на подогрев.

Также щит приборов автоматики будет оборудован дополнительной показывающей кнопкой, которая с помощью светового индикатора будет указывать включен ли нагревательный элемент на данный момент.

Заключение

Таким образом, используя опыт автоматизации и управления лабораторным стендом, который имитирует работу прямоточного парового котла змеевикового типа, была предложена модернизация лабораторного стенда для предварительного подогрева питательной воды, схема автоматизации с использованием нагревательного элемента.

Перспектива дальнейшего изучения влияния предварительного подогрева питательной воды может быть заключена в том, что существует вероятность энергосбережения и повышения интенсификации теплообмена в прямоточных паровых котлах змеевикового типа.

Литература:

1. Осинцев, К.В. Опытное исследование аэро- и гидравлической систем прямоточного котла на лабораторном стенде путем внедрения автоматического управления устройствами и сбора данных / К.В. Осинцев, С.И. Кускарбекова, Н.В. Савостеенко, Н.М. Максимов // Вестник ЮУрГУ. Серия «Энергетика». 2022. Т. 22, № 2. С. 92–103. DOI: 10.14529/power220209.

2. Дудкин, М.М. Опытное исследование работы парового котла змеевикового типа при эксплуатации на северном нефтяном месторождении / М.М. Дудкин, К.В. Осинцев, С.И. Кускарбекова // Вестник Южно-Уральского государственного университета. Серия «Энергетика». 2019. Т. 19, № 4. С. 14–25. DOI: 10.14529/power190402

3. Кускарбекова, С.И. Разработка автоматизированной системы управления для учебного лабораторного стенда/ С.И. Кускарбекова, К.В. Осинцев // Вестник Южно-Уральского государственного университета. Серия «Компьютерные технологии, управление, радиоэлектроника». 2022. Т. 22, № 3. С. 141-150. DOI: 10.14529/ctcr220313.

4. Зыков, А.К. Паровые и водогрейные котлы: Справочное пособие / Б-ка тепломонтажника – Москва: Изд-во Энергоатомиздат, 1987 –128.

5. Аронов, И.З. О гидравлическом подобии при движении жидкости в изогнутых трубах-змеевиках // Известия вузов. Энергетика. 1962. №4. С. 52-59.

6. Анучин А.С. Системы управления электроприводов: Учебное пособие – Москва. Издательский дом МЭИ. 2015 – 372.

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ТЕПЛООБМЕНА СЕЧЕНИЯ КАНАЛОВ

Зими́на Ю. К., Каре́лин А. М., Шашкин В.Ю.

Южно-Уральский государственный университет, г. Челябинск

Целью данной работы является оценка эффективности каналов различной формы и размеров, а также влияние имени формы каналов, взаимного расположения элементов и других параметров, влияющих на теплообмен. В статье представлен комплексный обзор каналобразующих элементов, а также данные о влиянии конструктивных параметров. Для этого была проведено математическая моделирование, а также использован программный пакет ANSYS Fluent для изучения поверхности теплообмена.

В качестве объекта исследования взят участок гладкой трубы круглого, квадратного, треугольного сечения, а также сечения «звездой» наружным диаметром $D=32$ мм и длиной равной $L=50 \cdot D=1,6$ м. Площади сечения каналов в каждом случае равны. Материал трубы – сталь. Теплоноситель – вода. Температура теплоносителя на входе в канал $t'_{жс} = 20^\circ\text{C}$, скорость теплоносителя равна $w=2,5$ м/с. Режим течения воды внутри каналов турбулентный. Теплоёмкость теплоносителя равна $c_{pжс} = 4180$ Дж/(кг·°C). Плотность воды равна $\rho = 992$ кг/м³ [1]. Кинематическая вязкость $\lambda = 31,2$ Вт/(м·град). Толщина стенки $\delta = 2,8$ мм. Жидкость в трубе нагревается за счёт подводимого теплового потока плотностью равной $q = 34208 \frac{\text{Вт}}{\text{м}^2}$.

Площадь сечения (1) определяется по диаметру круглого канала:

$$f = \frac{\pi \cdot D^2}{4} = 0,00080384 \text{ м}^2 \quad (1)$$

Таблица 1 – Расчет размеров каналов

Наименование	Формула сторон каналов	Значение сторон каналов, м	Формула площади поверхности канала	Значение площади поверхности канала, м ²
круг	D	0,032	$F_D = \pi \cdot D \cdot L$	0,16
квадрат	$a = \frac{\sqrt{\pi \cdot D}}{2}$	0,028	$F_a = 4 \cdot a \cdot L$	0,18
треугольник	$b = \frac{\sqrt{\pi \cdot D}}{\sqrt{3}}$	0,043	$F_b = 3 \cdot b \cdot L$	0,206
“звезда”	$c = \frac{D}{2} \cdot \sqrt{\frac{\pi}{1+\sqrt{3}}}$	0,017	$F_c = 8 \cdot c \cdot L$	0,22

Таким образом, получаем, что наибольшая площадь поверхности у канала с сечением «звезда».

Для определения температуры на выходе из канала проводится тепловой расчёт. Количество теплоты (2), подводимое к каналам в каждом случае, определяется:

$$Q = q \cdot F \quad (2)$$

В тоже время количество теплоты определяется следующим выражением:

$$Q = G \cdot c_{pж} \cdot (t''_{ж} - t'_{ж}) \quad (3)$$

где G – массовый расход теплоносителя определяемый (4):

$$G = w \cdot f \cdot \rho = 1,99 \text{ кг/с} \quad (4)$$

Выражая температуру воды на выходе, получаем (5):

$$t''_{ж} = \frac{Q}{G \cdot c_{pж}} + t'_{ж} \quad (5)$$

Для удобства сравнения полученные данные для каждого случая сведены в таблицу 2.

Таблица 2 – Сравнение параметров

Сечение	Площадь поверхности F , м ²	Количество теплоты Q , кВт	Температура на выходе $t''_{ж}$, °С
круглое	0,16	55,00	26,59
квадратное	0,18	62,08	27,45
треугольное	0,206	70,79	28,49
«звездой»	0,22	75,14	29,02

Проанализировав полученные результаты, можно сделать вывод, что с усложнением формы канала, увеличивается количество теплоты, которое можно снять с его поверхности и случае нагревания увеличивается температура теплоносителя на выходе.

В ходе моделирования процесса в программе ANSYS Fluent используется модель Standard k- ϵ (+2E) – двухпараметрическая модель RANS, которая является очень экономичной по вычислительным ресурсам и применяется для широкого класса течений. Используются пристеночные функции и модель при этом пригодна исключительно для установившихся турбулентных течений [2].

Для анализа распределения температуры и скорости теплоносителя внутри канала было проведено моделирование. Общие площади сечения каналов были приняты равными $f = 0,00080384 \text{ м}^2$.

Рассмотрим характеристику сетки одну из созданных геометрической модели канала сечения «звезда».

Характеристика разбивочной сетки: количество узлов – 3496931 шт.; количество элементов – 3388968 шт.

В результате моделирования процесса течения воды внутри каналов разной формы, были получены изображения площади сечения каналов, взятого на расстояние 1 м от начала всех 4 контуров для построения контура поперечной площади, чтобы исследовать скорость течения и температуру внутри контуров.

Поля распределения скорости течения воды для сечений представлены на рисунках 2-5.

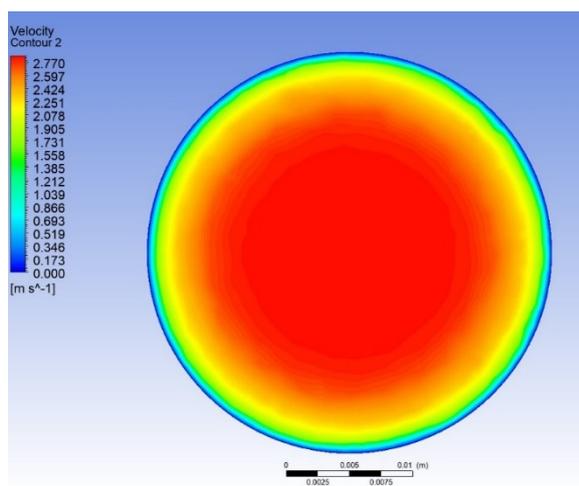


Рисунок 1 – Поле распределения скорости теплоносителя в канале круглого сечения.

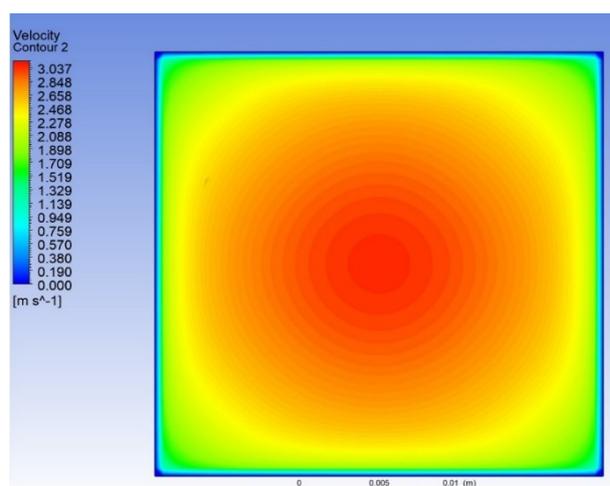


Рисунок 2 – Поле распределения скорости теплоносителя в канале квадратного сечения.

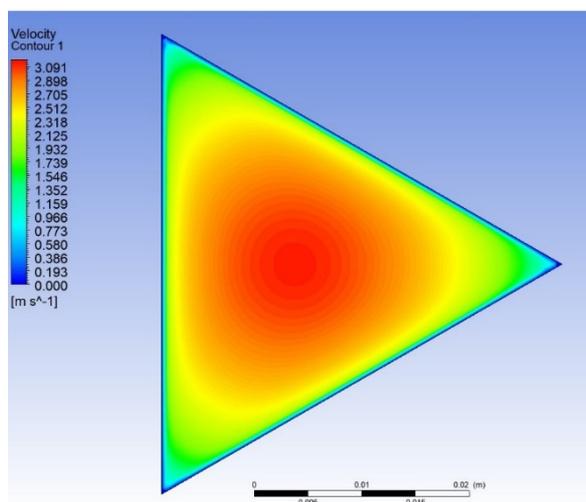


Рисунок 3 – Поле распределения скорости теплоносителя в канале треугольного сечения.

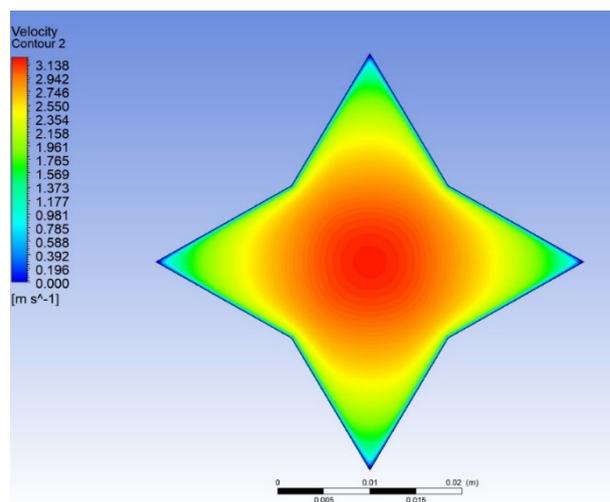


Рисунок 4 – Поле распределения скорости теплоносителя в канале сечения «звезда».

Проанализировав распределение скорости по поперечному сечению и рассчитанные параметры каналов видно, что с увеличением площади

поверхности каналов наблюдается увеличение подачи теплоты к теплоносителю. Но с усложнением геометрии ухудшается процесс перераспределения теплоносителя, появляются застойные зоны в углах каналов. Определяющие характеристики конструкции каналов играют важную роль в процессах, что позволяет получить наиболее эффективные формы и способы повышения интенсивности теплообмена. Но этот значительный рост поверхности теплопередачи не отражается на увеличении коэффициента теплопередачи. Течение теплоносителя обычно наиболее быстрое в зоне гладкого участка канала и наиболее медленное в зоне острых углов между гранями каналов. Вблизи стенки, где сильно влияние пристеночных слоев, течение развивается медленно и сохраняется ламинарная зона течения с полной турбулентностью течения в середине канала.

В результате исследования была построена геометрическая модель каналов разных форм. В этих моделях использовалась модель Standard k- ϵ (+2E) сетка с общим равным количеством элементов узлов. После операционализации модели были определены поле температур и проведены расчеты. Полученные результаты демонстрируют что с одной стороны наиболее эффективным каналом является с наибольшей площадью поверхности, то есть канал формы звезда. Но, с другой стороны, из-за сложности конструкции в углах образуются застойные зоны. Для более полного ответа на вопрос необходимо провести дополнительные исследования.

Литература:

1. Краснощёков, Е.А. Задачник по теплопередаче: Учебное пособие для вузов. – 4-е изд., перераб. – М.: Энергия, 1980. – 288с., ил.
2. Кужабаев, Е. С. Моделирование течения воздуха во впускном ресивере в программном комплексе ANSYS Fluent / Е.С. Кужабаев, С.П. Чирский // Ростовский научный журнал. – 2018. – № 4. – С. 112-124.
3. Ветров, В.В. Сравнительный анализ результатов численного моделирования и экспериментального исследования дроссельных характеристик воздухозаборных устройств / В.В. Ветров, П.Д. Шилин // Вестник Пермского национального исследовательского политехнического университета. Аэрокосмическая техника. – 2022. – № 68. – С. 21-29.

СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ УТИЛИЗАЦИИ ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ

Иванченко М.А., Лебедев А.Н.

Донецкий национальный технический университет

Проблема утилизации твердых бытовых отходов существует давно, но о ее решении задумались относительно недавно. Утилизация необходима из-за постоянного роста численности населения, по некоторым данным человек производит приблизительно 2 м² или 400 кг мусора в год, что около 1100 г в день. Также большую роль играет развитие промышленного сектора, который также является источником отходов. Уже сейчас полигоны для мусора перестают справляться с поступающими туда объемами ТБО.

Помимо этого, существуют следующие проблемы:

- мусор занимает огромное пространство и этого пространства становится с каждым разом все меньше;
- отравление окружающей среды разлагающимися отходами;
- скопление вокруг свалки диких животных, которые могут стать переносчиками болезней.

Благодаря современным возможностям и технологиям, люди уже сегодня научились грамотно перерабатывать и утилизировать твердые бытовые отходы. Немаловажной задачей является также правильная сортировка бытовых отходов. Следует понимать, какие отходы следует перерабатывать, сжигать или подвергать захоронению.

Все отходы можно разделить на 5 классов опасности:

I. материалы, в составе которых содержится ртуть. Такие материалы отравляют природу и несут опасность для живых существ. Данный класс является самым опасным;

II. масла, бензин, аккумуляторы и т.д. Материалы, разрушающие экологию. Однако природные ресурсы могут восстановиться после воздействий таких материалов;

III. цемент, металл, краски и т.д. Такие отходы наносят ущерб окружающей среде, которая может восстановиться в течение десяти лет;

IV. любые перерабатываемые материалы (дерево, бумага, текстиль и т.д.);

V. к пятому классу относятся безвредные отходы.

На мусороперерабатывающих предприятиях существуют специальные сортировочные линии. Для каждого из видов мусора есть свое оборудование для сортировки. Уже сейчас на заводах используются некоторые из них:

Барабанный грохот

Является одним из самых распространенных агрегатов. Разделение происходит за счет прохождения сырья через сита разного размера, что позволяет получать фракции нескольких размеров. Недостатком барабанного грохота является невозможность использования в нем пленки и бумаги, которые засоряют барабан.

Воздушные сепараторы

Такие виды сепараторов предназначены для обеспыливания и сухого разделения материалов на легкую и тяжелую фракции. С помощью данного способа можно отделять бумагу, пленку, легкие упаковочные материалы.

Магнитные сепараторы

Такие сепараторы называют железотделителями, из-за возможности отделения металлов. Эффективность такого вида разделения материалов зависит от толщины слоя, размера и формы отходов на конвейере. На таких сепараторах возможен «ложный съем» немагнитных материалов вместе с магнитными (налипание картона на металл). Из-за недостатков в каждом виде сепараторов можно сделать вывод, что большую роль играет разделение мусора еще до поступления на полигоны. Это исключает смешение материалов, которое может повлечь за собой большее загрязнение. Также предварительная сортировка упрощает и делает более экономичной автоматизированное разделение на заводах.

После сортировки прессованные блоки ТБО поступают на мусороперерабатывающие заводы для дальнейшей переработки или сжигания. В зависимости от вида, класса и опасности ТБО существуют различные способы их утилизации.

Компостирование

Данный способ утилизации отходов позволяет, после избавления от органических отходов, преобразовать их в почвенную добавку (удобрение), что позволяет использовать их в сельскохозяйственной отрасли. Данный метод показывает перспективу использования вторсырья в полезных целях, ведь около трети всего мусора на планете – это пищевые, органические продукты, которые способны разлагаться в течение месяца. Этот вид утилизации отходов недостаточно распространен из-за сложности сортировки, которая должна быть особо основательной. Однако он хорошо используется на фермах и дачах.

Сжигание

Одним из самых распространенных методов утилизации твердых бытовых отходов является сжигание. Этот метод довольно экономичен с точки зрения финансовых затрат. Наиболее распространенными методами сжигания мусора являются: *сжигание в кипящем слое, камерное сжигание, слоевое сжигание*.

Сжигание в кипящем слое – технология, при которой в топке создается кипящий слой из частиц топлива и негорючих материалов;

Камерное сжигание - при таком виде сжигания твердое топливо предварительно должно быть размолото до пылевидного состояния и высушено. В таком виде топливо подается с первичной частью воздуха через горелки в топку. Вторичная часть воздуха подается в зону горения для обеспечения полного сгорания топлива;

Слоеое сжигание – применяется для сжигания топлива крупных фракций. При этом сквозь топливо, которое находится на колосниковой решетке продувается воздух.

Перед тем, как подвергать мусор сжиганию, требуется удалить вредные и

опасные вещества из всей массы, так как при воздействии температур выделяется большое количество вредных и опасных веществ. Так при сжигании при температуре ниже 850°C в воздух вместе продуктами сгорания все еще будут попадать крайне токсичные вещества, такие, как диоксин.

При расчётах котельного оборудования для сжигания ТБО был использован средний состав топлива: $C^p = 26,1\%$, $O^p = 16,43\%$, $H^p = 3,57\%$, $S^p = 0,18\%$, $A^p = 10,32\%$, $N^p = 0,72\%$, $W^p = 42,38\%$.

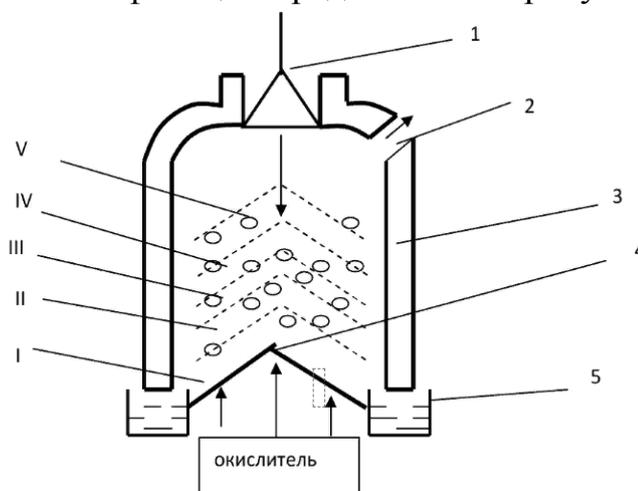
Одним из способов утилизации мусора также является плазмохимическая газификация. Для этого метода подходят бытовые отходы, биоматериалы, жидкости, металлолом, уголь. Сжигание проходит при температуре около 5500°C , что преобразует все продукты горения в газообразное вещество, которое может быть использовано для получения тепловой и электрической энергии.

Основное преимущество плазменной газификации в отсутствии подготовки и сортировки мусора, так как в процессе горения все отходы полностью преобразовываются в газ. Недостатком же является довольно высокая стоимость оборудования.

Газификация

Для газификации ТБО подходят только сыпучие, дробленые, газопроницаемые отходы. Сырье следует подготовить, а именно предварительно отсортировать и высушить. Сжигание происходит при температурах $1100-1400^{\circ}\text{C}$ с недостатком кислорода. При воздействии таких температур вредные вещества, которые содержатся в отходах, переходят в газ.

Простейший способ газификации представлен на рисунке ниже:



I – зона золы и шлака; II – зона неполного горения; III – зона восстановления; IV – зона возгонки летучих; V – зона сушки; 1 – загрузочное устройство; 2 – отвод газов; 3 – шахта газификации; 4 – колосниковая решетка; 5 – гидрозатвор.

Рисунок 1 – Схема газогенератора

В результате газификации можно получить генераторный газ, который содержит водород, окись углерода и метан. Этот газ является топливом и его можно сжигать в специальных горелках, либо использовать для производства

электроэнергии после его очистки. Состав генераторного газа: $CH_4 = 14,71\%$, $CO_2 = 8,47\%$, $H_2S = 0,01\%$, $N_2 = 25,04\%$, $H_2O = 38,68\%$, $CO = 13,09\%$. При использовании этого метода в атмосферу попадает меньшее количество вредных веществ.

Недостатками использования газификации является сложность подготовки сырья, которая включает в себя необходимость практически полностью сухих продуктов, сортировка, а также измельчение. Также стоит отметить большое количество вредных веществ, которые выделяются в атмосферу вместе с дымовыми газами при горении мусора. Для решения этой проблемы следует использовать газоочистку для удаления вредных примесей.

В России для сжигания твердых бытовых отходов получили широкое распространение котлы типа КЕ, которые серийно выпускаются Бийским Котельным Заводом ТД «Генерация».

В дальнейшей работе при расчетах будет использован котел КЕ-25-14.

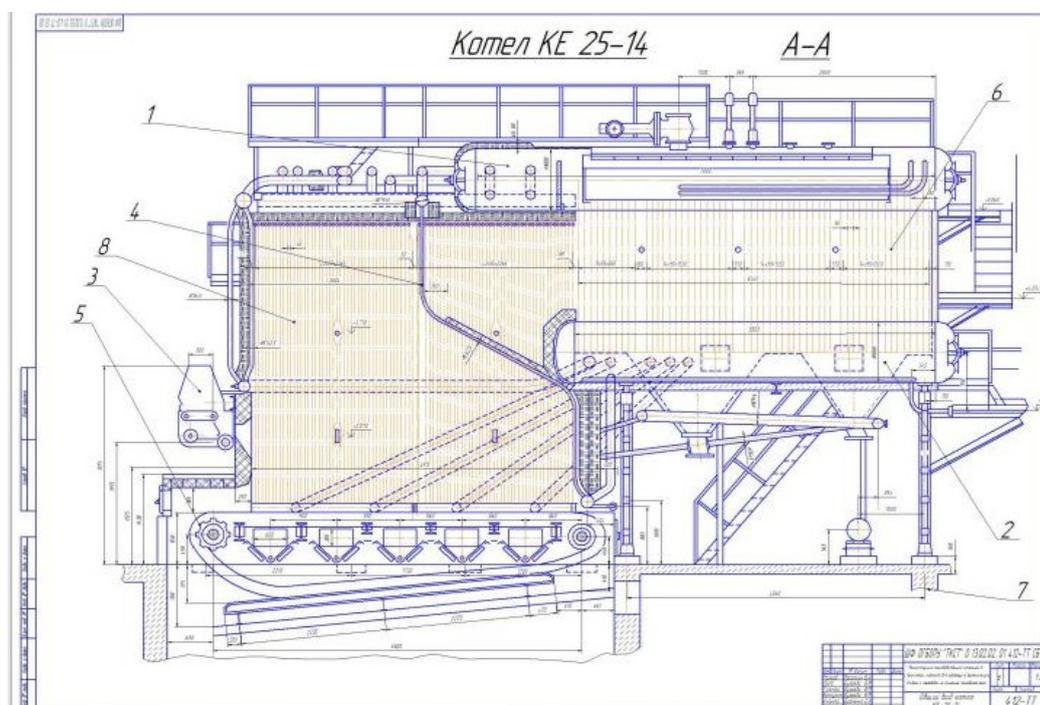


Рисунок 2 - Чертеж котла типа КЕ-25-14

Исходя из сказанного выше следует, что из всех методов утилизации ТБО наиболее целесообразно использовать тот или иной способ сжигания или газификации. Именно эти способы в полной мере позволяют использовать отходы вторично без особых экономических и экологических последствий для человека.

Литература:

1. Бирюков А.Б. Сжигание и термическая переработка органических топлив. Твердое топливо: учебное пособие / А.Б. Бирюков, И.П. Дробышевская, Ю.Е. Рубан. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2014. – 232с.
2. Проект регионального стратегического плана управления твердыми бытовыми отходами в Донецкой области на 2005-2009 гг. – Донецк: Тасис, - 2004. – 88с.

РАЗРАБОТКА ПРЕДЛОЖЕНИЙ ПО ПРОДЛЕНИЮ ЭКСПЛУАТАЦИОННОГО РЕСУРСА ПАРОПРОВОДОВ ТЭС

Галив Н. В., Гридин С. В.

Донецкий национальный технический университет

Одной из важных задач современной энергетики является повышение эффективности работы существующих энергоблоков и продление их сроков службы. Отдельные элементы оборудования энергетического блока ТЭС периодически обновляются в процессе капитальных ремонтов. Однако система паропроводов в целом заменена быть не может, поэтому состояние системы паропроводов электростанции характеризует степень физического износа энергоблока в целом и индикатором его старения. Возникают ситуации, когда ресурс стареющего энергоблока необходимо продлить. Часто это связано с отсутствием денежных средств на демонтаж старого и строительства нового энергоблока. Кроме того, продление эксплуатационного ресурса требует в 2-3 раза меньших затрат, чем замена энергоблоков на новые.

Паропроводы энергетических блоков ТЭС являются важной частью системы транспорта рабочего тела, циркулирующего в термодинамическом цикле. Старение и износ паропроводов ТЭС обусловлены фазовым и коррозионным составом среды, капле-ударным и коррозионно-эрозионным износом. При работе с температурами пара выше 450°C паропроводы подвергаются пластической деформации в виде ползучести, что ограничивает срок надежной эксплуатации этого оборудования. При этом в наиболее напряженных условиях работает паропровод острого пара, т.к. наибольшая температура пара (до 545°C) сочетается с наибольшим давлением острого пара (до 24 Мпа). Причинами повреждения паропроводов является исчерпание запаса жаропрочности труб, гибов труб, тройников и других элементов под действием высокой температуры и при больших наработках времени эксплуатации. А в паропроводе острого пара самыми ответственными местами, определяющими ресурс работы паропровода в целом, являются гибы труб и сварные соединения, поскольку ресурс жаропрочности гибов значительно меньше, чем ресурс прямых труб.

В данной работе рассмотрены пути целесообразного снижения температуры паропроводов, работающих в условиях ползучести с целью продления ресурса эксплуатации. Снижение температуры острого пара вызовет снижение К.П.Д. энергоблока, а также снижение его мощности при поддержании давления острого пара на постоянном уровне, т.е. при неизменном расходе пара на турбоустановку. Эти параметры необходимо определять расчетным путем на основании расчета параметров тепловой схемы при разной температуре. Продление ресурса эксплуатации паропровода устанавливаются на основании существующих номограмм и соответствующих аналитических выражений.

Решением проблемы повышения ресурса паропроводов (живучести

паропроводов) занимались многие научные школы и специалисты. Так, большое влияние оказали научные школы: академика А.Н. Тихонова, проф. П.И. Перлина; значительный вклад внесли профессора Е.М. Морозов, В. М. Маркочев, Г. П. Никишков. Согласно их данным, определить остаточный ресурс паропровода достоверно можно лишь путем контроля состояния металла: толщины стенки, структуры металла и других параметров. Однако оценить остаточный ресурс и спрогнозировать насколько может быть продлен ресурс, если изменить условия эксплуатации паропровода можно также аналитическими методами.

Предсказать точное состояние металла паропровода, работающего в условиях ползучести, очень сложно, поскольку помимо эквивалентных температуры и давления, влияющих на изменение состояния металла, на него еще действуют пуски и остановки энергоблока, с учетом скорости набора температуры, а также изменение состояния системы опор и подвесок.

Для прогнозирования остаточного ресурса паропровода необходимо в комплексе рассмотреть следующие вопросы:

- 1) изменения микроструктуры металла, наличие пор;
- 2) изменение механических характеристик металла;
- 3) изменения длительной пластичности;
- 4) деформация ползучести по контрольным отметкам, устанавливаемым в начале эксплуатации паропровода, изменение диаметра и толщина стенки паропровода;
- 5) изменение длительной прочности металла.

Для практических задач прогнозирования длительной прочности, остаточного ресурса применяется модель повреждаемости Качанова-Работнова. Согласно этой модели скорость накопления повреждаемости определяется как:

$$\varepsilon = A[\sigma/(1 - \omega)]^n \quad (1)$$

$$\omega = B[\sigma^n / (1 - \omega)^{m+q}] \quad (2)$$

где A, B, n, m, q – постоянные, зависящие от материала; ε – деформация ползучести; σ – напряжение, Мпа; ω – параметр повреждаемости.

Выражения (1)-(2) устанавливают связь скорости деформации с действующим напряжением. После их интегрирования можно получить следующие зависимости:

$$\varepsilon_R = \varepsilon_{Rm} \left[t/t_R (1 - t/t_R)^{\frac{\tau_2}{\tau_R}} \right] \quad (3)$$

где $\varepsilon_R = \varepsilon_{\min} \times t_R$, $\varepsilon_{\min} = A \times \sigma^n$, t - температура острого пара, °С,

$t_R = 1 / (B(m+1)\sigma^m)$, °C, ε_R - деформация при $t=t_R$, τ_0 - срок надежной эксплуатации трубопровода, ч.; τ_R - время эксплуатации трубопровода до разрушения, ч.

Зависимость относительной накопленной деформации ползучести от относительной долговечности примет вид:

$$\varepsilon/\varepsilon_0 = \left[1 - \left(1 - t/t_R \right)^{\frac{m+1-n}{m+1}} \right]. \quad (4)$$

Помимо аналитических выражений, для прогнозирования ресурса можно пользоваться специально построенными для этой цели номограммами. Номограмма устанавливает для конкретного металла паропровода величину ресурса до разрушения τ_R в зависимости от температуры эксплуатации и действующего напряжения.

Эквивалентные напряжения рассчитываются согласно ОСТ 108.031.08—85 - ОСТ 108.031.10—85 «Котлы стационарные и трубопроводы пара горячей воды. Нормы расчета на прочность».

Для стали 12Х1МФ в зависимости от структуры металла, определенной по 6-ти бальной шкале, используется либо базовая кривая длительной прочности (рисунок 1), для металла со структурой в 1 балл, либо кривая должна быть расположена ниже на 20% для металла со структурой в 2-4 балла, либо ниже на 40% от базовой для структуры металла, соответствующей 5-6 баллам.

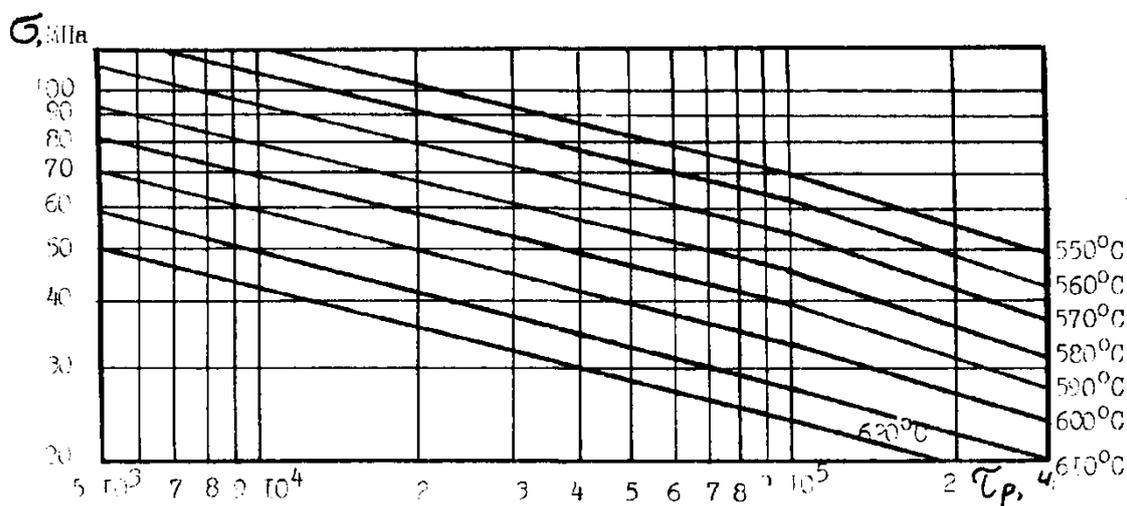


Рисунок 1 – График для определения времени до разрушения металла труб из стали 12Х1МФ в исходном состоянии

Доля исчерпания ресурса определяется по формуле:

$$P_{\text{исп}} = \tau_0 / \tau_p, \quad (5)$$

Рабочее напряжение в стенке паропровода, эквивалентное за период эксплуатации (σ'_{cp}), принимается как среднее между эквивалентными напряжениями, которые определены в начале эксплуатации паропровода (σ_0) и в конце эксплуатации, при минимальной фактической толщине паропровода (σ'_k) $\sigma'_{cp} = (\sigma_0 + \sigma'_k) / 2$.

Доля остаточного ресурса $P_{ост}$ определяется из выражения:

$$P_{ост} = (0,8 \tau_p - \tau_3) / \tau_p = 0,8 - P_{исп} \quad (6)$$

Поскольку в задачу исследования входит определение остаточного ресурса при снижении температуры острого пара до температуры t , то данный ресурс работы паропровода определим по формуле:

$$\tau_{ост}^t = 0,8 \cdot \tau_p^t - \frac{\tau_3^{545}}{\tau_p^{545}} \cdot \tau_p^t, \quad (7)$$

где τ_3^{545} - время эксплуатации паропровода до изменения температуры острого пара, ч; τ_p^{545} , τ_p^t - расчетный ресурс работы паропровода до разрушения при температурах 545°C и t соответственно, ч.

Далее, для продления срока надежной эксплуатации паропровода:

- по данным условий эксплуатаций, результатов предыдущих контролей состояния паропровода проводится предварительная оценка состояния паропровода и его остаточного ресурса;

- методом реплик проводится предварительное исследование состояния микроповрежденности без вырезок с использованием переносного микроскопа;

- проводятся испытания вырезок металла для прогнозирования расчетных характеристик материалов на дополнительный ресурс;

- проводятся расчеты прочности паропровода, рассчитывается остаточный ресурс оборудования, разрабатываются рекомендации по объемам замены отдельных узлов и по методам контроля, чтобы обеспечить надежную эксплуатацию на более длительное время.

Таким образом, проведенное исследование показывает, что время принятия решения о продлении ресурса имеет серьезное значение, которое состоит в том, что более раннее принятие решения приводит как к наименьшим затратам денежных средств, так и наилучшим экологическим показателям.

Литература:

1. Макаров, И.С. Повышение эффективности работы конденсаторов паровых турбин / И.С. Макаров, Д.Л. Безбородов, С.В. Гридин // Металлургия XXI столетия глазами молодых/ Материалы III Международной научно-практической конференции студентов. – Донецк: ДОННТУ, 2017. – С. 200-202.

АНАЛИЗ СПОСОБОВ МОДЕРНИЗАЦИИ КОТЛА ТВГ–8М ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЕГО ТЕПЛОЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ

Душеба В. И. Лебедев А. Н.

Донецкий национальный технический университет

Развитие энергетики на современном этапе характеризуется значительно увеличившейся стоимостью энергоносителей и природных ресурсов, а также постоянным ужесточением требований к охране окружающей среды от воздействия теплогенерирующих установок и промышленных предприятий.

Основой обеспечения централизованного теплоснабжения являются водогрейные котельные малой и средней мощности. Газифицированные котельные обладают довольно высокими технико-экономическими показателями, так как при сжигании природного газа отсутствуют потери теплоты от механической неполноты сгорания, потери от химической неполноты сгорания близки к нулю и весьма небольшие потери теплоты с наружным охлаждением. Однако потери теплоты с уходящими газами существенны и в котлах без хвостовых поверхностей могут достигать 25%.

В данной статье рассматривается повышение теплоэнергетических показателей водогрейных котлов ТВГ-8М, которые широко используются для производства тепловой энергии на нужды теплоснабжения населения города Донецка. Несмотря на то, что данные котельные установки были разработаны в 1970-х годах, в настоящее время они находятся в рабочем состоянии. В первую очередь, это связано с простотой конструкции котла и его высокой ремонтоспособностью. Поэтому котлы ТВГ имеют довольно высокую эффективность работы и потенциал для модернизации устройства.

Существуют следующие пути модернизации котлов ТВГ:

- замена конвективных поверхностей нагрева – вместо труб $\varnothing 28 \times 3$ мм применены трубы $\varnothing 32 \times 3$ мм или $\varnothing 38 \times 3$ мм;
- замена газовых горелок на усовершенствованные подовые щелевые горелки 3-го поколения МПИГ-3 с профилированными соплами и дополнительной воздухораспределительной решёткой типа «кольчуга»;
- глубокая утилизация теплоты уходящих газов с использованием теплоутилизаторов;
- замена обмуровки котла с использованием новых материалов.

Замена конвективных поверхностей нагрева позволит продлить срок службы конвективной части газохода, а именно экономайзера, будет способствовать снижению аэродинамического сопротивления газового тракта и снижению температуры уходящих газов. При использовании труб диаметром $\varnothing 32 \times 3$ мм коэффициент теплопередачи увеличивается на 7%. Опыт использования модернизированных котлов с увеличенным диаметром труб показал снижение гидравлического сопротивления экономайзера с 3,7 до 1,25 кг/см², что способствует увеличению срока службы экономайзера.

Замена подовой горелки на МПИГ-3 приводит к следующим улучшениям:

– Более качественное смесеобразование газозудушной смеси в результате направленности потока воздуха и окислителя;

– Улучшение экологических показателей: снижение выбросов CO на 3–4%, выбросов NO_x на 5% за счет более равномерного распределения температур вследствие интенсивного перемешивания газа с окислителем;

– Снижение коэффициента избытка воздуха до значений 1,05–1,2;

– Повышение КПД установки на 1,5–2,5%.

Утилизация теплоты уходящих газов является наиболее перспективным энергосберегающим направлением модернизации водогрейных котлов типа ТВГ [1]. Применение этой технологии позволит значительно повысить эффективность использования теплоты топлива, что обеспечит его экономию, а также снизить количество вредных выбросов в окружающую среду.

Работа теплоутилизаторов основана на теплообмене между уходящими газами и нагреваемой средой с целью охлаждения дымовых газов до температур 70–90°C при использовании контактных теплоутилизаторов, и ниже 70°C при глубоком охлаждении продуктов сгорания в поверхностных теплоутилизаторах с использованием теплоты конденсации водяных паров, находящихся в газах. Нагреваемой средой может быть воздух, подаваемый затем на горелки, а также, что более актуально для отопительных котельных, питательная вода для котла [2].

До недавнего времени наиболее распространенным типом утилизаторов были контактные теплоутилизаторы, обладающими высокой интенсивностью теплообмена. Однако в этом случае нагреваемая вода поглощает из продуктов сгорания кислород и углекислый газ, что придает ей коррозионные свойства.

Проблемы контактных теплоутилизаторов отсутствуют в поверхностных теплообменниках, в которых теплоносители не контактируют друг с другом. Поверхностные теплоутилизаторы представляют собой теплообменники змеевикового типа, теплообменная поверхность которых более развита за счет применения спирального оребрения змеевиков с внешней стороны. За счет интенсификации процесса теплообмена на ребрах удается примерно в 2 раза сократить габариты и стоимость теплоутилизатора по сравнению с гладкотрубным.

Теплоутилизатор устанавливается в газоходе котла после последней хвостовой поверхности и перед дымососом. Уходящие газы с температурой 120÷150°C подаются на распределительный клапан, разделяющий их на два потока. Первый поток – основной, около 70÷80% газа, направляется через сетчатый фильтр в теплоутилизатор, а второй поток – по обводной линии газохода и используется затем для смешения с выходящими из теплоутилизатора газами для исключения выпадения конденсата в боровых и на стенках дымовой трубы.

Основным преимуществом поверхностного теплоутилизатора является глубокая утилизация теплоты дымовых газов – то есть их охлаждение ниже точки росы, в результате чего происходит конденсация водяных паров из продуктов сгорания и высвобождается теплота парообразования, отводимая к

нагреваемой жидкости через поверхность нагрева теплоутилизатора. При этом влагосодержание дымовых газов снижается с 115 до 50 г/кг с.г. и происходит выпадение конденсата в количестве $0,6 \div 0,7$ кг/ч на 1 м^3 сжигаемого природного газа. На рисунке 1 представлена схема глубокой утилизации тепла продуктов сгорания с использованием конденсационного поверхностного теплоутилизатора.

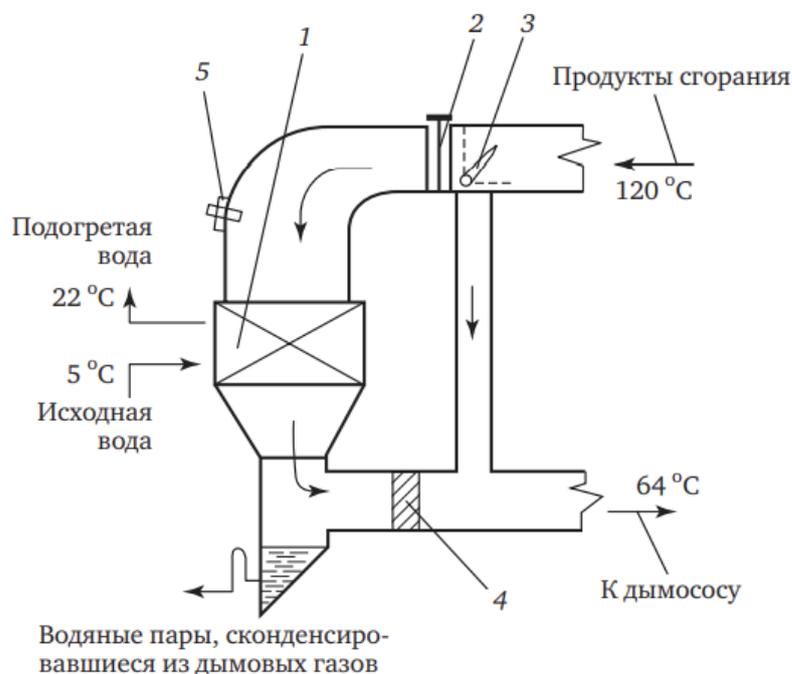


Рисунок 1 – Схема утилизации тепла продуктов сгорания с использованием конденсационного поверхностного теплообменника: 1 — теплоутилизатор; 2 — сетчатый фильтр; 3 — распределительный клапан; 4 — каплеуловитель; 5 — гидропневматическое обдувочное устройство.

На сегодняшний день имеется опыт эксплуатации установок утилизации тепла уходящих газов типа ТУВ и ТУР, установленные на 28 квартальных котельных. Так, по результатам эксплуатации теплоутилизатора ТУВ–16–10–265 на котельной кв. 367 [3, 4] в зависимости от нагрузки котла температура уходящих газов без установки утилизатора варьируется от $121,7^{\circ}\text{C}$ при минимальной нагрузке котла до $182,9^{\circ}\text{C}$ при максимальной. КПД котла при этом составляет 89,12% и 88,54% соответственно. При подключении теплоутилизатора наблюдается увеличение КПД котла за счет снижения потерь с уходящими газами, температура которых снижена до $86,8^{\circ}\text{C}$ и $92,2^{\circ}\text{C}$ соответственно. При этом значение КПД котла с утилизатором составляет 91,01% и 93,05%. Данные по изменению КПД котла с утилизатором и без в зависимости от нагрузки представлены на рисунке 2. Таким образом, с ростом нагрузки котельной установки увеличивается коэффициент полезного действия теплоутилизатора и установки в целом, вследствие чего часовая экономия газа также возрастает с $9,13 \text{ м}^3/\text{ч}$ при минимальной нагрузке до $49,32 \text{ м}^3/\text{ч}$ при максимальной.

Исследование документации котельных с установленными ТУВ и ТУР за несколько лет эксплуатации показали прирост КПД котла в среднем на 3,2% для установок ТУВ и на 3,5% для ТУР.

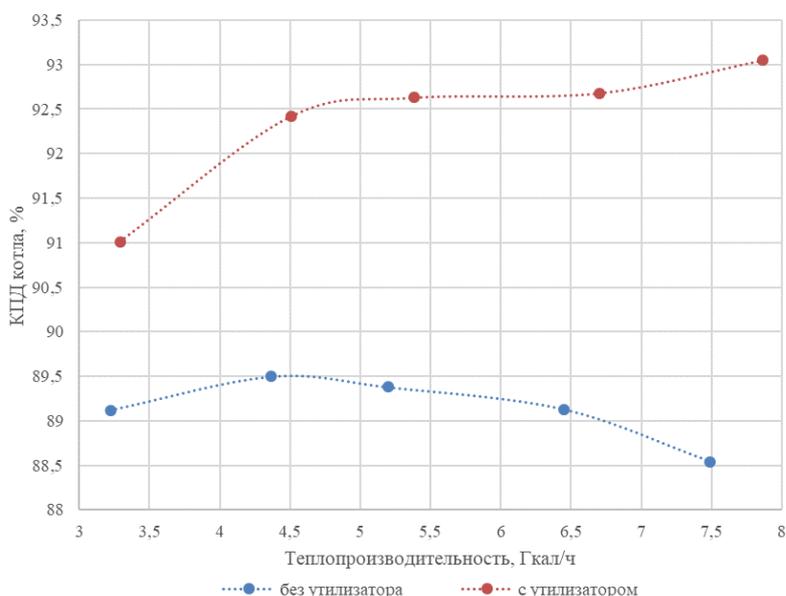


Рисунок 2 – Зависимость КПД котла с теплоутилизатором и без него в зависимости от нагрузки

В статье рассмотрены пути модернизации водогрейных котлов ТВГ-8М для повышения из теплоэнергетических показателей. Наиболее перспективным направлением является использование технологий глубокой утилизации тепла уходящих газов с охлаждением их ниже температуры точки росы.

Исходя из опыта эксплуатации установленных теплоутилизаторов ТУВ и ТУР на котлах ТВГ-8М можно сделать вывод, что использование установок утилизации тепла уходящих газов позволяет повысить коэффициент полезного действия котельной установки ТВГ-8М более чем на 4% даже не достигая охлаждения дымовых газов ниже температуры точки росы, что дает существенный выигрыш по экономии топлива. В сочетании с другими способами модернизации котлов ТВГ-8М можно достичь существенного увеличения КПД установки, вплоть до 95%.

Литература:

1. Кудинов А.А., Зиганшина С. К. Энергосбережение в теплоэнергетике и теплотехнологиях. – М.: Машиностроение, 2011. – 374 с.
2. Ионкин, И.Л. Оценка эффективности рекуперации низкопотенциального тепла уходящих дымовых газов в конденсационном теплоутилизаторе при различных условиях работы котла и теплосети / И. Л. Ионкин, А. В. Рагуткин, Б. Луниг, М. Н. Зайченко // Теплоэнергетика. – 2016. - №6. – с. 63–68.
3. Отчет об эколого-теплотехнических испытаниях водогрейных котлов типа ТВГ-8м котельной квартала 367 г. Донецка.
4. Режимная карта котла №1 котельной квартала 367 г. Донецка.

ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ТРУДА В МЕТАЛЛУРГИИ



О ВОПРОСЕ ПЕРЕРАБОТКИ НИКЕЛЬСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ ГАЛЬВАНИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА С ВОЗМОЖНОСТЬЮ ВЫДЕЛЕНИЕ НИКЕЛЯ

Сырых А.А., Горбатко С.В.

Донецкий национальный технический университет

На металлургических заводах и машиностроительных предприятиях, связанных с гальваническим использованием никеля (рис.1), отработанные никельсодержащие кислые растворы и шламы не регенерируются, а подвергаются нейтрализации известковым молоком. Этот процесс неэффективен, неэкономичен и экологически опасен, поскольку при использовании известкового молока скорость нейтрализации раствора и осаждения железа и никеля низкая, а сульфат кальция осаждается не полностью. Получается смешанный шлам гидроксидов железа, никеля и сульфата кальция, из которых извлечение железа и никеля затруднено. В результате этого все отстойники и захоронения переполнены и в большом количестве (сотни тонн в год) требуют постоянных затрат на их поддержание в рабочем состоянии и сооружение новых. Кроме того, все производства несут дополнительные затраты на содержание нейтрализационного хозяйства – кислые отработанные никельсодержащие растворы нейтрализуют известковым молоком, для чего необходимо приобретать известняк с последующей переработкой его в оксид кальция и известковое молоко. Это требует специального оборудования для термического разложения известняка и дополнительных энергетических затрат. Так как нейтрализации отработанного раствора в условиях производства на каждую одну тонну раствора требуется 150-180 кг известкового молока.



Рисунок 1 – Цех гальванизации

Целесообразность извлечения никеля из никельсодержащих отходов гальванического производства диктуется высокой ценой на никель (он широко используется для изготовления щелочных аккумуляторов, получения жаропрочных и коррозионно-устойчивых сплавов, защиты металлов от коррозии, в химическом машиностроении) [1, 2].

Разработан экологически безопасный способ переработки и получения товарного никеля. Суть способа заключается в следующем. Шлам, содержащий соединения никеля, железа и кальция растворяют в серной кислоте, затем фильтруют для удаления сульфата кальция и твердых нерастворимых частиц (песок, окалина), фильтрат нейтрализуют введением 20-25 %-го раствора гидроксида аммония и одновременно пропускают через раствор сжатый воздух для окисления железа (II) в железо (III) с одновременным осаждением последнего в гидроксид железа (III) (никель при этом в виде аммиачного комплекса находится в растворенном состоянии), осадок гидроксида железа (III), отделяют фильтрованием и сушат, фильтрат либо упаривают и получают соль никеля, либо из него электролитически или гидрометаллургически извлекают никель.

Рекуперация отработанных никельсодержащих кислых растворов производится аналогично переработке шлама, но при этом исключается стадия обработки раствора серной кислотой.

В результате получают товарные продукты: гидроксид железа (III), который может быть использован для получения хлорида железа (III) – применяется в радиоэлектронной промышленности для травления печатных плат или для получения красителя – оксида железа (III) после термического разложения гидроксида железа (III), аммиачную соль никеля для органического производства (или металлического никеля).

Данный способ не требует значительных энергозатрат. Разработанная технологическая переработки никель – и железосодержащих отходов (шламы, растворы) и составлен перечень и спецификация необходимого технологического оборудования. Также рассмотрен способ отделения никеля от железа с помощью пиридина.

Для этого, в раствор, содержащий соли никеля и железа, добавляют карбонат натрия до появления мути, которую растворяют в растворе азотной кислоты. Полученный слабокислый раствор нагревают и, прибавляют насыщенный раствор нитрата аммония, осаждают железо (III) добавлением 20 %-го раствора пиридина.

Осадок, содержащий гидроксид железа (III) фильтруют. Никель находится в растворе в виде комплекса. Дальнейшая переработка проводится аналогично вышеизложенной.

Литература:

1. Ситти, М. Извлечение металлов из неорганических соединений и отходов: Пер. с англ. / М. Ситтиг. — М.: Металлургия, 1985. — 408 с.
2. Бахир В. М. Современные технические электрохимические системы для обеззараживания, очистки и активирования воды. М.: ВНИИИМТ, 1999. — 84 с

О МЕТОДАХ ОБРАБОТКИ ОБОРОТНЫХ ВОД МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Кутелева Д.С., Горбатко С.В.

Донецкий национальный технический университет

Металлургические и металлообрабатывающие предприятия являются в настоящее время одними из основных потребителей воды.

Большая часть воды в рассматриваемых отраслях используется для охлаждения без соприкосновения с продукцией, сырьем или отходами производства: в черной металлургии — 75 %, в цветной металлургии — 70 %, в машиностроении — 50 %. Эта условно чистая нагретая вода после охлаждения, а при необходимости и дополнительной обработки, должна использоваться повторно. Количество такой воды составляет в среднем по промышленности немногим более 70 % от общего водопотребления [1, 2].

Наиболее рациональным в решении проблем охраны водоемов от загрязнений сточными водами является создание замкнутых систем водоснабжения и водоотведения промпредприятий с использованием очистных сточных вод в системах технического и оборотного водоснабжения и забором свежей воды из водоисточников в основном для целей питьевого водоснабжения [3, 4].

Для использования сточных вод в качестве оборотных, необходима их предварительная их подготовка. Очистку сточных вод необходимо проводить в соответствии с отраслевыми требованиями к качеству воды. Так, например, оборотная вода газоочисток электросталеплавильных печей должна иметь $pH=7,7-7,9$, щелочность по фенолфталеину 0 (мг·экв)/л, общую 1,8-2,8 (мг·экв)/л, жесткость такой воды до 5,0 (мг·экв)/л, отклонение от этих параметров, т.е. несоблюдение данных требований может привести к выходу из строя трубопроводов и установок, обеспечивающих водопотребление того или иного объекта металлургического предприятия. Таким образом, надежность и экономичность работа оборотных систем водоснабжения определяются в основном качеством вод, циркулирующей в этих системах.

Главной составляющей экономии воды является многократное её использование, но необходимо учитывать, что это приводит к концентрированию загрязнений в циркуляционной системе.

Опыт эксплуатации систем водоснабжения показал, что серьёзные осложнения из-за образования плотных отложений возникают в системах водоснабжения газоочисток доменных печей, конвертеров, аглофабрик, электросталеплавильных, электроферросплавных печей. В некоторых случаях толщина отложений настолько велика, что это вызывает нарушение работы доменной печи и даже её остановку. Это касается всех вышеперечисленных металлургических объектов.

Все отложения снятые с внутренней стороны трубопроводов состоят преимущественно из карбоната и сульфата кальция. Поскольку причиной

образования отложений в системах водоснабжения различны, то и методы их предотвращения также разнообразны: подкисление воды, фосфатная обработка воды комплексообразующими агентами и пр. Иногда, интенсивность роста загрязнений трубопроводов настолько велика, что приходится выполнять дорогостоящие мероприятия по очистке труб химическими способами или применять механические и физико-химические методы для предотвращения загрязнений. Это такие методы как: гидроимпульсный, электромагнитный, ультразвуковой и пр.

Перспективным способом предотвращения образования карбонатных отложений является применение таких веществ как фосфониевые кислоты. Обработка оборотной воды таким веществом позволяет предотвратить образование отложений карбоната и сульфата кальция в системе при карбонатной жесткости воды до 10 (мг·экв)/л и при температуре воды до 50 °С. но этот метод при самостоятельном применении не дает возможности получить лучшие результаты, т.е. получить более низкие значения жесткости воды.

Из существующих способов обработки воды можно отметить следующий. Подпиточную воду перед подачей в оборотную систему обрабатывают в режиме известкования с последующим подкислением циркуляционной воды указанными фосфониевыми кислотами в концентрации 1-20 мг/л, то это позволяет решать проблему накипеобразования в системах и исключить с этим неприятные последствия загрязнения трубопроводов металлургических предприятий.

Так, при стабилизационной обработке циркуляционной воды металлургических предприятий диспергантами, существенная разница между содержанием карбонатов и сульфата кальция в подпиточной воде может уменьшиться. В случае подпитки циркуляционной системы водой с низкой кальциевой жесткостью, содержание карбоната и сульфата кальция в циркуляционной воде может быть даже больше, чем в подпиточной. Применение диспергантов может обеспечить безнакипный режим работы оборотных систем любого предприятия с замкнутым циклом работы, даже при более высоком уровне карбонатной жесткости воды. При этом дополнительная известковая обработка воды может обеспечить больший эффект удаления накипи из системы.

Литература:

1. Балакирев, В.Ф. Обработка агрессивных промышленных стоков / В.Ф. Балакирев, В.И. Аксенов, И.И. Ничкова, В.В Крымский. Москва: РАН, 2019. – 115 с.
2. Гудков, А.Г Механическая очистка сточных вод // Учебное пособие, Москва. Изд-во Инфра-Инженерия, 2019. – 188 с.
3. Ивчатов А.Л. Химия воды и микробиология. М.: ИНФРА-М, 2006. – 218с.
4. Мураков, А.П. Очистка сильнозагрязненных сточных вод химических производств / А. П. Мураков, Е.Н. Гребенчиков // Экология и промышленность России. 2000. – С. 9-12.

БЕЗОПАСНОСТЬ ЧИСТКИ ВАНН ЭЛЕКТРОЛИЗНИКОМ ВОДНЫХ РАСТВОРОВ В УСЛОВИЯХ РАБОТЫ ВЫСОКИХ ТОКОВЫХ НАГРУЗОК ЦЕХОВ ЭЛЕКТРОЛИЗА ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Мозжерин С.С., Рязанов А.Г., Сенин А.В.
Южно-Уральский государственный университет, г. Челябинск

На данный момент наиболее популярной технологией производства цветных металлов является процесс электролиза. Посредством электролиза производят медь, цинк, никель и алюминий. Электролиз меди, цинка и никеля сопровождается применением электролитов водных растворов. В электролизе используют подачу питания от преобразователей постоянного тока, которые обычно подают около 60 000 – 150 000 ампер постоянного тока, с напряжением от 200 до 500 вольт. Цеха электролиза спроектированы таким образом, что постоянный ток проходит через серию ванн. Каждая ванна в серии подключена последовательно [1].

В цехах электролиза основная профессия – это электролизник водных растворов. Электролизник водных растворов несет ответственность за:

- своевременное обслуживание электродов, их чистку и замену;
- плановую чистку ванн и, при необходимости, отключение на ремонт;
- корректировку положения электродов на серии ванн;
- контроль протекания электролита через каждую ванну;
- соблюдение мер безопасности труда, поддержание порядка, выполнение правил пожарной безопасности на порученном рабочем месте.

В своей профессии электролизник водных растворов должен знать:

- степень воздействия качества растворов на процесс электролиза;
- технологический процесс электролиза водных растворов;
- основы физики, химии, электрохимии, электротехники в пределах выполняемых работ;
- состав и температуру электролита;
- факторы, влияющие на выход металла по току;
- порядок установки электродов и заливки электролита в ванны;
- способы отделения металла от катодной основы;
- понятие о балансе напряжения электролитной ванны;
- режимы электрического питания электролитных ванн;
- результаты влияния межэлектродного расстояния на выход металла по току;
- правила пользования применяемыми контрольно-измерительными приборами.
- химические и физические свойства применяемых материалов.

Одним из главных условий техники безопасности электролизника водных растворов является исключение возможности замыкания электрической цепочки между электролизными ваннами посредством металлических предметов. В качестве основных металлических предметов, используемых

электролизниками водных растворов является шуровка [2]. Шуровка (рисунок 1) представляет собой металлическую штангу с приваренными на одной стороне ручной рукоятью, а на другой стороне лопастью в форме трапеции.



Рисунок 1 – Эскиз металлической шуровки для чистки электролизных ванн (а – ручная рукоять, б – металлическая труба, в – лопасть в форме трапеции)

Использование металлической шуровки для чистки ванн является ответственной задачей. До начала работ металлическую шуровку необходимо осмотреть на предмет коррозии и механических повреждений. Транспортировка металлической шуровки осуществляется электролизником водных раствором с применением диэлектрических средств индивидуальной защиты, таких как: диэлектрические сапоги и перчатки. Без применения диэлектрических средств индивидуальной защиты имеется риск повреждения рабочего электрическим током. В момент транспортировки и применения шуровки, в обязательном порядке, электролизник водных растворов должен исключить замыкание электрической цепочки между двумя соседними электролизными ваннами.

С целью снижения рисков повреждения электрическим током рабочего и исключения замыкания электрической цепочки между ваннами проведено исследование по выбору материала для специального покрытия металлической шуровки.

Рассмотрено несколько диэлектрических материалов. В таблице 1 представлены сравнительные характеристики удельного объемного сопротивления и требования к нанесению диэлектрического материала на металлическую шуровку [3].

Материалы керамики, полиэтилена и поливинилхлорида требуют изготовления специальной матрицы, что увеличивает стоимость конечного изделия. Нанесение резины приводит к необходимости изготавливать определенные геометрии резиновые изделия. Стеклотекстолит имеет высокое объемное сопротивление, его нанесение возможно слой за слоем с применением тонкого стекломата.

Нанесение диэлектрического материала в виде стеклотекстолита на поверхность металлической шуровки позволит:

- повысить безопасность электролизника водных растворов (исключить риск поражения электрическим током и исключить замыкание электрической цепочки между соседними ваннами);

Таблица 1 – Диэлектрические материалы

№	Наименование материала	Удельное объемное сопротивление, Ом х м	Требование нанесения диэлектрического материала
1	Резина	$10^{11} - 10^{12}$	Монтаж требует специальной подготовки резины
2	Полиэтилен	10^{15}	Требуется изготовление матрицы
3	Поливинилхлорид	$10^{10} - 10^{12}$	Требуется изготовление матрицы
4	Стеклотекстолит	$10^{11} - 10^{12}$	Монтаж с применением кислотоупорной смолы не требуется специальной подготовки.
5	Керамика (стекло)	$10^9 - 10^{13}$	Требуется изготовление матрицы

- увеличить коррозионные и механические свойства металлической шуровки, и как следствие, увеличить срок службы в два и более раза.

Таким образом, в ходе наблюдений за электролизником водных растворов была выявлена необходимость повысить безопасность труда при чистке электролизных ванн. С помощью сравнительного исследования определен материал, который обеспечивает диэлектрические свойства металлической шуровке для чистки ванн, а также повышает коррозионные и механические свойства.

Литература:

1. Снурников, А.П. Гидрометаллургия цинка / А.П. Снурников – Москва : Metallurgy, 1981. – 384 с.
2. Набойченко, С.С. Процессы и аппараты цветной металлургии: учебник. УрФУ, ЭБС АСВ, Екатеринбург, 2013. – 564 с
3. Электротехнический справочник. В четырех томах. М : Энергоатомиздат, 2003.

РАЗРАБОТКА ЭКСПРЕСС МЕТОДА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ВЯЗКОСТИ ОРГАНИЧЕСКИХ МАСЕЛ

Теслицкая А.А., Ошовский В.В.

Донецкий национальный технический университет

На предприятиях загрязнение органических масел и топливных смесей во время эксплуатации, возможно, является одной из самых разрушительных форм коррозии оборудования, срока службы технологических аппаратов и энергозатрат предприятия. Прямые последствия воды, это изменение рН и вязкости. Влага в органических маслах и топливных смесях может эмульгировать, изменение показателей вязкости и качества производственных продуктов, оказывает влияние на работу оборудования, а также уменьшает выбросы в окружающую среду. Качество топливных смесей определяется рядом технических характеристик. Одна из основных характеристик это вязкость, на которую тоже влияет содержание влаги. Технологические установки, где потоки органических масел с несоответствующей вязкостью, сталкиваются с такими проблемами, как снижение надёжности, эксплуатационными расходами и механическому износу оборудования.

К настоящему времени проведено множество испытаний показывающих, что при добавлении к органическому маслу воды уменьшается выброс продуктов неполного сгорания и интенсифицируется процесс самого сгорания [1].

В докладе предлагается использовать на металлургических предприятиях ДНР промышленно выпускаемый портативный индикатор содержания влаги, в органических смесях, представленный на рис. 1. Таким образом, мы сможем быстро ещё до лабораторной проверки определять количество воды в масле. Такой способ поможет нам, заранее узнать с помощью подручных средств соответствует ли, техническим характеристикам показатель вязкости органических масел в зависимости от содержания влаги.

Индикатор воды в жидкости представляет собой прибор с элементом питания и двумя электродами на один электрод подается напряжение. При погружении этих электродов в топливо возникает электрический ток, который изменяется в зависимости от расстояния между электродами и их сопротивления. Встроенная программа в прибор позволяет производить вычисления электрического сопротивления жидкости. Если масло или топливо без лишней влаги, то сопротивление достаточно высоко. Когда концентрация влаги увеличивается, электрическое сопротивление начинает уменьшаться, что приводит к изменениям показателя LED индикации [2].

Для того чтобы уменьшить риски погрешностей показаний прибора, электроды находятся всегда на одном расстоянии друг от друга. Программное обеспечение прибора через индикатор выводит процентное значение содержания влаги.

После проведенной проверки следует оценить показания, если индикатор был в пределах зеленого цвета то все показатели в норме, а если в красной зоне, тогда следует проконтролировать параметры технологического процесса.

На рисунке 1. мы можем рассмотреть зависимость вязкости эмульсии топливных смесей от содержания влаги и выпускаемый портативный индикатор содержания влаги в топливных смесях.

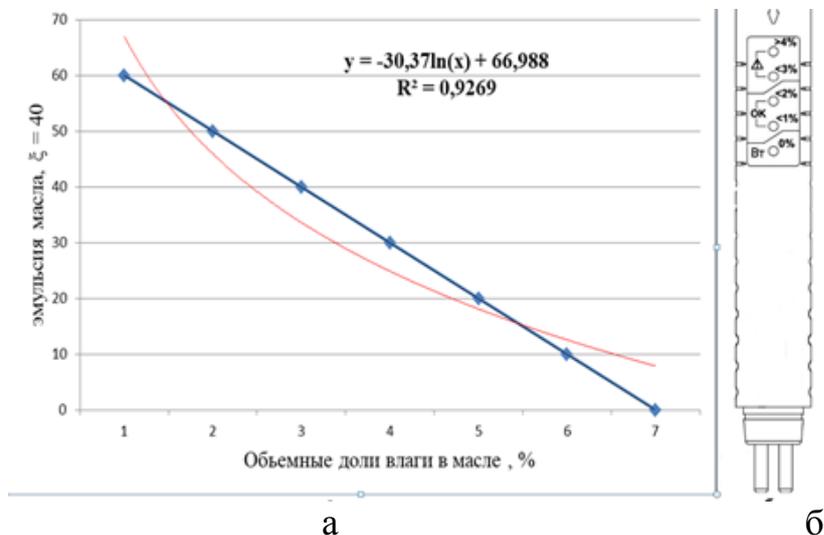


Рисунок 1 - а - зависимость вязкости органических масел от содержания влаги, б – портативный индикатор содержания влаги в топливных смесях.

В ходе исследования была определена регрессионная взаимосвязь между показателями доли вязкости и влаги в масле представляющее собой поленом второй степени ($R^2= 0,9269$).

На следующем этапе топливная смесь отправляется в ЦЗЛ для определения показателя вязкости на разработанном ранее измерительном комплексе для определения вязкости биодизеля и жидких смесевых топлив [3].

Выводы: В ходе предварительно проведенных исследований получена зависимость вязкости органических масел от содержания влаги, определена регрессионная зависимость. Предложен метод применения портативного индикатора содержание влаги в органических маслах для экспресс-оценки вязкости топливных смесей. Предложенный метод позволит избежать механического износа оборудования, уменьшить энергозатраты, улучшить качество масла и достаточно сильно снизить вредные выбросы в атмосферу.

Литература:

1. Влияние воды на характеристики дизельного топлива [Электронный ресурс]. – Доступ: <https://cyberleninka.ru/article/n/vliyanie-vody-na-harakteristiki-dizelnogo-topliva>.
2. Как работает тестер тормозной жидкости? [Электронный ресурс]. – Доступ: <https://avtograf70.ru/zapchasti/kak-rabotaet-tester-tormoznoj-zhidkosti.html>.
3. Савченко, Н.Э. Измерительный комплекс для определения вязкости биодизеля и жидких смесевых топлив / Н.Э. Савченко, В.В. Ошовский // «Инновационные перспективы Донбасса». Международный научный форум ДНР. Каталог экспонатов выставки. - Донецк: ДОННТУ, 2022.

АНАЛИЗ СОВРЕМЕННЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ СРЕДСТВ ЗАЩИТЫ АТМОСФЕРЫ ОТ ВЫБРОСОВ АГЛОМЕРАЦИОННЫХ ФАБРИК

Шедловский Д.В., Асламова Я.Ю.

Донецкий национальный технический университет

Агломерационные цеха, выделяющие в окружающую среду химические и физические загрязнители, вносят свой негативный вклад в угнетение экологических систем в регионах их размещения. Наибольший вред окружающей среде наносят выбросы в атмосферу химических загрязнителей [1]. Например, в работе [2] отмечено, что в г. Енакиево (ДНР) крупнейшими источниками токсичных и зловонных выбросов являются агломерационный цех Енакиевского металлургического завода (ЕМЗ), а также коксохимический завод. Причина такого положения – несовершенство технологических процессов, негерметичное оборудование и, что немаловажно, устаревшие газоочистные аппараты циклонного типа с низкой эффективностью очистки газов от пыли.

В современных условиях в сфере подготовки сырьевых материалов для доменной плавки наибольшая актуальность принадлежит не только решению проблем радикального повышения качества агломерата. На приоритетные позиции выходят задачи уменьшения потребления энергоресурсов, снижения вредных выбросов, повышения безотходности производства. Частично решить эти задачи можно путем внедрения экологичных технологических решений [3]. Но для коренного снижения экологической опасности агломерационного производства необходимо комплексное применение одновременно трех мероприятий:

1. снижение величины вредных выбросов путем усовершенствования технологических процессов, конструкций агрегатов и использования отходов;
2. очистка технологических газов от вредных выбросов;
3. рассеивание вредных выбросов в атмосферу при помощи дымовых труб.

Важным средством защиты атмосферы являются системы мониторинга. Они позволяют выявить и исключить превышение нормативных показателей концентраций вредных веществ в воздухе. Системы мониторинга включают в себя автоматическое управление технологическими процессами, что позволяет быстро реагировать на изменения и скорректировать производственный процесс под условия, способствующие сокращению выбросов вредных веществ.

Анализ данных об общем состоянии использования технических средств защиты от выбросов агломерационного производства позволил сделать вывод о том, что на метзаводах Донбасса необоснованно мало внимания уделяется развитию и внедрению новых газоочистных аппаратов.

На передовых предприятиях для очистки от пыли технологических газов аглоцехов используют циклоны, батарейные циклоны, электрофильтры и тканевые фильтры, в редких случаях возможно применение аппаратов мокрой

газоочистки. Выбор аппарата для газоочистки зависит от размера улавливаемых частиц и заданной степени очистки газов (табл. 1) [4].

Таблица 1 – Параметры для выбора газоочистных аппаратов [4]

Аппараты	Размеры улавливаемых частиц пыли, мкм	Степень очистки, %
Пылеосадительные камеры	5–20000	40–70
Центробежные пылеосадители	3–100	45–85
Электрофильтры	0,005–10	85–99
Гидравлические пылеуловители и тканевые фильтры	0,01–10	85–99

Настоящая статья посвящена анализу современных технических средств защиты атмосферы, которые можно использовать для оснащения агломерационных цехов металлургических предприятий Донбасса.

Аппараты циклонного типа, в том числе, батарейные циклоны. Эффективность удаления частиц пыли крупностью менее 10 мк достигает 90–95%. Но, из-за относительно небольшого размера твердых частиц в агломерационных газах, реальная степень очистки составляет от 60–80%. Важно подчеркнуть, что на ряде зарубежных предприятий эти аппараты автономно для очистки агломерационных газов не применяют. Их используют как ступень грубой очистки газов от пыли. В то время как на отечественных аглофабриках, в том числе и в СНГ, циклоны и батарейные циклоны применяют практически повсеместно.

Электрические фильтры. Для очистки отходящих газов на прогрессивных агломерационных фабриках наиболее часто используют сухие электрофильтры. Положительным примером служит Челябинский металлургический комбинат. Аглофабрика этого предприятия – единственная в России, которая оснащена современными электрофильтрами.

Степень очистки газов от пыли в электрофильтре составляет 95–99 %. Применение электрофильтров на действующих и вводимых в эксплуатацию аглофабриках практически не имеет проблем. Но, как отмечено в работе [5], для снижения риска возгорания, необходимо уделять внимание концентрации углеводородов отработанных газов. Для этого рекомендуют контролировать расход окалина в шихте и содержание в окалине масла.

Для нейтрализации диоксинов и фуранов, содержащихся в выбросах агломерационного производства, в газоотводящий тракт агломашины перед электрофильтрами вводят активированный уголь. Например, опыт работы ArcelorMittal, с вдуванием активированного угля перед электрофильтром показывает, что при строго контролируемых условиях и поддержании электрофильтра в оптимальном состоянии, достигается среднегодовая концентрация ПХДД/Ф, равная 0,5 нг I-TEQ/нм³. При этом расход активированного угля составил 80 мг/нм³, а известняка – и 200 мг/нм³ [5].

Тканевые (рукавные) фильтры. Эти аппараты используют, в основном, после электрофильтров и батарейных циклонов, но есть примеры их автономной работы. Важно, что в этих аппаратах очистка отходящих газов от

пыли сочетается с обезвреживанием вредных веществ, которые содержатся в отходящих газах:

- очистка от кислотных соединений (HCl , HF и SO_x) достигается путем инъекции гашеной извести или бикарбоната натрия;

- удаление стойких органических веществ, таких как ПХДД/Ф, ПХБ, достигается инъекцией адсорбентов.

Следует отметить возможности рукавного фильтра MEROS для комбинированного снижения твердых и газообразных загрязняющих веществ. Авторами работы [6] проанализированы достоинства этого аппарата, в частности, остаточная концентрация пыли в газе составляет 5 мг/м^3 , содержание SO_x в газе не превышает $0,39 \text{ мг/м}^3$, диоксинов – не более $0,1 \text{ нг/м}^3$; степень улавливания таких тяжелых металлов как ртуть, цинк, свинец составляет 97-99 %, диоксинов – приблизительно 97 %.

В заключение следует отметить, что преимущества современных технических средств защиты атмосферы и положительный опыт их применения на прогрессивных предприятиях должны стать мотивацией для модернизации газоочистного оборудования агломерационных цехов Донбасса

Литература:

1. Мищенко, И.М. Черная металлургия и охрана окружающей среды: учебное пособие. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2013 – 452с.

2. Шедловский, Д.В. Перспективы снижения социально-экологической напряженности в зоне расположения агломерационного производства / Д.В. Шедловский, Я.Ю. Асламова // Металлургия XXI столетия глазами молодых: материалы VII Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов – Донецк: ДОННТУ, 2021.– С. 312-315.

3. Шедловский, Д.В. Современные технологические методы сокращения вредных выбросов в агломерационном производстве / Д.В. Шедловский, Я.Ю. Асламова, И.М. Мищенко // Охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов: сборник материалов XVI Международной конференции аспирантов и обучающихся / ДОННТУ, ДонНУ. – Донецк: ГОУВПО «ДОННТУ», 2022. – С. 50-52.

4. Старк, С. Б. Газоочистные аппараты и установки в металлургическом производстве [Текст]: учебник для вузов / С. Б. Старк. - М.: Металлургия, 1990. - 400 с.

5. Фролов, Ю.А. Состояние и перспективы развития технологии производства агломерата. Часть 12. Технические средства защиты окружающей среды от вредных выбросов агломерационных фабрик / Ю.А. Фролов, Л.И. Каплун, И.М. Мищенко, Я.Ю. Асламова // Чёрная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2018. – № 3. – С. 24-36.

6. Мищенко, И.М. Состояние и перспективы развития агломерационного производства горно-металлургических предприятий Украины / И.М. Мищенко, Я.Ю. Асламова // Металлургические процессы и оборудование. – 2012. – №4. – С. 19-29.

СОДЕРЖАНИЕ

1. МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

1	Цыплакова Д.В., Братковский Е.В. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ПЕЧИ И УДЕЛЬНЫЙ РАСХОД КОКСА..	6
2	Мележик Р.С., Власенко Д.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ РЕЖИМА ЗАГРУЗКИ МОЛОТКОВОЙ ДРОБИЛКИ НА ФРАКЦИОННЫЙ СОСТАВ ДРОБЛЕНОГО АГЛОМЕРАЦИОННОГО ФЛЮСА.....	10
3	Авдиенко С.А., Жук В.Л., Сидоренко Г.Н. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛОВЫХ ПОТЕРЬ ЧЕРЕЗ МНОГОСЛОЙНУЮ ФУТЕРОВКУ ПРОМЕЖУТОЧНОГО КОВША МНЛЗ ПРИ РАЗЛИВКЕ УГЛЕРОДИСТОЙ СТАЛИ.....	14
4	Халеев Р.А., Симоненко В.И., Крымов В.Н. СРАВНИТЕЛЬНЫЕ ИСПЫТАНИЯ МАТЕРИАЛА ОТЛИВОК КОЛЕС ШЛАМОВЫХ НАСОСОВ НА АБРАЗИВНЫЙ ИЗНОС	18
5	Кончиков С.А., Власенко Д.А. АНАЛИЗ ПРИЧИН ОБВАЛОПРОЯВЛЕНИЯ ТРАМБОВАННОГО УГОЛЬНОГО ПИРОГА ПРИ ЗАГРУЗКЕ КАМЕР КОКСОВАНИЯ	20
6	Шедловский Д.В., Асламова Я.Ю. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ЗАГРУЗКИ ШИХТЫ НА АГЛОМЕРАЦИОННУЮ МАШИНУ	23
7	Падалка А.В., Кочура В.В. ЭФФЕКТИВНОСТЬ ВДУВАНИЯ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА В УСЛОВИЯХ ЕНАКИЕВСКОГО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ЗАВОДА	26
8	Безух И.В., Кочура В.В. РАСЧЕТ ЗАДУВОЧНОЙ ШИХТЫ ДЛЯ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ	30

2. ЦВЕТНАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ, ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО И СВАРКА

1	Бородацкий И.А., Дятлов Д.В., Корицкий Г.Г. ВОПРОСЫ ЭКОНОМИКИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВТОРИЧНОГО СЫРЬЯ	36
2	Бородацкий И.А., Дятлов Д.В., Корицкий Г.Г. ПОЛИГОНЫ КАК ИСКУССТВЕННЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ВТОРИЧНЫХ МЕТАЛЛОВ	39
3	Брова М.Н., Бредихин В.Н., Пасечник А.Ю. ОСОБЕННОСТИ ЗАТВЕРДЕВАНИЯ ЗАГОТОВКИ ПРИ НЕПРЕРЫВНОМ ЛИТЬЕ В ГОРИЗОНТАЛЬНЫЙ ЗАКРЫТЫЙ КРИСТАЛЛИЗАТОР	41
4	Дятлов Д. В., Бородацкий И. А., Корицкий Г.Г. ГРУППА МЕРОПРИЯТИЙ ПО ОРГАНИЗАЦИИ РЕЦИКЛИНГА МЕТАЛЛОВ	45
5	Дятлов Д. В., Пастухов И. Б., Корицкий Г.Г. О СОЗДАНИИ РЕЗЕРВНОЙ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ	49

6	Онуфриев А.С., Пильгук С.В., Брусов А.Л. ОБ УТИЛИЗАЦИИ БЫТОВЫХ ЛИТИЙ-ИОННЫХ АККУМУЛЯТОРОВ И РЕЦИКЛИНГЕ ЛИТИЯ	52
7	Онуфриев А.С., Пильгук С.В., Симоненко В.И. ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ СПЛАВА Х20Н80	56
8	Пешехонов В.Д., Пасечник А.Ю. ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ПОРОШКОВ ДЛЯ 3D ПЕЧАТИ	60
9	Семенов Д.О., Корицкий Г.Г. ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ПОЛИГОНОВ-ЛОМОХРАНИЛИЩ	64
10	Вакуленко А.А., Пасечник С.Ю. ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ЛИСТОВОЙ МЕДИ НА УСТАНОВКАХ ТИПА ХАЗЕЛЕТТ	69

3. ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

1	Белей Е.В., Яковченко А.В. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ НА БАЗЕ ПРОГРАММНОГО КОМПЛЕКСА «СОРТ-ПРО» КАЛИБРОВКИ ДЛЯ ПРОКАТКИ КРУГЛЫХ ПРОФИЛЕЙ НА СТАНЕ 390	73
2	Омельченко Н.В., Закарлюка С.В., Гончаров В.Е. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ «ПОДАВЛЕНИЯ» ЛОКАЛЬНОЙ НЕПЛОСКОСТНОСТИ ТОНКИХ ПОЛОС	76
3	Белоусов Р.Ю., Руденко Е.А., Шевелев А.И. ВАРИАНТЫ РЕАЛИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИИ ЧИСТОВОЙ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ ОСОБО ТОНКИХ ПОЛОС	80
4	Таратинов И.Ю., Руденко Е.А., Пилипенко В.В. ВАРИАНТЫ РЕКОНСТРУКЦИИ ЧЕРНОВОЙ ГРУППЫ И КЛЕТЕЙ ШИРОКОПОЛОСНОГО СТАНА ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ 1700	83
5	Кострубин И. С., Кочин А.Е. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДИАПАЗОНОВ СИЛОВЫХ И ТЕМПЕРАТУРНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРОКАТКИ НА ЛАБОРАТОРНОМ ПРОКАТНОМ СТАНЕ	86

4. ПРИКЛАДНОЕ МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ

1	Боднарюк С., Штыхно А.П. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ НАПЛАВЛЕННОГО МЕТАЛЛА НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВА КОНСТРУКЦИОННЫХ СТАЛЕЙ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ИХ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ	92
2	Венжега К.В., Штыхно А.П. ИЗУЧЕНИЕ КОРРОЗИОННОЙ СТОЙКОСТИ ПОЛИПРОПИЛЕНОВЫХ ТРУБ С РАЗЛИЧНЫМ АРМИРУЮЩИМ СЛОЕМ, РАБОТАЮЩИХ ПРИ ПОВЫШЕННЫХ ТЕМПЕРАТУРАХ	94
3	Воронин В.В., Горбатенко В.П. ВЛИЯНИЕ СКОРОСТИ УСКОРЕННОГО ПОСЛЕДЕФОРМАЦИОННОГО ОХЛАЖДЕНИЯ	

	В ПРОЦЕССЕ КОНТРОЛИРУЕМОЙ ПРОКАТКИ НА МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ТОЛСТОЛИСТОВОЙ СТАЛИ КАТЕГОРИИ ПРОЧНОСТИ K65	97
4	Зирник Г.М., Чернуха А.С., Некорыснова Н.С. ПОЛУЧЕНИЕ ФЕРРИТА ЦИНКА $ZnFe_2O_4$ СО СТРУКТУРОЙ ШПИНЕЛИ И ИССЛЕДОВАНИЕ ЕГО КАТАЛИТИЧЕСКИХ СВОЙСТВ В РЕАКЦИИ ПЕРЕЭТЕРИФИКАЦИИ	100
5	Коновалов Н.А., Крымов В.Н., Симоненко В.И. СРАВНИТЕЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ И СВОЙСТВ ВЫСОКОХРОМИСТЫХ ЧУГУНОВ	104
6	Макарова Е.Н, Крымов В.Н., Сотников А.Л. СТРОЕНИЕ И СВОЙСТВА СВАРНОГО СОЕДИНЕНИЯ, ВЫПОЛНЕННОГО СВАРКОЙ ТРЕНИЕМ С ПЕРЕМЕШИВАНИЕМ	106
7	Нохрина А.В., Пугачева Н.Б., Николин Ю.В. СТРУКТУРА, ХИМИЧЕСКИЙ И ФАЗОВЫЙ СОСТАВЫ, МИКРОМЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА СВС-КОМПОЗИТА СИСТЕМЫ Fe-Ti-Ni-Mn-V-C	108
8	Овчаренко М.С., Егоров Н.Т. УЛУЧШЕНИЕ КАЧЕСТВА ТОЛСТОЛИСТОВЫХ СТАЛЕЙ ПУТЕМ УСКОРЕННОГО ОХЛАЖДЕНИЯ ПРИ НОРМАЛИЗАЦИИ	113
9	Петрив М.М., Горбатенко В.П. ВЛИЯНИЕ УСЛОВИЙ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА ПРОЯВЛЕНИЕ ЭФФЕКТА МЕТАСТАБИЛЬНОСТИ ОСТАТОЧНОГО АУСТЕНИТА В УСЛОВИЯХ ИЗНАШИВАНИЯ	116
10	Савула Е.А., Крымов В.Н. АНАЛИЗ ДИНАМИКИ КОРРОЗИОННЫХ ПРОЦЕССОВ БОРИРОВАННОЙ СТАЛИ	121
11	Чуканов Е.Е., Штыхно А.П. ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕМПЕРАТУР СВАРОЧНОГО НАГРЕВА НА СТРУКТУРУ И ТВЕРДОСТЬ НИЗКОУГЛЕРОДИСТОЙ СТАЛИ	124
12	Шапрыхина В.С., Горбатенко В.П. РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ДЛЯ РАСЧЕТА ТЕМПЕРАТУР КРИТИЧЕСКИХ ТОЧЕК КОНСТРУКЦИОННЫХ СТАЛЕЙ	127

5. ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА

1	Кончаков В.О., Антонова К. Ф., Шашкин В. Ю. СРАВНЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ И ЭКОНОМИЧНОСТИ РАЗЛИЧНЫХ ИНФРАКРАСНЫХ ОБОГРЕВАТЕЛЕЙ ДЛЯ ОБОГРЕВА ТЕПЛИЧНЫХ ПОМЕЩЕНИЙ	132
2	Приймачов П.С., Гнитиёв П.А., Бирюков А.Б. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПРОКАЛКИ УГЛЕРОДОСОДЕРЖАЩИХ МАТЕРИАЛОВ ВО ВРАЩАЮЩИХСЯ ПЕЧАХ	136
3	Уколов Д.В., Сапронова Е.В. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СИСТЕМЫ ОТОПЛЕНИЯ КАМЕРНОЙ ПЕЧИ С ВЫКАТНЫМ	

	ПОДОМ	139
4	Кубраков М.Б., Гнитиёв П.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛОТЕХНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ РАДИАЦИОННЫХ РЕКУПЕРАТОРОВ В КАМЕРНЫХ ПЕЧАХ	142

6. ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА

1	Кравченко С. О., Безбородов Д. Л. РАЗРАБОТКА МЕРОПРИЯТИЙ ПО ОЧИСТКЕ ДЫМОВЫХ ГАЗОВ КОТЛА ДКВР ПРИ СОВМЕСТНОМ СЖИГАНИИ УГЛЯ И ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ	146
2	Хруцкая А. Д., Кускарбекова С.И. МОДЕРНИЗАЦИЯ ЛАБОРАТОРНОГО СТЕНДА ПРЯМОТОЧНОГО КОТЛА ЗМЕЕВИКОВОГО ТИПА	150
3	Зими́на Ю. К., Карелин А. М., Шашкин В.Ю. СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ТЕПЛООБМЕНА СЕЧЕНИЯ КАНАЛОВ	154
4	Иванченко М.А., Лебедев А.Н. СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ УТИЛИЗАЦИИ ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ	158
5	Галив Н.В., Гридин С.В. РАЗРАБОТКА ПРЕДЛОЖЕНИЙ ПО ПРОДЛЕНИЮ ЭКСПЛУАТАЦИОННОГО РЕСУРСА ПАРОПРОВОДОВ ТЭС	162
6	Душеба В.И. Лебедев А.Н. АНАЛИЗ СПОСОБОВ МОДЕРНИЗАЦИИ КОТЛА ТВГ–8М ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЕГО ТЕПЛОЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ	166

7. ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ТРУДА В МЕТАЛЛУРГИИ

1	Сырых А.А., Горбатко С.В. О ВОПРОСЕ ПЕРЕРАБОТКИ НИКЕЛЬСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ ГАЛЬВАНИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА С ВОЗМОЖНОСТЬЮ ВЫДЕЛЕНИЯ НИКЕЛЯ..	171
2	Кутелева Д.С., Горбатко С.В. О МЕТОДАХ ОБРАБОТКИ ОБОРОТНЫХ ВОД МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ	173
3	Мозжерин С.С., Рязанов А.Г., Сенин А.В. БЕЗОПАСНОСТЬ ЧИСТКИ ВАНН ЭЛЕКТРОЛИЗНИКОМ ВОДНЫХ РАСТВОРОВ В УСЛОВИЯХ РАБОТЫ ВЫСОКИХ ТОКОВЫХ НАГРУЗОК ЦЕХОВ ЭЛЕКТРОЛИЗА ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	175
4	Теслицкая А.А., Ошовский В.В. РАЗРАБОТКА ЭКСПРЕСС МЕТОДА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ВЯЗКОСТИ ОРГАНИЧЕСКИХ МАСЕЛ	178
5	Шедловский Д.В., Асламова Я.Ю. АНАЛИЗ СОВРЕМЕННЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ СРЕДСТВ ЗАЩИТЫ АТМОСФЕРЫ ОТ ВЫБРОСОВ АГЛОМЕРАЦИОННЫХ ФАБРИК	180

Научное издание

**IX МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ
КОНФЕРЕНЦИЯ МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ 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.