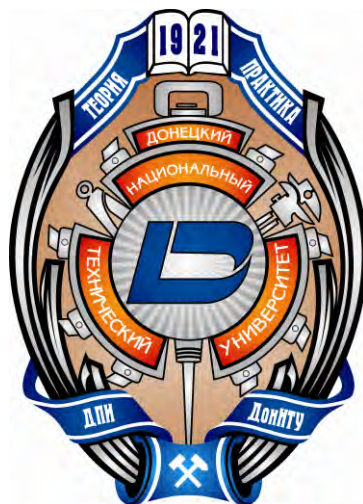


**ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ  
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ  
УНИВЕРСИТЕТ»  
ФАКУЛЬТЕТ МЕТАЛЛУРГИИ И ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКИ**



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

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ  
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

**24-26 МАЯ 2021 года**

**ДОНЕЦК – 2021**

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



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

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ  
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

**СБОРНИК ДОКЛАДОВ**

**ДОНЕЦК – 2021**

УДК 669.18:621.7

Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс] : [материалы VII Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов]: сборник докладов / Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Донецкий национальный технический университет», факультет металлургии и теплоэнергетики; редкол.: С. М. Сафьянц (пред.) и др. – Электрон. дан. (1 файл: 10,4 Мб). – Донецк : ДОННТУ, 2021. – 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. Алимов В.И.; д.т.н., проф. Бирюков А.Б.; к.т.н., доц. Кочура В.В., к.т.н., доц. Пасечник С.Ю., д.т.н., проф. Снитко С.А.; д.т.н., проф. Троянский А.А.

***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, 2021

© Изд-во ДОННТУ, 2021

*Уважаемые молодые ученые и студенты!*



VII Международная научно-практическая конференция молодых ученых и студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых» посвящена 100-летию ГОУВПО «Донецкий национальный технический университет».

В 2021 г. на конференцию поступило 85 докладов молодых ученых и студентов из 11 высших учебных заведений Донецкой Народной Республики, Луганской Народной Республики, России и Белоруссии.

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

Доклады в сборнике приведены по секциям:

*Металлургия черных металлов*

*Цветная металлургия, литейное производство и сварка*

*Обработка металлов давлением*

*Прикладное материаловедение, термическая обработка металлов и металловедение*

*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.



С.М. Сафьянц



# МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ



## СОДЕРЖАНИЕ MgO В ШЛАКЕ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ №5 ФИЛИАЛА №12 ЗАО «ВНЕШТОРГСЕРВИС»

Носков М.Н., Диментьев А.О.  
Донбасский Государственный Технический Институт

Основные показатели доменной плавки современных металлургических агрегатов и качество полученного чугуна частично зависят от характеристик конечного шлака, так как химический состав этого расплава влияет на его жидкоподвижность и процесс десульфурации накапливаемого чугуна в горне, при этом необходимо отметить, что в последнее время возросла роль содержания MgO в шлаке. Исследования в этом направлении уже неоднократно проводились, однако поиск оптимального содержания химических соединений в шлаковом расплаве при конкретных технологических условиях до сих пор остается важной задачей, имеющей теоретический и технологический интерес в шихтовых условиях одного металлургического предприятия [1-5].

С целью оценить связь между содержанием MgO в шлаке и основными показателями доменной плавки (производительность доменной печи, удельный расход кокса и пылеугольного топлива (ПУТ), содержание серы в чугуне) был проведен статистический анализ посуточных данных с доменной печи №5 Филиала №12 ЗАО «ВНЕШТОРГСЕРВИС» за 2013 год. При этом были исключены сутки с простоями металлургического агрегата. В результате, с учетом корректировок, были взяты данные за 341 сутки. Основные статистические величины выборки представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Статистические величины выборки по рассматриваемым показателям работы доменной печи №5 Филиала №12 ЗАО «ВНЕШТОРГСЕРВИС»

Показатель работы печи	Среднее значение	Минимальное значение	Максимальное значение	Среднеквадратическое отклонение
Производительность печи, т/сутки	3209	1708	3746	260,1
Удельный расход ПУТ, кг/т	127,7	52,3	164	16,7
Удельный расход кокса, кг/т	414	328	536	21,9
Содержание серы в чугуне, %	0,04	0,013	0,094	0,013
Содержание MgO в шлаке, %	5,28	3,49	6,97	0,52

Получены гистограммы рассматриваемых показателей доменной плавки, не имеющие значительных отклонений от нормального распределения, и парные коэффициенты корреляции, как наиболее распространенные показатели тесноты связи, представленные в таблице 2.

Таблица 2 – Парные коэффициенты корреляции содержания MgO в шлаке с основными показателями доменной плавки

Производительность печи, т/сутки	Удельный расход ПУТ, кг/т	Удельный расход кокса, кг/т	Содержание серы в чугунае, %
-0,05	-0,12	-0,14	-0,27

Из таблицы видно, что связь между содержанием MgO в шлаке и суточной производительностью доменной печи практически отсутствует, поэтому из дальнейшего анализа этот показатель был исключен.

При исследовании доменной плавки целесообразно рассматривать связи между несколькими показателями одновременно. Наиболее простой – является линейная взаимосвязь, которую можно получить с помощью прикладных программ.

В результате статистической обработки посуточных данных с доменной печи №5 Филиала №12 ЗАО «ВНЕШТОРГСЕРВИС» получено уравнение множественной линейной регрессии

$$(MgO) = 8,9 - 0,0075 \cdot ПУТ - 0,0054 \cdot K - 10,34 \cdot [S], \%$$

где (MgO) – содержание оксида магния в шлаке, %;

$K$  – удельный расход кокса, т/т чугуна;

$ПУТ$  – удельный расход пылеугольного топлива, т/т чугуна;

$[S]$  – содержание серы в чугунае, %.

Коэффициент корреляции по представленному выше уравнению составил 0,37.

На основании полученного уравнения определено, что для доменной печи №5 Филиала №12 ЗАО «ВНЕШТОРГСЕРВИС» при данных шихтовых условиях, чтобы обеспечить высокие технико-экономические показатели доменной плавки с максимальным расходом пылеугольного топлива, целесообразно поддерживать содержание MgO в шлаке от 5,1 до 5,5%.

#### Литература:

1. Дидевич, А.В. Совершенствование шлакового режима в доменном цехе МК «Азовсталь» [Текст] / А.В. Дидевич, Ю.М. Тютюнник, Н.И. Храпко и др. // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. - 2008. - №4. - С. 5–9
2. Аносов, В.Г. Исследование влияния содержания MgO и Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в шлаке на технологию плавки в доменных печах ОАО *Металлургический комбинат «Запорожсталь»* [Текст] / В.Г. Аносов, В.Н. Синицын // *Металургія: збірник наукових праць*. - 2007. - вып. №15. - С. 21–26.
3. Кузьменко, В.Ф. Совершенствование шлакового режима доменной плавки на Коммунарском металлургическом комбинате [Текст] / В.Ф. Кузьменко, В.И. Полевой, В.Н. Андронов и др. // *Черная металлургия. Бюллетень НТИ*. - 1990. - №1. - С. 54–55

# ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ МОДИФИЦИРОВАНИЯ ЧУГУНОВ ПУТЕМ ИМПУЛЬСНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА РАСПЛАВ

Геворгян Г.А., Гущин В.Н.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Нижегородский государственный технический университет им. Р.Е. Алексеева»

В настоящее время внепечная обработка расплавов является одним из основных направлений повышения качества металлопродукции из чугуна. Известно огромное количество различных методов внепечной обработки. В число таких методов входят: продувка нейтральными газами и твёрдыми реагентами, электромагнитное перемешивание, обработка расплавов вакуумом и др. [1, 2]. Управление структурным состоянием чугуна и процессом формирования заданных свойств литья, осуществляется в практике за счёт разного рода внешних воздействий: модифицированием; легированием; обработкой расплава чугуна в разливочных и раздаточных ковшах ультразвуком, электромагнитным полем и др.

Модифицирование и легирование являются наиболее распространёнными и универсальными методами воздействий на расплав для создания заданных свойств литого чугуна [3]. Среди основных задач по модифицированию чугунов следует отметить следующие: обеспечение максимальной полноты их усвояемости и равномерности распределения по сечению отливок; сокращение дорогостоящих компонентов; увеличение времени модифицирующего эффекта.

Зачастую эффективное решение этих задач только введением добавок-модификаторов стандартными технологическими способами оказывается невозможным, так как распределение модификаторов в общем объёме ковша не контролируется и не управляется, а перемешивание расплава осуществляется только за счет энергии падающей струи.

Целью проведенных исследований было повышение модифицирующего и рафинирующего эффекта при использовании импульсного воздействия на расплав. [4].

Для исследования механизма электроимпульсной обработки (ЭИО) и отработки режимов импульсного воздействия на расплав использовались методы физического моделирования на низкотемпературных моделях [5].

Для оценки эффективности внешних воздействий в промышленных условиях на качественные показатели металла проводились исследования по содержанию газов, неметаллических включений, а также микро и макроструктурные испытания на опытных образцах и определялись механические свойства чугуна – по ГОСТ 24648–81 [6,7]. Исследование газосодержания проводилось методом вакуум-плавления проб чугуна при температуре до 1600 °С и остаточном давлении  $1 \cdot 10^{-2}$  Па с одновременным анализом выделившихся газов. В качестве газоанализатора использовался масс-спектрометр МХ-1305.

В результате проведённых исследований установлено, что ЭИО чугунов способствует: рафинированию расплавов от неметаллических включений и газов; гомогенизации объёмов расплава по температуре и химическому составу; формированию метастабильных состояний в структуре сплавов и более равномерному распределению составляющих по объёму ковша; измельчению макро- и микроструктуры литого состояния; повышению механических свойств литья.

Помимо рафинирующих эффектов по газам и неметаллическим включениям при ЭИО получаем значительный эффект модифицирования.

При 3 минутной обработке упругими колебаниями расплава СЧ 20 в 3 т ковше позволило на 13-15% осуществить измельчение зерна в литом металле. При 6 минутном воздействии измельчение литого зерна достигало 27% при появлении в матрице наряду с пластинчатым графитом хлопьевидного. Размер дендритной ячейки уменьшался с 42,4 до 15,4 мкм, а жидкотекучесть расплава возросла на 6-8%.

При применении карбида кальция в процессе ЭИО уже за 3 мин содержание серы снизилось с 0,15% на порядок. Без карбида кальция почти в два раза.

В таблице 1 приведены механические свойства сплавов СЧ 20 отлитых по обычной технологии и с электроимпульсной обработкой расплава в 3 т ковше.

В качестве комплексного использовался метод ввода модификатора в силовом поле ЭИО. Для его реализации был использован ферритно-перлитный чугун СЧ20 выплавленный в ИЧТ по стандартной технологии при вводе модификатора ФС65Ба7 в ковш при его заливке.

Масса присадок во время опытов изменялась в пределах 0, 1-0,3 % от массы расплава при температурах от 1400-1450°С. Время ЭИО изменялось в пределах 1-3 мин при интенсивности воздействия до 3 Вт/кг.

Таблица 1 - Механические свойства отливок серого чугуна без и с ЭИО расплава с частотой 3 имп/с и BS=2 Вт/кг

Время обработки, мин	Предел прочности при растяжении, МПа	Предел прочности при изгибе, МПа	Твёрдость по Бринеллю, НВ
Без воздействия	208 - 218	375 -415	170 - 240
3	228 - 237	436 - 441	195 - 256
6	241 - 255	440 - 453	222 - 260

Исследование макро- и микроструктура, а также механических свойств литья проводились на корпусной детали с толщинами стенок от 8 до 82 мм.

В таблице 2 приведены средние значения по прочности  $\sigma_b$  и твёрдости НВ литого металла и максимальные отклонения этих параметров ( $\Delta \sigma_b$  и  $\Delta НВ$ ) в разных сечениях детали при вводе 0,1% модификатора при времени ЭИО в течении 2 мин. Здесь же приведены сведения о влиянии интенсивности ЭИО расплава на макро- и микроструктуру литья. При дополнительной ЭИО было получено увеличение значения  $\sigma_b$  на 9,4% при уменьшении отклонения этого параметра по сечениям отливки на 57,5%. Значение средней твёрдости металла увеличилось на 9,5% при уменьшении отклонения этого параметра по сечениям

отливки на 69,6%.

Таблица 2 - Значения средней прочности  $\sigma_B$ , твёрдости металла отливки НВ, и их отклонений по сечениям отливки ( $\Delta \sigma_B$  и  $\Delta НВ$ ), размеров макро- и микрозерна при комплексном модифицировании совместно с ЭИО

Параметры	Интенсивность ЭИО, Вт/кг			
	0	1	2	3
$\sigma_B$ , МПа	223	228	236	244
$\Delta \sigma_B$ , МПа	87	66	42	37
НВ	211	210	228	231
$\Delta НВ$	79	57	36	24
Измельчение макрозерна, %	12	21	29	35
Измельчение микрозерна, %	3	6	11	16

Модифицирующий эффект от ввода такого количества модификатора без ЭИО в полной мере сохраняется не более 10-11 минут, а при ЭИО в течении 2 минут при  $V_S=3$  Вт/кг увеличивается до 17-19 минут, т.е. на 70%.

Что касается макроструктуры и микроструктуры, то отмечено устойчивое измельчение структур при всех режимах ЭИО с модификаторами и без них.

Применение комплексного метода ввода модификаторов при ЭИО позволяет: усилить эффект, получаемый при использовании одиночного модификатора, что связано с зарождением центров кристаллизации на нерастворимых примесях; обеспечить более равномерное его распределения по объёму жидкой ванны, что приводит к существенному выравниванию механических свойств по сечениям литого металла; создать возможность минимизировать содержание модификатора, что облегчает выполнение условий ограничения состава сплава по примесям; создаёт возможность получения особо мелких и специальных структур при измельчении макро- и микроструктуры литья; усиливается и продлевается по времени модифицирующий эффект.

#### Литература:

1. Ефимов, В.А. Технологии современной металлургии / В.А. Ефимов, А.С. Эльдарханов. - М.: Новые технологии, 2004. – 782 с.
2. Vondrak, V. Metallurgy of cast irons. Out-of-furnace processing of molten cast iron / V. Vondrak, J. Hampl, A. Hanus. – Ostrava: Technical University of Ostrava, 2014. – 144 p.
3. Олсен, С.О. Модифицирование серых и высокопрочных чугунов. Сравнение центров кристаллизации графита и некоторые практические рекомендации по модифицированию / С.О. Олсен, Т. Скаланд, К. Хартунг // Литейщик России. 2011. №2. - С. 29-34.
4. Ульянов, В.А. Внепечная обработка и разливка стали / В.А. Ульянов [и др.]. – Н. Новгород: НГТУ, 2001. – 129 с.
5. Гуцин, В.Н. Математическое и физическое моделирование теплофизических процессов в металлургии / В.Н. Гуцин, В.А. Ульянов, В.А. Васильев. – Н. Новгород: НГТУ, 2014. – 155 с.
6. Зенкин, Р.Н. О влиянии продолжительности модифицирующего эффекта на механические характеристики высокопрочного чугуна / Р.Н. Зенкин // Литейное производство. 2016. - №11. – С. 2-16.
7. Гуцин, В.Н. Модифицирование, рафинирование и дегазация расплавов чугунов при импульсном воздействии / В.Н. Гуцин, В.А. Ульянов, Т.Д. Курилина, Г.А. Геворгян // Черные металлы. 2018. - №9. - С. 50-55.

# РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ВЫПЛАВКИ ЖАРОПРОЧНОГО КОРОЗИОНОСТОЙКОГО ЧУГУНА МАРКИ ИЧХ28Н2 ДЛЯ ФАСОННОГО ЛИТЬЯ

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

В статье рассматривается разработка технологии для фасонного литья жаропрочного коррозионостойкого чугуна марки ИЧХ28Н2. Химический состав марки чугуна приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав чугуна, %

Марка	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr
ИЧХ28Н2 $t_L = 1470^\circ\text{C}$	2,5-3	0,7-1,4	0,5-1	1,5-3	Не более 0,08	Не более 1	25-30

Целью работы является разработка технологии выплавки чугуна для фасонного литья изделий типа «колесо шламового насоса».

Из чугуна ИЧХ28Н2 изготавливаются: детали брони, била, молотки, футеровка, колосники, плиты порога, лопатки, корпуса и крыльчатки насосов, детали для азотной и химической промышленности, печного оборудования.

За основу технологии взят метод сплавления, в качестве плавильного агрегата индукционная печь с кислой футеровкой.

Рассчитаны несколько вариантов шихтовок для выплавки чугуна ИЧХ28Н2 и представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Варианты шихты для выплавки чугуна

№	Ст3	Чугун	ФХ850	ИЧХ10	ИЧХ26Н2	X18Н9	Вид шихты
1	30	-	19	-	-	11	свежая
2	20	10	19	-	-	11	Свежая+чугун
3	-	-	14	30	-	16	С отх. со стороны
4	-	-	6	14,5	38	1,5	С легир.отх и с обратными

На рисунках (1-4) представлен расчет шихтовки в ПО Excel с использованием функции «поиск решения» с соответствующими ограничениями. Шихтовки рассчитаны для вариантов выплавки чугуна ИЧХ28Н2:

- а) на свежей шихте(синтетический чугун),
- б) на свежей шихте с передельным чугуном,
- в) с использованием легированного лома заказчика и собственного оборотного. Процесс ЛГМ (литья по газовым моделям) заключается в том что модели выполняют из пенополистирола, устанавливают в специальную опоку-контейнер, засыпают зернистым огнеупорным песком. В момент заливки жидкого металла пенопласт испаряется, и образовавшиеся газы отсасываются вакуумным насосом, создающим разрежение 0,3-0,7 атм. Эти газы через



трубопровод попадают в установку дожига и канализации, в которой обезвреживаются содержащиеся в них ядовитые вещества. Это важное преимущество метода литья в ЛГМ перед традиционными методами, вызывающими большую загазованность цеховых помещений.

Microsoft Excel - Расчет шихты для ИСТ060(для литья И-Х16М2)табл03.xls

Данные | Печать... | Страница... | Поиск | Расчеты страниц | Закрыть | Справка

Расчет шихты для плавки в ИСТ 060

Материалы	масса кг	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	V	Mo	Cu	столбец1
сталь 3	70,000	0,3	0,17	0,3	0,035	0,045	0,2	0,1	0	0	0	1
чугун	0,000	4,1	1,5	0,5	0,050	0,050	0,1	0,1	0	0	0	111
ФС45	0,000	0,1	45	1,2	0,05	0,05	0,1	1	0	0	0	111
ФС65	0,000	0,2	65	0,6	0,05	0,05	0,1	0	0	0	0	1
ФМн78	0,000	2	1,5	78	0,050	0,050	0,1	0,1	0	0	0	1
ФСМн17	0,000	0,4	17	65	0,05	0,05	0	1	0	0	0	111
ФХ200	0,000	2	7	1,5	0,05	0,05	65	0	0	0	0	1111
ФХ850	19,068	8,5	3	0,8	0,050	0,050	75	0	0	0	0	0
ФВ665	0,000	2	3	1	0,05	0,05	0,1	0	65	0	0	111
М-0	0,000	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	99
ФМо65	0,000	0,5	2,5	0,8	0,050	0,050	0,2	0	0	65	0	111
Н-0	0,000	0	0	0	0	0	0	99	0	0	0	111
п-п ИХ20Н1,5	0,000	3	0,6	0,7	0,03	0,03	10	1,5	0	0	0	111
п-п ИХ26Н1,5	0,000	3	1,73	2,28	0,017	0,018	26	1,5	0	0	0	111
градит С99	0,368	99	0,5	0	0	0	500					0
Феррохром	0,000	1,5	1	1	0,05	0,05	18	10				1111
ФХ18Н9	16,876	0,08	0,5	0,5	0,025	0,025	17	8	0	0	0	0
Завалка счет кг	60,000	2,10	0,68	0,30	0,026	0,026	16,20	0,90	0,00	0,00	0	0,29679
<b>Расчетный состав</b>	<b>60,000</b>	<b>3,50</b>	<b>1,13</b>	<b>0,49</b>	<b>0,041</b>	<b>0,043</b>	<b>27,00</b>	<b>1,90</b>	<b>0,00</b>	<b>0,00</b>	<b>0,00</b>	<b>0,48</b>
<b>для стали</b>												
<b>Итого:</b>	<b>1,3</b>	<b>1</b>	<b>0,4</b>	<b>0,05</b>	<b>0,05</b>	<b>0,1</b>	<b>1,3</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>
<b>Источники: сталь</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>
ИВ0С2ХА	0	0,6	1,75	0,65	0,035	0,035	0,95	0	0	0	0	0
ИВ0С2ХФА	0	0,6	1,75	0,65	0,035	0,035	1,15	0	0,2	0	0	0
ИХ12МФ	0	1,95	0,3	0,3	0,035	0,035	12	0	0,3	0,95	0	0
ИХ15СГ	0	1,3	1,1	0,95	0,050	0,050	1,45	0	0	0	0	0
ИХ428Н2	0	3,5	1	0,4	0,050	0,050	27	1,5	0	0	0	0
СТАЛЬ40	0	0,4	0,32	0,7	0,040	0,035	0,3	0	0	0	0	0
с33ХС	0	0,33	1,3	0,65	0,035	0,035	1,55	0	0	0	0	0
с45Г2	0	0,45	0,37	1,8	0,050	0,050	0,3	0	0	0	0	0

Предварительный просмотр: страница 1 из 2

Пуск | НИЯМ-кр. | D:\InOut\ | Входные | IStimonov.d... | G:\Waleev\... | Расчет ш... | Документ1 | 11:42

Рисунок 1 - Расчет на свежей шихте (Синтетический чугун)

Microsoft Excel - Расчет шихты для ИСТ060(для литья И-Х16М2)табл03.xls

Данные | Печать... | Страница... | Поиск | Расчеты страниц | Закрыть | Справка

Расчет шихты для плавки в ИСТ 060

Материалы	масса кг	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	V	Mo	Cu	столбец1
сталь 3	70,000	0,3	0,17	0,3	0,035	0,045	0,2	0,1	0	0	0	1
чугун	0,000	4,1	1,5	0,5	0,050	0,050	0,1	0,1	0	0	0	0
ФС45	0,000	0,1	45	1,2	0,05	0,05	0,1	1	0	0	0	111
ФС65	0,000	0,2	65	0,6	0,05	0,05	0,1	0	0	0	0	1
ФМн78	0,000	2	1,5	78	0,050	0,050	0,1	0,1	0	0	0	1
ФСМн17	0,000	0,4	17	65	0,05	0,05	0	1	0	0	0	111
ФХ200	0,000	2	7	1,5	0,05	0,05	65	0	0	0	0	1111
ФХ850	19,068	8,5	3	0,8	0,050	0,050	75	0	0	0	0	0
ФВ665	0,000	2	3	1	0,05	0,05	0,1	0	65	0	0	111
М-0	0,000	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	99
ФМо65	0,000	0,5	2,5	0,8	0,050	0,050	0,2	0	0	65	0	111
Н-0	0,000	0	0	0	0	0	0	99	0	0	0	111
п-п ИХ20Н1,5	0,000	3	0,6	0,7	0,03	0,03	10	1,5	0	0	0	111
п-п ИХ26Н1,5	0,000	3	1,73	2,28	0,017	0,018	26	1,5	0	0	0	111
градит С99	0,368	99	0,5	0	0	0	500					0
Феррохром	0,000	1,5	1	1	0,05	0,05	18	10				1111
ФХ18Н9	16,876	0,08	0,5	0,5	0,025	0,025	17	8	0	0	0	0
Завалка счет кг	60,000	2,10	0,68	0,30	0,024	0,024	16,20	0,90	0,00	0,00	0	0,20038
<b>Расчетный состав</b>	<b>60,000</b>	<b>3,50</b>	<b>1,50</b>	<b>0,50</b>	<b>0,040</b>	<b>0,041</b>	<b>27,00</b>	<b>1,90</b>	<b>0,00</b>	<b>0,00</b>	<b>0,00</b>	<b>0,53</b>
<b>для стали</b>												
<b>Итого:</b>	<b>3,5</b>	<b>1</b>	<b>0,4</b>	<b>0,05</b>	<b>0,05</b>	<b>0,1</b>	<b>1,5</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>
<b>Источники: сталь</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>	<b>Столбец1</b>
ИВ0С2ХА	0	0,6	1,75	0,65	0,035	0,035	0,95	0	0	0	0	0
ИВ0С2ХФА	0	0,6	1,75	0,65	0,035	0,035	1,15	0	0,2	0	0	0
ИХ12МФ	0	1,95	0,3	0,3	0,035	0,035	12	0	0,3	0,95	0	0
ИХ15СГ	0	1,3	1,1	0,95	0,050	0,050	1,45	0	0	0	0	0
ИХ428Н2	0	3,5	1	0,4	0,050	0,050	27	1,5	0	0	0	0
СТАЛЬ40	0	0,4	0,32	0,7	0,040	0,035	0,3	0	0	0	0	0
с33ХС	0	0,33	1,3	0,65	0,035	0,035	1,55	0	0	0	0	0
с45Г2	0	0,45	0,37	1,8	0,050	0,050	0,3	0	0	0	0	0

Предварительный просмотр: страница 1 из 2

Пуск | НИЯМ-кр. | D:\InO... | \Эк-2... | Фото-... | Стат... | \Эк-2\... | G:\Wal... | Doc1.d... | Раше... | 13:56

Рисунок 2 - Расчет на свежей шихте с передельным чугуном

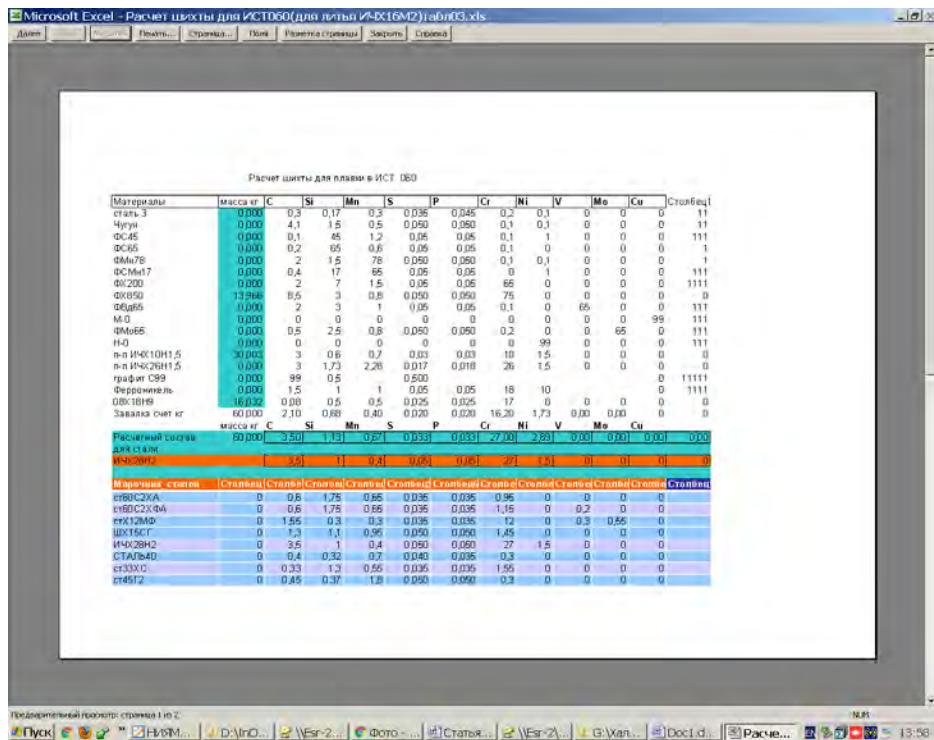


Рисунок 3 - Расчет с использованием легированного лома заказчика

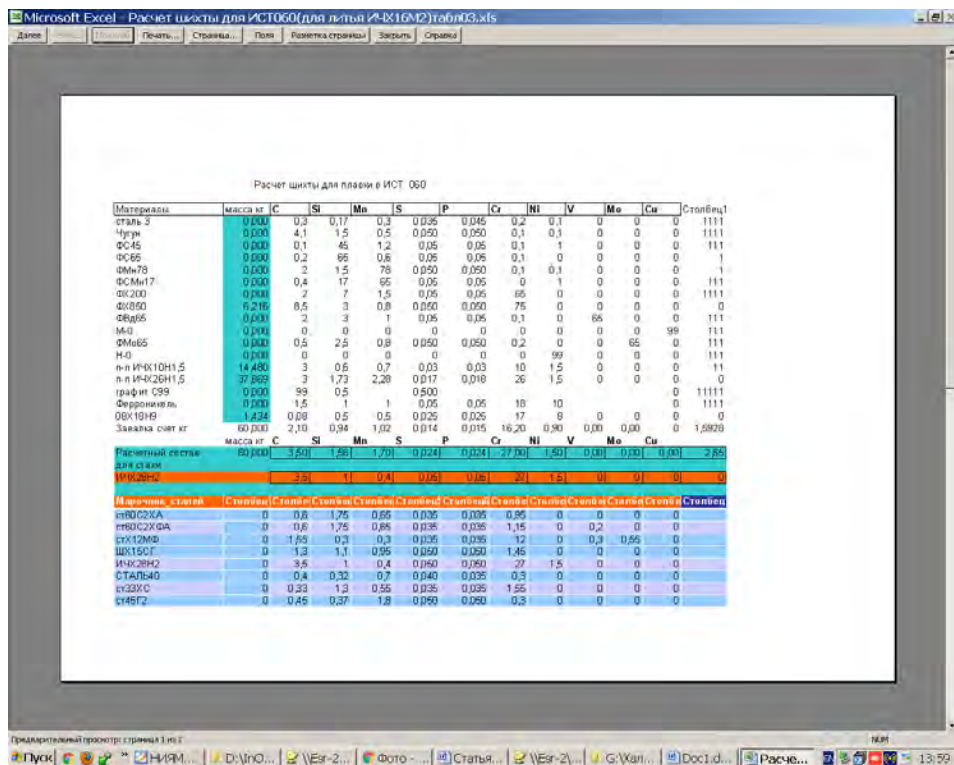


Рисунок 4 - Расчет с использованием легированного лома заказчика и собственного оборотного

Технологическая схема выплавки чугуна.

- 1) Порядок загрузки компонентов шихты:
  1. Сталь 3 и чугун передельный
  2. Легированный лом (со стороны)

3. Феррохром ФХ850
4. Легированный лом (оборотный)
- 2) Плавление с соблюдением стандартных приемов и операций для выплавки в индукционной печи и мер охраны труда. Выпуск металла из печи при температуре 1470 – 1500 С в прогретый до 900 – 1000 С ковш.
- 3) Технология литья по газомоделям (ЛГМ) в соответствии технологической картой (Форма 7а) представленной на рисунке 5.

Форма 7а														
Разработал	Симонович В.И.			31.03.2021			ГОУ ВПО ДОННТУ							
Н. контрол.	Симонович В.И.			31.03.2021			ГОУ ВПО ДОННТУ							
Принял	Заварылов Н.В.			31.03.2021			ООО УНИВЕРСАЛГРУПП							
НПС				ПГС		ГН		КГ		Наименование материала ГОСТ, ТУ				Код
ИЧХ28Н2														
2	ЕВ	ЕН	МД	МО	МПСО	МЖМО	МЖМФ	МЗФ	Усадка	Н.раск.	КВГ	КОФ	Габариты отв.	
ч	т	24	25	10	36	36	36	2,1	1,00	0,71	т	ф.361x122		
Модельный комплект				Модельный состав				Литниковая система						
Код		Кол-н	Номер	Т.ра загр.	Масса	Слой	Питатель	Кол.	Прок.сет	Пробить	Кол.	Масса		
Т03		Кольцо износ ШН-250	1	БРС-К-910	100	0,2	ф40	20x20	3		400			
Т04		Кол. моделей в блоке	Кол. блока в блоке	Наимен.	Номер слоя	Кол. слое	Сл. Сушк.	С	Время сушк,час	Сл. Выплав	Тем.ра	Время	Схема литниковой системы	
Т05		1	1	ДС-1	1	2	65	С	24					
Наполнитель				Опoka				Форма						
Код		Масса	Код	Размеры в свету			Масса	Тем.ра	Время					
Т07		2102102 песок ГОСТ 2138-91	250	1	1500	400	600	56	25					
Т08		Шихты	Время заливки	Тем.ра металла	Тем.ра формы	ЕК	Время выдержки	Вид	Тем.ра	Время ТО	Вид	Степень Оч.		
Т09		ИЧХ28Н2	12	1490	36		16	откиг	600	6	дробестр.			
Т10		ИЧ												
И.Е.П. (П.П., П.П.) по заводским моделям														

Рисунок 5 - Технологическая карта (Форма 7а)

Выводы: представлены расчеты шихтовых материалов при помощи ПО EXCEL. Разработана технология выплавки жаропрочного коррозионостойкого чугуна марки ИЧХ28Н2 для фасонного литья в условиях ДонНТУ.

#### Литература:

1. Центральный металлический портал РФ [Электронный ресурс] // URL: <http://www.metallcheckiy-portal.ru>
2. <http://www.moit.com.ua/induktsionnye-plavilnye-pechi>

# ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ 12X18H10T В ИНДУКЦИОННЫХ ПЕЧАХ МЕТОДОМ ПЕРЕПЛАВА ЛЕГИРОВАННЫХ ОТХОДОВ

Минеев Я.А., Герцык С.И.

Московский политехнический университет

Сталь 12X18H10T относится к конструкционным криогенным и является сталью аустенитного класса. Уникальные характеристики этой стали делают материал незаменимым во многих отраслях промышленности. Простая механическая обработка и возможность применения различных видов сварки позволяют изготавливать из нее изделия и конструкции различного назначения. Изделия из этой стали отличаются высокой прочностью, экологической чистотой и имеют большой спрос на рынке металлопроката. Из нее изготавливают детали и инструменты, работающие при температурах в диапазоне  $\Delta t = -196$  до  $+600$ ; трубы диаметром до 325 мм и толщиной стенки от 0,16 до 25 мм, сварные аппараты и оборудование, работающее в разбавленных растворах кислот, щелочей и солей, и эксплуатируемое под давлением.

Химический состав стали регламентируется ГОСТом 5632-72 – табл.1.

Таблица 1 – Химический состав стали 12X18H10T

C	Ti	Cr	Cu	Mn	Ni	P	S	Si	Fe
$\leq 0,12$	$\leq 1$	17-19	$\leq 0,03$	$\leq 2$	9-11	$\leq 0,035$	$\leq 0,02$	$\leq 0,8$	ост

Высокое содержание Cr, Ni, а также Ti и Si в стали 12X18H10T обуславливает сильные антикоррозийные свойства, высокую ударную вязкость и пластичность. Присутствие никеля способствует тому, что технологичность сплава сочетается с расширенным комплексом эксплуатационных характеристик: стали хорошо прокатываются в холодном и горячем состоянии, обладают высокой, по сравнению с ферритными сталями, коррозионной устойчивостью в агрессивных средах, свариваемостью, которая практически не имеет ограничений, отсутствием флокеночувствительности и жаростойкостью [1].

Наилучшей термической обработкой сталей этого класса является термообработка – закалка с температуры 1050 – 1080°C с охлаждением в воде, после которой изделия отличаются высокими вязкостью и пластичностью, но низкой прочностью и твердостью.

Сталь марки 12X18H10T выплавляют на заводе «Электросталь» в ЭСПЦ-6, в количестве до 500 т/год в установке, представляющей собой единый (индукционный) сталеплавильный комплекс, состоящий из следующих основных узлов: две индукционные печи вместимостью 1100 кг; гидропривод; вспомогательное оборудование печей. Печи размещены в специальном каркасе из немагнитной стали (нержавеющей), крепления которого не образуют замкнутый магнитный контур. Нижняя часть каркаса скреплена асбоцементными плитами нержавеющей стали уголками и болтами.

Основными элементами индукционной печи являются тигель и индуктор. Тигель, образующий плавильное пространство печи, является зоной

технологического процесса, куда загружается шихта (легированные отходы) для расплавления. Стойкость кислой футеровки тигля составляет не менее 150 плавов, основной – не менее 100.

В период процесса выплавки тигель испытывает тепловое, эрозионное и коррозионное воздействие расплавленного металла, шлака, статическое давление столба жидкого металла, механические нагрузки при завалке шихты и в процессе выплавки.

Обе индукционные тигельные печи, входящие в состав индукционного комплекса, специализируются на производстве качественных и высококачественных сталей и сплавов из отходов производства. В производственном процессе обычно одна печь находится в эксплуатации, а во второй осуществляют набивку тигля, сушку и подготовку печи к плавке.

**Технология выплавки стали 12X18H10T.** Выплавка нержавеющей стали марки 12X18H10T в индукционных печах осуществляется методом переплава промышленных отходов нержавеющей стали, не содержащих азота, алюминия, бора, ниобия. Отходы поступают из сталеплавильных цехов в виде недоливов, литников и скрапа, из передельных цехов – в виде обрезки, брака и стружки и от заводов-потребителей в виде стружки и бракованных деталей, обрезки и отработавших изделий. Средний состав отходов 8,0 – 13,0 % Ni; 17,0 – 20,0 % Cr; до 2 % Mn; до 3 % Si и до 1,2 % Ti.

Индукционный нагрев позволяет получать сверхчистый по химическому составу металл (отсутствует процесс науглероживания расплава электродами, металл меньше насыщается азотом), кроме того, этот способ производства металла характеризуется меньшим угаром жидкого металла и особенно легирующих элементов по сравнению с выплавкой стали в электродуговых печах.

Содержание серы в готовом металле лимитируется двумя пределами: если готовые изделия будут выполняться сварными, то содержание серы должно быть  $S \leq 0,02\%$ , во всех остальных случаях допустимо  $S \leq 0,03\%$ . При низком содержании серы в первой пробе (менее 0,025 %), рафинирование расплава производится ускоренно под полуокислыми шлаками, которые наводятся за счет присадки шамотного порошка или боя. Если в готовом металле серы должно быть не более 0,020 %, плавку ведут под основными известковыми шлаками. В этом случае процесс рафинирования более продолжителен.

**Подготовка шихты.** При выплавке стали 12X18H10T используется шихта, содержащая не менее 60 % стальных отходов с предварительной очисткой их от краски и масел и посторонних включений. Скрап проходит подготовку к плавке в дробилках и прессах: стружка подлежит брикетированию, а тонкие стальные обрезки – пакетированию на гидравлических прессах; флюсы также проходят через дробилки, а кокс из бункера подается на просеивание через грохоты.

Шихту для индукционных печей необходимо составлять, разделяя по фракциям и размерам ее составляющих для возможности плотной укладке в тигель. Известно, что в мелких кусках шихты, загружаемых в тигель,



генерируется недостаточно высокая удельная мощность, что приводит к увеличению длительности плавления и повышенному расходу электроэнергии. С точки зрения теплообмена предпочтительнее использовать шихту, состоящую из средних и крупных кусков, которая может быть использована при небольшой частоте тока индуктора, так как чем ниже частота тока, тем больше глубина его проникновения и тем меньше потребляемая удельная мощность.

Шихта не должна быть значительно окислена, так как из-за оксидной пленки на поверхности отдельные ее куски плохо контактируют между собой и не образуют нормального электрического контакта, отсутствие которого приводит к тому, что образующиеся вихревые токи могут замыкаться в каждом отдельном куске, что увеличивает продолжительность времени плавления и расход электроэнергии, причем в таком случае наблюдаются скачки тока индуктора. Практика эксплуатации индукционных печей показала, что плавка проходит тем быстрее и электроэнергии расходуется тем меньше, чем плотнее уложена шихта. Наиболее рационально шихту укладывать следующим образом.

**Завалка и расплавление.** Из-за небольшой вместимости печи завалку производят вручную, ее продолжительность составляет 15–20 минут, а время расплавления около 20 минут.

Для предохранения футеровки плавильного пространства печи от разрушения крупными фракциями шихты на дно тигля следует укладывать мелкую шихту, а с целью предохранения металла от окисления целесообразно заливать немного шлака и заваливать небольшое количество ферромарганца и ферросилиция. Затем укладывают тугоплавкие ферросплавы, имеющие высокую температуру плавления. Такая схема завалки обеспечивает расплавление ферросплавов непосредственно после появления первых порций расплава. Затем, до верха тигля, загружаются крупные куски шихты. Если печь работает с подвалкой, для нее оставляют менее тугоплавкие материалы.

Тигель не следует загружать выше уровня верхнего витка индуктора, так как при этом верхние слои металлошихты не пересекаются магнитными силовыми линиями и нагреваются довольно слабо в основном за счет контактной теплопроводности от нижележащих кусков, при этом затрудняется осаживание шихты в процессе плавления [2-4].

После включения печи первые 6-8 мин печь работает на пониженной мощности до момента прекращения скачков тока в индукторе, затем мощность постепенно увеличивают, и до окончания периода расплавления печь работает на максимальной мощности, а после полного расплавления вводимую мощность снижают до 30-40% от максимальной. По мере оседания шихты печь догружают.

С появлением первых порций жидкого металла в тигель вводят шлаковую смесь, которая в случае плавления в кислой печи состоит из 10% молотого стекла, 65% шамота и 25% извести, а при выплавке стали в основном тигле смесь составляют из 60-65% извести, 15-50% магнезита и 20-25% плавикового шпата. После расплавления основной массы шихты (80-95%) выполняется

отбор пробы металла для определения химического состава (экспресс-анализ). После результатов анализа приступают к раскислению и легированию. Для разжижения шлака используется плавиковый шпат или отработанные флюсы после ЭШП, а для загущения - известь и магнезитовый порошок. По мере расплавления и образования жидкого металла в тигель присаживают шлакообразующие в количестве, обеспечивающем полное покрытие зеркала металла шлаком

В период плавления не следует допускать зависания шихты и образования «мостов», поэтому ее следует периодически осаживать.

Во время расплавления шихты допускается некоторое оголение поверхности (15 – 20%) расплава.

После полного расплавления шихты и нагрева металла до температуры  $t_m = 1540 - 1580^\circ\text{C}$  сливается шлак и наводится новый из стандартной шлаковой смеси для полного покрытия зеркала металла.

Известно, что особенностью индукционного способа получения жидкого металла является *образование мениска на поверхности расплава*, возникающего под действием электродинамических сил при взаимодействии тока индуктора с током, индуцированным в поверхностном слое расплава. В результате электромагнитного перемешивания расплава происходит выравнивание температуры и химического состава металла в объеме тигля. Быстрее протекают процессы расплавления легирующих элементов и при необходимости – науглероживания. Известно, что увеличение частоты тока в индукторе позволяет увеличивать мощность печи и ее производительность, но чем больше вводимая мощность, тем больше «стрела» мениска  $H_m$  (рис. 1).

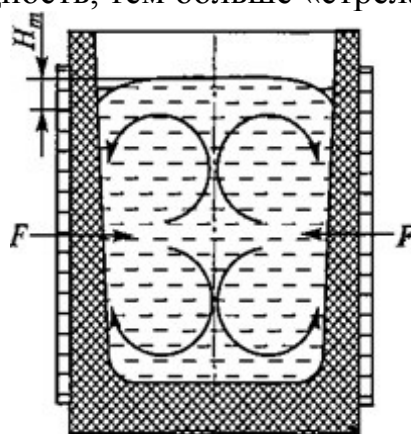


Рисунок 1 - Схема электродинамической циркуляции металла в тигле индукционной печи

Допустимая интенсивность перемешивания металла в печах (без выплесков расплава и шлака) обеспечивается при величине удельной вводимой мощности, не превышающей 230-300 кВт/т. Скорость движения металла в этом случае достигает  $\sim 2,5$  м/с в срединной части тигля и около 4 м/с – у его стенок [2–5].

**Рафинирование расплава.** Момент слива шлака принято считать началом периода рафинирования. Раскисление нового шлака производится бромальком



(смесь извести и оксидов алюминия) и кремне-содержащими раскислителями в виде порошков. По результатам опытно-промышленных плавов усвоение кремния составило 45- 50%, продолжительность периода – не менее 20 мин. Температура металла перед выпуском в пределах 1540-1580°С.

**Разливку металла** производят в кокиль или изложницы в зависимости от вида заказа. При разливке в ковш его рекомендуется подогреть, продолжительность прогрева не меньше 1 часа. Выдержка металла в ковше должна быть не менее 1-3 мин.

Разливку сплавов в изложницы рекомендовано проводить с защитой струи аргоном во избежание попадания в расплав газов из атмосферы.

**Выводы.** Совершенствование технологии выплавки стали 12Х18Н10Т в индукционной тигельной плавильной печи серии FS методом переплава промышленных отходов включает в себя тщательную подготовку шихты и порядок ее завалки в печь. Опытно-промышленные плавки показали, что при использовании шихты с крупными и средними размерами кусковых материалов длительность периода расплавления была меньше на 5-8%, чем при использовании значительного количества шихты мелкой фракции и стружки. Подбор шихты по фракционному составу, ее брикетирование и пакетирование, а также строгое соблюдение правил завалки, использование завалочной корзины вместо ручной завалки приводит к улучшению показателей работы установки, а именно, позволяет значительно снизить время завалки печи до 3 – 5 минут и, следовательно, продолжительность плавки, что приводит к росту производительности печи и снижает затраты энергии.

На опытно-промышленных плавках установлена зависимость размера «стрелы» мениска поверхности расплава от уровня загрузки шихты и мощности, вводимой в печь: верхний уровень шихты не должен выходить за уровень верхних витков индуктора – желательно на 100 мм ниже верхнего витка. Поскольку размер «стрелы» мениска влияет на угар металла и расход шлакообразующих, такая схема завалки тигля экономически целесообразна и приводит к сокращению угара металла и легирующих элементов на 4-6%.

Таким образом, усовершенствования технология выплавки стали 12Х18Н10Т позволяет снизить себестоимость ее производства за счет сокращения удельных затрат энергии на 5 – 7%; снижения угара металла и ферросплавов на 3 – 6% при должной организации труда.

Литература:

1. Лахтин Ю.М., Леонтьева В.П. Материаловедение. Изд. дом «Альянс», М., 2009. – 528 с.
2. <https://megalektsii.ru/s34071t8.html>.
3. Егоров А.В. Электроплавильные печи черной металлургии. М., Металлургия, 1985. – 280 с.
4. <http://poznayka.org/s77353t1.html>
5. Слухоцкий А.Е., Немков В.С., Павлов Н.А. Установки индукционного нагрева. Л., Энергоиздат, 1981. – 328 с.

## УДАЛЕНИЕ ФОСФОРА В ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫХ УСЛОВИЯХ

Попова А.А., Попов В.Г., Ратиев С.Н.  
Донецкий национальный технический университет

Дефосфорация высоколегированных расплавов классическими способами, которые проводятся в окислительных условиях, неоправданна по причине высоких потерь легкоокисляемых и дорогостоящих легирующих элементов. Проблема снижения содержания фосфора в готовом легированном металле решается в основном за счет разбавления материалами с низким содержанием фосфора. Постоянное накопление фосфора в легирующих отходах стимулирует исследования и разработку альтернативных методов удаления фосфора из легированного металла [1]. Одним из таких способов является дефосфорация в восстановительных условиях.

В связи с невозможностью удаления из нержавеющей стали фосфора в фосфатной форме представляет интерес возможность удаления его из высокохромистого расплава в фосfidной форме. Подобный процесс обеспечивал бы дефосфорацию без окисления хрома.

Для исследования возможности удаления фосфора из хромсодержащих расплавов железа авторами [2] проводилась серия опытных плавов в печи Таммана в атмосфере очищенного аргона. Определяли распределение фосфора между металлом и шлаком в присутствии алюминия, содержание которого в металле определяет степень раскисленности ванны. Результаты контроля опытных плавов показали, что наращивание содержания в металле алюминия до 10% не приводит к удалению фосфора в шлак. С дальнейшим увеличением содержания алюминия в металле происходит заметное удаление фосфора.

Потребность высокого содержания алюминия для получения довольно низкого окислительного потенциала делает данный способ неприемлемым для сталеплавильного производства. Поэтому были изучены другие возможности дефосфорации в восстановительных условиях.

В качестве раскислителя авторы [3] использовали кальций. Он является сильным фосфидообразующим элементом и практически не переходит в металл. Было использовано то, что кальций неограниченно растворим в своем фториде. Для дефосфорации применили шлак с содержанием 20% Са и 80% СаF<sub>2</sub>.

Эксперименты проводили в печи Таммана. В магнетитовом тигле металл обрабатывали шлаком, предварительно сплавленным с металлическим кальцием в количестве 19% от массы шлака.

Опыты показали, что при обработке железохромистого расплава указанным шлаком происходило удаление фосфора из металла. В результате обработки его содержание снижалось с 0,1% до 0,065–0,091%. Степень дефосфорации увеличилась с повышением температуры.

В результате лабораторных и промышленных экспериментов по изучению степени применения карбида кальция было определено, что более полно

происходит распад  $\text{CaC}_2$ , а, следовательно, выше и эффективность его применения при дефосфорации с понижением содержания углерода в металле.

Установлено, что максимальное количество карбида кальция при рафинировании металла не должно превышать 10%. Однако высокие потери кальция испарением удорожают процесс [3].

Возможно проводить дефосфорацию при очень низких парциальных давлениях кислорода, около  $10^{-19}$  атм. и ниже. В работе [4] авторы изучали дефосфорацию стали при обработке металлическим кальцием и карбидом кальция. Определено, что при добавлении 1% кальция степень дефосфорации составляет более 65%, при 2% – более 80%. Дефосфорация протекала более эффективно при низких температурах процесса. Влияние содержания углерода, который определяет температуру плавления стали, оказывает большое влияние на процесс дефосфорации. Процесс протекает более полно при пониженных температурах вследствие интенсивного испарения кальция.

Однако этот процесс вызывает ряд трудностей и необходимость соблюдения условий:

- определения способа ввода и применения различных добавок для снижения испарения кальция;
- ограничение времени обработки при интенсивном науглероживании;
- рефосфорация.

К тому же с экологической точки зрения в ходе процесса удаления фосфора образуется неустойчивое соединение  $\text{Ca}_3\text{P}_2$ , взаимодействующее с влагой образует ядовитый газ – фосфин ( $\text{PH}_3$ ) [5].

Для дефосфорации в восстановительных условиях могут быть использованы шлаки на основе  $\text{BaO}$ . Оксид бария оказывает мощное воздействие на коэффициент активности  $\text{P}_2\text{O}_5$  в шлаке. Наиболее эффективными являются флюсы на основе  $\text{BaO-BaF}_2$ , однако высокая стоимость флюса  $\text{BaO}$  не позволяет использовать более 10-20%  $\text{BaO}$  при производстве стали.

Исследователи в работе [7] показывают, что соединения бария систем  $\text{BaCO}_3\text{-BaCl}_2$ ,  $\text{BaCO}_3\text{-BaO-BaCl}_2$ ,  $\text{BaCO}_3\text{-BaCl}_2\text{-Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{BaO-BaF}_2\text{-Cr}_2\text{O}_3$  содействует дефосфорации в расплаве до 70%.

Таким образом, флюсы на основе  $\text{BaO}$  являются преимущественными с точки зрения дефосфорации высоколегированных сталей в отличие от флюсов на основе  $\text{CaO}$ , но высокая стоимость флюсов не позволяет применять их в массовом производстве [8].

В исследованиях [9] Гуанцян Ли изучал влияние добавок  $\text{K}_2\text{O}$  и  $\text{Na}_2\text{O}$  в шлаках системы  $\text{SiO}_2\text{-FeO-P}_2\text{O}_5$  и показал, что наибольшая дефосфорирующая способность шлака достигается при отношении  $(m(\text{CaO})+m(\text{Na}_2\text{O}))/m(\text{FeO})$  равном 1,3-1,5. С повышением температуры дефосфорирующая способность понижается. Коэффициент распределения фосфора составил 1,6-2,8. Но такой способ требует использования добавок  $\text{K}_2\text{O}$  и  $\text{Na}_2\text{O}$  в количестве 8-10%. Это сильно повышает стоимость сплава [8].

Также были изучены практические данные по дефосфорации стали одного

из металлургических заводов РФ. Выплавка проводилась в ДСП с последующим вакуумированием. В качестве раскислителя использовался алюминий. По химическому анализу плавок выявлено, что при использовании алюминия и пониженном давлении происходит удаление фосфора из стали.

Снижение не значительное, но так происходит довольно часто. Так при выплавке стали 12X18H10T в ДСП и последующей обработке на установке ВКО происходит снижение содержания фосфора с 0,024 % до 0,022 %.

Таблица 1 – Химический состав стали до и после ВКО

C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	Al	Ti	V	Ca
до ВКО											
0,41	0,06	0,91	0,024	0,003	17,81	10,35	0,21	0,01	0,03	0,05	0,0004
после ВКО											
0,02	0,29	0,75	0,022	0,003	17,84	10,40	0,21	0,07	0,01	0,01	0,0008

Видно, что в составе выплавленной марки присутствуют Al, Ti, V и небольшое количество Ca.

Обобщенные данные по дефосфорирующим способностям различных флюсов представлены на рисунке 1.

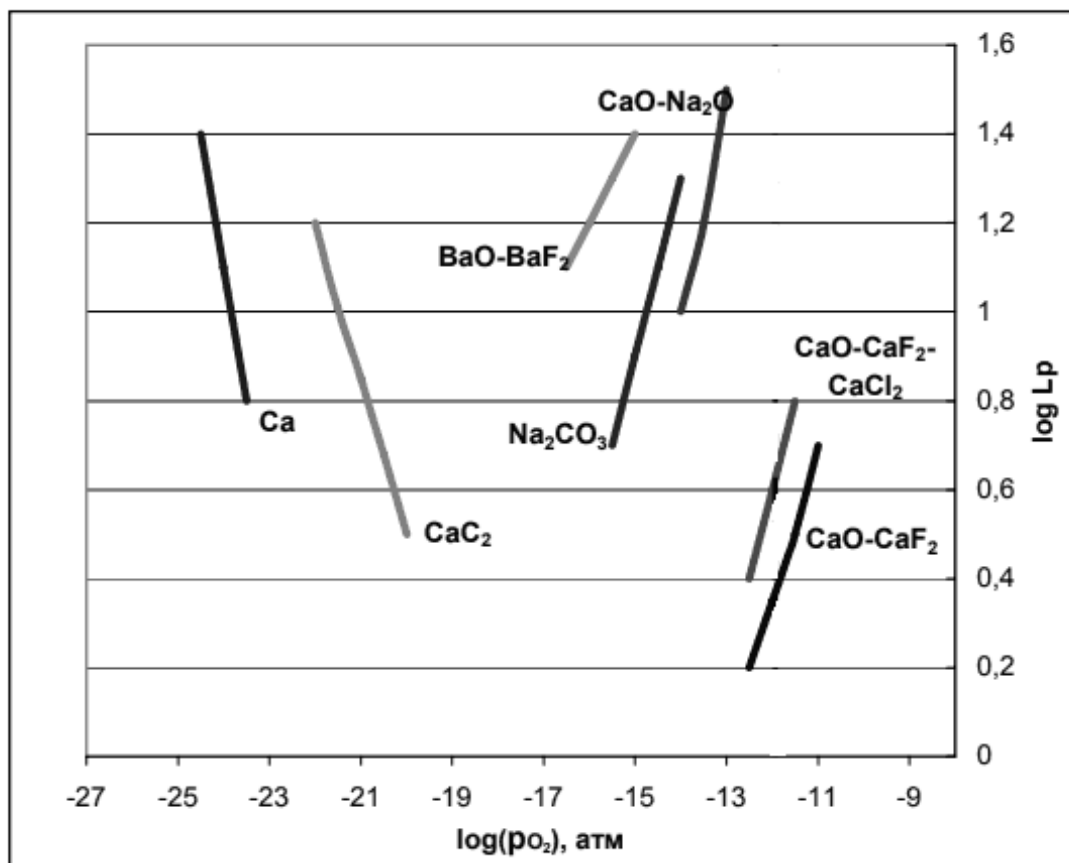


Рисунок 1 – Сравнение дефосфорирующих свойств флюсов

Исследования показывают, что флюсы на основе извести с различными добавками имеют малый коэффициент распределения фосфора. Они имеют довольно высокий окислительный потенциал системы, и, следовательно, повышают вероятность потерь легирующих. Флюсы на основе оксидов бария и

сода имеют высокие значения коэффициента распределения фосфора и более низкие значения окислительного потенциала. Однако они не исключают возможных потерь легирующих. Соединения бария достаточно дороги. Это приводит к значительному увеличению себестоимости стали. Флюсы с применением кальция и карбида кальция кроме высокого коэффициента распределения фосфора обеспечивают самые низкие значения окисленности расплава, что исключает окисление и потери легирующих элементов. Существенный недостаток таких флюсов – интенсивное испарение кальция при температурах металлургических процессов и, как следствие, довольно низкий коэффициент его использования.

#### Литература:

1. Зубков, Ю.Ю. Дефосфорация высоколегированных расплавов с целью вовлечения в производство отходов металла и шлака с повышенным содержанием фосфора: автореф. дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук (05.16.02) / Ю.Ю. Зубков. – Москва, 2008. – 28 с.
2. Петрухин, С.Н., Григорян В.А., Стомахин А.Я. и др. // Изв.вузов. Черная металлургия. – 1975. – №3. – С. 76-80
3. Петрухин, С.Н. Дефосфорация расплавов железа фторидным шлаком с добавкой кальция / С.Н. Петрухин, В.А. Григорян, А.Я. Стомахин и др. // Изв.вузов. Черная металлургия. – 1977. – №5. – С. 65-67
4. K. Kitamura, M. Funazaki, Y. Iwanami. Production of low phosphorous stainless steel by reducing dophosphorization process // ISIJ Int. 1984. vol. 24 p.631.
5. C. Leal and K. Torssell. Dephosphorization of chromium steels by injection of calcium carbide // 4th International conference injection proceedings. Luella, Sweden.
6. C. Nassaralla, R. J. Fruehan, and D. J Min. A Thermodynamic study of dephosphorization using BaO-BaF<sub>2</sub>, CaO-CaF<sub>2</sub>, BaO-CaO-CaF<sub>2</sub> systems // Metal. Transactions. 1991. vol. 33B
7. Дакуорт, У.Э. Электрошлаковый переплав / У.Э. Дакуорт, Дж. Хойл. – Москва: «Металлургия», 1973. – 192 с.
8. Акимов, Е.Н. Получение низкоуглеродистого феррохрома совмещенным алюмино-силикотермическим процессом: дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук (05.16.02) / Е.Н. Акимов. – Челябинск, 2014. – 106 с.
9. Gardis, L. E. K. Holappa Dephosphorization of stainless steel. A literature survey. Helsinki University of Technology of Process of Metallurgy. Otaniemi, 1987.

# ТЕХНОЛОГИЯ ПОДГОТОВКИ ШЛАМОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА С ПОСЛЕДУЮЩИМ ИХ ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ В АГЛОШИХТЕ

Володин А.А., Падалка Н.А.

Енакиевский металлургический техникум, г. Енакиево, ДНР

Кочура В.В.

Донецкий национальный технический университет, г. Донецк, ДНР

Использование вторичных ресурсов на предприятиях черной металлургии является актуальным направлением совершенствования технологических процессов. Это позволяет сократить потребление основных видов сырья, снизить себестоимость готовой продукции, уменьшить количество заскладированных отходов производства, улучшить экологическую обстановку. Большими возможностями по утилизации отходов металлургического производства обладает агломерационный передел, так как в процессе получения готовой продукции осуществляется окускование дисперсных материалов, какими являются продукты газоочисток металлургических агрегатов. При утилизации отходов в агломерационном переделе необходимо контролировать качество агломерата, производительность агломашин, накопление вредных примесей в агломерате.

На Енакиевском металлургическом заводе (ЕМЗ) в аглошихте традиционно используется достаточно большое количество отходов металлургического производства. Так, в 2020 г. расход вторичных ресурсов на производство агломерата составил: смесь шламов конвертерной и доменной газоочисток – 210,3 кг/т; колошниковая пыль – 63,9 кг/т; окалина – 36,5 кг/т; аспирационная пыль – 11,7 кг/т и др. (табл.1). Удельный расход вторичных ресурсов определялся их образованием, наличием и производительностью агломерационного цеха.

Важную роль при использовании отходов металлургического производства играет их подготовка на рудном дворе агломерационного цеха, расположенном между двумя эстакадами (№1 и №2) протяженностью 246 м каждая и расстоянием между ними 75 м. Вдоль эстакад передвигаются два экскаватора ЭКГ-5А и фронтальный погрузчик, которые осуществляют операции по формированию штабелей и усреднению сырья [1]. Железорудный концентрат, известь, отходы металлургического производства и частично отсев агломерата из доменного цеха совместно разгружаются по правому пути эстакады №2. Один из экскаваторов перегружает сырье из откоса эстакады №2 в промежуточный штабель, второй экскаватор перегружает сырье из промежуточного штабеля в отгрузочный штабель, фронтальный погрузчик загружает сырье в вагоны, которые располагаются вдоль эстакады №1. Емкость каждого из штабелей составляет порядка 6 тыс.т. В процессе перегрузки сырья из штабеля в штабель происходит его усреднение.

Таблица 1 - Показатели работы агломерационного цеха ЕМЗ в 2020 г.

Наименование показателя	Янв.	Февр.	Март	Апр.	Май	Июнь	Июль	Авг.	Сент.	Окт.	Нояб.	Декаб.
<b>Удельный расход, кг/т</b>												
<b>Рудная часть, в т.ч.</b>	<b>405,1</b>	<b>536,1</b>	<b>498,9</b>	<b>656,1</b>	<b>382,7</b>	<b>466,1</b>	<b>301,0</b>	<b>500,9</b>	<b>459,8</b>	<b>401,5</b>	<b>283,0</b>	<b>241,1</b>
-концентрат	405,1	299,6	146,7	0,0	382,7	466,1	271,5	500,9	459,8	401,5	283,0	241,1
-аглоруда	0,0	236,5	352,2	656,1	0,0	0,0	29,5	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
<b>Вторичные материалы, в т.ч.</b>	<b>324,8</b>	<b>246,5</b>	<b>382,3</b>	<b>0,0</b>	<b>534,8</b>	<b>518,9</b>	<b>732,0</b>	<b>441,6</b>	<b>461,0</b>	<b>592,6</b>	<b>756,8</b>	<b>634,2</b>
-отсев агломерата	149,0	117,9	106,3	0,0	210,3	89,9	3,4	0,3	0,1	0,0	2,4	0,0
-колошниковая пыль	69,8	41,4	91,4	0,0	44,5	23,6	61,8	67,8	90,2	74,0	70,6	35,7
-аспирационная пыль	6,0	8,5	9,7	0,0	13,6	1,8	0,0	9,2	17,0	17,7	8,2	11,5
-окалина	8,8	41,0	123,3	0,0	83,3	11,0	13,2	3,6	35,0	18,2	26,4	19,7
-шлам ДМЗ	50,0	6,9	51,6	0,0	179,1	60,1	277,0	45,0	167,5	241,3	309,7	251,4
-отсев окатышей	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
-присад доменный	41,2	30,8	0,0	0,0	0,0	0,0	20,4	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
<b>-шламосмесь, в т.ч.</b>	<b>0,0</b>	<b>0,0</b>	<b>0,0</b>	<b>0,0</b>	<b>0,0</b>	<b>332,5</b>	<b>356,2</b>	<b>334,6</b>	<b>151,2</b>	<b>237,3</b>	<b>317,8</b>	<b>315,8</b>
-отсев агломерата	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	142,1	154,9	157,3	63,6	135,4	151,1	117,3
-смесь шламов	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	167,9	186,6	173,8	84,7	100,1	153,5	155,4
-аспирационные пыли	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	9,2	13,2	3,4	0,0	0,0	0,0	0,0
-колошниковая пыль	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	13,4	1,4	0,0	0,0	0,0	0,0	28,9
-известь	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	2,9	1,7	7,3	14,0
-отсев окатышей	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	6,0	0,1
Шлак FeMn	0,0	3,5	0,0	298,8	45,2	0,0	18,0	0,0	0,0	0,0	0,0	3,9
<b>Известняк</b>	<b>470,9</b>	<b>395,7</b>	<b>346,2</b>	<b>80,1</b>	<b>169,8</b>	<b>208,7</b>	<b>263,3</b>	<b>324,4</b>	<b>333,0</b>	<b>214,5</b>	<b>182,1</b>	<b>175,1</b>
<b>Известь</b>	<b>56,8</b>	<b>51,7</b>	<b>27,8</b>	<b>0,0</b>	<b>39,9</b>	<b>40,7</b>	<b>39,0</b>	<b>34,5</b>	<b>56,6</b>	<b>50,9</b>	<b>42,9</b>	<b>52,8</b>
<b>Коксовая мелочь</b>	<b>73,7</b>	<b>78,4</b>	<b>71,1</b>	<b>60,1</b>	<b>52,8</b>	<b>45,8</b>	<b>43,6</b>	<b>48,7</b>	<b>51,9</b>	<b>49,8</b>	<b>49,3</b>	<b>53,2</b>
<b>Класс крупности 0-5 мм, %</b>	<b>16,35</b>	<b>14,29</b>	<b>14,77</b>	<b>21,47</b>	<b>17,65</b>	<b>15,89</b>	<b>15,86</b>	<b>15,86</b>	<b>15,76</b>	<b>15,66</b>	<b>14,82</b>	<b>12,98</b>
<b>ГОСТ 15137-77, в т.ч.</b>												
-класс крупности +5 мм, %	73,2	73,3	73,6	69,6	70,3	70,5	70,0	71,6	73,7	71,9	71,0	71,2
-класс крупности -0,5 мм, %	5,4	4,7	4,7	5,4	5,0	4,7	4,7	5,2	4,9	4,9	5,0	5,0
<b>Основность</b>	<b>4,37</b>	<b>3,42</b>	<b>2,56</b>	<b>0,77</b>	<b>2,23</b>	<b>2,24</b>	<b>2,67</b>	<b>2,76</b>	<b>2,73</b>	<b>2,41</b>	<b>2,64</b>	<b>2,54</b>
<b>Fe, %</b>	<b>37,63</b>	<b>41,36</b>	<b>40,96</b>	<b>28,03</b>	<b>47,74</b>	<b>49,16</b>	<b>44,18</b>	<b>46,27</b>	<b>44,93</b>	<b>47,65</b>	<b>45,36</b>	<b>46,00</b>



Усредненная железозвестковая смесь, погруженная в вагоны, доставляется к специально предназначенным для нее бункерам, где разгружается.

Наибольший удельный расход в аглошихте из отходов металлургического производства имеет шлам. При этом часть шлама (125,2 кг/т) поступала в агломерационный цех из Донецкого металлургического завода (ДМЗ). Это шлам доменной газоочистки хорошей сыпучести и транспортабельности, который на протяжении десятка лет находился в накопителе, где происходило его обезвоживание до влажности 15-20% (табл. 2). На рудном дворе данный шлам подается в штабель железорудного концентрата и извести, а далее используется по описанной выше технологии.

Таблица 2 - Химический состав отходов металлургического производства

Наименование материала	Массовая доля, %										
	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	FeO	P	C	S	Fe	W
Колошниковая пыль	7,18	1,95	46,65	10,02	1,46	9,00	0,024	19,33	0,592	39,65	9,37
Шлам ДМЗ	6,79	2,00	53,65	10,23	1,80	8,31	0,031	8,54	0,645	44,01	17,66
Смесь шламов из аварийных карт	7,26	1,96	52,53	11,85	1,83	13,44	0,030	6,40	0,360	47,21	24,77
Аспирационная пыль	5,58	1,79	70,33	5,67	1,08	10,01	0,046	1,97	0,588	57,01	1,00
Отсев агломерата	8,83	1,74	58,57	10,67	1,47	14,23	0,033	2,87	0,158	52,06	0,80
Отсев окатышей	8,11	1,03	86,83	0,42	0,42	0,42	0,024	0,35	0,045	63,31	1,04
Окалина	0,32	0,99	53,10	0,6	0,43	45,23	0,021	0,45	0,048	72,32	6,24

Удельный расход шлама ДМЗ составлял 85 кг/т. Это смесь шламов доменной и конвертерной газоочисток, которые совместно складировались и обезвоживаются в 6 картах общей емкостью 129,4 тыс. м<sup>3</sup>.

Очень важно, чтобы влажность совместно обезвоженных доменных и конвертерных шламов не превышала 20%. В этом случае смесь шламов обладает достаточной транспортабельностью и сыпучестью, хорошо усредняется с другими компонентами аглошихты. Из опыта эксплуатации карт установлено, что влажность менее 20% смесь доменных и конвертерных шламов имеет в случае обезвоживания не менее 2-х лет. Фактическое время обезвоживания смеси шламов в аварийных картах составляло от 0,5 до 1 года. Поэтому влажность такой частично обезвоженной смеси шламов составляла 24,77 %.

Высокая влажность смеси шламов негативно сказывается на подготовке шихтовых материалов и, как следствие, на показателях аглопроцесса.

В то же время в аглошихту подавалось значительное количество сухих материалов, таких, как отсев агломерата, аспирационная пыль, отсеvy окатышей и др. Разгрузка сухих материалов на эстакадах агломерационного цеха сопровождалась большим пылением. Потребовалась разработка дополнительных мероприятий при подготовке аглошихты для обеспечения достаточного влагонасыщения сухих материалов. Наличие на заводе

переувлажненной свыше оптимальной величины смеси шламов и сухих материалов, используемых в аглошихте, потребовало усовершенствовать технологию их предварительного совместного смешивания перед подачей на рудный двор агломерационного цеха.

На специально оборудованной площадке разгружалась частично обезвоженная смесь доменных и сталеплавильных шламов, которая доставлялась из аварийных карт автосамосвалами. Так же автосамосвалами на площадку разгружались сухие вторичные материалы: отсев агломерата; колошниковая пыль; аспирационная пыль; образующийся при производстве извести для конвертерного цеха отсев крупностью 0-10 мм; отсев окатышей. В различных пропорциях сухие материалы подавались на смесь шламов экскаватором. Также экскаватором осуществлялось смешивание шламов с сухими материалами. Соотношение шламов с сухими материалами должно было обеспечить после их усреднения образование однородной сыпучей транспортабельной смеси с минимальным пылеобразованием при перегрузках. На соотношение смеси шламов и сухих материалов так же оказывало влияние количество образующихся отходов металлургического производства.

В процессе проведения экспериментов были получены три вида шламосодержащих смесей, наиболее полно удовлетворяющих требованиям процесса агломерации: шестикомпонентная; пятикомпонентная и четырехкомпонентная (табл. 3).

Таблица 3 - Состав шламосодержащих смесей

Наименование материала	Содержание материала, %		
	Вид шламосодержащей смеси		
	Шестикомпонентная	Пятикомпонентная	Четырехкомпонентная
Смесь доменных и конвертерных шламов	35% ( $\pm 5,0$ )	20% ( $\pm 5,0$ )	20% ( $\pm 5,0$ )
Отсев агломерата	30% ( $\pm 5,0$ )	53% ( $\pm 5,0$ )	57% ( $\pm 5,0$ )
Колошниковая пыль	15% ( $\pm 5,0$ )	17% ( $\pm 5,0$ )	17% ( $\pm 5,0$ )
Аспирационная пыль	5% ( $\pm 5,0$ )	6% ( $\pm 5,0$ )	6% ( $\pm 5,0$ )
Отсев извести (0–10 мм)	5% ( $\pm 2,0$ )	4% ( $\pm 2,0$ )	-
Отсев окатышей	10% ( $\pm 5,0$ )	-	-

Содержание влаги в шламосодержащих смесях было в пределах 9-15%. Они имели однородный гранулометрический состав, содержание класса крупности 0-10 мм не превышало в них 10%. Отсутствовало пылевыделение в процессе погрузки шламосодержащих смесей в вагоны и выгрузки на рудном дворе аглофабрики. Шламосодержащие смеси имели хорошую транспортабельность по трактам агломерационного цеха. Стабильная подача шламосодержащих смесей в аглошихту была организована с июня по декабрь 2020 г. (экспериментальный период), когда их расход составил 296,1 кг/т агломерата (табл. 1, рис. 1). С января по май 2020 г. (базовый период) шламосодержащие смеси в аглошихту не подавались. Использование в аглошихте шламосмесей позволило увеличить суммарный расход вторичных материалов в экспериментальный период в сравнении с базовым периодом с 352,3 кг/т до 575,2 кг/т. Расход в аглошихту в экспериментальный период повышенного количества вторичных материалов позволил сократить, в

сравнении с базовым периодом, расход основных железорудных материалов (концентрат+аглоруда) с 465,5 до 392,2 кг/т.

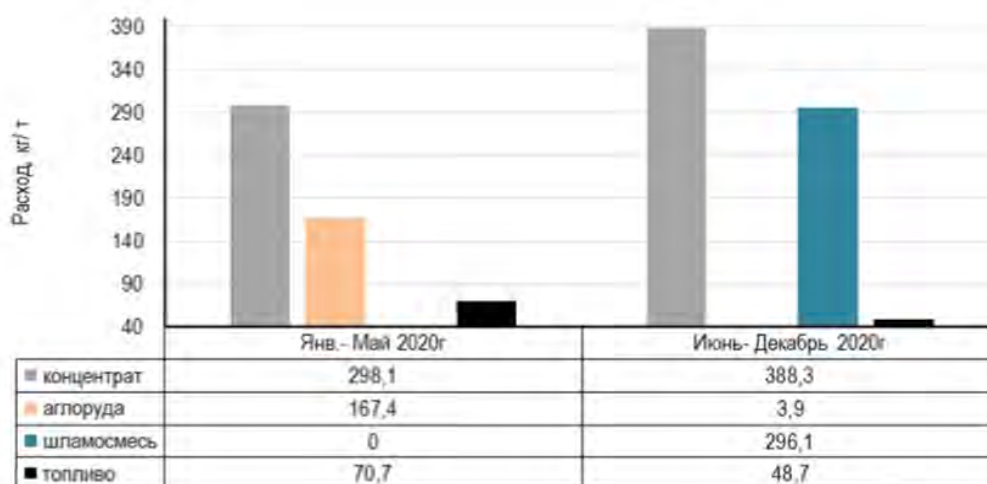


Рисунок 1 - Расходы шламосодержащей смеси, железорудного концентрата и аглоруды

Отходы металлургического производства вносят в аглошихту дополнительный углерод, что снижает в ней расход твердого топлива: расход коксовой мелочи снизился с 70,7 кг/т в базовом периоде до 48,7 кг/т в экспериментальном (табл. 3).

Расход известняка в аглошихту определялся основностью агломерата, которая выдерживалась по заданию доменного цеха. Так, в базовом периоде основность агломерата составила 3,16, а в экспериментальном периоде 2,55. Это явилось основной причиной более высокого расхода известняка в базовом периоде в сравнении с экспериментальным, который составил 361,9 и 245,4 кг/т, соответственно.

Использование шламосодержащей смеси в экспериментальном периоде в количестве 296,1 кг/т не привело к ухудшению качества агломерата: содержание мелочи 0-5 мм в экспериментальном периоде снизилось на 0,26 % с 15,59 % до 15,33 % (табл. 1, рис. 2).

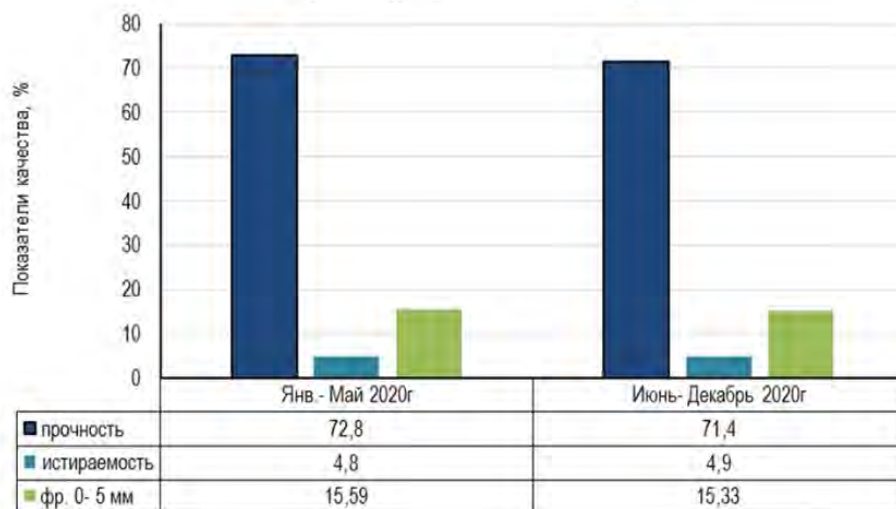


Рисунок 2 - Содержание мелочи 0-5 мм в агломерате и результаты испытаний в барабане по ГОСТ 15137-77

При испытании в барабане по ГОСТ 15137–77 показатель прочности (выход класса крупности +5 мм) несколько снизился с 72,8 до 71,4 %, при этом незначительно ухудшился показатель истираемости (выход класса крупности - 0,5 мм) с 4,8 до 4,9 %.

Следует отметить, что суммарная основность агломерата, произведенного в базовый и экспериментальный периоды, была разной и составляла 3,16 и 2,55, соответственно. Согласно ранее проведенных исследований [3], изменение основности агломерата гораздо существенней повлияло на его прочностные характеристики, чем использование шламосодержащей смеси в количестве 296,1 кг/т.

#### Выводы:

1. На Енакиевском металлургическом заводе разработана технология подготовки и утилизации отходов металлургического производства, заключающаяся в частичном совместном обезвоживании до влажности 20-40 % шламов доменной и конвертерной газоочисток, их смешивании с сухими вторичными материалами (колошниковой и аспирационной пылью, отсевом агломерата и др.), подачу шламосодержащей смеси на рудном дворе в штабель железорудного концентрата, их смешивание, окомкование с другими компонентами шихты и спекание аглошихты.

2. Использование шламосодержащей смеси в алошихте в количестве 296,1 кг/т позволило увеличить общий расход отходов металлургического производства с 352,3 до 575,2 кг/т и заменить дорогостоящие железорудные составляющие аглошихты.

3. Использование шламосодержащей смеси в алошихте в количестве 296,1 кг/т не привело к увеличению содержания мелочи 0-5 мм в агломерате и существенному ухудшению его прочностных характеристик.

#### Литература:

1. Ивасенко, В.В. Реконструкция рудного двора агломерационного цеха филиала №2 «Енакиевский металлургический завод» ЗАО «Внешторгсервис» / В.В. Ивасенко, В.К. Кобзев, А.М. Новохатский, В.П. Падалка // Сборник научных трудов ДонГТУ. – Выпуск 7(50). – 2017. – С. 61-66.

2. Дембицкий, Ю.В. Технология использования в аглошихте частично подготовленных шламов металлургического производства / Ю.В. Дембицкий, Н.Т. Демура, В.П. Падалка // Металл и литье Украины. – 1997. – № 6-7. – С. 9-13.

3. Бобылев, Г.С. Опытнo-промышленный эксперимент по производству высокоосновного агломерата в агломерационном цехе Енакиевского металлургического завода / Г.С. Бобылев, А.Г. Коваленко, В.П. Падалка, В.В. Кочура, А.В. Зубенко, Н.Н. Коробкин, А.М. Кузнецов, А.С. Хайбулаев // Металлург – 2020. – №8. – С. 14-20.

## ИССЛЕДОВАНИЕ МАСООБМЕННЫХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ОБРАБОТКЕ МЕТАЛЛА ИНЕРТНЫМ ГАЗОМ В СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОМ КОВШЕ

Романчук Я.А., Романчук А.Н., Куберский С.В.  
Донбасский государственный технический институт

Динамика перемешивания металла со шлаком в процессе его продувки аргоном представляется крайне важным технологическим этапом, определяющим выбор критериев оптимизации параметров продувки для различных стадий внепечной обработки. Достаточно очевидно, что интенсивность перемешивания зависит от расхода вдуваемого аргона, а также от количества продувочных узлов. Вместе с тем, повышение расхода вдуваемого газа приводит к раскрытию зеркала металла, интенсификации его перемешивания со шлаком и, как следствие, к увеличению интенсивности процессов вторичного окисления. Поэтому актуальным направлением исследований является изучение новых режимов продувки стали инертным газом во время ее внепечной обработки.

Процесс моделирования осуществлялся на холодной физической модели сталеразливочного ковша, выполненной по геометрическому подобию в масштабе 1:8 к промышленному объекту емкостью 300 т. Положение продувочных узлов в днище физической модели по радиусу и удалённости от вертикальной оси ковша выбрано в соответствии с их расположением на промышленном объекте. В качестве жидкостей, моделирующих сталь и шлак, применяли, соответственно, воду и машинное масло, имеющие различную вязкость. Продувка в модели осуществлялась сжатым воздухом. Для пульсирующей подачи модельного газа применялось специальное устройство (пульсатор) позволяющее осуществлять подачу воздуха с различной частотой. Регулировка режимов продувки осуществлялась с помощью персонального компьютера. Для замера расхода воздуха применялся газовый счётчик. Степени оголения зеркала воды фиксировалась с помощью видеокамеры.

Для моделирования процесса импульсной продувки в днище ковша в месте расположения продувочных узлов установлены два автомобильных электромагнитных клапана фирмы АТКЕР. Клапан оснащен катушкой 12 В, которая отвечает за его открытие и закрытие при подаче питания. Управление электромагнитными клапанами осуществляется через звуковую карту Lexicon Alpha компьютера. При помощи программы Cubase создается аудиозапись (проект) с определенной частотой подачи стереосигнала на блок управления электромагнитными клапанами. Стереосигнал разделяется на 2 канала (левый и правый) и соответственно на первый и второй клапан. При подаче звукового сигнала на левый канал через блок управления – открывается первый клапан. Время, с которым клапан остаётся открытым зависит от длительности сигнала, идущего на канал. Это позволяет легко изменять длительность и период импульсов продувки.

В ходе исследований использована методика планированного эксперимента с двумя звездными точками, основной задачей которой является разработка оптимальной схемы исследования, обеспечивающей получение необходимой информации при минимальных временных и материальных затратах. Серия экспериментов с пульсирующей подачей модельного газа (воздуха) была проведена в соответствии с матрицей планированного эксперимента. Первым фактором являлся расход воздуха на холодной физической модели, вторым частота срабатывания электромагнитного клапана. Для проведения исследований со стационарной подачей модельного газа (воздуха) расход устанавливался пошагово с шагом 2 л/мин. в диапазоне от 2 л/мин до 28 л/мин.

Система пульсирующей подачи воздуха на модели может обеспечить максимальную частоту подачи воздуха до 360 пульсаций в минуту, а минимальную 1 пульсация в минуту. При использовании матрицы планирования эксперимента расчёт показал, что максимальные и минимальные значения частоты пульсации в итоге составляют 22 и 348, соответственно. Расчётный расход продувочного газа может варьироваться от 2 до 28 л/мин. на модели, что соответствует расходу аргона в пределах от 100 до 1400 л/мин. на объекте. Таким же образом расчёт с помощью матрицы показал, что максимальное значение расхода воздуха для пульсирующей продувки составляет 27,73 л/мин., а минимальное 2,27 л/мин.

Путём обработки полученных в ходе исследования изображений в фоторедакторе Photoshop были получены данные, которые позволили определить максимальную и минимальную степень раскрытия зеркала воды при пульсирующем режиме продувки в процентах. В таблице 1 представлены результаты исследований раскрытия зеркала воды при пульсирующей и стационарной подаче воздуха.

Путём статистической обработки полученных в ходе исследований данных в программе Statistica были выведены квадратичные зависимости степени раскрытия зеркала воды в момент паузы подачи воздуха (рисунок 1) и в момент подачи воздуха при пульсирующей продувке.

В ходе исследования влияния пульсирующей продувки на гидродинамические процессы, возникающие в объёме физической модели, обнаружены следующие закономерности.:

1. При определённых режимах пульсирующей подачи газа в результате раскрытия вдуваемого потока в средней и нижней части объема жидкости образуются потоки, способствующие выносу неметаллических включений к поверхности, раздела вода – масло.

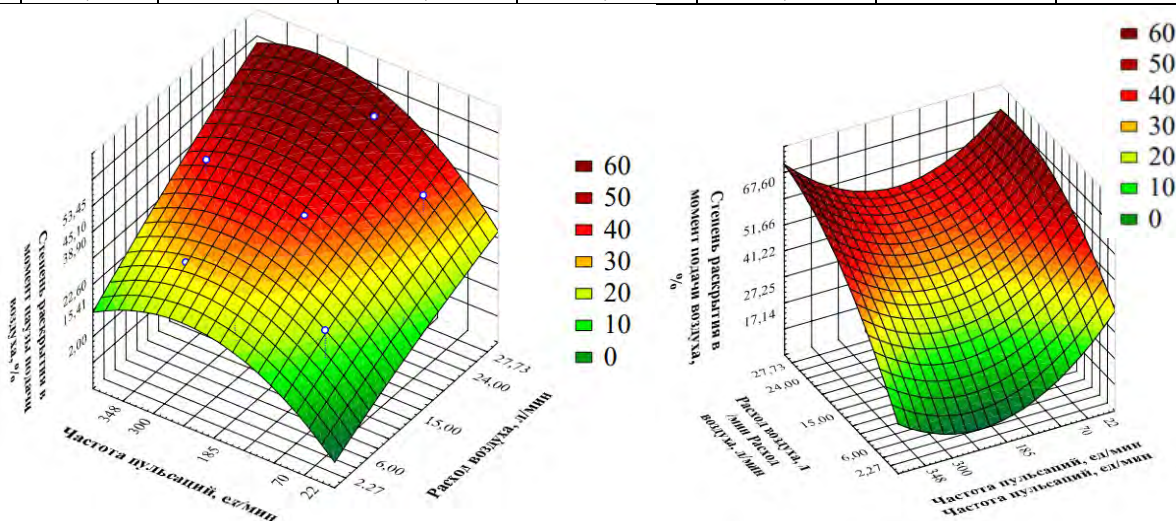
2. При одинаковых расходах воздуха, при пульсирующей продувке гидродинамические процессы проходят более интенсивно о чём свидетельствует поведение масляных включений в жидкой ванне модели.

3. Выявлено, что при пульсирующем режиме продувки с расходом воздуха 15 л/мин и частотой пульсации 22 ед/мин в момент паузы подачи воздуха зеркало воды вновь покрывается маслом, что будет способствовать

уменьшению времени контакта расплава с атмосферой в реальных производственных условиях.

Таблица 1 – Результаты исследований раскрытия зеркала воды при пульсирующей и стационарной подаче воздуха

Режим продувки	Расход воздуха, л/мин	Частота пульсаций, ед/мин	Степень раскрытия в момент подачи воздуха, %	Степень раскрытия в момент паузы подачи воздуха, %	Средняя степень раскрытия зеркала воды, %	Вовлечение масляных включений вглубь модели	Разбрызгивание жидкости
Стационарный	2,27	–	≤10	–	≤10		
	6	–	15,72	–	15,72		
	15	–	40,81	–	40,81	•	•
	24	–	64,30	–	64,30	•	•
	27,73	–	71,5	–	71,5	•	•
Пульсирующий	2,27	185	17,14	15,41	16,27		
	6	70	32,20	22,60	27,4		
	6	300	27,25	27,03	27,14	•	
	15	22	67,60	2,00	34,8	•	
	15	348	46,12	45,10	45,6		•
	15	185	41,22	38,90	40		•
	24	70	51,66	40,90	46,28	•	•
	24	300	54,40	50,53	52,46	•	•
	27,73	185	56,10	53,45	54,77	•	•



Степень раскрытия в момент паузы подачи воздуха, % =  $10,2853 + 1,3496 * x + 0,2335 * y - 0,0085 * x * x + 0,0013 * x * y - 0,0005 * y * y$

x – расход воздуха, y – частота пульсаций

Степень раскрытия в момент подачи воздуха, % =  $38,4107 + 2,4099 * x - 0,2444 * y - 0,0447 * x * x + 0,0019 * x * y + 0,0005 * y * y$

x – расход воздуха, y – частота пульсаций

Рисунок 1 – Зависимость степени раскрытия зеркала воды в момент паузы и подачи воздуха



4. Отмечено, что увеличение частоты пульсаций при подаче газа (свыше 180 ед/мин), способствует снижению разницы между степенью раскрытия зеркала воды во время подачи и её паузой.

5. В ходе исследований на холодной физической модели сталеразливочного ковша получены зависимости степени раскрытия зеркала воды в момент подачи воздуха и в период паузы при пульсирующем режиме продувки.

6. При режиме продувки с расходом воздуха 6 л/мин. и частотой пульсации 300 ед/мин наблюдается раскрытие зеркала воды близкое к раскрытию, имеющему место при стационарной продувке с интенсивностью 9 л/мин. через 2 пробки.

7. Отмечено, что при пульсирующей продувке с меньшим расходом воздуха динамика поведения жидкостей в модели схожа с гидродинамикой характерной стационарной продувке с расходом 9 л/мин.

#### Литература:

1. Смирнов, А.Н. Внепечное рафинирование чугуна и стали: Учебное пособие. / А.Н. Смирнов, А.М. Зборщик. - Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2012. - 186 с.

2. Куберский, С. В. Усовершенствование методики моделирования продувки металла инертными газами в агрегате ковш-печь / С.В. Куберский, А.Н. Романчук, Я.А. Романчук // IV Международная научно-техническая конференция «Пути совершенствования технологических процессов и оборудования промышленного производства» Сборник научных трудов. 2019. - С. 127-130.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ СПЕЦИАЛЬНЫХ СТАЛЕЙ НА ПРОЦЕССЫ ЗАТВЕРДЕВАНИЯ В ИЗЛОЖНИЦЕ МЕТОДОМ ИМИТАЦИОННО - МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

Симонов А.Ю., Жук В.Л., Симоненко В.И.  
Донецкий национальный технический университет

В статье рассматривается процесс моделирования кристаллизации слитка из специальных марок сталей (жаропрочная, инструментальная и конструкционная легированная). В качестве жаропрочной стали выбрана сталь марки 08X18H10, конструкционной легированной – 40ХФА, инструментальной – У8. Химический состав выбранных марок сталей приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав стали, %

Марка стали	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Ti	Cu	V
08X18H10 $t_L = 1450^\circ\text{C}$	до 0,08	до 0,8	до 0,2	9- 11	до 0,02	до 0,035	17- 19	до 0,5	до 0,3	-
40ХФА $t_L = 1487^\circ\text{C}$	0,37- 0,44	0,17- 0,37	0,5- 0,8	до 0,3	до 0,025	до 0,025	0,8- 1,1	-	до 0,3	0,1- 0,18
У8 $t_L = 1458^\circ\text{C}$	0,76- 0,83	0,17- 0,33	0,17- 0,33	до 0,25	до 0,028	до 0,03	до 0,2	-	до 0,25	-

Целью работы является исследование влияния температурных параметров и химического состава стали на величину усадочной раковины в слитке.

Из стали 08X18H10 изготавливаются: детали печной арматуры, патрубки, реторты, сосуды химического машиностроения и др. Сталь 40ХФА используется для изготовления деталей, таких как: шплицевые валы, траверсы, установочные винты и др. [1]. Сталь У8 предназначена для изготовления фрез, зенковок, топоров, стамесок и др.

Исследование процесса затвердевания слитка было произведено при помощи программного обеспечения NovaFlow & Solid CV [2]. С помощью этой программы можно задать необходимые конструктивными параметрами, а после чего наблюдать моделирование кристаллизации слитка. В процессе моделирования выполняется расчет следующих параметров: время полного затвердевания слитка, объем усадки, доля жидкой и твердой фазы, температура в объеме слитка в процессе затвердевания и др. Процесс можно наблюдать визуально и фиксировать все его нюансы. После окончания процесса затвердевания существует возможность просмотреть места скопления дефектов на модели в процессе кристаллизации.

В соответствии с программой моделирования осуществляется загрузка сеточной 3D - модели слитка, а сам слиток был разработан с помощью

программного обеспечения КОМПАС - 3D [3]. На рисунке 1 показан слиток квадратного сечения массой 2.5 т.

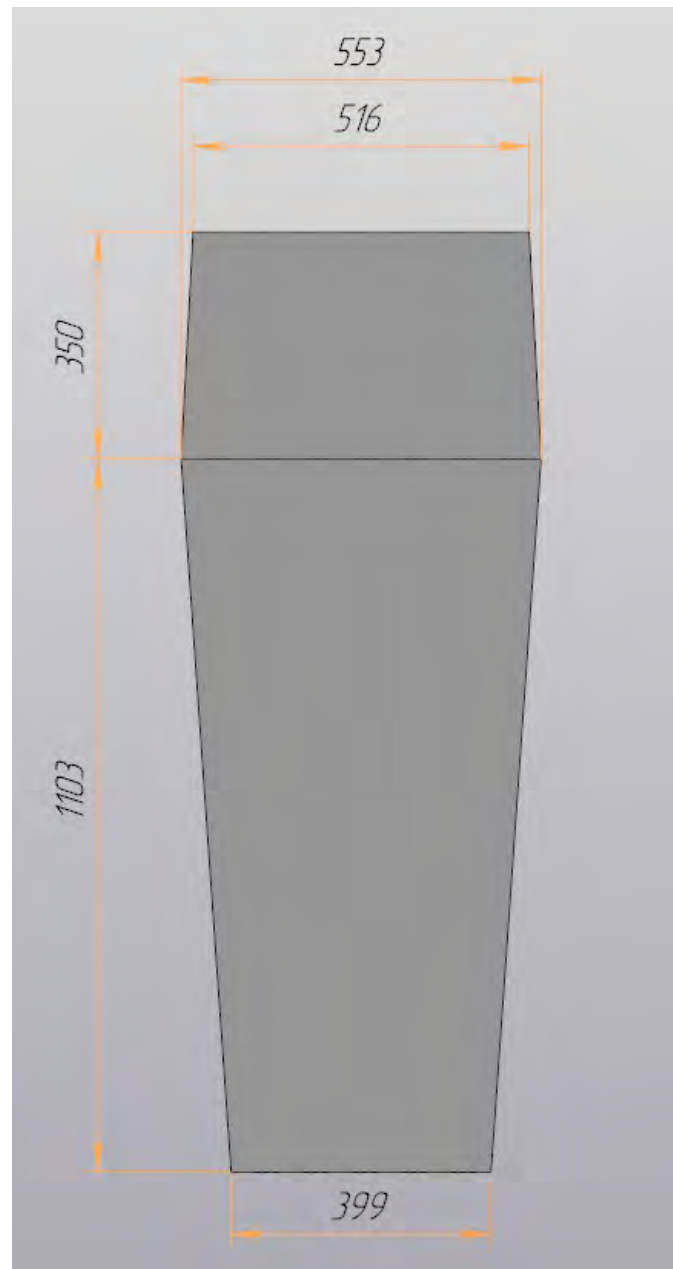


Рисунок 1 – Моделируемый слиток

При моделировании затвердевания в качестве материала изложницы был выбран серый чугун марки СЧ30.

В процессе затвердевания металла происходит постепенный переход из жидкого состояния в твердое, начиная с образования корочек слитка до полного его затвердевания. Для исследования были выбраны три значения твердой фазы, составляющие 40, 70 и 100%. В этих точках фиксировалась температура по оси слитка и объемная усадка на уровне 1000 мм. высоты слитка, а также время полного затвердевания каждой из изучаемых марок стали. Визуально этот процесс показан на рисунках 2 - 3.

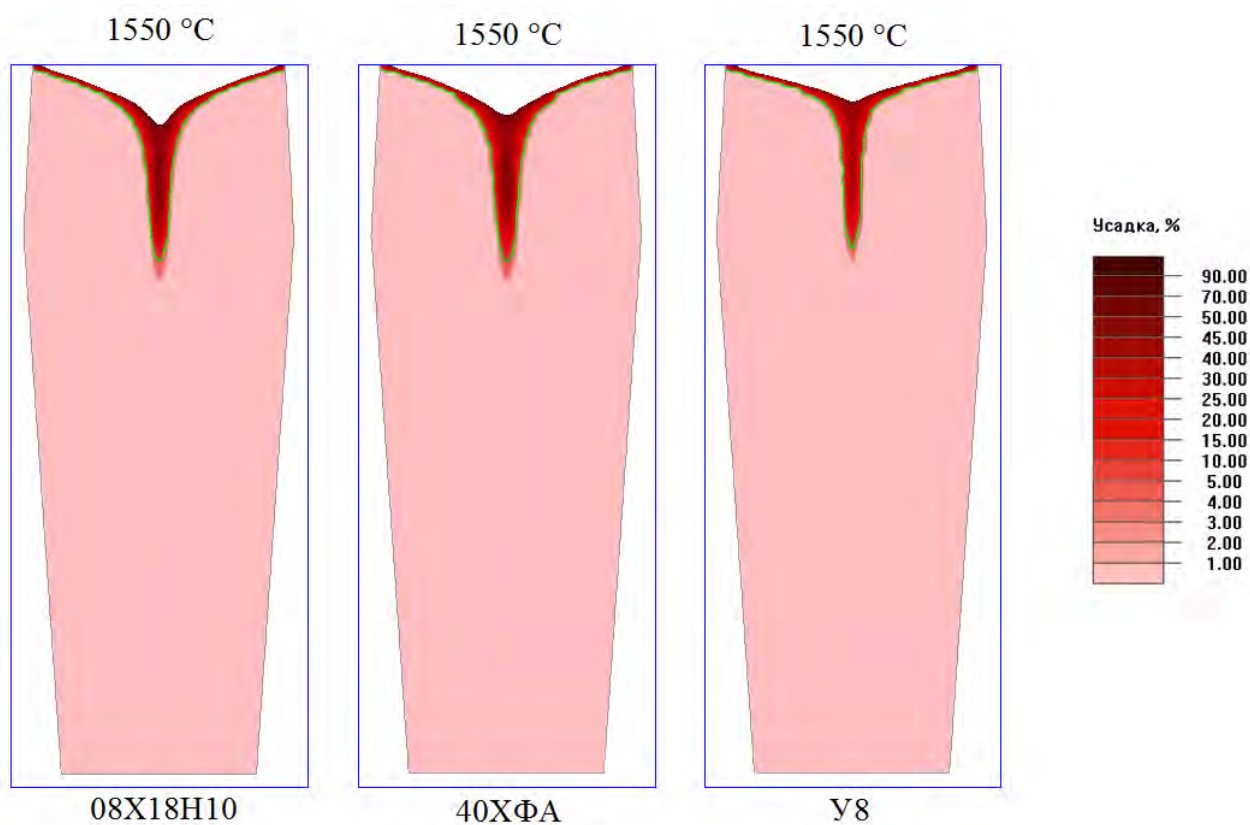


Рисунок 2 – Вид усадочной раковины в слитке

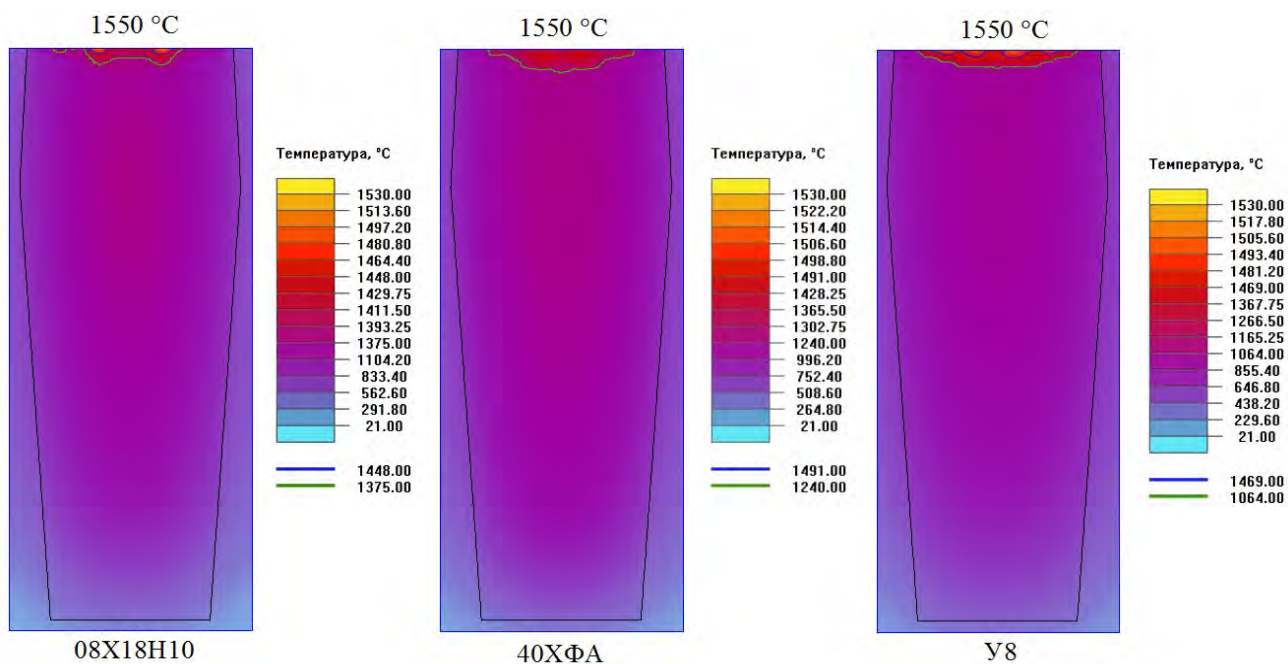


Рисунок 3 – Температурное поле слитка

Полученные данные при моделировании приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты исследования

Марка стали	Температура начальная, °С	Твёрдая фаза, %	Температура по оси слитка, °С	Объёмная усадка, %	Время полного затвердевания, мин
08X18H10	1530	40	1530	1,06	96
		70	1504	1,67	
		100	1303	2,13	
08X18H10	1550	40	1550	1,14	98
		70	1515	1,77	
		100	1303	2,23	
08X18H10	1570	40	1570	1,19	100
		70	1529	1,87	
		100	1302	2,34	
40ХФА	1530	40	1530	0,91	79
		70	1525	1,45	
		100	1238	1,90	
40ХФА	1550	40	1550	0,99	81
		70	1541	1,55	
		100	1182	2,01	
40ХФА	1570	40	1570	1,02	83
		70	1556	1,66	
		100	1227	2,11	
У8	1530	40	1530	0,84	77
		70	1510	1,31	
		100	988	1,55	
У8	1550	40	1550	0,98	79
		70	1522	1,48	
		100	903	1,74	
У8	1570	40	1570	1,11	81
		70	1535	1,64	
		100	925	1,92	

Исходя из полученных данных, было установлено, что с повышением содержания углерода в стали от 0,08, - 0,8% (соответственно марки стали 08X18H10, 40ХФА, У8) объем усадочной раковины уменьшается во всех исследованных вариантах. На рисунке 4 приведена графическая зависимость объемной усадки от содержания углерода в стали.

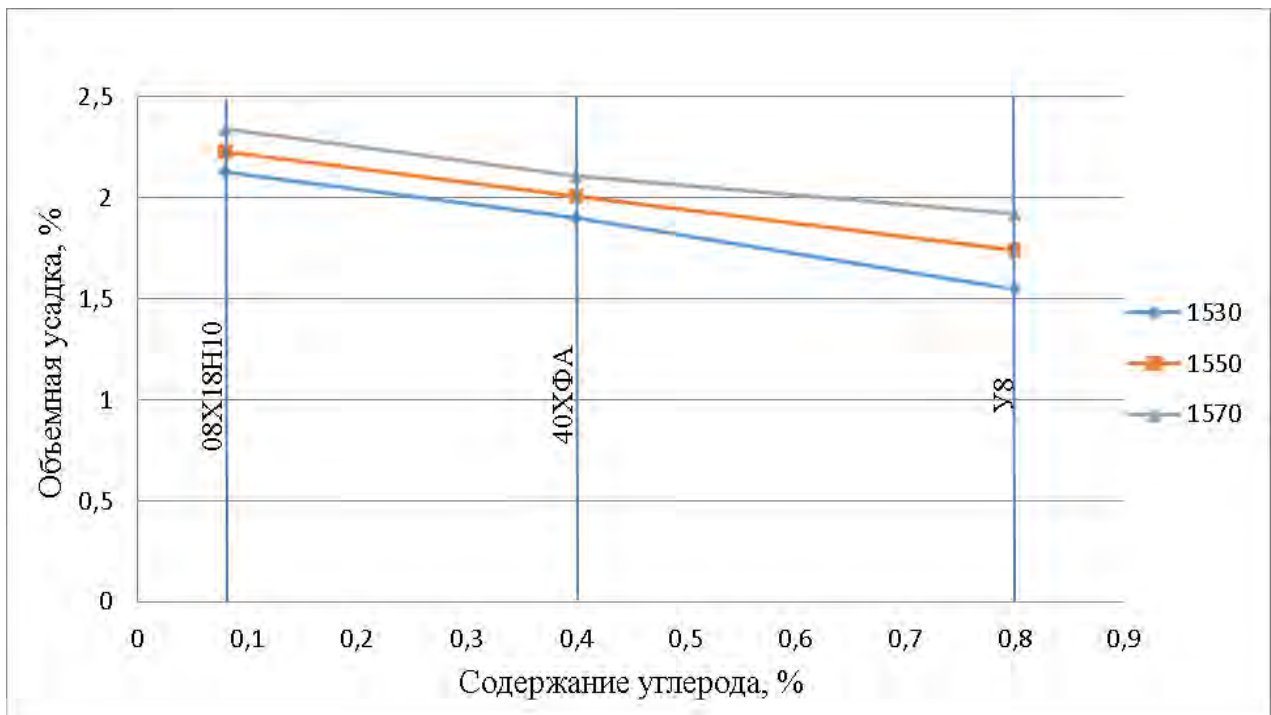


Рисунок 4 – Зависимость объемной усадки от содержания углерода в стали

Таким образом, доля твердой фазы 100% объем усадочной раковины при температуре 1530 °С составит 2,13; 1,90; 1,55%. С повышением начальной температуры до 1550 и 1570 °С этот показатель составит соответственно: (2,23; 2,01; 1,74%), (2,34; 2,11; 1,92%). Время полного затвердевания слитка с изменением начальной температуры возрастает и составит: (96; 98; 100 мин), (79; 81; 83 мин), (77; 79; 81 мин) соответственно для тех же марок стали.

#### Литература:

1. Центральный металлический портал РФ [Электронный ресурс] // URL: <http://www.metallischekiy-portal.ru>
2. Моделирование литейных процессов [Электронный ресурс] // ООО «НПО «ПроМодель». Воронеж. URL: <http://www.lvmflow.ru>
3. Система трехмерного моделирования [Электронный ресурс] // URL: <http://kompas.ru>

# ВЛИЯНИЕ СКОРОСТИ УДЕЛЬНОГО ПОДВОДА ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ В ДСП СИСТЕМЫ «DANARK» НА ДЛИТЕЛЬНОСТЬ ПЕРИОДА «ПЛАВЛЕНИЯ 1» ПРИ ПРИМЕНЕНИИ РАЗЛИЧНЫХ ШЛАКООБРАЗУЮЩИХ МАТЕРИАЛОВ

Абакумов И.А., Первухин Д.В., Бабанин А.Я.  
Донецкий национальный технический университет

Основным направлением повышения эффективности ДСП является создание мощного энергетического комплекса, обеспечивающего высокие тепловые режимы нагрева и плавления металлошихты. Наиболее характерное расположения энергетического комплекса современной мощной ДСП печи системы ULTIMATT конструкции ФАИ Фукс представлено на рис.1. [1].

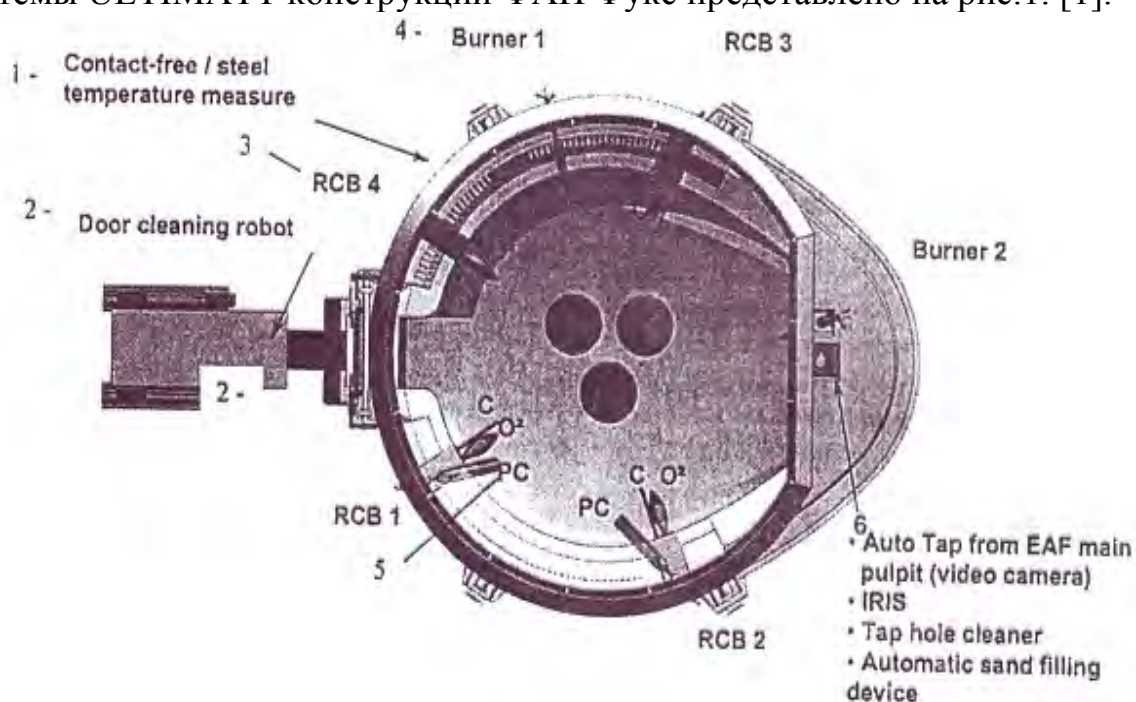


Рисунок 1 - Вид сверху на ванну печи: 1 – устройство для бесконтактного измерения температуры металла; 2 - робот для очистки рабочего окна; 3 – комбинированная фурма-горелка; 4 – газокислородная горелка; 5 – фурма для вдувания порошкообразного углерода; 6 – видеочкамаера для наблюдения с пульта управления за выпуском металла из печи; система IRIS для инфрокрасного контроля и отсечки шлака при выпуске металла из печи, а также имеется робот для очистки выпускного отверстия; устройство для автоматизированной подачи огнеупорного порошка в выпускное отверстие после выпуска плавки из печи

Аналогичные энергетические комплексы применяют в современных дуговых сталеплавильных печах нового поколения, отвечающие высоким критериям энергосберегающего, экологического и автоматизированного металлургического производства при переплавке черных, цветных металлов и рудных концентратов, проведении рафинировочных процессов, в том числе при



внепечной обработке металлургических расплавов в агрегатах «печь-ковш» [2-4].

Данные исследования были проведены в современной дуговой сталеплавильной печи емкостью 120 тонн системы «Danark» (ДСП 120) ГП «Юзовский металлургический завод», которая имеет мощный комплекс энергетического оборудования для ведения скоростного теплового режима плавки, включающий:

- трансформатор мощностью 50 МВА с 3-мя электродами диаметром 600 мм;

- 4-е газокислородные стеновые горелки с расходом газа и кислорода, соответственно 500 и 1000 м<sup>3</sup>/час на каждую горелку и продувка инертным газом;

- 2-а боковых кислородных копы с системой подачи углерода, с расходом кислорода и углерода на одно копы, соответственно 2800 м<sup>3</sup>/час и 40 кг/мин;

- одно VLB-копы с инъекцией углерода (максимальный расход кислорода в режиме копы – 2200 Нм<sup>3</sup>/час, максимальный расход природного газа – 300 Нм<sup>3</sup>/час, эффективная длина факела в режиме копы (по чертежу) – 2000 мм),

- 3-и продувочные донные пробки, с расходом азота на одну пробку до 45 л/мин.

Целью применения мощного энергетического комплекса в дуговой сталеплавильной печи является значительное сокращение длительности плавки. Для этого применяются газокислородные стеновые горелки, боковые кислородные копы с системой подачи углерода, VLB-копы с инъекцией углерода. ДСП работает в автоматическом режиме по разработанному алгоритму. Особенностью плавления шихты является начало работы печи последующей плавки на «болоте» т.е. на остатке жидкого металла и шлака, оставленного в печи с предыдущей плавки. А также поэтапная подача металлошихты в процессе плавки, включающая одну завалку и 2-3 подвалки. Наибольшая масса металлошихты подается в завалку.

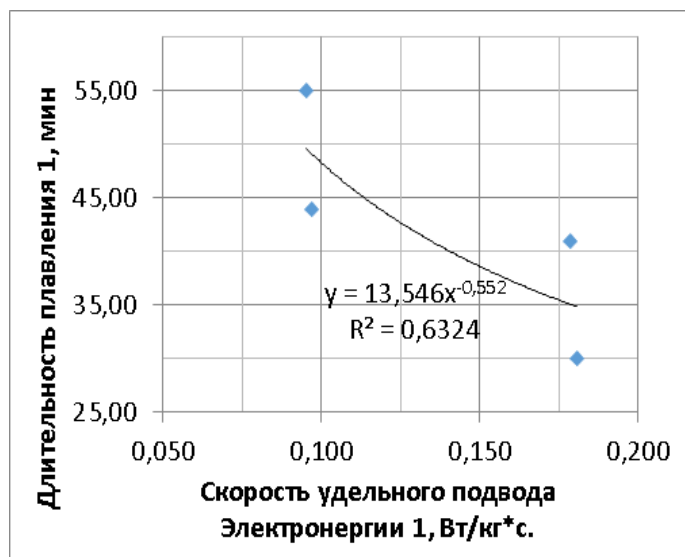
В производственных условиях принято расход электроэнергии определять в кВт или кВт/час. Такой параметр не учитывает технологические особенности процесса. В частности, различную массу завалки, передачу тепла от дуги к металлу (работа дуги под вспененным шлаком или невспененным шлаком) и т.д.

Поэтому, для более точной оценки влияния подводимой электроэнергии на длительность периода «Плавления 1» был введен параметр «Скорость удельного подвода электроэнергии».

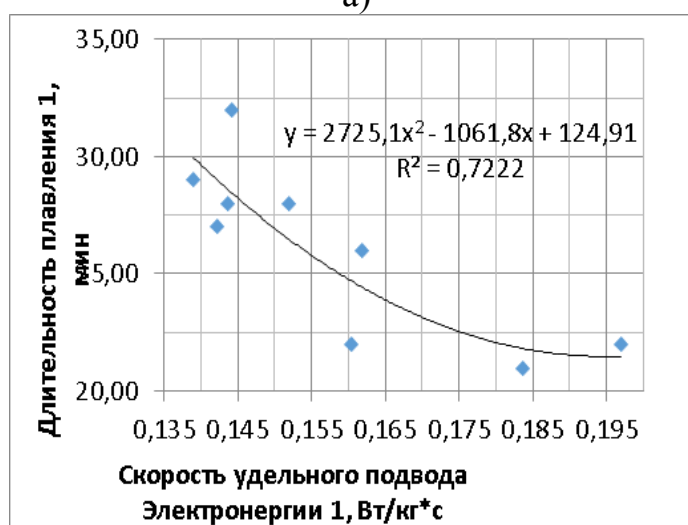
Графические зависимости влияния скорости удельного подвода электроэнергии на длительность периода «Плавление 1» при применении различных шлакообразующих материалов (доломит, шлакообразующая и доломитизированная известь) представлены на рис. 2.

Полученные графические зависимости свидетельствуют, что наибольшая длительность периода «Плавления 1» наблюдается при применении доломита.

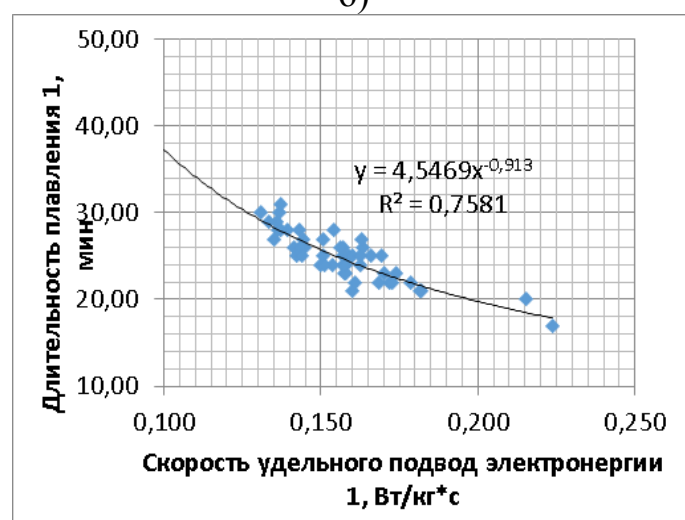




а)



б)



в)

Рисунок 2 - Зависимость длительности «Плавления 1» (плавления завалки) от скорости удельного подвода электроэнергии при применении различных шлакообразующих материалах, соответственно: а – доломит сырой, б – сталеплавильная известь, в – доломитизированная известь

Длительность периода «Плавления 1» при применении сталеплавильной и доломитизированной извести находятся в диапазонах, соответственно 32-22 и 30-19 мин., что свидетельствует о более эффективном положительном действии доломитизированной извести на передачу тепла от электрических дуг к металлошихте.

Физический смысл данного параметра заключается в удельном на единицу массы металлошихты подводе электроэнергии в единицу времени, т.е. 1 сек.

При существующем тепловом режиме повышение скорости удельного подвода электроэнергии на 0,01 Вт/кг·с способствуют сокращению периода «Плавление 1» при применении сталеплавильной и доломитизированной извести, соответственно, на 1,2 и 1,0 мин.

Что также свидетельствует о более эффективном положительном действии доломитизирующей извести на режим теплопередачи и снижение длительности периода «Плавления 1».

Таким образом, в результате проведенных промышленных исследований установлено, что наиболее эффективным шлакообразующим материалом, оказывающим положительное действие на режим передачи тепла от излучения электрических дуг и оказывающим существенное влияние на снижение длительности периода плавки «Плавление 1» является доломитизированная известь. Полученные закономерности влияния скорости удельного подвода электроэнергии на длительность периода «Плавления 1» при применении различных шлакообразующих материалов (доломит сырой, сталеплавильная и доломитизированная известь) представляют интерес при оптимизации существующей и разработке более современной энергосберегающей технологии выплавки стали в мощных дуговых сталеплавильных печах.

#### Литература:

1. Лопухов Г.А. Применение кислорода в дуговых сталеплавильных печах. – Электromеталлургия. – 2005. – №3. – С. 2–27.
2. Нархольд Т. Электromеталлургическая печь серии ULTIMATE - сталеплавильный агрегат нового поколения / Т. Нархольд, Б. Виллемин// Электromеталлургия. 2005. - №4. - С. 8-12.
3. Бокшицкий Я.М. // В сб. "Применение кислорода в сталеплавильном производстве". М.: Изд-во АН СССР. 1955. С. 149–179.
4. Пройдак Ю.С., Деревянченко И.В., Гальченко А.В. // Теория и практика металлургии. 2000. - №3. - С. 59.

## ЛАБОРАТОРНАЯ УСТАНОВКА ЭЛЕКТРОШЛАКОВОГО ПЕРЕПЛАВА В КОНТРОЛИРУЕМОЙ АТМОСФЕРЕ

Ильин А.Л., Заика В.И.

Донецкий национальный технический университет

До настоящего времени электрошлаковый переплав доказал свою целесообразность для производства быстрорежущих сталей. Их металлургические характеристики, во многом, определяются выбором параметров ЭШП. В первую очередь, это вызвано особенностями кристаллизации, а также химическим рафинированием металла и улучшением карбидной однородности структуры. Тем не менее, указанные достоинства ЭШП не ограничивают дальнейшие возможности улучшения свойств быстрорежущих сталей.

В технической литературе имеются многочисленные сведения о благоприятном влиянии ЭШП на качество выплавляемого металла с использованием металлосодержащих шлаковых систем.

Анализ литературных данных о применении в процессе ЭШП металлосодержащих шлаков позволили сформулировать ряд требований к лабораторной установке для переплава металла под флюсами с металлическим компонентом. Установка должна обеспечивать:

– переплав в атмосфере инертного газа под нормальным и избыточным (до уровня  $+3 \cdot 10^4 - 5 \cdot 10^4$  Па) по сравнению с атмосферным давлением. Это позволяет исключить подсосы атмосферного воздуха в плавильное пространство печи и сохранять геттерную активность конденсата металлической составляющей флюса;

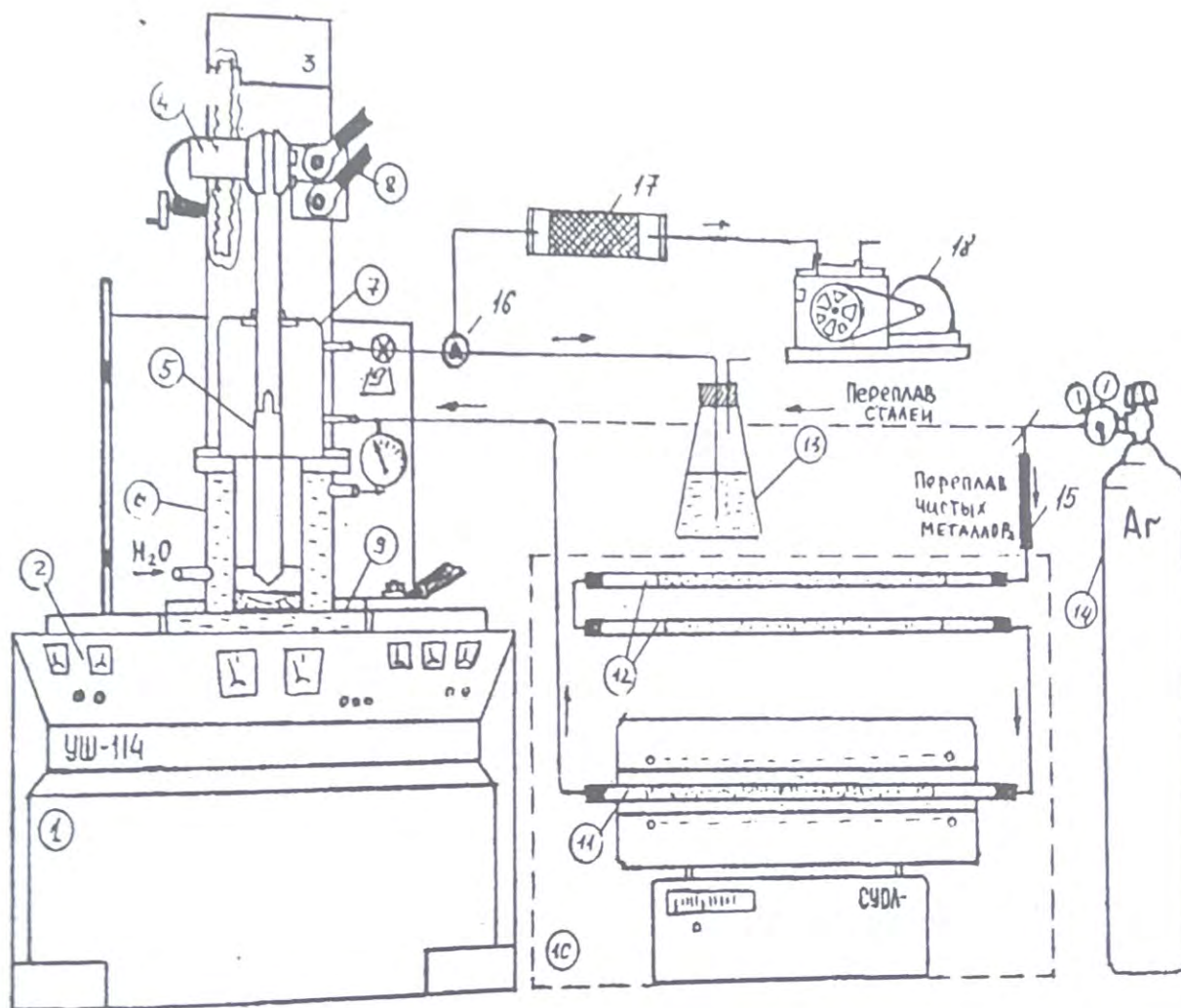
– возможность вакуумирования рабочего пространства печи до остаточного давления не менее 5-10 мм. рт. ст. при малом натекании в печь атмосферного воздуха ( $<1 \cdot 10^{-1}$  (мм.рт.ст.)/с). Это приводит к снижению газов в плавильном пространстве и созданию потоков вредных примесей из переплавляемого металла;

– проведение промывок печи инертным газом с последующим вакуумированием;

– возможность очистки подаваемого в печь инертного газа от примесей (кислорода, азота и водяных паров), что позволяет устранить зависимость результатов переплава от качества используемого инертного газа;

– продувку рабочего пространства печи инертным газом с максимальным расходом на начальной стадии процесса для обеспечения возможности снижения концентрации вредных примесей в плавильном пространстве, выделяющихся при расплавлении шлака.

Для изучения влияния активных металлосодержащих флюсов в процессе ЭШП на качество быстрорежущих сталей использовали лабораторную установку ЭШП (рис 1.).



1 – базовая установка (А-550 или УШ-114); 2 – пульт управления; 3 – колонна печи; 4 – подвижная каретка; 5 – расходный электрод; 6 – водоохлаждаемый кристаллизатор; 7 – защитный кожух; 8 – токоподводы; 9 – поддон; 10 – система очистки аргона; 11 – трубка с титановым порошком; 12 – трубка с силикогелем и цеолитом; 13 – водяной затвор; 14 – баллон с газом; 15 – расходомер; 16 – кран; 17 – фильтр; 18 – вакуумный насос; 19 – вентиль

Рисунок 1 – Схема лабораторной установки ЭШП

Рассматриваемая установка оснащена однофазным трансформатором ТШС-3000-1 и водоохлаждаемым кристаллизатором и позволяет получать слитки диаметром 40 и 60 мм и высотой до 120 мм.

Из рисунка 1 видно, что кристаллизатор 6 устанавливается на водоохлаждаемый медный поддон 9, расположенный на основании УШ-114. В кристаллизатор входит расходный электрод, соединяемый с медным штоком

5, закрепленным в каретке 4,двигающийся по винту колонны 3. Токоподводы 8 подключены к зажиму каретки и поддону 9. На кристаллизатор установлен стальной кожух 7, который при помощи вакуумных уплотнений и стягивающих болтов герметично соединяется с кристаллизатором, а имеющиеся в верхней части кожуха уплотнения позволяют герметизировать подвижный медный шток. Через патрубки к кожуху подведены системы 1 – вакуумирования, 2- подачи инертного газа, 3 – измерения давления, 4 – отвода газа. Система вакуумирования состоит из вентиля 16, фильтра 17 и вакуумного насоса 18 (2НВР-5ДМ). Система подачи и очистки состоит из баллона с газом 14, поплавкового расходомера, колонок 15 с силикогелем и цеолитом для осушения газа, кварцевой трубки 11 с порошком титана, помещенной в трубчатую печь СУОЛ-0,25.1/12. Измерение давления в печи осуществляется манометрическим вакууметром. Давление в печи поддерживается системой водяных затворов 13.

Технология эксплуатации установки следующая. После сборки печи (закрепление электрода, засыпка флюса, герметизация) проводится откачка насосом 18 всей системы газопроводов, включая и систему очистки газа. После достижения предельного разрежения подается инертный газ, расход которого контролируется по расходомеру 15. Когда температура кварцевой трубки 11 достигает 900<sup>0</sup>С, вентилем 19 устанавливается избыточное давление газа в печи на уровне 0,3 атм. и производится твердый старт с дальнейшим расплавлением флюса и расходоуемого электрода. Очищенный аргон подается в печь до полного остывания слитка.

Проведенные на модифицированной печи УШ-114 опытные плавки показали её надежность и достаточную воспроизводимость результатов.

## ПОДГОТОВКА КОКСА ПО ФРАКЦИОННОМУ СОСТАВУ В УСЛОВИЯХ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ЗАВОДА

Ульянцев Я.Э., Якимов Б.В., Кузин А.В.  
Донецкий национальный технический университет

В связи с существенным снижением в последние годы расхода кокса и повышением механических и химических нагрузок на кокс, являющихся следствием значительного повышения эффективности применения дополнительных видов топлива, возникла острая необходимость повышения прочностных характеристик кокса. Одним из возможных вариантов повышения качества кокса в значительной мере является его подготовка к доменной плавке по фракционному составу. В связи с этим возникла необходимость определения эффективности подготовки кокса по фракционному составу на работу печи.

Цель работы – исследование влияния подготовки кокса к доменной плавке по фракционному составу на работу печи.

В доменном цехе ЕМЗ в 2006 г. введен в эксплуатацию склад окатышей и кокса (СОК). Схема и подробное описание СОК приведено в работе [1]. Отличительной особенностью подачи кокса через СОК к бункерам печей в сравнении с традиционной схемой является бóльшая ударно-истирающая нагрузка. Кроме того, на СОК предусмотрено выделение из основного потока крупной фракция кокса (в зависимости от размера ячеек сита крупность фракции можно изменить от 60 до 90 мм) с последующим додрабливанием её на валковой дробилке с изменяющимся расстоянием между валками. После додрабливания крупной фракции кокса поток объединяется с основным потоком для подачи к бункерам кокса доменных печей. Выделение скипового кокса на доменных печах осуществляется, как и при обычной схеме на вибрационных грохотах.

Выделение крупных фракций из металлургического кокса на СОК осуществлялось на виброгрохоте, установленном на участке узла сортировки, а додрабливание крупных фракций – на участке дробления кокса. В качестве основного агрегата для разделения отсева кокса на коксовый орешек и коксовую мелочь используется вибрационный грохот ГИ22.

Выполнен анализ гранулометрического состава металлургического кокса по данным поставщиков и по данным отсева при его выгрузке из вагонов в приемные бункера СОК. Из табл. 1 видно, что среднее значение содержания фракции  $>80$  мм в металлургическом коксе по данным поставщиков составляло 9,2 %, в то время как по данным отсева на СОК – 7,4 %, т.е. в процессе транспортировки содержание фракции кокса  $>80$  мм снижалось на 20 % (отн.). Следует отметить, что максимальное значение фракции  $>80$  мм по поставщикам в ряде случаев достигало 12-16 %. Обращает на себя внимание значительное повышение содержания мелкой фракции кокса  $<25$  мм в металлургическом коксе: содержание данного класса в коксе возрастало почти в 4 раза, что свидетельствует о достаточно низкой прочности

металлургического кокса. Содержание неблагоприятных фракций в металлургическом коксе  $R$  (сумма фракций  $>80$  мм и  $<25$  мм) по данным поставщиков и отсева кокса при разгрузке на эстакаде СОК возрастало в среднем с 12,3 до 19,4 % (на 58 % отн.), т.е. примерно на половину увеличивается содержание фракций, не удовлетворяющих требованиям доменной технологии. При этом показатель однородности кокса  $Ko$ , рассчитанный по формуле П.А. Щукина, имеет относительно низкое значение.

Таблица 1 – Значения показателей качества кокса

Поставщик	По данным поставщика				По данным отсева при выгрузке в приемные бункера СОК			
	$>80$ мм, %	$<25$ мм, %	$R$	$Ko$	$>80$ мм, %	$<25$ мм, %	$R$	$Ko$
Авдеевский КХЗ:								
1-й цех (20 опытов)	14,4	3,4	17,8	2,2	8,0	14,6	22,6	1,6
2-й цех (154 опыта)	9,0	2,9	11,9	2,9	7,7	11,7	19,4	1,7
3-й цех (113 опытов)	6,5	3,3	9,8	3,3	6,5	11,6	18,1	1,8
4-й цех (31 опыт)	7,3	3,0	10,3	3,2	6,7	10,8	17,5	1,9
Енакиевский КХП (41 опыт)	8,9	2,8	11,7	2,9	7,9	11,4	19,3	1,7
Среднее значение	9,2	3,1	12,3	2,9	7,4	12,0	19,4	1,7

С начала 2003 г. в доменном цехе на доменных печах 1, 3 и 4 на коксовых грохотах начали применять резиновые сита с размерами просеивающих ячеек: верхнее 50x50 мм, нижнее – 30x32 мм. На новой доменной печи № 5 на коксовом грохоте были установлены резиновые сита с размерами ячеек: верхнее – 60x60 мм, нижнее – 36x36 мм.

Выполнен анализ изменения удельного расхода кокса и выхода отсева кокса на доменных печах ЕМЗ в зависимости от работы установленного зазора между валками дробилки кокса на СОК. Показано, что перевод со схемы обеспечения доменных печей коксом с «вагонами» на «через СОК+вагонами» позволил существенно снизить удельный расход скипового кокса: в среднем удельный расход кокса снизился с 520,3 до 516,2-500,2 кг/т чугуна (на 0,8-3,9 %). Кроме того, при переводе доменных печей с одной схемы обеспечения на другую и снижении зазора между валками коксовой дробилки с 80 до 60 мм (при практически постоянном размере нижней фракции скипового кокса) наблюдается существенное увеличение отсева кокса: выход отсева кокса возрос с 32,4 до 40,7-50,1 кг/т чугуна или на 1,6-2,5 %.

Выполнен отбор проб скипового кокса на доменной печи № 1 непосредственно при ссыпании его с коксового грохота. Рассевы показали, что обработка кокса на СОК безусловно способствовала решению основной задачи – значительному снижению содержания в коксе фракции  $>80$  мм: содержание фракции  $>80$  мм в скиповом коксе снизилось с 11,9 до 3,2 % или в 3,7 раза. Следовательно, крупные и, в большинстве своем, непрочные фракции, которые

преимущественно способствуют образованию коксового мусора, в доменные печи не попадают. Одновременно в скиповом коксе существенно повысилось содержание и мелких фракций. Так, содержание фракций 40-25 мм повысилось с 19,4 до 29,7 % (на 53,1 % отн.), а содержание фракции 25-10 мм повысилось более чем в два раза. Обращает на себя внимание повышение содержания мелочи (10-0 мм) в скиповом коксе более чем в двое с 0,5 до 1,1 %. Повышение содержания мелких классов (10-0, 10-25 и 25-40 мм) в скиповом коксе с 23,0 до 37,1 % является следствием дробления крупных фракций и реализации наиболее непрочных кусков кокса с образованием более мелких фракций при прохождении металлургического кокса через СОК, так и относительно низкой эффективности грохочения скипового кокса на доменной печи. В связи с этим были даны рекомендации по увеличению размер ячеек на резиновых нижних ситах до 36x36 мм. Указанные рекомендации позволяют повысить как минимальный размер скипового кокса до 36 мм, так и уменьшить содержание в нем суммы мелких фракций (10-0, 10-25 и 25-40 мм) до 10-15 %. Данные изменения в подготовке скипового кокса по фракционному составу особенно актуальны в свете освоения технологии пылевдудания.

Были выполнены рассевы отсева кокса на доменной печи № 1. Отсев кокса отбирался непосредственно под коксовым грохотом во время его работы (табл. 2). Показано, что при подаче металлургического кокса на доменную печь через СОК в отсеве кокса содержание фракции 10-0 мм повышается с 36,7 до 45,7 % (на 24,5 % отн.). Кроме того, в отсеве кокса содержание класса >10 мм, т.е. фракций пригодных для высева коксового орешка, снизилось с 63,3 до 54,3 %. Несмотря на некоторое снижение фракции >10 мм в отсеве кокса, её доля остаётся достаточно высокой для производства коксового орешка.

Таблица 2 – Гранулометрический состав отсева кокса

Размер фракции отсева кокса, мм	Загрузка кокса в бункера вагонами (15 опытов), %	Загрузка кокса в бункера через СОК (7 опытов), %
>25	14,6	16,9
25-10	48,7	37,4
10-0	36,7	45,7

Анализ результатов свидетельствует о повышении выхода отсева кокса и увеличении в скиповом коксе мелких (10-0, 10-25 и 25-40 мм) фракций, что, собственно, закономерно. Однако, это не означает, что додрабливание может привести к существенному снижению доли использования металлургического кокса в доменной печи. Решение данной задачи может быть обеспечено за счёт увеличения верхней границы крупности отсева до 36(40) мм, выделения из отсева кокса коксового орешка и загрузки его в смеси с железорудной частью шихты (табл. 3). На ЕМЗ внедрена технология выделения из отсева кокса коксового орешка и загрузка его в печь [2].



Таблица 3 – Гранулометрический состав коксового орешка

Размер фракции отсева кокса, мм	Загрузка кокса в бункера вагонами (8 опытов), %	Загрузка кокса в бункер через СОК (8 опытов), %
>25	30,2	30,8
25-10	68,7	66,9
10-0	1,1	2,3

Были проведены просеивания коксовой мелочи получаемого на участке высева коксового орешка доменной печи №1 ЕМЗ. Отбор проб производился непосредственно из накопительного бункера коксовой мелочи. Показано, что при размере просеивающих отверстий на нижнем резиновом сите виброгрохота коксового орешка 15x15 мм коксовая мелочь содержит крупных кусков >10 мм в среднем 12,6%, что является достаточно хорошим показателем при использовании её в агломерационном производстве. Для повышения эффективности грохочения и степени использования металлургического кокса в доменном цехе можно увеличить количество просеивающих сит до 3 штук, причем нижнее сито может быть выполнено из металла с размером отверстий ячеек до 8-10 мм. Данное предложение может позволить снизить содержание фракции 10-25 мм вплоть до полного её отсутствия в коксовой мелочи.

Подготовка кокса к доменной плавке по фракционному составу обеспечивает: снижение количества поступающей фракции >80 мм в печь и, как следствие, образование в ней мелочи фракцией менее 10 мм; повышение степени использования металлургического кокса в доменной плавке при выделении из отсева кокса коксового орешка и загрузка его в смеси с железорудной частью шихты; улучшение однородности скипового кокса; снижение потерь кокса в виде класса 10-0 мм при грохочении и др.

Таким образом: установлено, что при обеспечении доменных печей металлургическим коксом при подаче его через склад окатышей и кокса выход отсева кокса на 1 т чугуна возрос с 40,7 кг (7,5%) до 47,6-50,1 кг (8,4-9,1%); показано, что содержание фракции >80 мм в скиповом коксе при прохождении металлургического кокса через СОК способствовало снижению её содержания с 11,9 до 3,2% (в 3,7 раза); отсев кокса необходимо подвергать классификации для выделения коксового орешка крупностью более 10(15) мм с последующей загрузкой его в смеси с железорудной частью доменной шихты.

#### Литература:

1. Падалка, В.П. Пути совершенствования технологии доменной плавки / В.П. Падалка, А.М. Кузнецов, А.В. Зубенко // Пылеугольное топливо – альтернатива природному газу при выплавке чугуна: Труды международной научно-технической конференции, 18-21.12.2006, г. Донецк (Украина) – Донецк: УНИТЕХ, 2006. – С. 267-272.

2. Гусак, В.Г. Теория и практика подготовки металлургического кокса к доменной плавке / В.Г. Гусак, А.М. Кузнецов, А.В. Емченко [и др.] – Киев: Наукова думка, 2011. – 216 с.



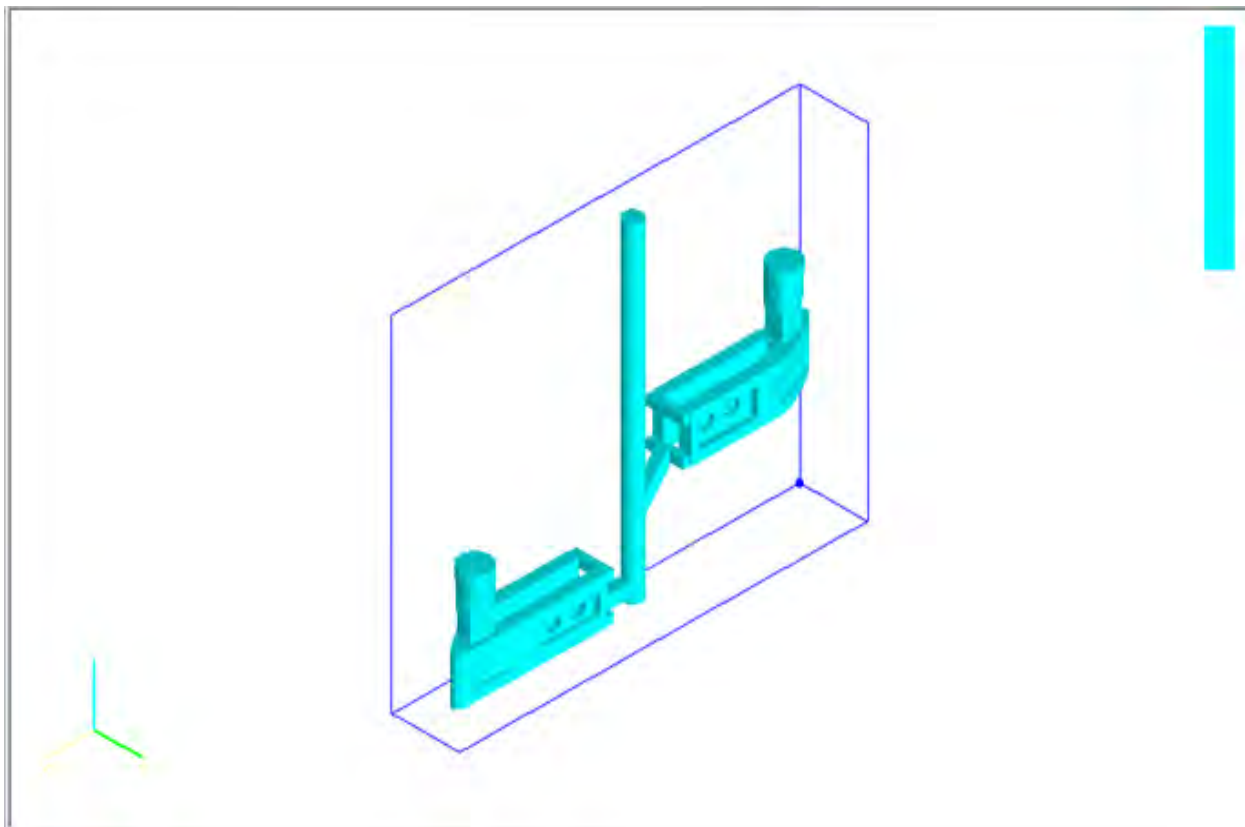


Рисунок 2 – 3D модель с литниковой системой

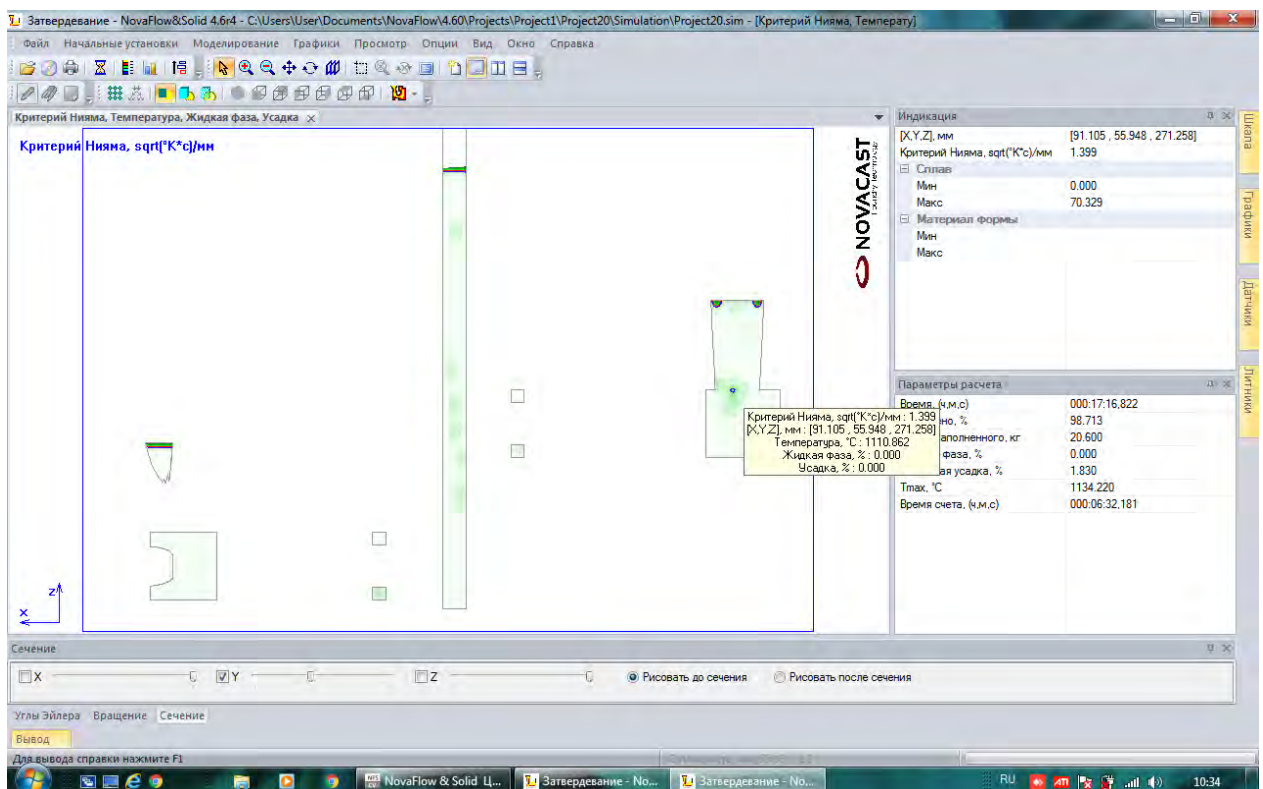


Рисунок 3 – Результат расчета критерия Ниямы. При температуре заливки сплава 1470°C



Рисунок 4 – Литая(ЛГМ) заготовка, зуб погрузчика согласно чертежа ЭС 11-48

#### Выводы:

1. Использование цифрового моделирования в ПО LVM-flow позволяет нам сократить время разработки технологии.
2. По результатам моделирования создана технологическая карта ЛГМ литья в которую входят следующие технологические параметры:
  - 3Д конструкция литниковой системы и прибыльной части,
  - температура заливки сплава,
  - усадка металла,
  - скорость заливки металла

#### Литература:

1. Рыбаков С. А. Инновационные возможности литья по газифицируемым моделям, состояние и перспективы этого метода в России // Литейщик России. 2009. - №4. - С. 44 - 45.
2. Центральный металлический портал РФ [Электронный ресурс] // URL: <http://www.metallischekiy-portal.ru>
3. Моделирование литейных процессов [Электронный ресурс] // ООО «НПО «ПроМодель». Воронеж. URL: <http://www.lvmflow.ru>
4. Система трехмерного моделирования [Электронный ресурс] // URL: <http://kompas.ru>

## ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ЧУГУНА С ВЕРМИКУЛЯРНОЙ ФОРМОЙ ГРАФИТА

Константинов И.В., Чеберяк О.И.

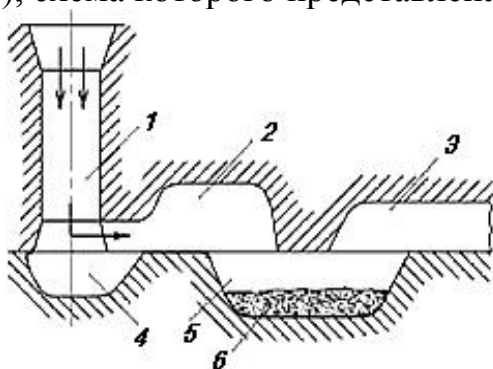
Нижегородский государственный технический университет  
им. Р.Е. Алексеева

Современное машиностроение постепенно отказывается от использования чугуна, особенно это заметно в странах Евросоюза, так как считается, что такое производство создает слишком большое негативное воздействие на экологию. Однако, несмотря на все достижения конструкторской и инженерной деятельности, полностью отказаться от использования чугунов не представляется возможным, так как этот материал обладает уникальными качествами, которые в настоящее время сложно заменить.

Высоконагруженные элементы двигателей внутреннего сгорания изготавливаются из чугуна с промежуточной – вермикулярной структурой графита, так как чугун с такой структурой обладает свойствами, которые не присутствуют ни в одном другом сплаве и позволяет материалу прекрасно выдерживать высокие знакопеременные нагрузки, дает удовлетворительный коэффициент удлинения, а также хорошие литейные характеристики.

Чугун с промежуточной формой графита (ЧВГ) перспективный материал и имеет огромный нераскрытый потенциал, однако на данный момент времени его получение осложнено многими факторами, которые влияют как на структуру графита, так и распределение графитных включений, что влечет за собой некорректные значения физико-механических показателей готового изделия.

На многих отечественных предприятиях машиностроительного профиля основным методом модифицирования чугуна является - модифицирование в форме (Inmold - процесс), схема которого представлена на рис.1.



1 - стояк; 2 - шлакоуловитель; 3 - литниковый ход; 4 - зумпф; 5 - реакционная камера;  
6 - модификатор

Рисунок 1 - Схема модифицирования в форме при inmold-процессе

Суть метода заключается в том, что в литниковой системе располагается специальная реакционная камера, в которую помещается, как правило, магнийсодержащий модификатор. Объем камеры рассчитывается по



специальной методике. Преимуществами этого метода являются высокая степень усвоения магния (65-90%), отсутствие дымовыделения и пироэффекта, возможность индивидуальной технологии обработки для каждой отливки, снижение расхода модификатора [3].

Однако следует отметить, что для получения качественного чугуна с включениями графита вермикулярной формы необходимо строгое соблюдение соотношений между температурой и скоростью заливки расплава, составом, количеством и фракцией модификатора, а также наличие качественных шихтовых материалов и проведение контроля на всех стадиях процесса. Помимо этого, за счёт увеличения литниковой системы, снижается технологический выход годного.

В отличие от ковшевого при внутриформенном модифицировании перемешивание расплава существенно хуже и полноценного равномерного перераспределения компонентов чугуна не происходит в результате сложнее получить промежуточную структуру по всему сечению литой заготовки. Указанные недостатки наиболее ярко выражены при получении длинномерных отливок.

Вермикулярная структура, получаемая в отливках по технологии внутриформенного модифицирования, отличается от регламентируемой для ЧВГ отклонениями не только по количеству шаровидного графита (ШГ более 40%), но и по его распределению, как по сечению, так и по длине отливки. Имеет место морфологическое расслоение графита по высоте отливки: в верхней половине отмечается наличие преимущественно шаровидного графита, а в нижней - вермикулярного. Механизм расслоения графита по высоте сечения заключается в том, что расплав при движении в полости формы в процессе реакции с модификатором в реакционной камере плохо перемешивается и магний, имеющий малый удельный вес ( $1,7 \text{ г/см}^3$ ) всплывает в верхнюю часть отливки, вызывая, тем самым, образование в ней преимущественно шаровидной формы графита. В этом случае разброс по твёрдости между верхней и нижней половинками сечения отливки может достигать 20...25 НВ [1]. Имеет место неоднородность структуры по длине отливки, что так же вызывает значительный разброс по твёрдости (от 12 до 56 НВ).

Для того, чтобы избежать вышеописанных проблем, была рассмотрена возможность замены модифицирующего состава с целью повысить качество продукции, а также избежать огромных затрат на новое оборудование или изменение технологии производства.

На предприятии, для получения отливок из ЧВГ Inmold-процессом используется комбинированный модификатор ферросиликомагния - ФСМг7. При этом не редко наблюдается брака литья по причине возникновения усадочной пористости, а также наличия шлаковых включений в микроструктуре отливок.

Чтобы снизить или полностью устранить брак литья, было предложено заменить используемый состав модификатора на содержащий в своем составе

редкоземельные металлы (РЗМ). Как известно, РЗМ являются наилучшими стабилизаторами промежуточной - вермикулярной структуры, однако для достижения этого содержание магния в комплексном модификаторе должно понижаться, а РЗМ - повышаться. Учитывая это, был подобран состав ФС50РЗМ20 на основе ферросилиция с добавлением редкоземельных металлов.

Исследования отливок, полученных с использованием нового состава модификатора, показала хорошие результаты. По всему сечению отливок наблюдалась вермикулярная структура, что подтверждает равномерное распределение модифицирующих компонентов. Показания твердости отличались на 5-10 единиц [2].

Для оценки вероятности поражения отливок дефектами усадочного характера было проведено моделирование усадочных процессов в программном продукте «Магма», результаты которого представлены на рис. 2.

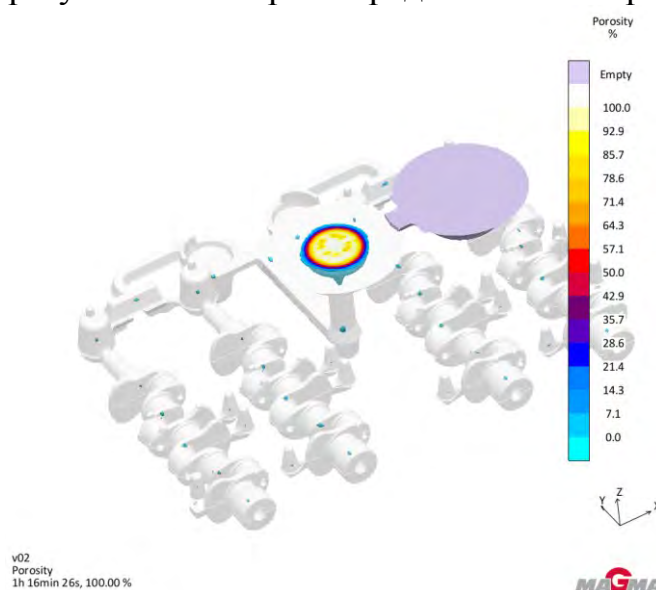


Рисунок 2 - Моделирование процесса образования усадочных пористостей в отливках при использовании модификатора с РЗМ

Моделирование показало, что использование предлагаемого модификатора позволяет снизить количество усадочных пор. Решение по замене модификатора позволило уменьшить брак на 13%, что позволит полностью компенсировать разницу в стоимости модифицирующей добавки с РЗМ.

#### Литература:

1. Детали машиностроения из чугуна с вермикулярным графитом: свойства, технология, контроль: тезисы докладов МНТК, (Набережные Челны, 17–18 октября 2017 г.) / под ред. А.Г. Панова. – Казань: Изд-во Казан. ун-та, 2017. – 97 с.
2. Гуртовой Д.А., Панов А.Г., Закиров Э.С. Формирование вермикулярного графита в чугуне при переменном содержании серы в расплаве // М: Литейное производство, 2016. - №5. – С. 2-3.
3. Панов А.Г. Стабильное модифицирование высокопрочных чугунов. Метод, модификаторы, технологии // LAP LAMBERT Academic Publishing. – Saarbrücken, Deutschland, 2013. – 342 с.

# **ЦВЕТНАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ, ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО И СВАРКА**





# МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕПЛОВЫХ ПОЛЕЙ ЭЛЕКТРОШЛАКОВОГО ПЕРЕПЛАВА НЕКОМПАКТНЫХ АЛЮМИНИЕВЫХ ОТХОДОВ

аспирант Мартыненко А.Н.  
Донецкий национальный технический университет

Электрошлаковая плавка (ЭШП) некомпактных алюминиевых отходов (стружка, куски проволоки, банки и т.п.) с использованием флюса из фторидов и хлоридов, открывает возможности существенно снизить степень угара алюминия и повысить качество продукции [1-3]. Но ЭШП является специальным методом повышения качества металла, его применяют, как правило, для изготовления металлических заготовок с повышенными показателями прочности и прецизионным химическим составом. При использовании данного метода в качестве рафинировочного переплава вторсырья, важно учитывать технико-экономические показатели (ТЭП). Как известно, при производстве металлов основными ТЭП плавки являются: удельный расход сырья, затраты электроэнергии, трудозатраты, качество металла и экологические показатели.

В агрегатах для ЭШП металл плавится на поверхности флюса и в процессе схода сквозь него рафинируется. В этом случае производительность плавильной установки зависит от теплораспределения в системе «шихта-шлак-электрод-тигель», и для оптимизации плавки важно контролировать сход шихты.

ЭШП характеризуется высокими температурами взаимодействующих фаз, что практически исключает возможность экспериментального исследования протекающих физических явлений. Часто переплавом управляют по косвенным показателям - в основном, по электрическим показателям, руководствуясь при этом практическими навыками и интуицией.

Математическое описание рассматриваемого процесса представляет собой довольно сложную задачу, это прежде всего связано с отсутствием данных о взаимодействиях внутри системы и сложного взаимовлияния определяющих факторов процесса. К таким трудно оцениваемым факторам нужно отнести гидродинамику расплавов и теплофизические свойства стружки. С другой стороны, надежным источником данных о тепломассопереносе в печах является эксперимент, но это длительно и дорого, что обуславливается необходимостью создания экспериментальной физической модели и наличием сложной измерительной аппаратуры. Альтернативой эксперименту может быть применение специализированных программных продуктов (САПР) реализующих метод конечных элементов.

В связи этим, цель данной работы заключается в оценке тепловых процессов электрошлаковой тигельной плавки (ЭШТП) некомпактных алюминиевых отходов с помощью компьютерной модели.

Общую картину теплотеноса при ЭШТП алюминиевой стружки можно представить в виде схемы изображенной на рисунке 1.

Разработка компьютерной модели тепломассопереноса в САПР требует полного набора свойств материалов в исследуемом объекте. С точки зрения теплофизических свойств, основным малоизученным компонентом модели является шихта. Преимущественно стружка рассматривается как пористое тело, в котором передача теплоты осуществляется [4]:

- теплопроводностью частиц материала;
- контактной теплопроводностью между частицами;
- тепловым излучением от частицы к частице;
- теплопроводностью газового микрозазора между частицами;
- испарениями СОЖ.



С целью предварительной оценки температурного поля ЭШП алюминиевой стружки, использовался программный пакет трехмерного твердотельного моделирования Solidworks Flow Simulation. В программе была разработана модель с объёмным источником тепла в шлаковой ванне мощностью 25кВт, так же учитывались теплофизические свойства компонентов, а для учета отдачи системой тепла во внешнюю среду был создан обдув воздухом.

Результаты моделирования общей конфигурации температурного поля ЭШТП приведены ниже на рисунках 2 и 3.

Первый этап моделирования показал, что общая конфигурация температурного поля системы соответствует ранее проведённым исследованиям тепловых процессов при ЭШП [5]. Обдув воздухом значительно изменил теплораспределение в шлаковой ванне.

Далее для оценки тепловых полей в стружке разработана модель,

состоящая из мелких кусков алюминия, и добавлена как сборка на поверхность шлаковой ванны. После чего проведено моделирование при тех же условиях. Результаты моделирования приведены на рисунке 4.

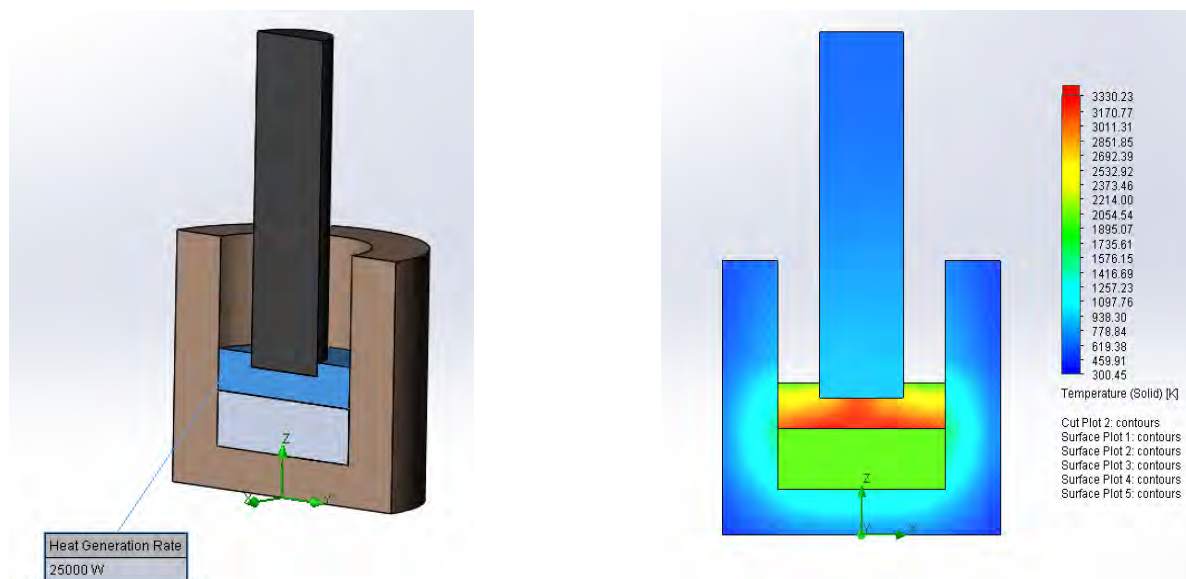


Рисунок 2- Результаты моделирования температурного поля ЭШТП при стационарном режиме без обдува (электрод - графит, тигель - шамот, шлак - расплав NaCl, сплав-алюминий)

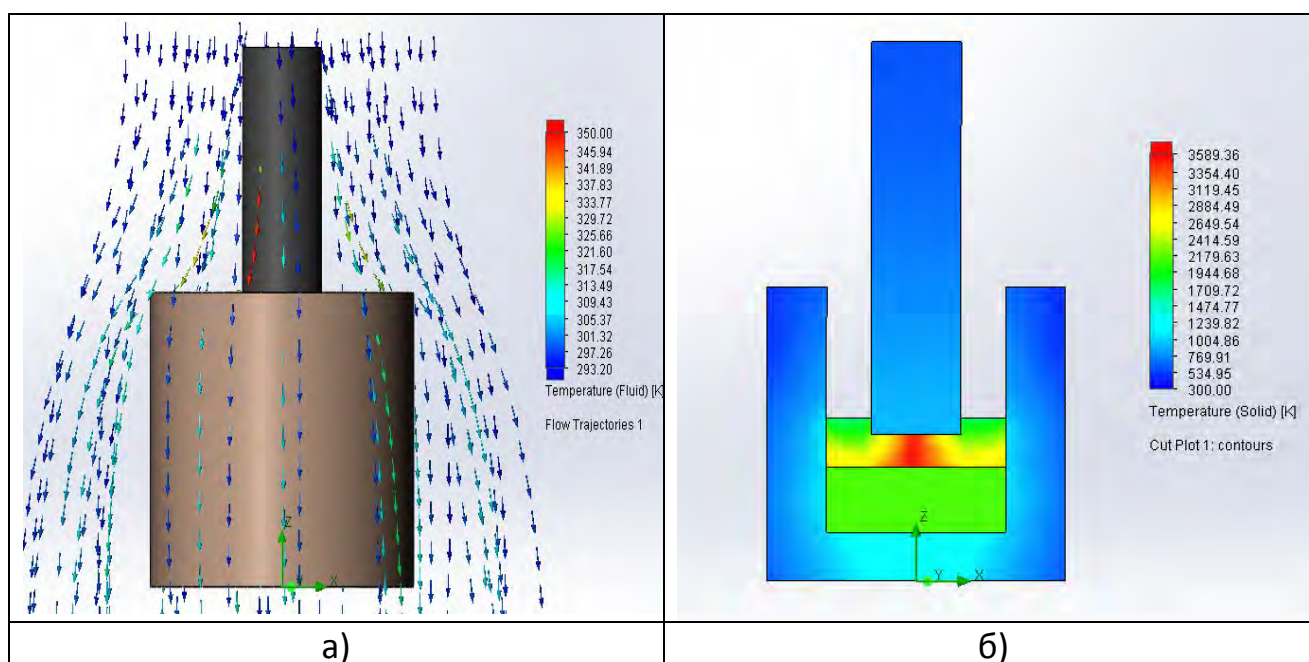


Рисунок 3- Результаты моделирования температурного поля ЭШТП в стационарном режиме с обдувом (электрод - графит, тигель - шамот, шлак - расплав NaCl, сплав-алюминий)

Исходя из моделирования можно сделать выводы, что стружка плохо прогревается, следовательно, плавление происходит на границе контакта со шлаковой ванной. Так же, по всей видимости, в результате хаотичности

соприкосновения частиц в объеме стружки есть спонтанные области с относительно высокой температурой.

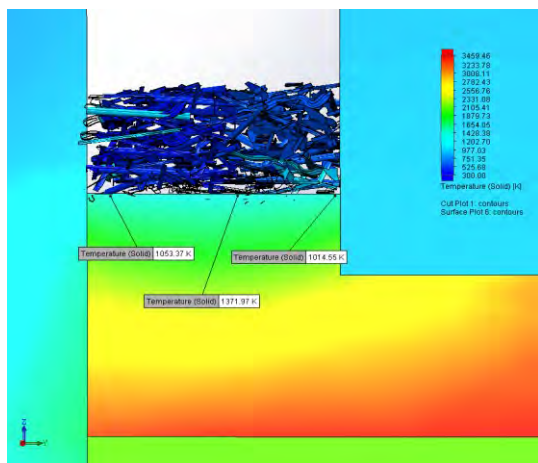


Рисунок 4 – Модель температурного поля ЭШТП алюминиевой стружки (электрод - графит, тигель - шамот, шлак - расплав NaCl, сплав - алюминий, обдув воздухом, выделяемая тепловая мощность - 25кВт )

### Выводы

1. При описании процесса плавления алюминиевой стружки на поверхности шлаковой ванны наибольшую неопределенность вносят тепловые процессы в шихте. Это прежде всего связано с недостаточной изученностью процессов передачи тепла между мелкими частичками металла в условиях точечного контакта.
2. Использование Solidworks Flow Simulation для моделирования ЭШТП алюминиевой стружки, позволяет в первом приближении описать тепловое поле в плавильном агрегате.
3. Для расширения модели и повышения её точности, необходимо:
  - ввести теплоту плавления стружки и теплоту испарения флюса;
  - ввести конвективный теплообмен в расплавах;
  - учесть испарения СОЖ с поверхности стружки;
  - точнее задать зону выделения тепла в шлаковой ванне;
  - ввести динамику изменения теплофизических свойств компонентов.

### Литература

1. Шаповалов В.А., Биктагиров Ф.К., Гнатушенко А.В.,Игнатов А.П. Проблемы переработки некомпактных алюминиевых отходов (Обзор).СЭМ.Электрошлаковая технология.№2.2005.с18-22.
2. Гнатушенко А. В. Поведение магния при электрошлаковой плавке отходов алюминиевых магнийсодержащих сплавов. Институт электросварки им. Е. О. Патона НАН Украины. СЭМ. №1. 2013.С45-48
3. Мартыненко А.Н., Троянский А.А. Возможности использования электрошлаковой технологии для рециклинга металлосодержащих отходов. Сборник докладов материалов VI Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов/ редкол.: С.М. Сафьянц (пред.) и др. – Донецк : ДОННТУ, 2020. с 6 -11.
4. Дьяконов О. М. Исследование процесса нагрева металлической стружки. Часть 1. Вестник БНТУ, № 6, 2007.с 42-50
5. Тепловые процессы при ЭШП / Под ред. Б.И.Медовара. – Киев: Наукова думка, 1978. – 304 с.

## КАК ИЗМЕРИТЬ ОБЪЕМ АТОМА

Бондарь А.Ю., Корицкий Г.Г.

Донецкий национальный технический университет

Приступая к изучению какого-либо материального объекта мы, прежде всего, знакомимся с его структурой, точнее – с ее элементной базой. Мы выясняем перечень структурных элементов, составляющих изучаемый объект, и их характеристики, отдавая предпочтение геометрическим параметрам и массе. В этом плане изучение кристаллических ячеек не составляет исключения, но отличается исключительностью. Дело в том, что элементная база ячеек – атомы и так называемые «формульные единицы», обладая реальной массой, не имеют реальных геометрических параметров – линейных и объемных. Все, что нам известно о геометрии кристаллических ячеек, это – виртуальные ребра, грани, углы и объем. Объяснение этому феномену кроется в том, что конструкция атома (а также и всех образований, состоящих из ионов и атомов) не предполагает твердых поверхностей, но при определенных условиях они формируют твердые кристаллические тела с оригинальными геометрическими параметрами. Объем атома отождествляют с пространством, занимаемым этим атомом в какой-либо более сложной конструкции, например, в кристаллической ячейке. Эту величину называют атомным объемом. Его значение вычисляют как отношение атомного веса к плотности простого вещества в твердом состоянии. Такой подход к оценке геометрии атома (а в равной мере и любой другой «формульной единицы») нельзя считать корректным.

Известно, что формульные единицы в конструкции кристаллической ячейки связаны особыми ядерными силами притяжения, действующими на очень малых расстояниях и значительно превосходящих силы электростатического отталкивания. Природа ядерных сил до сих пор остается невыясненной, однако их существование позволяет предполагать, что атомы в кристаллической ячейке простого вещества предельно сближены, а виртуальный объем такой конструкции можно с большой степенью вероятности отождествить с его реальным значением. Это предположение позволяет материализовать виртуальные параметры кристаллической ячейки как условно реальные и использовать их для вычисления условного объема атома используя формулу

$$V_{\text{ат}} = V_{\text{яч}} / Z$$

где  $V_{\text{ат}}$  – условный объем атома,  $V_{\text{яч}}$  - условный объем ячейки,  $Z$  – базис ячейки.

При вычислении объема ячейки можно воспользоваться формулами [1]:

$$\begin{array}{l} \text{Триклинная} \\ \text{Ромбоэдрическая} \end{array} \quad \begin{array}{l} V_{\text{яч}} = abc(1 - \cos^2\alpha - \cos^2\beta - \\ \cos^2\gamma + 2\cos\alpha \cdot \cos\beta \cdot \cos\gamma)^{1/2} \\ V_{\text{яч}} = abc(1 - 3\cos^2\alpha + 2\cos^3\alpha)^{1/2} \end{array}$$



Моноклинная	$V_{\text{яч}} = abc \cdot \sin\beta$
Гексагональная	$V_{\text{яч}} = 0.866 \cdot a^2c$
Орторомбическая	$V_{\text{яч}} = abc$
Тетрагональная	$V_{\text{яч}} = a^2c$
Кубическая	$V_{\text{яч}} = a^3$

где  $a$ ,  $b$ ,  $c$ ,  $\alpha$ ,  $\beta$ ,  $\gamma$  - стандартные параметры кристаллической решетки, значения которых обязательны в описании кристаллических систем, как и величина базиса решетки. При оценке ячеек полиморфных элементов во внимание принимали параметры модификации, существующей в области комнатных температур.

Полученные значения условных объемов кристаллических ячеек сгруппировали в соответствии с расположением элементов в Таблице Менделеева, образовав кластеры s-, p-, d- и f-элементов, и представили в виде зависимостей от атомного номера (ранжировав их по табличным номерам). Результаты приведены на рисунках рис. 1- 4.

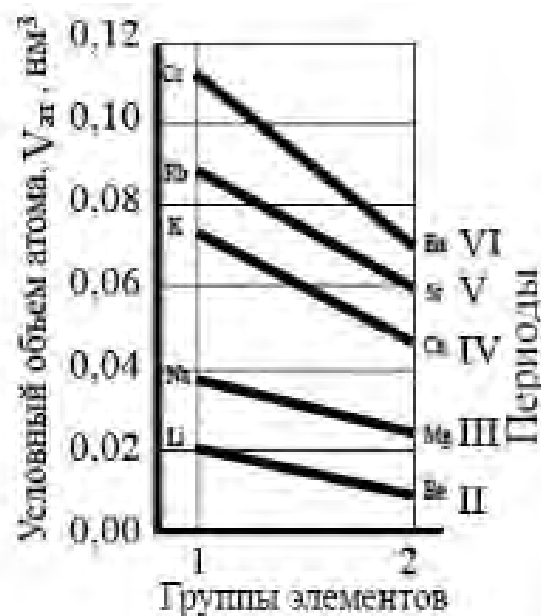


Рис. 1. Значения условного объема атома элементов s-группы II...VI периодов

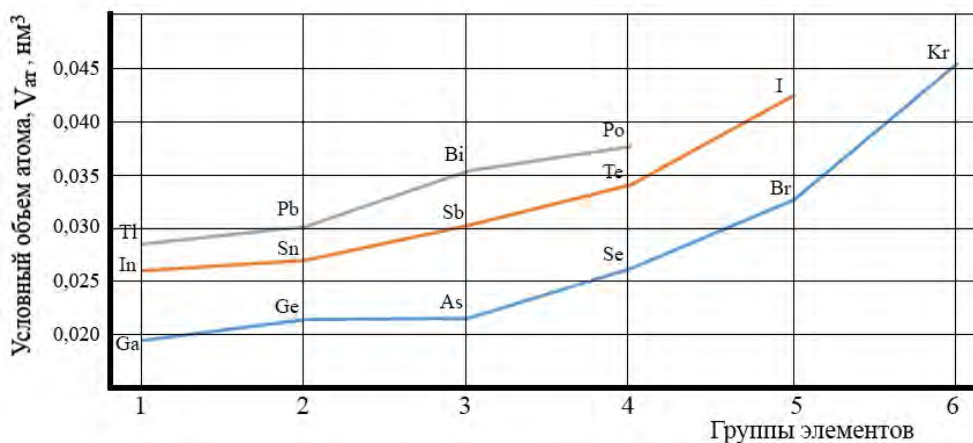


Рис. 2. Значения условного объема атома элементов p-группы IV...VI периодов

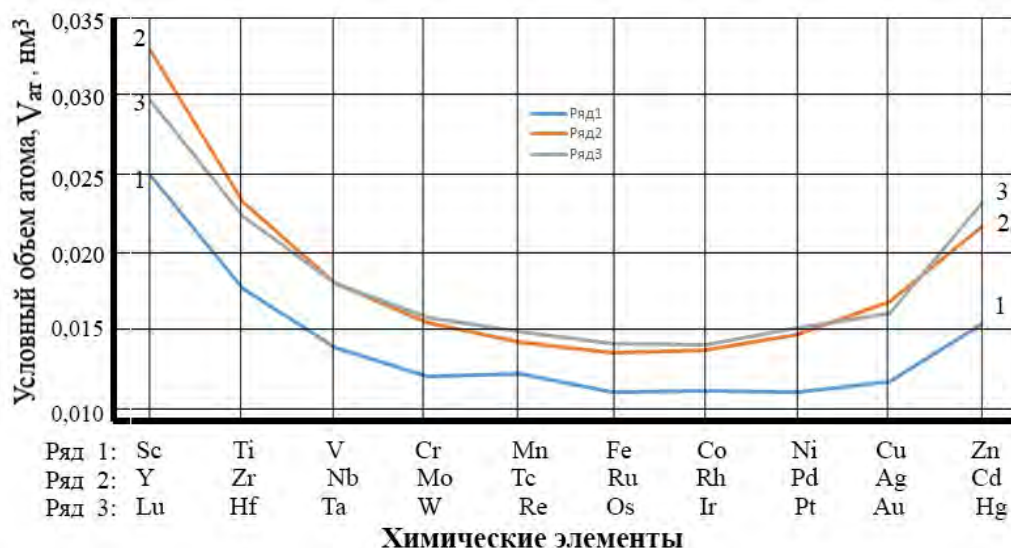


Рис. 3. Значения условного объема атома элементов d-группы IV...VI периодов

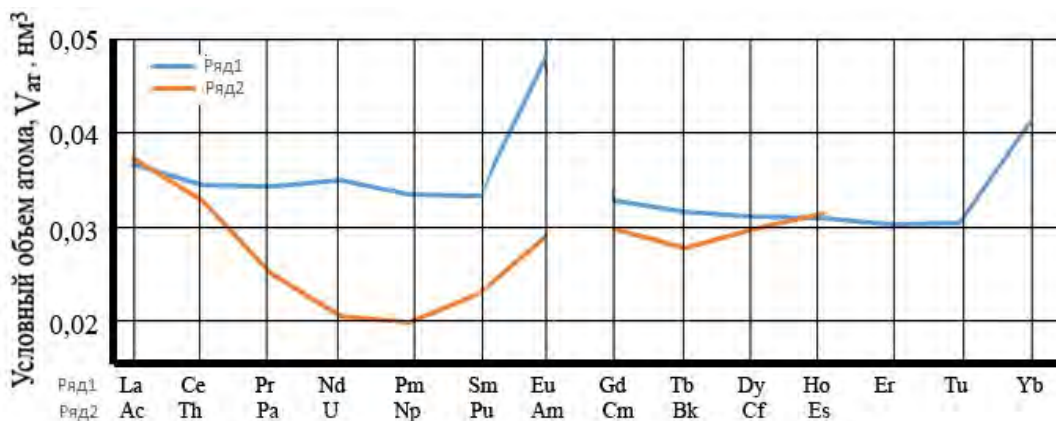


Рис. 4. Значения условного объема атома элементов f-группы VI и VII периодов.

Приведенные данные позволяют сделать следующие выводы:

1. Предложенная методика анализа информации о кристаллических ячейках позволяет оценить условный объем как отдельного атома, так и формульной единицы в целом;
2. Характер зависимости условного объема от массы атома в пределах формальных групп (sp-, d- и f- элементов) остается неизменным;
3. Кажущееся нарушение общей тенденции в группе f-элементов может быть связано с характером изменения электронных формул на границе Eu – Gd и Am – Cm.

Литература:

1. Кристаллические структуры двойных соединений. Матюшенко Н.Н. Изд-во "Металлургия", 1969.

## ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ВЫПЛАВКИ СПЛАВА НИТИНОЛ

Сенин А., Пасечник А. Ю.

Донецкий национальный технический университет

Сплавы с эффектом запоминания формы находят все более широкое применение в приборостроении, авиастроении, медицине. Потребление данных сплавов имеет тенденцию к постоянному и устойчивому росту. Одним из наиболее востребованных является сплав никеля и титана (55%мас. Ni), относится к интерметаллидам.

Основными трудностями при выплавке нитинола являются:

- необходимость точного соблюдения процентного содержания компонентов (отклонение в содержании никеля допускается 0,1 %);
- недопустимость загрязнения металла компонентами футеровки (плавку ведут в медный кристаллизатор, или в гарнисажном тигле);
- высокая активность титана требует проведения плавки либо в атмосфере инертного газа либо в вакууме;
- однородность химического состава по сечению слитка.

В настоящее время используются следующие способы:

- вакуумно-дуговой переплав с расходуемым или нерасходуемым электродом в медный кристаллизатор, гарнисажный тигель (иногда применяют графитовый тигель);
- вакуумно-индукционная плавка с медным кристаллизатором или графитовым тиглем;
- электронно-лучевой переплав с последующей плавкой в вакуумно-индукционной печи.
- проводятся исследования по возможности получения нитинола способом магнитоуправляемой электрошлаковой плавки (МЭП) и последующей термомеханической обработки для получения полуфабрикатов в виде пластин и проволоки.

Наиболее распространена вакуумно-индукционная плавка.

На рис.1 ниже приведена схема участка на основе вакуумно-плавильной установки УППФ-3М (производства ПАО «Электромеханика», г. Ржев) [1].

Установка состоит из нескольких функциональных блоков:

- блок плавильной камеры с индуктором 10, закрепленным на вращающейся платформе, обеспечивающей поворот плавильного узла при сливе металла в форму 3;
- блок шлюзовой камеры с печью подогрева литейных форм 11, обеспечивающей технологическую температуру формы в момент заливки металлом 1. Для загрузки формы под заливку шлюзовая камера откатывается от плавильной камеры;
- между шлюзовой и плавильной камерой расположен затвор 2, обеспечивающий герметизацию плавильной камеры при загрузке и выгрузке



залитых литейных форм;

- блок загрузки шихты 5, обеспечивающий вакуумирование шихты и загрузку ее в тигель без разгерметизации плавильной камеры;

- с противоположной стороны от шлюзовой камеры на плавильной камере имеется крышка с запорами, смотровым стеклом и натекателями. Крышка открывается при обслуживании и ремонте плавильной камеры 4;

- блок вакуумной системы включает два форвакуумных (7) и один бустерный насос и обеспечивает создание разрежения в плавильной камере до  $1-5 \cdot 10^{-3}$  мм рт.ст.;

- блок силового электропитания 9, обеспечивающий плавку металла;

- блок электропитания 6, обеспечивающий управление параметрами технологического процесса и их регистрацию.

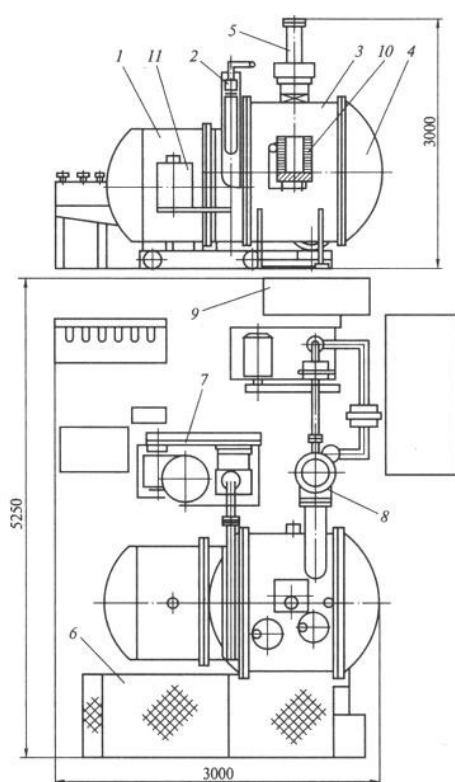


Рис. 1 Схема плавильной установки УППФ-3М

В качестве шихты используются никель катодный марки Н1у и листы титановые марки ВТ1-0 толщиной 3-10 мм. Возможно использование титановой губки. Особое внимание уделяют взвешиванию шихты, которое проводится в следующем порядке:

- проверка нуля весов;
- взвешивание контрольного груза;
- взвешивание требуемого количества компонента шихты;
- проверка нуля весов.

Выплавка по данной технологии обеспечивает колебание содержания никеля в слитке в пределах 0,1 % по высоте слитка. Содержание газов  $O_2$ -0,038-0,042%,  $H_2$  – 0,0015-0,0016%,  $N_2$  – 0,006-0,007%.

Представляет интерес применение магнитоуправляемой электрошлаковой плавки (МЭП) [2]. Внешний вид установки представлен на рис.2.



Рис. 2. Внешний вид установки МЭП для плавки титановых сплавов

Процесс осуществляется в электрошлаковой печи камерного типа в контролируемой атмосфере инертного газа. Плавку выполняют в медном водоохлаждаемом кристаллизаторе. Отличительной особенностью данного процесса является, в отличие от вакуумно-дуговой и вакуумно-индукционной плавки отсутствие испарения легирующих компонентов, что упрощает расчет шихты и позволяет получить заданный химический состав сплава с более высокой точностью. Электромагнитное воздействие на металлическую ванну, создает условия для предотвращения ликвации и создание химически однородной, мелкозернистой структурой металла. Содержание никеля после переплава колеблется в пределах 0,2 % по высоте слитка. Содержание газов  $O_2$ -0,09%,  $N_2$  – 0,016%,  $H_2$  – 0,002%., что соответствует ТУ 1-809-394-84 «Сплавы на основе никелида титана марок ТН1, ТН1К, ТНМ3».

Таким образом, способ магнитоуправляемой электрошлаковой плавки может быть альтернативой вакуумным процессам и, несмотря на несколько более высокое содержание газов в слитке, позволит получать качественные слитки никелида титана на более простом и доступном оборудовании.

#### Литература:

1. Андреев В.А. Вакуумно-индукционная выплавка цилиндрических заготовок диаметром 90-120 мм из сплавов с памятью формы на основе никелида титана для последующей поперечновинтовой прокатки / В.А. Андреев, В.С. Юсупов, М.М. Перкас // Актуальные проблемы прочности. Витебск– 2018. – № 2. – С. 192-209.
2. Протоковиллов И.В. Технологические аспекты магнитоуправляемой электрошлаковой плавки и термомеханической обработки никелида титана / И.В. Протоковиллов, И.А. Скиба, Д.А. Петров // Современная электрометаллургия. – 2012. – № 2. - с.17-20

## ЗАДАЧИ ФОРМИРОВАНИЯ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ВТОРИЧНОЙ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Колодин И.И., Семенов Д.О., Корицкий Г.Г.  
Донецкий национальный технический университет

Производство металлов связано с разработкой и освоением технологий освобождения их из химических соединений, составляющих основу природных минералов земной коры. Подобные технологии объединены в обширную группу химико-металлургических процессов. Их разнообразие объяснимо не столько многообразием самих минеральных образований, сколько многообразием химических соединений в их составе. Для каждого металла характерна своя группа технологических процессов, но в их структуре можно выделить общие признаки и однотипные процедуры. Все они основаны на использовании сырьевой базы. В настоящее время известно два типа сырьевых баз – рудоминеральная и металлсодержащая. Формирование и организация каждой из них отличаются оригинальными особенностями. Рудоминеральную базу составляют природные минералы и продукты их первичной переработки. Она включает всевозможные побочные и промежуточные минеральные продукты, используемые в базовом технологическом процессе. Эту базу называют первичной. Металлсодержащую базу составляют объекты сферы потребления, содержащие металлические изделия, потерявшие по каким-либо причинам потребительскую привлекательность (полезность), а также минеральные продукты, получаемые в виде отходов в самых различных производственных процессах. Ее принято называть вторичной.

Формирование первичной сырьевой базы включает разведку, оценку, разработку месторождений металлических руд, первичную переработку добытой минеральной массы путем обогащения, обжига, агломерирования, концентрирования и пр. Организацию сформированной базы строят на определении минерального и химического состава, физических и технологических характеристик материала каждой полученной партии, группировании партий по составу и свойствам, паспортизации, складировании, хранении. Реализуют первичное сырье путем организации классических технологических пиро-, гидро-, электрохимических, ионообменных или экстракционных процессов, нацеленных на получение чистого металла или металлического сплава нормированного состава.

Формирование сырьевой базы вторичной металлургии имеет сложный, многоуровневый характер и включает, прежде всего, мероприятия, проводимые на каждом предприятии по производству и переработке первичного металла, координируемые на корпоративном, региональном и государственном уровне. Таким образом создают так называемую «производственную» составляющую базы, которая включает различные производственные отходы, бракованные изделия. Дополнительным источником формирования этой сырьевой базы служит сфера потребления. Она поставляет лом различных предметов быта, а

также лом промышленной и бытовой техники.

Антропогенный характер сырьевой базы вторичной металлургии, механизмы ее формирования можно рассматривать как условия формирования импровизированных «месторождений» различных металлов. Международная практика показывает, что их разработка организована по такой же схеме, что и природных месторождений, но с некоторыми особенностями в части терминологии, общих технических условий, охватывающих порядок сбора лома и отходов цветных металлов и сплавов, требований по его контролю химического состава, пожаро-, взрыво- и радиационной безопасности, правила приемки, транспортирования и хранения, методы испытаний и контроля показателей качества, а также формы и содержания документов, гарантирующих все виды безопасности металлургического сырья и реальные значения его важнейших характеристик. На постсоветском пространстве действовали разработанный в 11.06.2009г. и введенный в качестве межгосударственного ГОСТ 1639-2009 «Лом и отходы цветных металлов и сплавов. Общие технические условия». С 29 ноября 2011 г. в Российской Федерации действует национальный стандарт ГОСТ Р 54564 с таким же названием.

Важнейшими признаками объектов, составляющих сырьевую базу вторичной металлургии, являются их геометрические параметры и химический состав. Геометрические параметры – конфигурация и размеры, определяют условия и способы подготовки металлической шихты к переработке в соответствующих технологических агрегатах. Химический состав определяет, прежде всего, потенциальную возможность производства конкретного материала с заданными параметрами качества, и лишь затем – характер и особенности технологического процесса переработки сырья в готовый продукт. Это обстоятельство позволяет считать второстепенными вопросы производства металлосодержащих изделий, отдавая предпочтение вопросам производства материала, а точнее – вопросам обеспечения нормированного уровня показателей его качества.

Известно, что качество сырьевой базы, используемой при производстве конкретного металла или группы однотипных сплавов в сочетании с особенностями технологического процесса производства и рафинирования металла, однозначно определяют химический состав конечного продукта и, прежде всего, характер и количество примесей, оказывающих существенное влияние на показатели качества готового продукта. Подобные примеси появляются и накапливаются в производимом продукте в результате использования шихтовых материалов с неконтролируемым химическим составом, что существенно снижает показатели его качества и требуют дополнительных затрат на рафинирование. Поэтому при формировании сырьевой базы вторичной металлургии, а особенно при составлении шихтовых пакетов, приоритетными становятся вопросы тщательной подборки сырья по химическому составу.

Решение этой задачи требует, с одной стороны – тщательной сортировки

поставляемого сырья с учетом истории изготовления каждого из его компонентов, а с другой - использования сложного оборудования, например, переносных портативных спектрометров, которые, к тому же, имеют весьма скромные возможности. Это существенно снижает темпы предварительной подготовки сырья.

Повидовая сортировка – важнейший этап подготовки металлического лома. Ее техника основана на информации о предпочтительном использовании определенных сплавов при изготовлении изделий конкретных типов. Это обстоятельство значительно упрощает предварительную подготовку сырья для составления шихтовых пакетов конкретного назначения, но никак не может гарантировать переработке их в сплав заданного состава, поскольку мала вероятность составления пакета из объектов одного и того же или хотя бы подобных материалов. Ситуация осложняется существующим порядком сбора, хранения и поставки металлического лома, нормированным известными документами ГОСТ 1639, ГОСТР 54564 и подобными национальными и региональными стандартами, которые обязывают группировать накапливаемый лом не только по виду основного металла, но и по типу сплава, в котором этот металл является основным. При этом в группу поставки включают сплавы, составы которых существенно разнятся и, кроме того, соотношение представителей каждого сплава в группе не регламентировано. Переработка такого скрапа в металлический продукт не гарантирует ожидаемого химического состава, параметры которого даже рассчитать порой невозможно. Эта ситуация не нова. Выход из нее нашли в выплавке представительных проб, но эта техника широкого распространения не получила, поскольку занимает много времени и ресурсов. Она может обрести серьезное значение только в случае долгосрочной организации многокомпонентной сырьевой базы для обеспечения обширной номенклатуры выплавляемых сплавов.

Организация сырьевой базы вторичной цветной металлургии нацелена на оптимизацию производственных программ выпуска широкого спектра изделий нормированного химического состава при использовании сложного металлического лома с ненормированным химическим составом. Выделение из всего ассортимента сплавов, представленных в сырьевой базе, локальной группы, пригодной для производства продукта заданного состава возможно лишь при создании кластера, в который входит сплав заданного состава. К сожалению, техника кластеризации металлических сплавов в достаточной мере не отработана, а первые попытки сформировать локальные группы сплавов на основе особенностей их химического состава, характерных для данной группы, указали не только на жизнеспособность этой техники, но и на необходимость детального анализа всего массива информации о промышленных сплавах, производимых в соответствии с действующими нормативными документами – ГОСТами, ОСТами, ТУ и заводскими нормами [1].

#### Литература:

1. Корицкий Г.Г. Кластеризация в описании системы медных сплавов, Наукові праці ДонНТУ. Серія "Металургія". №1(16)-2(17), –Донецьк, 2013

## АНАЛИЗ СПОСОБОВ ПОЛУЧЕНИЯ БИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ СЛИТКОВ

Палкин О.О., Пасечник А. Ю.  
Донецкий национальный технический университет

Биметаллические материалы обладают уникальными комплексами свойств, которые невозможно получить у отдельного металла или сплава. Часто биметаллические изделия позволяют экономить дорогостоящие металл и сплавы: основа более дешевый металл или сплав, например углеродистая сталь, а плакирующий слой – нержавеющая сталь или медный сплав.

Однако получение биметаллических изделий сопряжено с рядом трудностей, связанных с образованием в переходной зоне структур (например интерметаллидов), которые могут иметь низкие механические свойства. Кроме этого иногда имеет значение размер переходной зоны. Это характерно для подового электрода электродуговых печей постоянного тока, которые изготавливают из биметалла сталь-медь. Стальная часть контактирует с жидким металлом, а медная часть, охлаждаемая водой, способствует отводу избытка тепла. Переходная зона представляет собой твердый раствор железа в мели и обладает теплопроводностью в несколько раз меньше, чем чистая медь.

Увеличенная переходная зона, создавая тепловое сопротивление, способствует интенсивному оплавлению подового электрода во время работы.

В настоящее время применяют следующие способы получения биметаллических заготовок для изготовления подовых электродов:

1. заливка жидкого металла (медь) на твердую стальную поверхность, установленную вертикально или горизонтально в изложнице (цилиндрические стержневые электроды), последовательная заливка разнородных металлов в форму [1];

Недостаток способа – значительное время контакта жидкого и твердого металла, что приводит к насыщению меди железом за счет диффузионных процессов.

2. Электрошлаковый переплав по двухконтурной схеме ЭШП ДС (Рис.1) [2].

Процесс переплава проводится в несколько этапов:

- процесс начинают с жидкого старта по цепи поддон - токоведущий кристаллизатор;

- проводят переплав стального расходуемого электрода, который подключен по цепи электрод – поддон;

- после расплавления стального электрода, включают цепь токоведущий кристаллизатор – поддон, при этом выравнивается глубина жидкой ванны по диаметру слитка;

- вводится медный расходуемый электрод, включенный по цепи поддон – электрод.

Были получены слитки диаметром 350 мм, высотой до 1300мм. Ширина

переходной зоны составляет 35 мм.

### 3. Способ автовакуумной пайки [3].

По этому способу стальную и медную части, помещают в вакуумную печь, в которой происходит диссоциация окисных включений на поверхности, диффузия кислорода в поверхностные слои металла и создаются условия для смачивания припоем (медь) контактирующих поверхностей. Недостаток способа - сложность оборудования и необходимость точной подгонки заготовок (зазор должен составлять десятые доли миллиметра).

### 4. Термитная сварка (Рис.2).

Стержневые подовые биметаллические электроды фирмы «Danieli», используемые при строительстве сверхмощной 420-тонной электродуговой печи компании Tokyo Steel, Япония, изготовлены способом алюминотермической сварки стальной и медной части. Суть процесса состоит в выделении тепла при протекании экзотермической реакции:

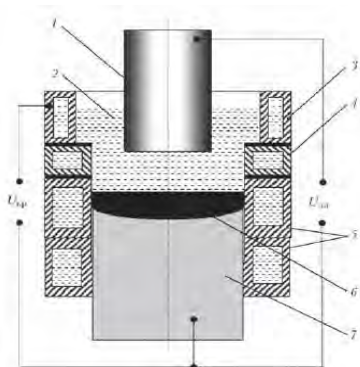


Рис.1 Схема ЭШП ДС: 1 – расходуемый электрод; 2 – огнеупорная изоляция, 2 – тигель, 3 – шлаковая ванна; 3 – жидкий металл, 4 – соединяемые токоподводящая секция; 4 – заготовки. а – схема с применением разделительная секция; 5 – сварки давлением, б – схема с формирующие секции; 6 – заполнением жидким железом зазора металлическая ванна; 7 – слиток.

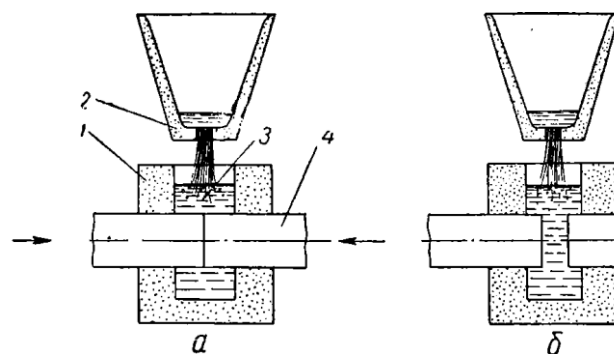


Рис. 2 Схема термитной сварки 1– расходуемый электрод; 2 – огнеупорная изоляция, 2 – тигель, 3 – жидкий металл, 4 – соединяемые токоподводящая секция; 4 – заготовки. а – схема с применением разделительная секция; 5 – сварки давлением, б – схема с формирующие секции; 6 – заполнением жидким железом зазора металлическая ванна; 7 – слиток.

К недостатку относят довольно высокую газонасыщенность металла шва.

В ДонНТУ разработан способ получения биметаллических заготовок «сталь-медь», позволяющий выплавлять слитки массой до 1 тонны (рис.3). В основе технологии лежит электрошлаковый переплав медной проволоки на стальную заправку [4]

В процессе переплава создаются условия для регулирования в широком диапазоне вводимой тепловой мощности за счет изменения состава флюса по ходу процесса, теплового потока в кристаллизатор, электрического режима процесса. Это позволяет провести соединение медной и стальной частей без оплавления последней, а послойная кристаллизация блокирует диффузию железа в медь. Ширина переходной зоны при этом составляет 3-10 мм.

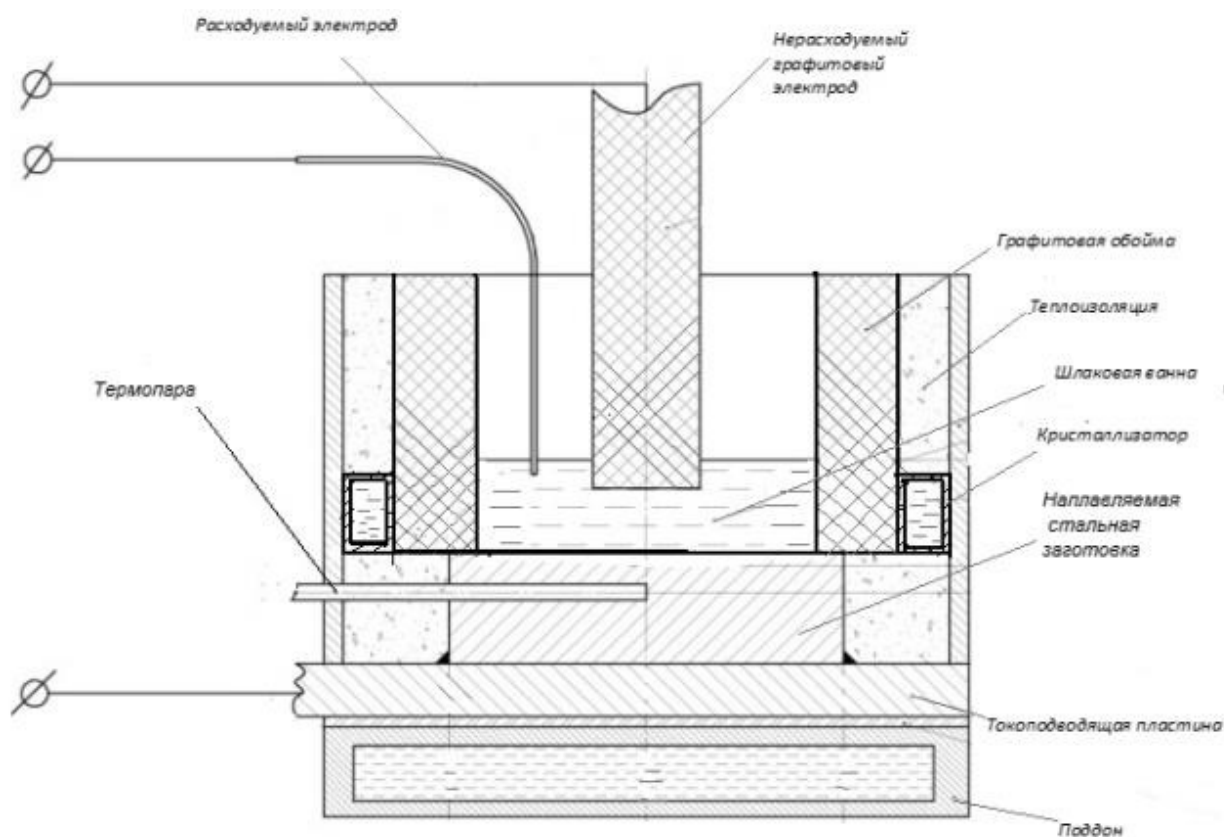


Рис.3 Схема установки для выплавки биметаллических слитков.

#### Литература:

1. Заявка на изобретение 2004110873/02, Российская Федерация В22D 19/16 (2000.01) Способ изготовления биметаллических отливок / Караник Ю.А. ; заявитель Караник Ю.А. заявл. 08.04.2004 ; опубл. 20.10.2005, Бюл. № 29. – 1.
2. Применение ЭШП по двухконтурной схеме для получения сталемедных заготовок анодов дуговых печей постоянного тока / В.А. Зайцев, Л.Б. Медовар, П.И. Тищенко, Б.Б. Федоровский, В.М. Журавель // Современная электрометаллургия. –2011. – № 2. - с.3-7
3. Григоренко Г.М. Биметаллические материалы и изделия, изготавливаемые высокотемпературной некапиллярной пайкой / Г.М. Григоренко, Л.Г. Пузрин, М.А. Полещук, А.Л. Пузрин // Современная электрометаллургия. – 2011. – № 4. – С. 15–19.
4. Пат. 104262 Украина. МПК (2013.01) В23К 9/00 В 23К 9/23 (2006.01) В23/С 703/22 (2006.01).Способ электрошлаковой наплавки меди и ее сплавов на сталь / С.Ю. Пасечник, А.Ю. Пасечник, Г.Г. Корицкий; заявитель и патентодержатель Донецкий нац. техн. ун-т. – № а 201303105; заявл. 14.03.2013; опубл. 10.10.2013, Бюл. № 19. – 6 с.: ил.



## ХАРАКТЕР ЗАТВЕРДЕВАНИЯ ЗАГОТОВКИ ПРИ ГОРИЗОНТАЛЬНОМ НЕПРЕРЫВНОМ ЛИТЬЕ

Плаксина А.О., Бредихин В.Н.

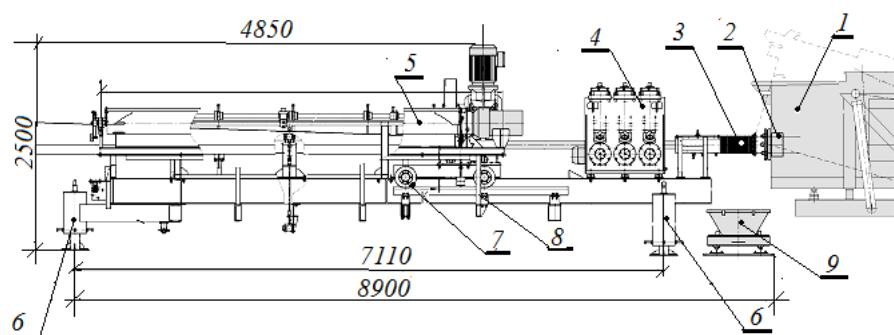
Донецкий национальный технический университет

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 (УГНЛ ЦМ) при равенстве литейных параметров (диаметр отливаемых заготовок, производительность) менее металлоемкие, компактные, не требуют сложных строительных решений, просты в эксплуатации.

Во-вторых, УГНЛ ЦМ наиболее целесообразно экономически и технически использовать при мелкосерийных производствах с большой гаммой номенклатуры, т.е. там, где предусмотрены частые переходы (технологические остановки).

Большинство УГНЛ ЦМ состоят из следующих основных узлов: печной агрегат; кристаллизатор; тянущая клеть; узел порезки и складирования, рис. 1.



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

Рис.1 - Установка непрерывного горизонтального литья цветных металлов:

Анализ особенностей теплосъема, макро-, микроструктуры и механических свойств заготовки, сформированной на установке горизонтального непрерывного литья (УГНЛ ЦМ), приводит к следующей физической модели данного процесса [1].

Термоконвективные потоки в горизонтальном цилиндре рассматриваются в виде суперпозиции базисных движений [4], одним из которых является движение жидкости в вертикальной плоскости, проходящей через ось цилиндра. Эта составляющая и является определяющей в горизонтальном кристаллизаторе.

На рис.2 приведен график распределения температуры по длине графитового формообразователя (экспериментальные данные).

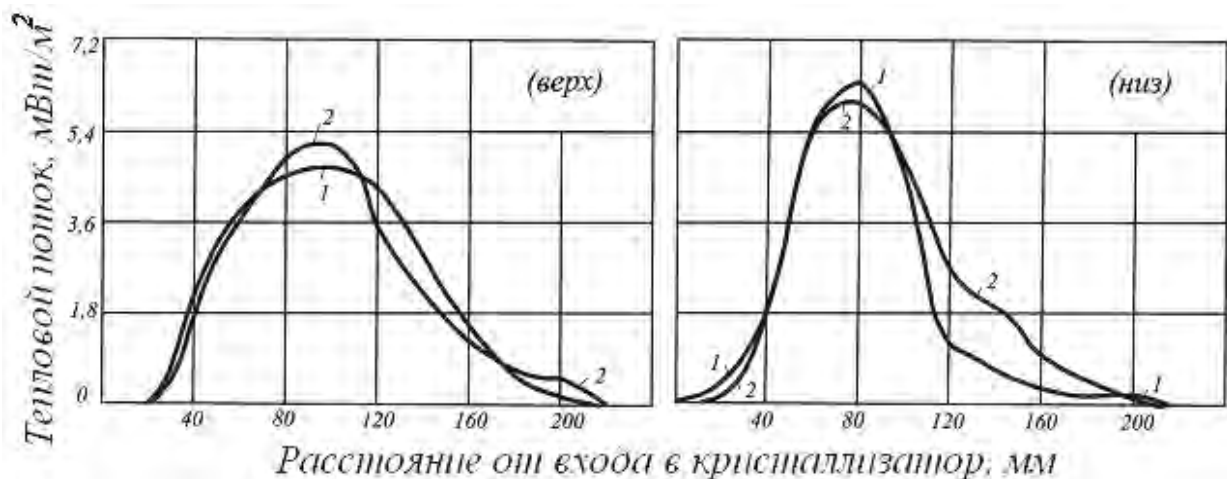


Рис.2 - Тепловой поток в зоне формирования заготовки в графитовом формообразователе 1-  $Z = 30\text{мм}$ ,  $\tau_{\text{ц}} = 14\text{ сек}$ ;  $\theta_{\text{ж}} = 1045^{\circ}\text{C}$ ;  $\tau_0/\tau_{\text{В}} = 1,4$ ;  
 2-  $Z = 50\text{мм}$ ,  $\tau_{\text{ц}} = 27\text{ сек}$ ;  $\theta_{\text{ж}} = 1045^{\circ}\text{C}$ ;  $\tau_0/\tau_{\text{В}} = 1,4$   
 где,  $Z$ - шаг вытягивания,  $\tau_{\text{ц}}$  – время цикла,  $\theta_{\text{ж}}$ - температура жидкого металла,  $\tau_0$  – время остановки;  $\tau_{\text{В}}$  - время вытягивания

На рис. 3 представлена величина эффективного зазора между заготовкой и графитовом формообразователем при различных режимах литья.

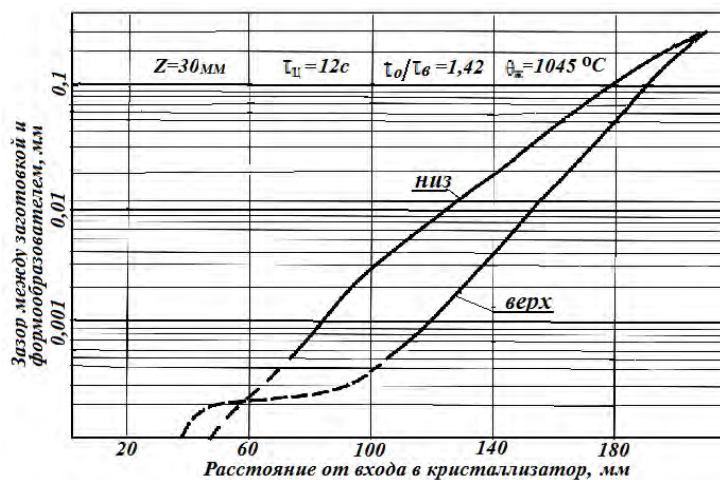


Рис. 3 Значение величины эффективного зазора между заготовкой и графитовом формообразователем при различных режимах литья:  
 1-  $Z = 30\text{мм}$ ,  $\tau_{\text{ц}} = 14\text{ сек}$ ;  $\theta_{\text{ж}} = 1045^{\circ}\text{C}$ ;  $\tau_0/\tau_{\text{В}} = 1,4$ ;  
 2-  $Z = 50\text{мм}$ ,  $\tau_{\text{ц}} = 27\text{ сек}$ ;  $\theta_{\text{ж}} = 1045^{\circ}\text{C}$ ;  $\tau_0/\tau_{\text{В}} = 1,4$ .

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 (рис.2, 3) на рис.4 смоделирован характер конвективных потоков при формировании заготовки в горизонтальном кристаллизаторе. [2]

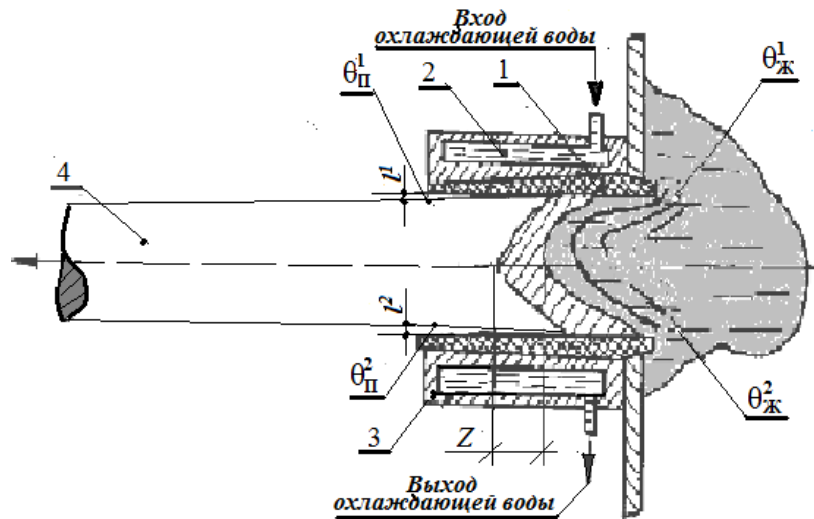


Рис.4 - Характер термоконвективных потоков в зоне формирования заготовки на УГНЛ

1-графитовый формообразователь; 2 - вода охлаждающая; 3-медная рубашка кристаллизатора; 5-заготовка; Z - шаг вытягивания;  $\theta_{\text{п}}^1, \theta_{\text{п}}^2$  – температура поверхности заготовки сверху и снизу, соответственно;  $l^1, l^2$  – зазор между заготовкой и графитовым формообразователем сверху и снизу, соответственно;

$\theta_{\text{ж}}^1, \theta_{\text{ж}}^2$  – температура жидкого металла на входе в кристаллизатор сверху и снизу, соответственно

*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  $1100^{\circ}\text{C}$  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. Нехензи Ю.А., Самарин А.М. Труды ЦНИИЛТМ, 1976, №5;
2. Гершуни Г.З., Жуховицкий Е.М. Конвективная устойчивость несжимаемой жидкости. М.; «Наука», 1972;
3. Бредихин В.Н., Кушнерова Е.Ю. Исследование тепловых потоков в горизонтальном кристаллизаторе при литье медных сплавов. Збірник наукових праць ЗДІА, «Металургія», - Запоріжжя. Вип.11, 2005р;

# ОЦЕНКА ОТЕЧЕСТВЕННОГО РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦИАЛА ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ЛИТЕЙНЫХ ФОРМ И СТЕРЖНЕЙ НА ОСНОВЕ АДДИТИВНЫХ ПРОЦЕССОВ

Афошин А.А., Гутько Ю.И.

Луганский государственный университет имени Владимира Даля

Получение заготовок литьем сплавов в 3D-печатные формы – современный способ производства высокоточных отливок для различных отраслей производства, медицины и технологической оснастки [1,2].

Технология производства 3D-песчаных форм – одна из самых передовых, объединяющая традиционную технологию литья в песчаную форму и 3D-печать. Неоспоримым преимуществом технологии является возможность изготовления песчано-полимерных форм без использования модельной оснастки в разы быстрее традиционных способов формообразования. Метод послойного синтеза изготовления форм и стержней особенно удобен для изготовления крупно и среднегабаритных изделий.

Способ 3D-печати предусматривает выполнение двух основных технологических операций, первая – 3D-печать литейных песчаных форм и стержней и, вторая – сборка и заливка форм [3].

Для производства литейных форм и стержней методом послойной печати могут использоваться две технологии: лазерное спекание плакированного песка и струйная печать, которая представлена технологиями:

– 1) Binder Jetting (BJ) (права принадлежат компании ExONE)) – струйная печать посредством нанесения порошка и склеивания его связующим веществом. Технология разработана специально для производства литейных форм для высокотехнологичных средне и крупногабаритных изделий. Последователи (например, PCM), добавляют собственные ноу-хау в подготовку производства и сам технологический процесс, совершенствуя конечный бизнес-результат. BJ имеет возможность печатать большие детали и часто более рентабельна, чем другие методы производства. Для реализации технологии BJ используется силикатный песок с фурановым связующим. Печатные формы сразу доступны для литья без операции обжига.

– 2) Patternless Casting Manufacturing (PCM) (права принадлежат компании FHZL (Китай)) – литье металлов без применения модельной оснастки. Технология PCM позволяет быстро создавать песчаные модели и стержни, которые эффективны для быстрого литья сложных деталей. PCM не нуждается в шаблоне и может уменьшить производственный цикл и стоимость [4].

В зависимости от необходимых свойств литейной формы используются различные виды песка. Наиболее распространенный материал для создания полимерных форм, это кварцевый песок. Модель, полученная из него с использованием: фурановых, фенольных смол и неорганических связующих, не требует запекания и может использоваться сразу после печати.

Наряду с кварцевым, используется керамический песок. Он имеет высокую

степень огнеупорности, а также минимальный коэффициент теплового расширения ( $4,5-6,5 \cdot 10^{-6} \text{K}^{-1}$ ), что позволяет минимизировать пористость на отливках и, следовательно, улучшить качество поверхности отливки. Керамический песок может использоваться со всеми связующими веществами и часто применяется при литье стали и сплавов. Для литья чугуна, а также сталей применяется хромированный песок. Он так же имеет низкий коэффициент теплового расширения и обладает хорошей теплопроводностью. Полученные из него формы обладают высокой степенью стабильности. Может использоваться в смеси с кварцевым песком, для получения лучшего качества поверхности отливки [5].

При струйной 3D-печати требования, предъявляемые к песку практически такие же, как и при классическом процессе с холодно-твердеющими смесями (ХТС). Это означает, что физико-химические свойства песка такие же, как при классическом процессе по ХТС.

Однако для песка, используемого в 3D-принтерах, существуют более жесткие нормативы однородности. Если при ручной формовке размеры песчинок и их форма не имеют значения, то при работе с 3D-принтером необходим максимально однородный песок. Это требование критично для равномерного нанесения микроскопических слоев. Речь идет о толщинах, находящихся в пределах 200-500 мкм. Очевидно, что при такой величине размер песчинок становится соизмеримым с толщиной слоя и следует использовать однородный песок для лучшего распределения частиц по всему объему. Данное условие несколько удорожает песок, применяемый в 3D-печати, по сравнению с используемым при ручной формовке, но средняя стоимость за 1 тонну не превосходит 5 тыс. рублей [6].

Несмотря на ряд достоинств технологии, касаемо применяемого аддитивного оборудования и расходных материалов, существуют некоторые недостатки, затрудняющие их широкое внедрение на машиностроительные предприятия:

- высокое газовыделение при заливке металла с высокой температурой плавления в песчаные формы, что ограничивает использование установок при литье жаропрочных сталей и сплавов;

- стоимость 3D-принтеров, которая в зависимости от размера камер может колебаться от одного до нескольких миллионов евро;

- стоимость расходного материала и зависимость от его поставок с привязкой к расчету в иностранной валюте. На данный момент отечественные материалы не могут заместить импортные в силу особенностей технологии, используемой в импортных установках [7].

Таким образом, проведенное исследование производственной деятельности ведущих компаний РФ, имеющих постоянную потребность в литье, в зависимости от существующей ресурсной базы, позволило сделать вывод, что многие предприятия проводят реконструкцию литейного производства, ориентируясь на новые технологические процессы, материалы и перспективное оборудование отечественного производства, не зависящего от

импорта. Однако, на данный момент, отечественная ресурсная база расходных материалов, для широкого внедрения аддитивного оборудования, как импортного, так и отечественного производства, является достаточно слабой и технологически неподготовленной. Поэтому сохраняется жесткая зависимость от импорта. В целом технология послойного синтеза изготовления форм и стержней является современным взглядом на классические методы изготовления для литейного производства и имеет хороший потенциал применения и дальнейшего развития. Однако следует вести разработки в области компонентов связующего вещества и активатора, повышения их экологичности и снижения стоимости и переход на полное импортзамещение.

#### Литература:

1. Дорошенко, В.С. 3D-технологии для формовки и литья / В.С. Дорошенко // Литьё и металлургия. 2015. №3 (80). Режим доступа: <https://cyberleninka.ru/article/n/3d-tehnologii-dlya-formovki-i-litya> (дата обращения: 01.01.2021).
2. Сыровой, Г.В. Возможность использования аддитивных технологий для изготовления оправок / Г.В. Сыровой, А.А. Афошин // Ресурсосберегающие технологии производства и обработки давлением материалов в машиностроении: Сб. науч. тр. Луганск: ЛНУ им. В. Даля, – № 2 (27). 2019, – С. 47-54.
3. Толочко, Н.К. Применение технологии экструзионной 3D-печати в литейном производстве / Н.К. Толочко, А.А. Андрушевич, П.Н. Василевский, П.С. Чугаев // Литьё и металлургия. 2018. №4 (93). Режим доступа: <https://cyberleninka.ru/article/n/primenenie-tehnologii-ekstruzionnoy-3d-pechati-v-liteynom-proizvodstve> (дата обращения: 01.02.2021).
4. Зленко, М.А. Аддитивные технологии в машиностроении / М.А. Зленко, М.В. Нагайцев, В.М. Довбыш // пособие для инженеров. – М. ГНЦ РФ ФГУП «НАМИ» 2015. 220 с.
5. Батина, Н.А. Аддитивная технология изготовления стержня корпусной отливки / Н.А. Батина, Ю.Ю. Горб, Ю.П. Денисенко, О.Ш. Бердиев // Молодежь XXI века: III и IV науч.-практ. конф., г. Арсеньев, 17 апреля 2015: сб. тр. / под общ. ред. Ю.П. Денисенко, О.Ш. Бердиева, Ю.Ф. Огнева. Владивосток: Дальневост. федерал. ун-т, 2015. С. 230-233.
6. Электронный ресурс, режим доступа: [https://www.dipaul.ru/pressroom/tekhnologiya\\_proizvodstva\\_liteynykh\\_form](https://www.dipaul.ru/pressroom/tekhnologiya_proizvodstva_liteynykh_form) (дата обращения: 25.02.2021).
7. Садоха, М.А. Повышение эффективности производства отливок в условиях мелкосерийного и единичного производства / М.А. Садоха, С.Л. Ровин // Литьё и металлургия. 2020. №3. Режим доступа: <https://cyberleninka.ru/article/n/povyshenie-effektivnosti-proizvodstva-otlivok-v-usloviyah-melkoseriynogo-i-edinichnogo-proizvodstva> (дата обращения: 19.03.2021).

# АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА АДДИТИВНОГО ИЗГОТОВЛЕНИЯ ЛИТЕЙНЫХ ФОРМ И СТЕРЖНЕЙ

Багно Д.М., Афошин А.А.

Луганский государственный университет имени Владимира Даля

Динамичное внедрение в различных отраслях производства 3D-печати связывают с третьей промышленной революцией, которая характеризуется широким освоением аддитивных процессов [1].

Аддитивные технологии (АТ) для литейного производства открывают существенные возможности не только для опытного, но и серийного выпуска изделий. Технологии 3D-печати литейных форм – это отдельный и большой раздел АТ-технологий. За последние годы стремительное развитие получило направление непосредственного выращивания песчаных форм для литья металлов, а так же литейных стержней [2].

Изготовить традиционными способами литейные формы, стержни, модели и оснастку сложной геометрии и высокой точности, зачастую было невозможно, либо со значительными технологическими трудностями. Произведенные изделия по процессам 3D-печати имеют важное преимущество, которое заключается в значительном сокращении срока изготовления и возможности вносить корректировки в конструкцию без существенных затрат и технологических рисков.

Наиболее распространенная и популярная технология производства, известная как – литье в песчано-глинистые формы (ПГФ) – характеризуется применением многоразовой, полимерной, деревянной либо металлической модельной оснастки. Превосходство аддитивной 3D-печати заключается в получении готовой литейной формы без оснастки. [3].

Для изготовления песчаных литейных форм и стержней применяются две АТ-технологии: послойное спекание плакированного песка лазерным лучом и послойное нанесение связующего состава.

В первой технологии в качестве модельного материала используется литейный (силикатный или циркониевый) предварительно плакированный полимером песок. После спекания получается сырая модель, которую необходимо обработать пламенем газовой горелки, а после очистки поместить в прокалочную печь и окончательно (при температуре 300-350 °С) отверждать массив формы.

По второй технологии – послойного нанесения связующего состава, на рабочую платформу впрыскивается непосредственно состав, при этом литейный песок подается и разравнивается на рабочей платформе послойно, с шагом 0,2-0,4 мм. В этом случае для формы дополнительная термообработка не требуется [4].

Технологический процесс аддитивного изготовления литейных форм и стержней начинается с создания математической модели оснастки и преобразование ее в файл формата stl. Инженер-технолог литейщик определяет

линию разъема, усадку, уклон, назначает припуски на обрабатываемые поверхности. Параллельно проектирует литниково-питающую систему, которая сочленяется с основной САД-моделью. Далее создается САД-модель песчаного блока в виде параллелепипеда, в которую помещается технологическая модель отливки и литниково-питающая система. После этот блок разрезается на несколько частей в зависимости от размеров рабочей камеры 3D-машины, создаются негативы – «отпечатки» технологической модели в песчаном блоке или его фрагментах. Таким же способом вычитания создаются 3D-модели стержней. В заключение этапа проектирования создаются stl файлы литейной формы. Затем, с помощью программного обеспечения, нарезается 3D-модель stl и выводится геометрическая информация для формирования слоев поперечного сечения. Эти слои сечения используются для генерации информации управления процессом. После эти данные передаются в 3D-принтер, который считывает эту информацию [5].

Построение осуществляется из мелкодисперсного кварцевого песка путем нанесения тонкого слоя (толщиной 140-250 мкм) на площадку построения и последующего селективного связывания (соединения) слоев между собой жидким связующим (фурановая смола или фенольное связующее), поступающим из головки в соответствии с заданной геометрией слоя.

Во время печати катализатор и песок равномерно перемешиваются, затем тонким слоем укладываются на платформу. Массив сопел точно распыляет связующее на слой, следуя геометрической информации поперечного сечения. Реакция отверждения происходит между катализатором и связующим. Это повторяется слой за слоем, пока объект не будет построен [6].

После завершения процесса печати, формы или стержни распаковываются, происходит очищение от избыточного песка, который подлежит вторичной переработке. Далее, как и в классических технологиях литья, рабочие поверхности форм и стержней покрывают противопопригарными покрытиями, сажают на клей и нагружают грузом.

Таким образом, применение аддитивного процесса изготовления литейных форм и стержней при литье в песчано-глинистые формы имеет существенные превосходства по сравнению с традиционными способами формообразования: значительное сокращение производственного цикла; отсутствие необходимости в привлечении нескольких инженеров-технологов и(или) других специалистов; возможность одновременного изготовления нескольких изделий на 3D-принтере (форма+стержень).

Однако, несмотря на простоту и малооперационность технологического аддитивного процесса 3D-печати литейных форм и стержней существует необходимость в дальнейшем усовершенствовании технологических параметров процесса, определении степени воздействия окружающей среды на поведение компонентов формовочного состава, специфики работы механизмов 3D-принтера и других факторов, влияющих на условия получения качественного изделия.



#### Литература:

1. Рифкин Дж. Третья промышленная революция: Как горизонтальные взаимодействия меняют энергетику, экономику и мир в целом. / Рифкин Дж. – М.: Альпина нон-фикшн, 2014. – 410 с.
2. Афошин, А.А. Разработка технологии изготовления литейных моделей для вакуумно-пленочной формовки аддитивным способом и проведение их испытаний / А.А. Афошин // Глобальная наука и инновация 2020: Центральная Азия. Серия «Технические науки» № 5(10). Август 2020. С 99-102.
3. Дорошенко, В.С. 3D-технологии для формовки и литья / В.С. Дорошенко // Литьё и металлургия. 2015. – №3 (80). URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/3d-tehnologii-dlya-formovki-i-litya> (дата обращения: 01.04.2021).
4. Зленко, М.А. Аддитивные технологии в машиностроении / М.А. Зленко, М.В. Нагайцев, В.М. Довбыш // пособие для инженеров. – М. ГНЦ РФ ФГУП «НАМИ» 2015. – 220 с.
5. Аддитивная технология изготовления стержня корпусной отливки / Н.А. Батина, Ю.Ю. Горб, Ю.П. Денисенко, О.Ш. Бердиев // Молодежь XXI века: III и IV науч.-практ. конф., г. Арсеньев, 17 апреля 2015: сб. тр. / под общ. ред. Ю.П. Денисенко, О.Ш. Бердиева, Ю.Ф. Огнева. Владивосток: Дальневост. федерал. ун-т, 2015. С. 230–233.
6. Антонова, В.С. Аддитивные технологии: учебное пособие / В.С. Антонова, И.И. Осовская. ВШТЭ СПбГУПТД. – СПб., 2017. – 30 с.

## ОСОБЕННОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ САПР ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ЛИТЕЙНЫХ ФОРМ И СТЕРЖНЕЙ ПО 3D-ТЕХНОЛОГИИ

Иванченко Ю.Ю., Афошин А.А.

Луганский государственный университет имени Владимира Даля

В условиях цифрового производства, когда данные различных форматов и типов об изделии структурировано хранятся в PDM-системе управления данными, а оптимальные параметры технологического процесса определяются с помощью моделирования и проведения инженерного анализа в CAE-системе, целесообразно применять системы автоматизированного проектирования технологических процессов (САПР ТП/САРР – системы) [1].

3D-технологии, известные как аддитивные (АТ) – технологии, направленные на получение трехмерных физических объектов, путем локального добавления веществ (элементов) с различными свойствами и характеристиками по определенным закономерностям пространственного построения этих объектов.

На данный момент практически в каждой системе САПР предусмотрен целый набор средств и инструментов построения 3D-CAD модели на основе имеющегося чертежа детали, включающего анализ уклонов модели отливок, определения линий разъема, построения отсекающих поверхностей для проектирования литейных стержней, имеющих отверстия, а также построения 3D-CAD формы на основе поверхности раздела и инструментов разделения и т.п. Однако в большинстве случаев при проектировании большая часть вопросов решается чисто эмпирически [2].

Поскольку для изготовления песчаных литейных форм и стержней применяются две аддитивные технологии: послойное спекание плакированного песка лазерным лучом и послойное нанесение связующего состава, то соответственно существуют и разнообразные САПР. Различные программные обеспечения для изготовления литейных форм и стержней и получения любой геометрии сложности непосредственно по CAD системам проектирования, путем послойного формирования по 3D-технологии, позволяют напрямую работать с CAD / STL данными; разделять 3D-модели на слои (сечения); контролировать и визуализировать процесс построения [3].

Песчаные формы можно проектировать как с помощью инвертирования 3D-модели в графическом редакторе, так и по прямому программированию. Вносить корректировки в структуру формы необходимо основываясь на ее физических и механических характеристиках. Эффективным является так же дополнительное использование стандартных программ для моделирования литейных процессов [4].

Технологические особенности применения САПР для изготовления литейных форм и стержней по 3D-технологии, заключаются в следующих аспектах.

1. Подготовка 3D-CAD модели отливки с литниковой системой, с

центрирующими элементами полуформ, стержней, и других вспомогательных элементов, необходимых для 3D-печати выполняется за счет использования конструкторских программ: Autodesk Inventor, AutoCAD, Solid Works, Siemens NX, ADEM, Компас 3D и т.д..

2. Применение систем автоматизированного моделирования литейных процессов: Magma Soft, Procast, SolidCast, CastCAE, WinCast, LVMFlow позволяет дополнять методики аддитивного производства.

3. Разбивка прототипа 3D-CAD модели литейной формы или стержня на части, с учетом размеров пространства рабочего стола 3D-принтера, их расположения, с наиболее удобными местами для зачистки и обработки (при необходимости).

Таким образом, комплексное применение САПР для изготовления литейных форм и стержней аддитивными процессами имеет существенные преимущества. При этом, несмотря на простоту технологического аддитивного процесса 3D-печати литейных форм и стержней существует необходимость в дальнейшей разработке отечественных САПР и приложений, позволяющих более тесно интегрировать взаимодействие функций моделирования и прототипирования. Возможность прогнозирования брака изготовления литейных форм, стержней, оснастки позволит повысить качество получаемых изделий аддитивным процессом.

#### Литература:

1. Шабалкин, Д.Ю. Организация технологической подготовки литейного производства изделий авиационной техники на основе принципов модели-ориентированного производства / Д.Ю. Шабалкин, О.Ю. Левкина, А.Х. Латыпов // Известия Самарского научного центра РАН. 2016. №4-3.
2. Митраков, Г.Н. Повышение эффективности литья по выплавляемым моделям при использовании аддитивных технологий / Г.Н. Митраков, В.С. Сазонов, А.В. Полякова, И.С. Аникин // ОНВ. 2015. №2 (140).
3. Быков, П.О. Современные компьютерные системы синтеза и анализа литейных технологий / П.О. Быков, В.Я. Шевченко // Наука и техника Казахстана. 2005. №1. С 10-18.
4. Дуюнова, В.А. Применение методов компьютерного моделирования при изготовлении сложноконтурной отливки / В.А. Дуюнова, С.В. Молодцов, А.А. Леонов, А.В. Трапезников // Труды ВИАМ. 2019. №11 (83). С 3-11.

# ВИРТУАЛЬНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ЛИТЕЙНОЙ ТЕХНОЛОГИИ

Павлюк К.И., Тараненко Н.А.

Луганский государственный университет имени Владимира Даля

Современные промышленные предприятия работают в условиях жесткой конкуренции и постоянного давления. Те предприятия, которые хотят выжить, должны выпускать продукцию качественнее, дешевле и быстрее конкурентов.

В этом направлении большую помощь оказывают предприятиям компьютерные технологии. Сквозное проектирование, станки с ЧПУ и системы объемного моделирования позволяют предприятиям снижать себестоимость и увеличивать производительность.

В настоящее время наиболее распространены такие системы компьютерного моделирования (СКМ): ProCAST, Полигон, WinCAST, MagmaSoft, LVMFLOW. Пока системы компьютерного моделирования не получили широкого применения из-за, во-первых, недоверия к возможностям виртуального моделирования физических процессов в системе отливка-форма и ориентация на опыт технологов-литейщиков, во-вторых, сказывается дефицит специалистов, совмещающих знания в области литейного производства с достаточной компьютерной грамотностью.

В работе было проведено виртуальное моделирование технологического процесса отливки «Корпус 7555А» с использованием СКМ для повышения коэффициента использования жидкого металла (КИЖМ), выбора положения отливки при заливке типа, литниковопитающей системы (ЛПС) и определения места установки и размеров прибулей для получения бездефектной отливки.

Материал отливки – высокопрочный чугун 45 ГОСТ 7293-85 [1]. Литейная форма безопочная изготавливалась из холоднотвердеющей смеси состава:

- 10% свежий кварцевый песок марки  $2K_1O_2O_2$ ;
- 90% - регенерированный песок из обработанной формовочной холоднотвердеющей смеси;
- 1,1% связующего (фенолформальдегидная смола);
- 50% отвердителя от количества связующего (ортофосфорная кислота).

Стержень изготавливается из формовочной смеси того же состава. Температура заливки стали составляла  $T_{зал}=1350^{\circ}C$ , а температура выбивки  $T_{выб}=550^{\circ}C$  [2].

Заливка формы длилась 18 сек., а время охлаждения отливки до температуры выбивки составляло около 3 часов.

Методика проектирования. Для проведения численных экспериментов была разработана методика автоматизированного проектирования литейной технологии на этапе «заливка-затвердевание», которая представлена на рис.1.



Рисунок 1 – Компьютерное проектирование технологии литья

Для проведения численного эксперимента была построена 3D модель отливки в программе SolidWorks [3] с расширением STL и импортировалась в LVMFLOW. Затем изменялась ориентация отливки в пространстве, и производилось масштабирование геометрического образа отливки.

Были подготовлены исходные данные для решения задачи гидравлики и затвердевания отливки. Это необходимо для следующего шага моделирования. Литейная форма принималась как виртуальная для сокращения времени расчетов.

Построение 3D модели отливки, дискретизация отливки и литниковой системы - трудоемкие процессы, на которые затрачивается основное время проведения экспериментов. Для получения бездефектной отливки, было промоделировано три различных варианта.

Полученная расчетная модель первого варианта представлена на рис. 2.

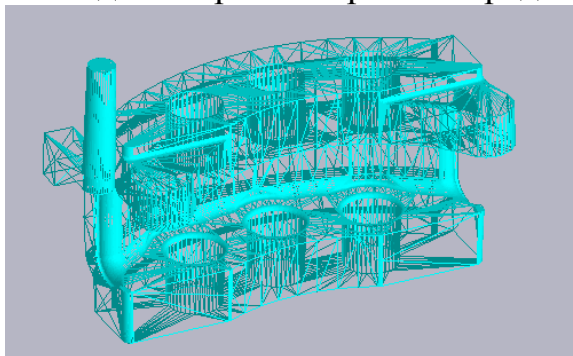


Рисунок 2 – Расчетная модель первого варианта отливки

В начале численного эксперимента была принята боковая ЛПС, как самая оптимальная для данной отливки (рис. 3).

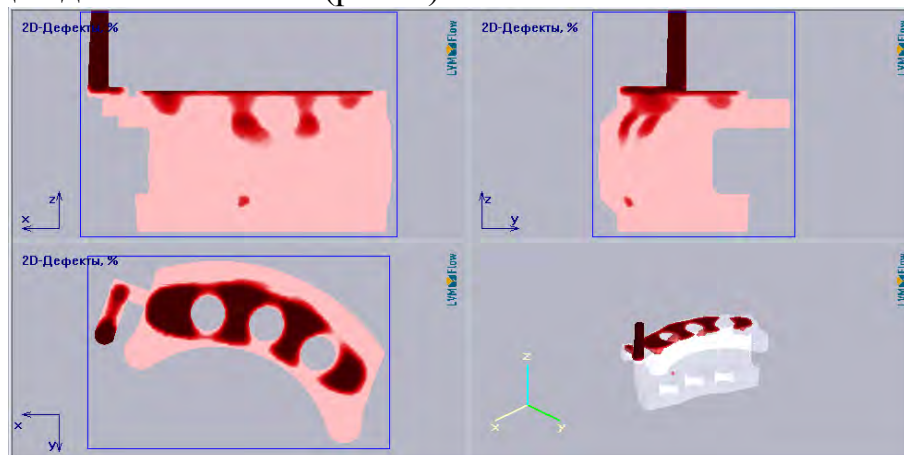


Рисунок 3 – Дефекты отливки при заливке

Из рисунка 3 видно, что усадочные дефекты в верхней части отливки приводят к неисправимому. Затем было принято решение изменить поверхность разъема и положение отливки при заливке. Второй вариант расчетной модели показан на рисунке 4.

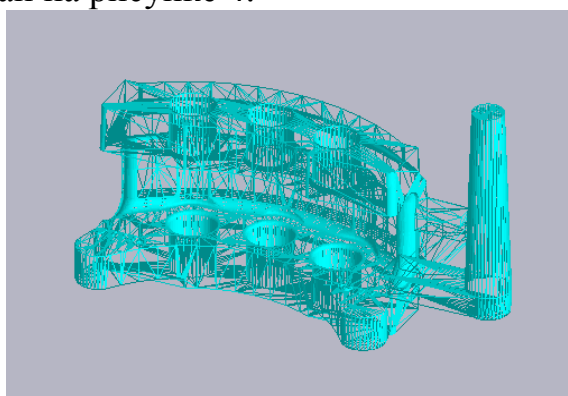


Рисунок 4 – Расчетная модель второго варианта отливки

Данный вариант разъема значительно уменьшает количество усадочных дефектов, но не решает поставленную задачу по получении бездефектной отливки. Данное утверждение подтверждает рисунок 5.

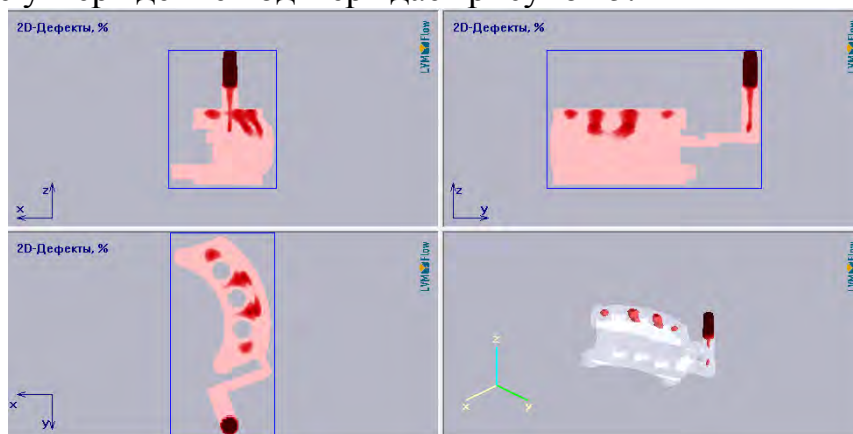


Рисунок 5 – Дефекты отливки при заливке

Для устранения всех дефектов было принято решение добавить питающую бобышку и поставить на термический узел прибыль. Расчетная модель третьего варианта и дефекты в данной отливке показаны на рисунках 6 и 7 соответственно.

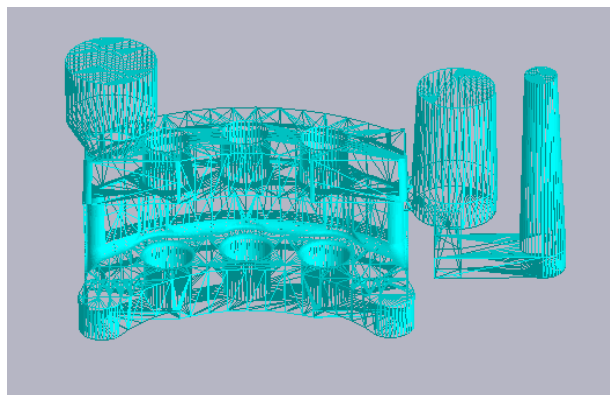


Рисунок 6 – Расчетная модель второго варианта отливки

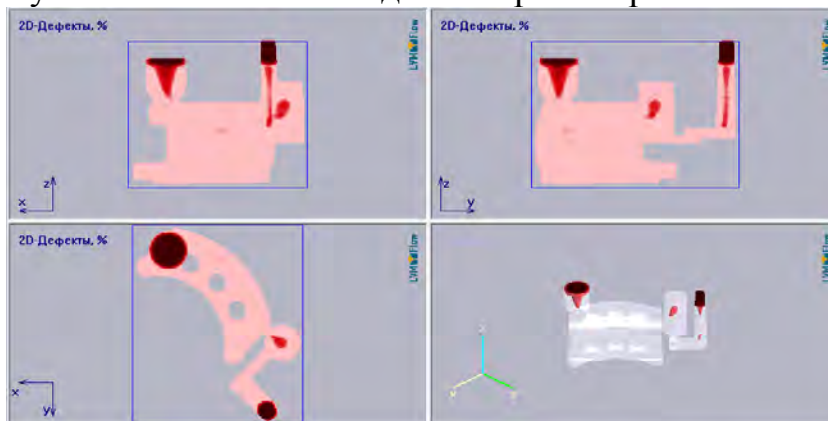


Рисунок 7 – Дефекты отливки при заливке

В результате виртуального моделирования технологических параметров литья отливки «Корпус 7555А» из высокопрочного чугуна было определено оптимальное положение отливки при заливке, тип литниковопитающей системы, место расположения и необходимость прибыли и питающей бобышки, что позволило без дорогостоящих натуральных экспериментов ликвидировать усадочные дефекты в отливке.

#### Литература:

1. ГОСТ 7293-85. Чугун с шаровидным графитом для отливок. - М.: Изд-во стандартов, 1985. – 24 с.
2. Жуковский, С.С. Холоднотвердеющие связующие и смеси для литейных стержней и форм. – М.: Машиностроение, 2010. – 256с.
3. Дударева, Н.Ю. Загайко, С.А. Самоучитель SolidWorks – СПб.: БХВ-Петербург, 2007.-352с.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛОВЫХ РЕЖИМОВ ПРИ ИЗГОТОВЛЕНИИ МОДЕЛЕЙ ИЗ ПЕНОПОЛИСТИРОЛА

Слота Д.В., Тараненко Н.А.

Луганский государственный университет имени Владимира Даля

Необходимым условием для получения качественных моделей из пенополистирола является равномерный нагрев полуфабриката в процессе тепловой обработки, когда происходит спекание гранул. Равномерность нагрева определяется перепадом температур на поверхности пресс-формы и в наиболее отдаленной точке внутри модели. Перепад температур тем меньше, чем меньше скорость нагрева поверхности, но чрезмерное уменьшение скорости нагрева приводит к увеличению времени тепловой обработки, что нецелесообразно.

При применении внешних источников тепла равномерность нагрева из-за плохой теплопроводности предварительно вспененного пенополистирола затруднена, поэтому выбор режима тепловой обработки имеет решающее значение при изготовлении моделей.

В работе [1] для установления теплового режима обработки пенополистирола сравнивалось качество пенополистирола, получаемого при различном времени выдержки, проверялось качество заполнения этим материалом пресс-форм и склеивания гранул между собой.

При определении теплового режима было выбрано несколько режимов обработки предварительно вспененного полистирола в пресс-форме, отличающихся временем нагрева и толщиной (расстояние между внутренними поверхностями ограничительных плит). Предварительные эксперименты позволили установить время тепловой обработки пенополистирола с выдержкой при температуре кипящей воды. При выборе времени тепловой обработки исходили из того, что на внутренней поверхности пресс-формы температура плавно изменяется до предельного значения.

Намечая несколько разновидностей обработки, получили ряд температурных кривых, которые определяются уравнением

$$t = t_0 + v\tau,$$

где  $t$  и  $t_0$  – текущая начальная температуры, град;

$v$  – угловой коэффициент;

$\tau$  – время нагрева до установленной температуры, мин.

Угловой коэффициент  $v$ , характеризующий скорость нагрева до установленной температуры, определяется из уравнений:



$$v_1 = \frac{t_1 - t_0}{\tau_1};$$

$$v_2 = \frac{t_2 - t_0}{\tau_2};$$

.....

$$v_n = \frac{t_n - t_0}{\tau_n}.$$

Если в пенополистироле при тепловой обработке не происходит экзотермических процессов, то температура в точке, наиболее удаленной от внутренней поверхности, является монотонной функцией времени и соответствует изменению температуры на внутренней поверхности. Разность температур на внутренней поверхности и в удаленной точке обозначили через  $\mathcal{G}$ .

Поскольку предварительно вспененный пенополистирол имеет плохую теплопроводность, то с уменьшением скорости нагрева перепад  $\mathcal{G}$  будет уменьшаться:

$$\mathcal{G}_1 > \mathcal{G}_2 > \dots \mathcal{G}_n.$$

Наилучшим случаем, когда достигается наибольшая равномерность нагрева по всему объему, является тот, при котором  $\mathcal{G} \rightarrow 0$ , что возможно при  $v \rightarrow 0$ . Из формул (2) вытекает, что  $\tau \rightarrow \infty$ . Однако затягивать тепловую обработку нецелесообразно, поэтому основной задачей является определение экспериментальным путем времени  $\tau_{\text{опт}}$  тепловой обработки пенополистирола, соответствующего определенной толщине модели. Времени  $\tau_{\text{опт}}$  будет соответствовать наибольший допустимый перепад температуры  $\mathcal{G}_{\text{опт}}$  который устанавливается из наблюдений за изменением температуры в точке, наиболее отдаленной от внутренней поверхности.

Следующей задачей было распространение результатов экспериментов, полученных на образцах определенных размеров с заданной насыпной массой пенополистирола, на модели других размеров и плотности материала.

Режим тепловой обработки определялся в результате сравнения результатов обработки предварительно вспененного пенополистирола при четырех условно принятых режимах тепловой обработки, предусматривающих нагрев и выдержку пресс-формы с пенополистиролом в кипящей воде в течение определенного времени. Режимы отличались продолжительностью выдержки пресс-формы в кипящей воде. Общее время тепловой обработки для режимов составляло 5, 10, 15 и 20 мин. Критерием для определения оптимального режима принималось качество заполнения пресс-формы пенополистиролом и качество самого пенополистирола, которое определялось при исследовании равномерности структуры, механической прочности и законченности оплавления гранул, а также усадки.

Прочность пенополистирола определялась путем механических испытаний образцов на деформацию при сжатии.

Определение продолжительности тепловой обработки при изменении толщины модели и плотности пенополистирола. Тепловые процессы при термообработке пенополистирола делятся на три стадии.

Первая стадия: медленный (с постоянной скоростью) нагрев пресс-формы с пенополистиролом и переход его в вязко-текучее состояние ( $80^{\circ}\text{C}$ ). Внутренние источники тепла на этой стадии отсутствуют.

Вторая стадия: дальнейший нагрев пресс-формы с той же скоростью и окончательное вспенивание пенополистирола. Наилучший термический режим этой стадии соответствует температурному интервалу  $80-120^{\circ}\text{C}$ .

Третья стадия: выдержка пресс-формы при температуре  $100-120^{\circ}\text{C}$  для завершения процесса термообработки и образования пенопласта со стабильными свойствами.

Равномерность нагрева пенополистирола для окончательного вспенивания и завершения процесса термообработки определяется перепадом температур между внутренней поверхностью пресс-формы и центром образца, когда температура поверхности достигает  $90^{\circ}\text{C}$ . Перепад температур при оптимальном режиме составляет  $5^{\pm 10}$ . Чтобы перепад сохранился в процессе термообработки пенополистирола разной плотности (или объемного веса) и в изделиях (моделях), имеющих разные толщины, необходимо сохранить постоянство критерия Фурье ( $F_0$ ). Коэффициент температуропроводности  $\alpha$  определяется по формуле:

$$\alpha = \frac{\lambda}{c \cdot \gamma},$$

где  $\lambda$  – коэффициент теплопроводности, ккал/м ч град;

$c$  – теплоемкость, ккал/кг град;

$\gamma$  – плотность материала, кг/м<sup>3</sup>.

Время нагрева моделей, толщина которых  $H$  не превышает 25 мм, определяется из соотношения:

$$\tau = \frac{F_0}{\alpha} \left( \frac{H}{2} \right)^2.$$

Для моделей меньшей толщины рекомендуется время нагрева  $\approx 0,1$  ч. Для моделей переменного сечения и сложных геометрических форм режим тепловой обработки определяется исходя из максимальной толщины модели.

Из анализа приведенных данных, можно сделать вывод, что расчет тепловых режимов при изготовлении моделей из пенополистирола в работе [1] не учитывает трехмерную конфигурацию модели.

В работе [2] авторами изучались изменения теплофизических параметров, действующих в процессе вспенивания гранул, спекания и охлаждения моделей, определили таким образом оптимальный интервал, в котором могут изменяться эти параметры.

Математическая зависимость выбора оптимального времени

предварительного вспенивания при выполнении условия  $I > [I]$ , где  $I$ ,  $[I]$  – процентное содержание изопентана в гранулах в исходном состоянии и после вылеживания имеет вид:

$$Q_1 = 6 - 26 \cdot 10^3 T + 9,51 \cdot 10^5 T^2 - 15,98 \cdot 10^8 T^3 + 9,77 \cdot 10^{11} T^4;$$

$$Q_2 = 6 - 13,9 \cdot 10^3 T + 2,58 \cdot 10^5 T^2 - 1,81 \cdot 10^8 T^3;$$

$$Q_3 = 6 - 6,85 \cdot 10^3 T + 0,36 \cdot 10^5 T^2.$$

Время спекания гранул определялось для моделей с толщиной стенки  $2\delta \leq 10$  мм:

$$\tau = \frac{\delta \cdot \rho \cdot c}{2a} \cdot \frac{P - P_0}{P} \cdot \ln \frac{T_a - T_0}{T_a - T_i},$$

где  $\delta$  – полутолщина модели из полистирола, м;  $\rho$  – плотность модели, кг/м<sup>3</sup>;  $c$  – удельная теплоемкость модели, Дж/(кг К);  $a$  – коэффициент теплоотдачи, Дж/(м<sup>2</sup> К с);  $P$  – давление теплоносителя на пресс форму, МПа;  $P_0$  – атмосферное давление, МПа;  $T_a$  – температура теплоносителя, К;  $T_i$  – исходная температура гранул полистирола, К.

Для толщины модели  $2\delta > 10$  мм время спекания определялось формулой:

$$\tau = \frac{-\delta^2}{aB_i B} \cdot \frac{P - P_0}{P} \cdot \frac{1}{\cos\left(\sqrt{B_i} \cdot \frac{x}{a}\right)} \cdot \ln \frac{T_a - T_0}{T_a - T_i},$$

где  $B_i$  – критерий Био;  $B$  – коэффициент, который для цилиндрической модели определялся формулой  $B = -\ln f(B_i, F_0) / 2B_i \cdot F_0 / 2B_i \cdot F_0$ ;  $F_0$  – критерий Фурье;  $x$  – расстояние от центра модели до места измерения температуры м;  $a$  – температуропроводность, м<sup>2</sup>/с.

Полученные зависимости в работе [2] выведены на основе экспериментов и только для одномерных моделей (учитывающих только толщину стенки), что не позволяет определить точно время спекания трехмерных сложных отливок.

#### Литература:

1. Павлов, В.А. Пенополистирол. Москва, Химия, 1973. - 240 с.
2. Шинский, О.И. Киореан, Х. Шинский, И.О. Исследование термовременных параметров получения изделий из пенополистирола для литья по газифицируемым моделям. //Процессы литья. - 1996. – N2. - С.82-90.

## РЕСУРОСБЕРЕГАЮЩИЕ ЛИТЕЙНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ

Тараненко Н.А., Гутько Ю.И.

Луганский государственный университет имени Владимира Даля

В процессе хозяйственной деятельности ресурсы предприятия занимают одно из центральных мест, поэтому вопрос ресурсосбережения и определения оптимального соотношения ресурсов на предприятии очень актуален в настоящее время.

Одним из основных способов получения качественных изделий из металла является литье. Из-за сложности процессов, протекающих во время заполнения формы расплавом и дальнейшим его затвердеванием, доводка литейной технологии производится экспериментальным методом на реальных отливках. Подобная доводка литейных технологий сопровождается значительными материальными потерями. Чтобы снизить подобные затраты, в настоящее время на кафедре промышленного литья активно внедряются системы компьютерного моделирования литейных процессов.

Использование компьютерных технологий для моделирования литейных процессов позволяет оптимизировать литейную технологию, проводить отработку наиболее важных технологических параметров не на отливке, а на ее модели, программно-реализованной на компьютере. В результате уменьшается время, необходимое для создания и доводки техпроцессов, и одновременно повышается их качество, снижаются материальные и энергетические затраты. Это, в конечном счете, ведет к снижению себестоимости изделий основного производства, увеличивает производительность и качество труда технолога.

Системы автоматизированного моделирования предназначены для анализа процессов затвердевания, образования дефектов усадочного характера, макро- и микропористости, процесса развития деформаций в интервале затвердевания, расчета структурных параметров, для формирования и расчета любых критериев качества.

В данной работе проведено виртуальное моделирование технологического процесса отливки «Втулка якоря» с использованием СКМ WinCAST для повышения коэффициента использования жидкого металла (КИЖМ), выбора положения отливки при заливке, типа литниковопитающей системы (ЛПС) и определения места установки и размеров прибылей для получения бездефектной отливки.

Для проведения численных экспериментов была разработана методика автоматизированного проектирования литейной технологии на этапе «заливка-затвердевание».

В начале эксперимента было принято горизонтальное положение отливки при заливке и боковая ЛПС. Анализ результатов компьютерного моделирования показал, что усадочные дефекты в верхней части отливки остаются при различных размерах питающих бобышек, и коэффициент использования жидкого металла (КИЖМ) был очень низким, он составлял 42-

45%. Затем провели эксперимент с вертикальным положением отливки при заливке с нижней литниковой системой и верхними закрытыми прибылями.

По результатам виртуального моделирования технологических параметров литья стальной отливки «Втулка якоря» было определено оптимальное положение отливки при заливке, тип литниковопитающей системы, место расположения прибылей и их размеры, что позволило без дорогостоящих натуральных экспериментов повысить КИЖМ до 65% и ликвидировать усадочные дефекты в отливке. Таким образом, существовавший метод “проб” и “ошибок” на реальных отливках был заменен на метод компьютерного моделирования.

#### Литература:

1. Дупьнев, Г.Н. Применение ЭВМ для решения задач теплообмена. Учебное пособие для теплофизич. Теплоэнергит. Спец. вузов / Г.Н. Дупьнев, В.Г. Парфенов, А.В. Сигапов. М.: Высш. Шк., 1990. – 207с.
2. Дударева, Н.Ю. Самоучитель SolidWorks 2007/Н.Ю. Дударева, С.А. Загайко. – СПб.: БХВ-Петербург, 2007.-352с.

# УНИВЕРСАЛЬНЫЕ СУХИЕ СМЕСИ ДЛЯ МЕЛКОГО И СРЕДНЕГО ЛИТЬЯ В УСЛОВИЯХ ЕДИНИЧНОГО И МЕЛКОСЕРИЙНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Свинороев Ю.А., к.т.н., доц.

Луганский государственный университет имени В.И. Даля, г. Луганск.

Актуальность. Согласно данным Российской ассоциации литейщиков, по состоянию на 2019г., на машиностроительные предприятия с мелкосерийным и единичным производством приходится 69% выпускаемых в РФ отливок и эта цифра имеет постоянную тенденцию к увеличению [1]. Специфика работы таких предприятий определяется сезонными факторами (ремонтное производство), не постоянством номенклатуры выпускаемых изделий и ацикличностью самого процесса производства. Такая специфика обуславливает использование простого, но универсального технологического оборудования и требует совершенно иного подхода при ресурсном обеспечении процесса производства отливок.

Производство отливок в единичном и мелкосерийном производстве, осуществляется литьем в разовые песчаные формы, требующие для своей реализации разнообразные формовочные материалы. Современный рынок этих материалов имеет обширную номенклатуру продуктов, как правило импортного производства или производимых на основе импортной сырьевой базы. Спецификой подобных материалов является ориентация на потребителя с массовым производством, их применение в единичном производстве не рационально по причине высокой стоимости, ограниченности срока хранения, экологической опасности. В то же время формовочных материалов ориентированных на такую потребительскую нишу не достаточно. Актуален вопрос проработки этой проблемы и поиска эффективных путей ее решения.

Цель работы состояла в исследовании принципиальной возможности разработки простой в применении, универсальной по функциональности сухой смеси для производства литейных форм и стержней в условиях единичного и мелкосерийного производств.

Ход выполнения работы и основные её результаты.

Центральная идея, поставленная авторами, состояла в поиске и отработке рецептур единых сухих смесей, отличающихся предельной простотой в применении и абсолютной функциональностью, использующие для своей реализации отечественные материалы. Обеспечение этого может быть формализовано:

- в аспекте простоты: песчаная сухая смесь, переводимая в технологически требуемое, для литейной технологии, состояние добавлением технической воды в определенных пропорциях;

- в аспекте универсальности: разрабатываемая смесь должна быть пригодной для изготовления литейных форм и стержней, а так же мелких и средних отливок из чугуна, стали и цветных сплавов, которые, как правило

традиционно производят в условиях единичного и мелкосерийного производства.

Общая концепция проводимых исследований, приведена на рис. 1.

Опираясь на опыт работы литейного производства и научные наработки по подобной проблематике [2, 3, 4], предложено:

- исследовать сухую смесь, в которой зерна наполнителя - кварцевого песка, плакированы полимерным материалом,

- в качестве связующего использовать порошкообразные технические лигносульфонаты, которые для, обеспечения процессов формовки, приготавливать не перед дозировкой в состав смеси, а в процессе ее (смеси) приготовления;

- в качестве плакирующего полимерного материала взять водные растворы карбоксиметилцеллюлозы(КМЦ), или поливинилового спирта (ПВС).

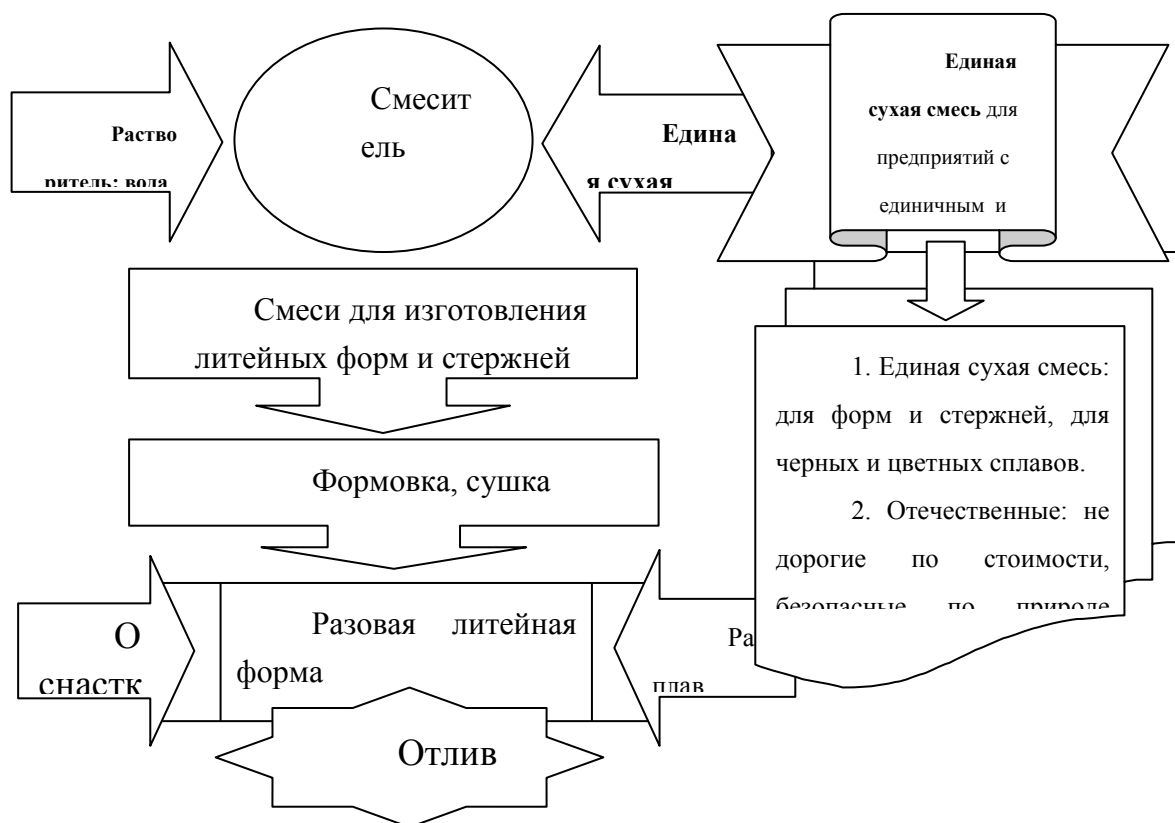


Рис. 1. Концепция замысла работы.

В качестве исходных формовочных материалов выбраны: наполнитель – кварцевый песок Верхнеднепровского комбината, ЛСТ жидкие производства и порошкообразные, КМЦ и ПВС – в качестве плакирующей добавки.

Первоначально исследована совместимость плакированного наполнителя с ЛСТ, для чего использовались жидкие лигносульфонаты.

Установили что, при данных условиях, оптимальными показателями состава смеси будет содержание массовых частей водного раствора КМЦ в пределах 3,5-4,5% , при 20ти % концентрации КМЦ, при 5 % жидких ЛСТ. Опираясь на эти показатели, исследовали возможность получения сухих смесей (рис. 2).

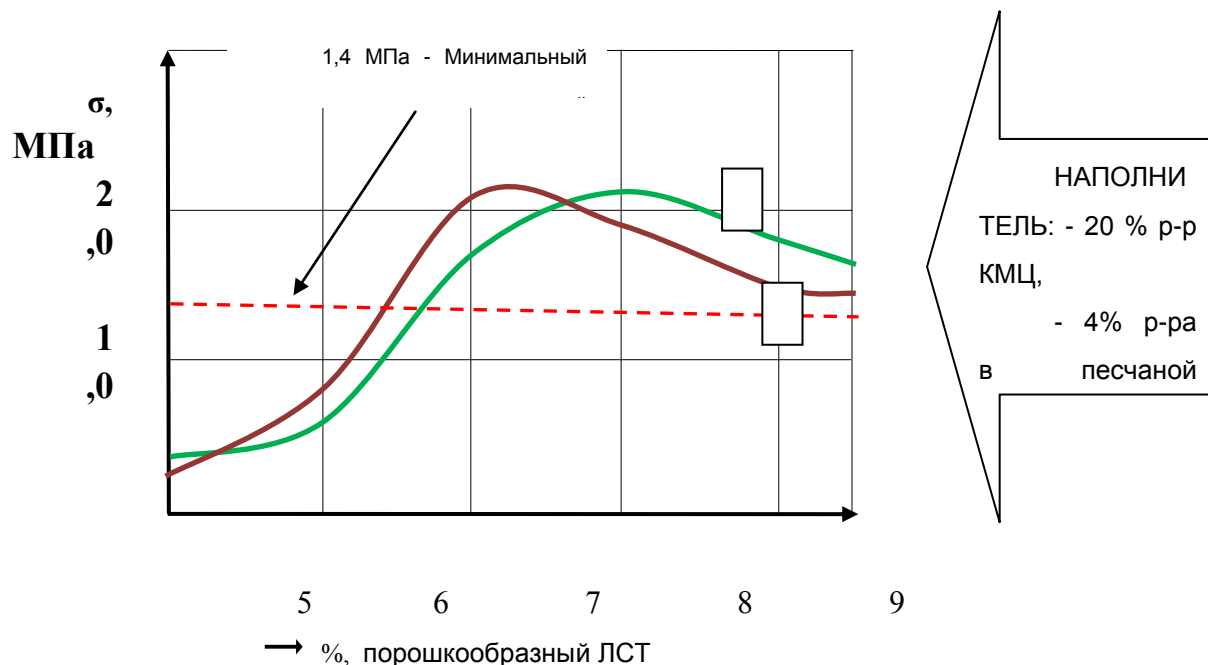


Рис. 2. Исследование влияния количества порошкообразного ЛСТ на прочностные свойства смеси.

Учитывая особенности приготовления лигносульфонатного связующего из порошка, и то обстоятельство, что этот процесс будет протекать непосредственно в процессе смесеприготовления, увеличили их количество в составе сухой смеси. Исследовали диапазон значений этого показателя с 5 до 10% в составе смеси. Максимальную прочность получили в пределах 7 – 8 % порошкообразного ЛСТ в составе сухой смеси, при добавлении в сухую смесь в процессе приготовления в качестве растворителя технической воды в размере 5% (см. рис. 2).

Полученные результаты показывают принципиальную возможность разработки сухих смесей для изготовления литья. Они позволяют перейти от модельных составов смесей к разработке рабочих композиций, обеспечивающих технологичность процесса изготовления отливки.

Сухая смесь представляла из себя специально обработанный наполнитель – кварцевый песок, и сухое (порошкообразное) связующее – ЛСТ, смешанные, в определенном соотношении масс, и герметично упакованные в пластиковый пакет.



Песок обрабатывался 20% водным раствором КМЦ, путем смешивания в лабораторных бегунах, при соотношении масс: 96% кварцевый песок, 4% - раствор КМЦ. Приготовленный таким образом состав, после выпуска из смесителя подвергался сушке в сушильном шкафу при температуре 60<sup>0</sup>С до полного высыхания и просеивался. Полученный, таким образом, наполнитель смешивался с порошкообразными ЛСТ и глиной. Глина добавлялась для придания технологичности разрабатываемым смесям и обеспечения их универсальности.

Исследуемые составы сухих смесей приведены в таблице 1.

Опираясь на полученные результаты, провели опытно-промышленные испытания сухой смеси, которая была наработана в необходимых объемах и выдержана 3,5 месяца до начала производственных испытаний (см. табл. 2).

Табл. 1 - Составы сухих смесей и их свойства

№	Ингредиенты составов сухих смесей	Количество, %				
		1	2	3	4	5
Ингредиенты сухой смеси						
1	Песок кварцевый (1К02Б, Верхнеднепровский) лакированный, при оптимальных концентрациях (20% р-р КМЦ, 4% р-ра КМЦ в смеси)*	100	100	100	100	100
2	ЛСТ порошкообразный, Кондопожского ЦБК	5	6	7	8	9
3	Глина	2	2	2	2	2
Растворитель (вода техническая)						
4	Вода	5	5	5	5	5
Свойства полученных сухих смесей						
5	Влажность, %	4,6	4,1	3,8	3,5	3,3
6	Прочность на сжатие в сыром состоянии, кг/см <sup>2</sup>	0,33	0,37	0,43	0,50	0,51
7	Прочность на растяжение, МПа, после сушки при 180-200 <sup>0</sup> С в течение 60 мин.	0,41	0,69	1,78	2,22	1,97
8	Газопроницаемость, ед.	110	101	121	122	128

\*Определено экспериментально.

По итогам работы была наработана опытная партия сухой смеси, которая была использована для производства мелкого чугуна.

Выводы. Таким образом, предложено техническое решение по обеспечению формовочными материалами отечественного производства предприятий с единичным и мелкосерийным производством литья. В частности, сухие смеси для изготовления разовых форм и стержней. Их отличительной особенностью является то, что в качестве наполнителя используется лакированный КМЦ кварцевый песок, а в качестве связующего

порошкообразные ЛСТ. Все ингредиенты смеси являются продуктами отечественного производства, не дефицитны, не дорогостоящи по цене, просты и безопасны при применении.

Табл. 2. - Состав смеси, испытанной в условиях производства

№	Ингредиенты состава сухой смеси	Количество, %
<b>Ингредиенты сухой смеси</b>		
1	Песок кварцевый (1К02Б, Верхнеднепровский) плакированный, при оптимальных концентрациях (20% р-р КМЦ, 4% р-ра КМЦ в смеси)	100
2	ЛСТ порошкообразный, Кондопожского ЦБК	7
3	Глина коалиновая	2
<b>Растворитель (вода техническая)</b>		
4	Вода	5
<b>Свойства смеси</b>		
5	Влажность, %	4,0
6	Прочность на сжатие в сыром состоянии, кг/см <sup>2</sup>	0,40
7	Прочность на растяжение, МПа, после сушки при 180-200 <sup>0</sup> С в течение 60 мин.	2,1
8	Газопроницаемость, ед.	128

Проведены опытно-промышленные испытания предложенных сухих смесей, произведен выпуск опытной партии отливок, в объеме 5 тонн годного литья (мелкое фасонное чугунное литьё).

#### Литература:

1. Дибров И.А. Состояние и перспективные направления развития литейного производства России./ Труды XII съезда литейщиков России/НГТУ им. Р.Е. Алексеева. – Н.Новгород, 2015 – с.3-14.

2. А.Н. Болдин, Н.И. Давыдов, С.С. Жуковский, Т.Н. Кирюхина, Н.Н. Кузьмин, С.Д. Тепляков, А.И. Яковлев. Формовочные, стержневые смеси и покрытия: Справочник - Москва, Машиностроение, 2006. — 507 с.

3. Литейное производство: учеб. / В.Д. Белов [и др.]; под общ. ред. В.Д. Белова. – 3-е изд., перераб. И доп. – М.: изд. Дом МИСиС, 2015. – 487с.

4. Yr. Gutko Theoretical aspects and practical recommendations for use of methods of binding materials modification and mechanical treatment to solve technological and ecological production problems / Yr. Gutko, Yu. Svinoroev, V. Kostrub. // Teka commission of motorization and energetic industry in agriculture Lublin university of technology Volodymyr Dal East-Ukrainian national university of Lugansk. Lubin : Vol. 12. №3, 2012 – p. 51 - 57.

## РЕГУЛИРОВАНИЕ ОТВЕРЖДЕНИЯ СМЕСЕЙ С ТЕХНИЧЕСКИМИ ЛИГНОСУЛЬФОНАТАМИ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ЛИТЬЯ

Свинороев Ю.А., Гутько Ю.И.

Луганский национальный университет имени Владимира Даля, г. Луганск.

В структуре задач обеспечения требуемого качества литейной формы ключевую роль играют связующие материалы, это определяется следующими факторами:

- на долю формовочных и стержневых работ приходится до двух третей всех трудозатрат при изготовлении отливок, особенно в единичном и мелкосерийном производствах, которые трудно поддаются механизации и автоматизации [1];

- в структуре себестоимости песчаной литейной формы или стержня связующие материалы традиционно занимают первые места, та как они являются наиболее дорогостоящими её составляющими, а поскольку, современная ресурсная база профильных литейных связующих производится на импортном сырье, то имеет неуклонную тенденцию к удорожанию [2];

- являясь сложными по химическому составу веществами, литейные связующие являются потенциальными источниками генерирования на различных этапах производства отливок наиболее опасных выбросов в окружающую среду (бензапирен, акролеин, фенол, формальдегид и т.д.). Это, одновременно, ужесточает требования к санитарно-гигиеническим условиям работы персонала в литейном цеху и обуславливает необходимость принятия определенных мер обеспечения охраны труда, вызывая дополнительные непроизводственные расходы, а в случае их не соблюдения, приводит к разнообразным заболеваниям работников, что вызывает нездоровый социально-психологический климат в трудовом коллективе [3,4];

- связующие материалы во многом лимитируют регламент проведения технологических процессов литья, поскольку имеют жесткие требования по срокам и условиям хранения, а также по нормативам их практического применения [1,5].

Все перечисленное, диктует необходимость поиска новых связующих материалов для литейного производства. Идеализированное представление об их желаемых свойствах можно сформулировать следующим образом:

- обеспечивая технологически требуемый уровень качества разовой песчаной литейной формы или стержня, связующие должны обладать приемлемой стоимостью, с отсутствием объективных тенденций к удорожанию;

- не должны представлять экологических угроз и являться приемлемыми в требованиях обеспечения условий охраны труда на рабочих местах;

- обеспечивать технологичность на всех этапах производства отливок, начиная от поступления на предприятие и завершая стадией регенерации смесей и утилизации отходов;

- производиться на основе отечественной ресурсной базы.

Потенциально этим требованиям могли бы удовлетворять лигниносодержащие материалы, представленные на рынке современных литейных связующих техническими лигносульфонатами (ЛСТ), при условии повышения их связующей способности, что показано в работах [6,7], и приемлемых скоростях отверждения.

Следует учитывать, что ЛСТ являются продуктом отечественного производства, производящегося на основе переработки отходов [8,9] целлюлозно-бумажной промышленности.

Цель исследований, состояла в поиске способов ускорения процессов отверждения смесей на основе технических лигносульфонатов, для расширения их использования в литейном производстве, как потенциальной альтернативы смоляным связующим.

Ход выполнения работы. Одной из главных причин, ограничивающих области применения технических лигносульфонатов (ЛСТ) в качестве связующих материалов в литейном производстве, является длительный цикл их отверждения. Как правило, при изготовлении отливок от нескольких до 150 килограмм, он составляет, от 30 до 180 мин., главным образом, в зависимости от температуры сушки и массы объекта (литейный стержень или форма). Это приводит к тому, что ЛСТ используют преимущественно в технологических процессах, где отверждение стержней и форм осуществляется нагревом, как правило, конвективной сушкой, что не удовлетворяет современным требованиям литейного производства.

Указанная длительность цикла отверждения объясняется природой связующего ЛСТ и прежде всего тем, что это водное связующее (содержание влаги согласно ТУ колеблется в пределах от 49 до 53%), а это обуславливает длительный период испарения растворителя (влаги) в процессе сушки.

Сформулируем, каким принципам должны удовлетворять условия обеспечивающие образование полимерной цепи из олигомеров ЛСТ.

Во-первых, для образования устойчивых продольных или поперечных связей олигомерных молекул ЛСТ необходимо наличие в составе связующей композиции химически активных центров. В качестве подобных центров, обеспечивающих образование полимера, могут выступать различные функциональные группы, как присутствующие в системе (в составе ЛСТ), так и привнесённые в неё из вне.

Во-вторых, для активизации таких центров с целью инициирования химического взаимодействия, необходимо внешнее воздействие на систему, которое может заключаться, в изменении (повышении) температуры. Очевидно, что условием эффективности такого воздействия будет характер его динамики. Резкое повышение температуры (термический удар) должно обеспечить инициирование требуемых процессов.

В-третьих, необходимо учесть, что при резком повышении температуры параллельно с процессами структурообразования будут развиваться процессы деструкции, поэтому термоудар должен носить

кратковременный характер. Длительность цикла термического воздействия можно определить экспериментально.

В первом случае (термическая активация) процесс структурирования оканчивается гелеобразованием, так как, вероятно, в составе ЛСТ нет таких активных центров (функциональных групп), которые бы могли образовывать поперечные связи в структуре полимера. При таком механизме характер отверждения является обратимым, при этом возможно самопроизвольное разупрочнение образующейся структуры.

Во втором случае, наличие отвердителя в составе связующего приводит к формированию структур с образованием прочной трехмерной полимерной сетки.

Исследования проводились на модельных составах смесей (см. табл.1), где в качестве связующего выступали ЛСТ различных производителей.

Таблица 1 - Экспериментальные составы смесей на лигносульфонатах различных производителей

№	Компоненты	№1	№2	№3	№4
1	Наполнитель, кварцевый песок марки 1К02Б, %	100	100	100	100
2	ЛСТ производства Кондопожского ЦБК, %	4.5	-	4.5	-
3	ЛСТ производства Сухонского ЦБК, %	-	4.5	-	4.5
4	Отвердитель НПАВ, %	-	-	0.3	0.3
5	Катализатор НВ, %	-	-	0.15	0.15

Полученные результаты представлены в таблице 2. Как видно из итогов экспериментальных исследований, катализатор, в качестве которого выступала борная кислота, повышает скорость процесса отверждения.

Установлено, что наиболее эффективно использовать в качестве отвердителей неионогенные поверхностно-активные вещества (НПАВ), а в качестве катализатора различные минеральные кислоты, в данном случае приводятся данные об использовании борной кислоты.

Анализируя полученные результаты (см. табл. 2) можно сказать, что использование термической и химико-термической активации приводит к значительному ускорению процессов отверждения ЛСТ, что видно при сравнительном анализе показателей прочности составов №1 и №2 (термическая активация), №3 и №4 (химико-термическая активация).

Обсуждение результатов. Наибольший эффект, как и предполагалось, достигается при высоких температурах 400...440<sup>0</sup>С, однако при этом наблюдается (в особенности для термоактивации, без использования модификаторов и отвердителей) локализация влаги во внутренних областях исследуемых образцов.

Таблица 2 - Характеристики прочности модельных смесей с ЛСТ  
Температура сушки 400 °С

Продолжительность сушки, мин.	Прочность при растяжении, МПа на различных составах смесей			
	1	2	3	4
1.5	-	-	-	-
2.0	-	-	0.32	-
2.5	0.33	-	0.45	0.44
3.0	0.40	-	0.57	0.56

Температура сушки 420 °С

Продолжительность сушки, мин.	Прочность при растяжении, МПа на различных составах смесей			
	1	2	3	4
1.5	-	-	0.40	0.43
2.0	0.45	-	0.47	0.56
2.5	0.67	-	1.07	1.45
3.0	0.93	0.33	0.98	1.93

Температура сушки 440 °С

Продолжительность сушки, мин.	Прочность при растяжении, МПа на различных составах смесей			
	1	2	3	4
1.5	0.51	-	0.49	0.60
2.0	0.64	-	0.86	1.11
2.5	1.59	0.41	1.67	1.61
3.0	2.23	0.45	0.91	2.23

Результаты исследований показывают, что применение методов химической и термохимической активации приводит к значительному сокращению цикла (до нескольких минут) отверждения стержневых и формовочных смесей с ЛСТ.

Полученные результаты успешно апробированы в технологии производства чугунных напорных труб, на примере изготовления стержня раструба, по технологии горячих ящиков, для производства мелких и средних канализационных и водонапорных труб.

Предложенная стержневая смесь позволила исключить из состава карбомидо-формальдегидную (КФ-О или КФ-МТ) смолу с 4,5%-5,0, до 01,0-0,5%, заменив ее ЛСТ, с катализатором НВ. Производство крупных стержней затруднено локализацией влаги в массивных его частях, что приводит к быстрой потере прочности и невозможности применения.

Выводы. Сформулированы принципы, которым должны удовлетворять условия обеспечивающие образование трехмерной полимерной цепи из олигомеров ЛСТ.

Установлено, что для образования устойчивых продольных или поперечных

связей олигомерных молекул ЛСТ необходимо наличие в составе связующей композиции химически активных центров. В качестве подобных центров, обеспечивающих образование полимера, могут выступать различные функциональные группы, как присутствующие в системе (в составе ЛСТ), так и привнесённые в неё извне.

#### Литература:

1. Литейное производство: учеб. / В.Д. Белов [и др.]; под общ. ред. В.Д. Белова. – 3-е изд., перераб. И доп. – М.: изд. Дом МИСиС, 2015. – 487с.
2. Мельников А.П., Кукуй Д.М. Современные тенденции развития технологии в литейном производстве./ Литьё и металлургия №3(47),2008г., с. 65-80.
3. Инженерная экология литейного производства : Учебное пособие / [А. Н. Болдин, А. И. Яковлев, С. Д. Тепляков] ; под общ. ред. А.Н. Болдина. - М.: Машиностроение, 2010. - 352 с.
4. The Directive of the European Parliament and Council of the 24-th November 2010 concerning industrial emissions (2010).
5. Литейные формовочные материалы. Формовочные, стержневые смеси и покрытия : справочник / [Болдин А. Н. , Давыдов Н. И. , Жуковский С. С. и др.] – М.: Машиностроение, 2006. - 507 с.
6. Свинороев Ю.А. О потенциале применения лигносульфонатов в качестве связующих для технологических процессов литья./ Ю.А. Свинороев, Р. Бэр, Ю.И. Гутько // Литейное производство, - 2016.-№12. С. 30-33.
7. Yu. Svinoroev, V. Kostub, O. Klimova New ecological binder materials based on vegetative raw aterials processintg products/Teka commission of motorization and power industry in agriculture Lublin university of technology Volodymyr Dal East-Ukrainian national university of Lugansk, Volume XB, Lubin 2010 - p. 227 – 231.
8. Илларионов И.Е. Стрельников И.А. о применении техногенных отходов в литейном производстве./ Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2016. Т.14.№ 4, с. 36-40.
9. Формовочные материалы и смеси / Дорошенко С. П., Авдокушин В. П., Русин К., Мацишек И. - К. : Вища школа, 1990; Прага: СНТЛ, 1990. – 415 с.

## РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕХНИЧЕСКИХ ЛИГНИНОВ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЛИТЕЙНЫХ СВЯЗУЮЩИХ

Родионов А.В., Свиногоев Ю.А.

Луганский государственный университет имени В.И. Даля, г. Луганск.

Известно, что любая растительная ткань содержит целлюлозу, гемицеллюлозу, лигнин и углеводы [1,2,3]. Определяющим составляющим элементом в этом ряду является лигнин. В разных видах растений эти компоненты имеют разное соотношение: в древесном сырье хвойных пород содержится от 20 до 40% лигнина, в лиственных породах древесины 13-23%, в соломе различных злаковых культур от 11 до 22% от общей массы растительного сырья. Проблема состоит в том, что каждый год в общемировом масштабе производится порядка 70 млн. тонн разнообразного технического лигнина, при этом практически, каким-либо образом, применяется всего 2% от общего объема выработки [4]. Остальной массив этого материала захороняется в мусорниках, сжигается или в виде стоков сбрасывается в водоемы. На наш взгляд, в эпоху стремительного нарастания ресурсного дефицита, и ухудшающейся экологической обстановки, такое состояние является не удовлетворительным.

Целью исследований являлась комплексная оценка возможностей и направлений применения технических лигнинов для различных потребностей деятельности человека.

Решение указанной проблемы не возможно без понимания природы объекта – лигнинного материала. Сложность проблемы обусловлена чрезвычайной химической устойчивостью лигнинных продуктов. Осознание того, что технические лигнины являются ценным химическим сырьем, из которых можно производить бензол, фенол и прочие менее сложные соединения, еще не достаточно для практической реализации таких проектов, поскольку их реализация обойдется дороже, нежели синтез аналогичных продуктов из нефти и газа. Объясняется это отсутствием простой и доступной, а главное, экономически обоснованной технологии применения лигнинных материалов.

Причиной такого состояния являются особенности строения лигнинных продуктов. В природе лигнин выполняет функцию скрепления отдельных элементов растительной ткани и обеспечивает герметичность клеточных стенок, а благодаря находящимся в нем пигментам обуславливает оттенок одревесневевшей ткани. Он расположен в узлах межклеточного пространства и в клеточных стенках, обеспечивая прочную сцепку целлюлозных волокон. Такое позиционирование приводит к обеспечению прочности – «одеревенению» растительной ткани.

Лигнинный полимер формируется на стадии роста - лигнификации растения, после формирования растительной клетки в межклеточном пространстве и непосредственно в стенке самой клетки [3,5].



Генезис лигнина, объясняет специфику его строения и многофакторность влияния на формирование структуры и химического состава. Это влечет за собой трудности в процессе технологической переработки растительного сырья, объясняет невозможность извлечения природного лигнина из растительной ткани в естественном, природном его состоянии. По этой причине различают «протолигнин» - вещество находящееся непосредственно в растении и материал – продукт сформировавшийся в результате совокупности технологических воздействий по делигнификации растительного сырья.

Следует особо подчеркнуть, что лигнин не изготавливают целенаправленно по жестко устоявшимся стандартам, а получают лигнин-содержащие вещества, являющиеся, как правило, крупнотоннажными отходами различных производств. Это в свою очередь предопределяет неопределенность химического состава, полимолекулярной структуры и молекулярно-массового распределения формирующихся лигнинных продуктов. В процессе физико-химических воздействий на растительную ткань, регламентируемых конкретикой технологии переработки и видом исходного растительного сырья, молекулярная масса лигнина трансформируется, за счет уменьшения в несколько раз, претерпевает изменения его химическая активность, изменяется консистенция и компонентный химический состав.

В химическом отношении лигнин не является индивидуальным химическим веществом, а представляет собой композицию ароматических полимеров родственного строения. Истинная, эмпирическая, или брутто-формула лигнина может быть представлена в виде:  $C_{288}H_{318}O_{102}$  [6]. Общий вид лигнинного материала может быть представлен в виде схемы – структурной формулы (см. рис. 1) . Её структурные элементы – фенил-пропановые звенья, т.е. структурные единицы являющиеся производными фенилпропана [3].

Различают технические формы лигнинных материалов, встречающиеся на рынке, а потому являющиеся потенциальными объектами для дальнейшей разработки: сульфатный лигнин, сульфитный лигнин и гидролизный лигнин. Именно эти материалы могут выступать в качестве исходного сырья для разработки новых конкурентных продуктов для различных потребностей. В этом плане лигнин-содержащие материалы являются типичным представителем функциональных материалов, вернее, перспективным сырьем для их разработки.

*Свойства технических лигнинов.* Сводные характеристики технического лигнина приведены в таблице 1. Применение технических лигнинов в различных областях производства основано на комплексе уникальных свойств присущих этому материалу. Существенным является то что технический лигнин не токсичен, обладает связующей способностью и выраженными поверхностно-активными свойствами, проявляющимися в хорошей сорбционной способности. Помимо этого, в сухом виде – это хорошо горючее вещество, в распыленном виде может быть взрывоопасен. Материал хорошо растворим в воде. Полиагрегатность технического лигнина, в сочетании с упомянутыми свойствами, делает возможным его широкое применение в

самых различных отраслях промышленности: в строительстве, в металлургии и литейном производстве, в машиностроении, в химической промышленности, в производстве биоразлагающихся пластиков, в сельском хозяйстве.

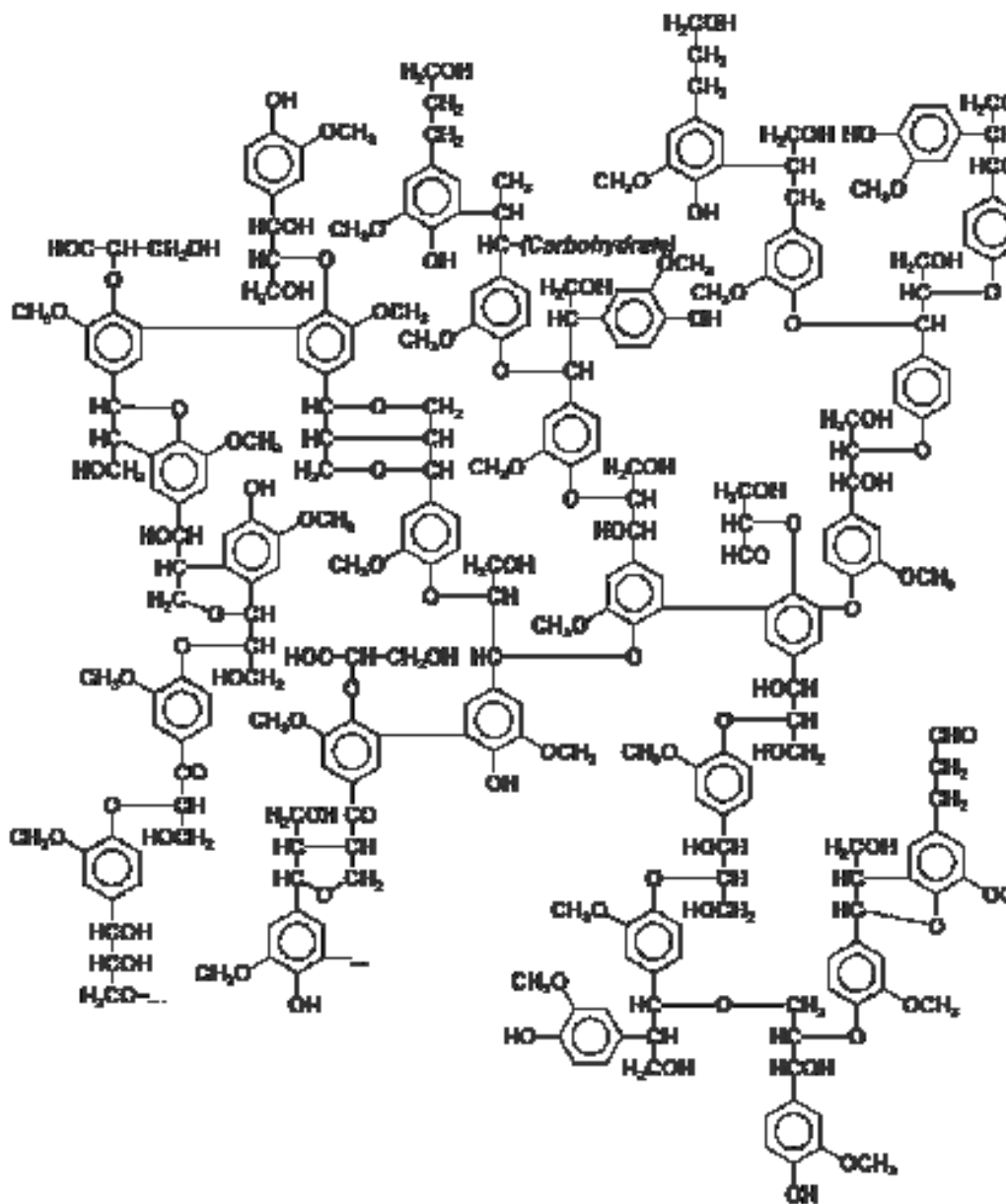


Рис. 1 Структурная формула лигнина [6].

Содержание твердого углерода в техническом лигнине, находится на уровне 30%. Теплотворная способность сухого лигнина 5500...6500 ккал/кг и близка к калорийности условного топлива (7000 ккал/кг). Температура воспламенения лигнина 195°C, температура самовоспламенения 425°C и температура тления 185°C. Все это предопределяет возможный потенциал применения технических лигнинов в отраслях промышленности.

Таблица 1.

## Виды технического лигнина присутствующие на рынке материалов

<i>Разновидности</i>	<i>Внешний вид</i>
<p><i>Сульфитный лигнин:</i>            порошкообразные лигнинные материалы (порошкообразные технические лигносульфонаты, продукт сульфитной варки)</p>	
<p><i>Сульфитный лигнин:</i> жидкие технические лигносульфонаты (на водной основе), продукт сульфитной варки</p>	
<p><i>Гидролизный лигнин</i></p>	
<p><i>Сульфатный лигнин</i></p>	

*Пример разработки.* Рассмотрим разработанный нами способ применения технических лигнинов, на примере использования технических лигносульфонатов в качестве связующего в литейном производстве. Проводились исследования направленные на повышение их связующей

способности[10]. Установили, что наиболее эффективными оказались добавки из класса неионогенных ПАВ (НПАВ). Экспериментально установлено [11], что применение некоторых видов неионогенных поверхностно-активных веществ в качестве модификаторов ЛСТ резко (на порядок, с 0,05МПа/% до 0,5-0,7 МПа/%, по показателю удельной связующей способности) повышает их прочностные характеристики и стабилизирует свойства.

Приведенный пример разработки нового связующего материала на основе технического лигнина, позволяет говорить о технологической возможности создания связующих материалов на основе лигнинных материалов, способных успешно конкурировать с широко применяющимися сейчас синтетическими смолами на фенольной основе. Лигносulfонатные материалы можно рассматривать как типовой пример технологии ресурсосбережения и рационального использования вторичного сырья производимого из возобновляемого природного ресурса.

*Выводы.* Установлено что лигнин-содержащие материалы могут выступать как потенциальное сырьё для разработки новых функциональных материалов.

Выявлено, избыточность ресурсной базы лигнинных материалов для разработки новых продуктов на их основе, более того, такой подход позволит решать экологические задачи в сфере рациональной утилизации лигнинных продуктов, а в ряде случаев, заменить дорогостоящие и дефицитные материалы на дешевые по стоимости и экологичные по свойствам лигнинные продукты.

Показано, что трудности применения технических лигнинов обусловлена не стабильностью их свойств, как технического материала представленного на соответствующем рынке материалов

Проиллюстрирована принципиальная возможность использования технических лигнинов, на примере применения технических лигносulfонатов, для создания новых литейных связующих материалов с повышенными связующими свойствами.

#### Литература:

1. Энциклопедия полимеров. Т. 1—3. М.: 1972—1977.
2. Семчиков Ю. Д. Высокомолекулярные соединения. Учебное пособие / Ю.Д. Семчиков — М., 2003. — 367 с.
3. Кулезнев В. Н. Химия и физика полимеров. Учеб. пособие для хим. -технол. вузов./ В. Н. Кулезнев, В. А. Шершнеv – М., «Лань», 2014. – 312с.
4. Электронный ресурс, статистические данные International Lgnin Institute: <http://www.ili-lignin.com/>
5. Antonio Pizzi, Milena Properzi, Jean-Michel Leban, Michela Zanetti, Frederic Pichelin MECHANICALLY-INDUCED WOOD WELDING /Maderas. Ciencia y tecnología 5(2): 101-106, 2003
6. Электронный ресурс, «Лигнин формула структурная химическая»: <http://formula-info.ru/khimicheskie-formuly/l/formula-lignina-strukturnaya-khimicheskaya>

## ТЕХНОЛОГИЯ КОНТАКТНОЙ ТОЧЕЧНОЙ СВАРКИ АЛЮМИНИЯ СО СТАЛЬЮ

Караминадик И. Демченко Е.Б.  
Белорусский национальный технический университет

Известно [1,2], что основным препятствием получения сварных соединений алюминия со сталью является химическая несовместимость этих материалов. В результате кристаллизации расплавленного металла соединяемых деталей в структуре сварного шва образуются хрупкие химические соединения интерметаллиды, что сводит на нет возможность получения достаточно прочного сварного соединения.

Для контактной точечной сварки эта проблема была решена благодаря применению промежуточной биметаллической ленты, полученной совместной прокаткой стали и алюминия [3]. В том случае при сварке создаются два отдельных ядра на границах алюминий–алюминий и сталь–сталь. Статические и динамические испытания точечных соединений показали, что по прочности они сравнимы с клёпаными соединениями. Однако при этом отмечается, что при определённых режимах сварки возможность диффузионного образования интерметаллидного слоя на внутренней границе биметаллической вставки всё же существует.

Образования интерметаллидного слоя на внутренней границе алюминий–сталь биметаллической вставки можно избежать, если применить при её изготовлении более совершенную технологию изготовления. Такой технологией является сварка взрывом. В работе [4] показано, что при изготовлении вставок предпочтение следует отдавать именно сварке взрывом, так как она позволяет получить очень прочное и качественное соединение с самоочисткой внутренних поверхностей в процессе соударения листовых заготовок.

Технологию точечной контактной сварки материалов «алюминий–сталь» отработывали на машине МТ-22 «Оливер», создающей усилие сжатия пластин (при давлении сжатого воздуха 0,63 МПа) 7,50 кН. Расход воздуха при номинальном усилии сжатия и рабочем ходе 100 мм составлял 1,15 м<sup>3</sup>/100 ходов. Максимальный вторичный ток в контуре 22 кА.

Составление и контроль технологической программы сварки, а также сварку заготовки осуществляли с помощью блока управления сварочным процессом (серия «Welcom», Южная Корея). Контроллер обеспечивал сварку в 3-х импульсном (ступенчатом) режиме, сохранение 15-ти технологических программ и возможность их оперативного использования с минимальным временем выбора. Для контроля технологии сварки значения основных параметров (сила сварочного тока, усилие сжатия электродов, количество сварочных точек, характеристики сварочного оборудования) в реальном времени выводили на экран монитора

В качестве материалов для свариваемых деталей выбрали холоднокатаную



листовую сталь марки «08 кп» толщиной 0,8 мм, технический алюминий марки А85 толщиной 1 мм. Биметаллические вставки «алюминий-сталь» (рисунок 1)



Рисунок 1 – Биметаллические вставки, полученные сваркой взрывом и последующей прокаткой

изготавливались из тех же материалов способом сварки взрывом и затем прокатывались в тянущей двухвалковой клети до одинаковой толщины (0,5×0,5) мм. Исследования зоны соединения алюминиевой и стальной пластин показали полное отсутствие интерметаллидного слоя на внутренней границе биметаллической вставки. Поверхности деталей перед сваркой

предварительно очищались от окислов и загрязнений.

Электроды изготавливали из дисперсно-упрочненной меди марки М1. Верхний электрод имел сферическую рабочую поверхность образованную радиусом 150 мм, а нижний электрод - цилиндрическую рабочую поверхность диаметром 5,2 мм. Электроды водоохлаждаемые, расход охлаждающей воды не более 480 л/ч. Контроль расхода воды фиксировался специальным указателем.

В процессе сварки контролировали величину сварочного тока  $I_{св}$ , время сварки  $t_{св}$ , усилия сжатия электродов  $P$ . Исследования механизма формирования ядра, микроструктуры и прочностных характеристик сварных соединений проводили при следующих параметрах режима сварки [5]:

- величина сварочного тока  $I_{св}=(10...14)$  кА;
- время сварки выбирали в зависимости от толщины тонкой детали в диапазоне  $t_{св}=(0,16...0,36)$  с;

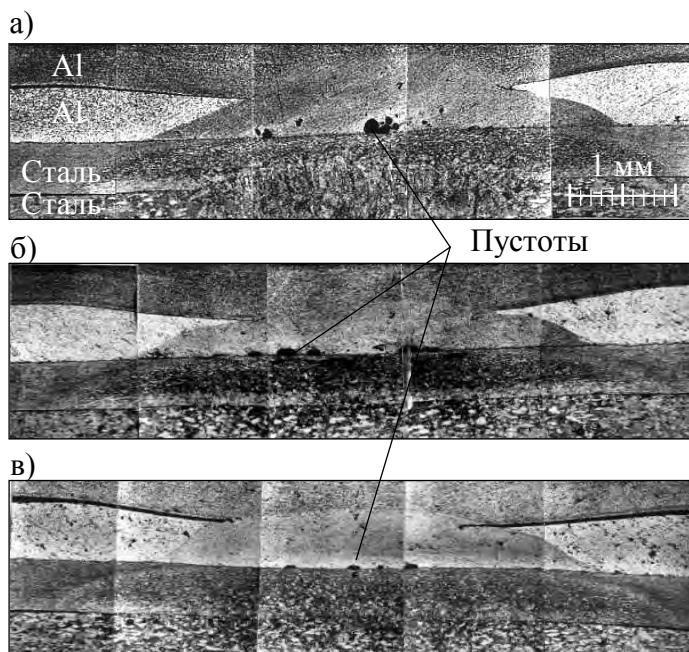


Рисунок 2 – Макроструктура сварочной зоны (×50)

- а)  $I_{св}=10$  кА;  $t_{св}=0,24$  с;  $P=500$  Н;
- б)  $I_{св}=12$  кА;  $t_{св}=0,28$  с;  $P=1000$  Н;
- в)  $I_{св}=12$  кА;  $t_{св}=0,20$  с;  $P=1000$  Н

- усилие сжатия электродов  $P=(500...2000)$  Н.

Механизмы формирования сварного соединения, микроструктуру литой зоны и зоны термического влияния изучали на шлифах, полученных из сварных деталей, сваренных на разных режимах (рисунок 2). В качестве оборудования использовали сканирующий микроскоп фирмы «Сатеса» (Франция), микротвёрдомер «Micromet-П» фирмы «Buchler-Met» (Швейцария).

В результате исследования формирования сварного соединения алюминий-сталь установлено, что образование ядра

сварной точки на границах раздела стальных и алюминиевых деталей стабильно происходит при следующих параметрах режима сварки:  $I_{ce}=(10...12)$  кА;  $t_{ce}=(0,22...0,24)$  с;  $P=(400...600)$  Н (рисунок 2,а). Серия экспериментов проведённых при различных сочетаниях параметров режима сварки (рисунок 2,б-в) подтвердила такой вывод.

Можно предположить, что механизм формирования сварной зоны соединения работает следующим образом.

При протекании электрического тока из-за высокого электрического сопротивления происходит быстрый разогрев алюминиевых и стальных деталей в зоне их контакта и последовательное формирование двух сварных ядер – алюминия и стали. Одновременно, происходит интенсивный отвод тепла из этих зон в сторону водоохлаждаемых электродов. Поскольку теплопроводность алюминия выше, чем у стали отвод тепла из зоны контакта алюминиевых деталей происходит быстрее, чем из зоны контакта стальных деталей.

По достижении температуры в зоне контакта алюминиевых пластин несколько выше температуры плавления алюминия  $T=(660...690)$  °С образуется сварное ядро расплавленного алюминия (рисунок 2,а). Однако характерно то, что образование ядра начинается внутри биметаллической вставки на поверхности стальной пластины, а не на поверхности контакта алюминиевых пластин. Вполне вероятно, что на начальной стадии формирования ядро алюминия образовывалось между пластинами алюминия. Но резкий рост температуры поверхности стальной пластины биметаллической вставки до высоких значений привёл к плавлению алюминия и к дальнейшему формированию ядра наблюдаемой формы.

Следует отметить, что из-за высоких температур и разной интенсивности отвода тепла формирование ядра алюминия протекает в течение всего времени цикла сварки, а затвердевание расплава ядра заканчивается несколько позже затвердевания ядра стали. Поэтому размеры ядра алюминия превышают размеры ядра стали. Оптимальные размеры ядра можно определить экспериментальным путём подбора параметров режима сварки и изменения размеров и конструкции электродов.

При достижении температуры соединения значений близких к температуре плавления стали  $T=(1490...1520)$  °С происходит образование и быстрый рост сварного ядра расплавленной стали (рисунок 2,а). В отличие от ядра алюминия формирование стального ядра протекает на границе контакта стальных пластин.

По окончании цикла сварки в результате интенсивного охлаждения сварного соединения ядра алюминия и стали затвердевают, соединение охлаждается и происходит формирование кристаллической структуры сварных точек. Одновременно вокруг ядра стали протекает формирование и рост зоны термического влияния. Судя по форме и размерам образовавшейся зоны, характер её формирования практически не отличается от характера формирования такой же зоны, образующейся при сварке стальных деталей.

Анализ полученных результатов показал, что в процессе формирования ядра алюминия внутри биметаллической вставки на поверхности стальной пластины в некоторых случаях образуются весьма значительные по размерам полости, пустоты или их скопления. По-видимому, эти скопления представляют собой усадочную пористость, которая образуется в результате усадки в тех местах расплавленной зоны, которые затвердевают последними без доступа к ним расплавленного металла. В данном случае ядро алюминия затвердевает в замкнутом пространстве. Поэтому, с большой долей вероятности, можно говорить об усадочных явлениях, протекающих в процессе сварки материалов имеющих разнородную структуру.

Явление усадки и образование скоплений пустот также подтверждается исследователями в работе [7] по изучению способа контактной точечной сварки соединений стали и сплавов алюминия.

Наличие усадочных явлений негативно сказывается на качестве сварных соединений. Устранение этих явлений выбором и расчётом технологических параметров режима сварки одна из основных задач сварщика-технолога.

Результаты дальнейших исследований способа контактной точечной сварки алюминия со сталью позволили изучить влияние параметров режима сварки на физико-механические характеристики, геометрию и качество сварных соединений.

#### Литература

1. Калеко, Д.М. Современные способы сварки алюминиевых сплавов со сталями (обзор) // Автоматическая сварка. - 2012. - № 10. - С.29–36.
2. Стреленко, Н.М., Зворыкина, А.К. Современные технологии сварки стали с алюминием в автомобилестроении // Технические системы ТС. - 2016. - №1. – С.75-80.
3. Resistance spot welding of aluminium alloy to steel with transition material - from process to performance. Pt.1. Experimental study / X. Sun, E.V. Stephens, M.A. Khaleel et al. // Welding J. - 2004. - N6. - P.188s-195s.
4. Ковалевский В.Н. Демченко Е.Б. Лопатко И.Г. Использование нанопокровтий при сварке разнородных материалов давлением // Сварка и родственные технологии. - 2006. - Вып. 8. - С. 84-87.
5. Демченко Е.Б. Технология контактной точечной сварки соединений «алюминий-сталь» // Наука – образованию, производству, экономике. Материалы IX международной научно-технической конференции. В 4 томах. Т.1. –Мн.: БНТУ. -2011. –С. 278.
6. Демченко Е.Б. Фигурин Ф.К. Влияние времени сварки на параметры соединения при контактной точечной сварке разнородных материалов Новые материалы и технологии их обработки: материалы XVIII Респ. студ. научн.-техн. конф., Минск, 19-20 апреля 2017 г. Белорус. нац. техн. ун-т: ред. кол.: И.А. Иванов [и др.]. - Минск, 2017. – С. 118–119.
7. A novel method for resistance spot welding between steel and aluminum alloy / Ranfeng Qiu, Jiuyong Li, Lihu Cui, Hongxin Shi, Yangyang Zhao. // Welding and Cutting. – 2017. – N10. – P.146s-150s.



## **ИСТОРИЯ РАЗВИТИЯ СВАРКИ И ПЕРСПЕКТИВЫ СВАРОЧНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ**

Снитко Д.В., Гольцова М.В.

Белорусский национальный технический университет, Минск, Беларусь

В основе сварочного производства лежит фундаментальное открытие русского ученого В.В. Петрова: именно он в 1802 году установил, что между двумя угольными электродами, при определенных условиях, может существовать электрическая дуга. Профессор В.В. Петров подчеркивал возможность использования этой искусственно полученной электрической дуги для электроосвещения и плавления металлов. Однако, только спустя 80 лет, в 1882 году, русский изобретатель Н.Н. Бенардос применил электрическую дугу для соединения металлов. Нужно отметить, что Н.Н. Бенардос был гениальным изобретателем: его авторству принадлежат ~240 изобретений в области агропроизводства, судостроения, военного дела. В конце 19 века он оформил патенты, в том числе европейский и американский, под названием «Способ соединения и разъединения металлов непосредственным действием электрического тока». Временной разрыв между научным открытием Петрова и началом разработки технологии Бенардосом не случаен: всегда требуется время, чтобы явления, открытые наукой, начали воплощать в жизнь. При этом, 80 лет – много, если сравнивать с человеческой жизнью, но мало в масштабах истории.

Н.Н. Бенардос использовал в своих опытах дугу, горящую между угольным электродом и металлом. Эта дуга запитывалась электрической энергией от аккумуляторной батареи. С этого момента началось развитие сварки. До широкого вхождения сварки в жизнь основным методом соединения металлических изделий была клепка. Однако заклепки утяжеляли вес конструкций. Сварка позволила создавать неразъемные соединения с меньшими металло- и трудозатратами. Она эволюционировала вместе с эволюцией физики, позволившей создавать новые условия нагрева для взаимной диффузии свариваемых металлов. Теперь с помощью сварки и родственных технологий создается более половины валового национального продукта промышленно развитых стран. На производство сварных конструкций и сооружений расходуется до двух третей мирового потребления стального проката.

Кроме металлических, сварке подвергаются неметаллические и композиционные конструкционные материалы, притом не только на суше, но под водой и в космосе. Одно из интереснейших направлений – сварка в медицине, позволяющая проводить не только соединение, но и разъединение биологических материалов практически без кровопотерь и с более легкой заживляемостью.

В СССР, в отличие от Российской Империи, электросварка стала развиваться быстро. К началу 30-х годов в СССР началось широкое

производство электросварочного оборудования и специальных электродов для сварки [1]. Сварка стала применяться не только при ремонтных работах, но и при изготовлении стальных конструкций и машин. В 1931-1932 гг. электросварка была применена при изготовлении и монтаже промышленных зданий и резервуаров на Кузнецкстрое и воздухо- и газопроводов на строящихся металлургических заводах в Магнитогорске и Мариуполе [1]. Однако в тот период, вследствие несовершенства сварочных электродов, металл шва имел пониженную пластичность и недостаточную прочность.

В 1935 г. советскими инженерами были разработаны и внедрены в производство электроды с толстым покрытием [1]. Выполненный новыми электродами сварной шов не уступал по своим свойствам свариваемому металлу. Вот тогда электросварка и вытеснила клепку, и к 1940 г. на советских заводах было запущено в действие около 50 тыс. сварочных постов.

Наряду с развитием ручной сварки проводились работы по механизации сварочного процесса. В дальнейшем сварка была автоматизирована, а теперь – и роботизирована. Этого удалось достичь с развитием полупроводниковой техники и программируемых устройств. В настоящее время сварке можно подвергнуть материалы толщиной от несколько микрон до нескольких метров – то есть, от элементов микроэлектроники до деталей тяжелого машиностроения.

Для обеспечения качественного соединения деталей из цветных и разнородных металлов и сплавов с середины XX века разрабатываются гибридные способы сварки. «Гибридность» заключается в совместном использовании различных по своей природе источников тепла для плавления металла. Например, лазерного луча и плазменного источника нагрева, либо совместного действия кольцевой дуги (плазмы) и дуги, горящей между изделием и электродом в инертном газе (плазма-MIG способ).

Идея совместно использовать лазерный пучок и электрическую дугу для сварки и других видов обработки металлов принадлежит английскому ученому Стину (W. M. Steen), который защитил свое изобретение рядом патентов [2].

Совместное действие двух разнородных источников тепла приводит к увеличению коэффициента использования энергии как лазерного, так и дугового источников.

В западных странах технологии на основе плазма-MIG процесса известны под названием «Филипс-процесс» (по названию фирмы-разработчика), и применялись для производства особо ответственных конструкций, например, ядерных реакторов [3]. Передовые разработки ведутся не только на Западе.

Целый ряд передовых проектов, которым нет аналогов в мире, реализуется сотрудниками Института лазерных и сварочных технологий Санкт-Петербургского политехнического университета имени Петра Великого [4,5]. Разработанная там установка для лазерно-дуговой сварки плоских секций способна создать за один проход 6 м сварного шва по металлу толщиной до 20 мм. Технология позволяет практически избавиться от угловых и термических деформаций в подобных крупногабаритных конструкциях. Для осуществления работы этой установки нужно уметь управлять уникальными физическими

процессами. Поскольку в том месте, где лазерный луч и электрическая дуга воздействуют на металл, возникает особый тип газового разряда, так называемый гибридный разряд. Управление подобным объектом дает множество преимуществ, среди которых: стабилизация горения дуги, что необходимо для повышения скорости сварки; частичное сжатие электрической дуги, что обеспечивает дополнительное сжатие сварного шва; глубокое проплавление, зазор до 1,5 мм, низкое тепловложение, малые деформации конструкции.

Технология гибридной сварки может применяться в производстве труб большого диаметра, в судостроении, авто- и машиностроении, а в ближайшем будущем её планируется использовать при производстве фюзеляжных панелей.

О сварке, ее видах, источниках питания дуги, электродах и свариваемых материалах можно рассказывать долго. Как видно из перечисления в этой статье, сварка коснулась практически всех сфер жизни человека. В заключение хотелось бы отметить следующее.

Научно-техническая революция (НТР) – это качественный скачок в развитии науки и техники, приведший к изменению орудий труда, структуры рынка и перераспределению финансирования областей деятельности. Благодаря НТР созданы продукты и технологии, значительно улучшающие качество жизни. Высказываются мнения, что сегодня человечество живет уже в постиндустриальную эпоху. Все пользуются технологичными средствами связи, продукцией автомобильной промышленности, цифровой и другой техникой, соответствующей технологическому уровню XXI века. И при этом мало кто задумывается, что во всех этих технологических новинках так или иначе присутствует сварочная технология, как способ надежного соединения материалов. Без сварки всё вышеперечисленное и многое другое не может быть создано. Труд сварщика не всегда заметен, но имеет фундаментальное значение, а разнообразие видов и способов сварки до сих пор не исчерпаны и будут продолжать развиваться.

#### Литература:

1. <http://iron-lab.ru/istoriya-razvitiya-svarochnogo-proizvodstva-v-rossii/>
2. И.В. Кривцун. Гибридные лазерно-дуговые процессы сварки и обработки материалов (обзор) // <http://www.plasma.kiev.ua/people/krivtsun.html>.
3. Литвинов А.П. Направления развития комбинированных и гибридных технологий сварки и наплавки // Автоматическая сварка. – 2009. - №1. – с. 48-52.
4. <https://sdelanounas.ru/blogs/67500/>
5. Туричин Г. А. Технология гибридной лазерно-дуговой сварки : учеб. пособие / Г. А. Туричин, И. А. Цибульский, М. В. Кузнецов. – СПб. : Изд-во Политехн. ун-та, 2015. – 48 с.

## СПЛАВЫ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА МЕТАЛЛИЧЕСКИХ ТАРЕЛОК УДАРНОГО МУЗЫКАЛЬНОГО ИНСТРУМЕНТА

Ширшин Г.А., Леушина Л.И.

Нижегородский государственный технический университет  
им. Р.Е. Алексеева

На сегодняшний день существует множество направлений музыки, в которых используются музыкальные тарелки. Ударно-музыкальные тарелки – очень древние инструменты звукоизвлечения, представляющие собой вогнутые круглые пластины из особого сплава. Тарелки характеризуются не просто округлой плоской поверхностью, их формы разнообразны, сложны и изготавливаются из различных сплавов, что естественно отражается не только на качестве их звучания, но и на их долговечности.

Звучание всей ударной установки определяется ударными тарелками. Разнообразие тарелок ударного музыкального инструмента создают барабанщикам сложности при выборе оптимального варианта. Сложности связаны с тем, что необходимо брать в расчет собственный вкус, музыкальный стиль и место исполнения музыки. Звучание музыкальных тарелок, в первую очередь, определяется сплавом, из которого они изготовлены.

Металлические тарелки для ударного музыкального инструмента создают из сплавов, в основе каждого из которых присутствует медь (Cu): колокольная бронза, ковкая бронза, латунь и нейзильбер (сплав меди, цинка и никеля) [1-3].

Колокольная бронза (B20) известна как «колокольный металл». Традиционно его используют для изготовления металлических тарелок высокого качества, колоколов и гонгов. Соотношение олова и меди в сплаве: 1:4, то есть количество олова составляет 20%. Данная формула наиболее часто встречается на практике. Однако всегда существуют исключения.

В зависимости от габаритов колокола могут быть отлиты с разным количеством олова. Иногда некоторые производители гонгов, колоколов и тарелок применяют небольшие количества химических элементов, которые могут серьезно поменять характер сплава. Такими элементами могут быть серебро, золото и фосфор.

Колокольная бронза характеризуется как отрицательными, так и положительными качествами.

К положительным свойствам следует отнести малый коэффициент усадки (1,538), что позволяет качественно отливать высоко художественные изделия. Но главное, колокольная бронза имеет самый низкий коэффициент затухания звука, что делает ее незаменимой при изготовлении таких ударных инструментов с самозвучающим телом, как колокола [4-5].

Среди отрицательных свойств – это низкая морозостойкость (при 20-250°С сплав становится очень хрупким, что может привести к расколу колокола). Колокольная бронза при малой пластичности (она не катается, не куется) характеризуется высоким коэффициентом температурного расширения, что при

местном нагреве может привести к большим напряжениям вплоть до растрескивания. Колокольной бронзе присущ еще один недостаток, который был выявлен относительно недавно. Как и все сплавы, она подвержена «старению», вследствие которого она становится рыхлой и ее звуковые качества изменяются (звук становится более низким и время затухания уменьшается). Недостатками колокольной бронзы являются ограниченность тембрового звучания, большой вес литых элементов ударных музыкальных инструментов, а также дефицит олова и его высокая стоимость [6].

Для устранения указанного недостатка с целью повышения прочности и пластичности готовых изделий при высоком качестве звучания и расширении тембрового диапазона авторами [6] было предложено дополнительно вводить в состав сплава сурьму (наряду с медью, оловом и свинцом).

Ковкая бронза (В8) – сплав олова и меди, содержащий не более 8% олова. Сплав доступен в готовой форме как листовой металл различных категорий и уровней толщины. В большинстве случаев тарелки учебных серий изготавливают из ковкой бронзы – наиболее подходящего для этого материала. Тарелки из ковкой бронзы высокого качества могут быть запущены в широкое производство, являются выгодным приобретением и, так как их чувствительность ниже, чем у колокольной бронзы, более подходят для начинающих музыкантов.

С середины XX века проводили попытки создать тарелки высшего качества из ковкой бронзы (изначально в целях снижения затрат). Менее чем три десятилетия назад, также в целях экономии проводились эксперименты с обычными бронзовыми листами или пластинами, содержащими восемь весовых частей олова. В итоге было подтверждено и признано правильным «правило старой бронзы». Необходимо осознавать, что за счет качественной обработки металлической тарелки можно добиться серьезных успехов в отношении качества, используя бронзовый лист или пластину, которая содержит восемь весовых частей олова, однако подобные результаты не смогут быть приближены к традиционно изготовленным тарелкам, содержащим двадцать весовых частей олова.

Лучшие образцы традиционных гонгов и тарелки типа «China» производятся из латуни. Но, как правило, данный сплав ориентирован на изготовление тарелок для начинающих, а также для «демонстрационных» тарелок, которые некоторые фирмы-производители ударных установок демонстрируют в специализированных магазинах. Традиционно латунь для тарелок включает около 38% цинка в меди. Это сплав, легко поддающийся обработке, доступный на рынке в виде листов и самое дешёвое, часто применяемое сырьё для тарелок. Тембр звучания – тёплый, но тусклый, по сравнению с любой бронзой. В связи с этим немногие барабанщики работают с подобными тарелками.

Нейзильбер – это сплав меди и никеля (обычно без серебра). Для некоторых типов учебных тарелок используется около 12% никеля. Немногие специализированные металлические тарелки высшего уровня изготавливаются

из этого сплава, также как и гонги, которые приобретают более современное и экзотическое звучание.

Сегодня в получении металлических тарелок распространены и сложнолегированные сплавы, включающие ряд химических элементов (например, сплав меди, марганца, олова и алюминия и др.).

По мнению авторов данной статьи, наилучшие результаты получаются из бронзы с добавлением 18-20% олова (рабочая версия В20), которая используется большинством производителей. Металлические тарелки из сплава В8 визуально отличаются красноватым оттенком, ясным и ярким звуком, в то время как у тарелок В20 звук более теплый и мягкий. Известные фирмы-поставщики металлических тарелок «Ziljian» (США) и «Sabian» (Канада, Армения, США) производят тарелки высокого и среднего уровня из бронзы В20, а швейцарская компания «Paiste» первой в своей работе применила бронзу В8. Именно из бронзы В8 разработана легендарная серия тарелок 2000.

Шихтовым материалом для изделия «музыкальный инструмент тарелка» является чистая катодная медь, отличающаяся высокой стоимостью. Однако мировые запасы меди со временем исчерпают себя. В связи с этим представители металлургического сообщества обращают серьезное внимание на решение проблемы ресурсосбережения, а именно – вторичное использование исходного материала – медного лома. Как следствие, на сегодняшний день около 40% медных изделий по всему миру получают именно из переработанного лома. Производство металлических тарелок не является исключением.

#### Литература:

1. Альтман, М.Б. Плавка и литье сплавов цветных металлов / М.Б. Альтман, А.А. Лебедев, М.В. Чухров. – М.: Учпедгиз, 1963. – 290 с.
2. Каблов, Е.Н. Стратегические направления развития материалов и технологий их переработки на период до 2030 года / Е.Н. Каблов // Авиационные материалы и технологии: Юбилейный науч.-технич. сб. (приложение к журналу «Авиационные материалы и технологии»). – М.: ВИАМ. – 2012. – С. 1–7.
3. Колачев, Б.А., Металловедение и термическая обработка цветных металлов и сплавов / Б.А. Колачев, В.И. Елагин, В.А. Ливанов. – М.:Металлургия, 1991. – 288 с.
4. Леви, Л.И. Литейные сплавы / Л.И. Леви, С.К. Кантеник. – М.: Высшая школа, 1967. – 435с.
5. Литейные бронзы / под ред. К.П. Лебедева. – Л.: Машиностроение, 1973. – 312с.
6. Материал для изготовления колоколов и звучащих элементов ударных музыкальных инструментов [Текст]: пат. №2265894 РФ: МПК G10K1/00/ авторы и заявители Лисовская О.Б. [и др.]; патентообладатель Вятский государственный университет, опубл. 10.12.2005.

## ОСВОЕНИЕ ФОСКОН-ТЕХНОЛОГИИ В УСЛОВИЯХ ДЕЙСТВУЮЩЕГО ПРОИЗВОДСТВА ПАО «ГАЗ»

Огурцова Е.О., Леушина Л.И.

Нижегородский государственный технический университет  
им. Р.Е. Алексеева

Системный анализ экономики показывает, что на предприятии ПАО «ГАЗ» имеет место понижение качества и точности отливок, а также большое количество брака, вызванное низким качеством стержней. Также, ввиду наличия вредных примесей, экологическая ситуация на стержневом участке требует дополнительных мер по улучшению. Учитывая выше перечисленные факторы, было принято решение по модернизации стержневого участка.

Для улучшения стержневого участка базового литейного цеха предлагаются следующие мероприятия:

– внедрение технологии изготовления стержней из металлофосфатных смесей (МФС-процесс);

– техническое перевооружение стержневого участка.

Внедрение МФС-процесса изготовления стержней позволит достичь не только улучшения условий труда в литейном цехе, но и снижения производственного травматизма и профессиональной заболеваемости среди работников базового предприятия. Частным случаем МФС-процесса является Фоскон-процесс, использующий в качестве связующего алюмоборфосфатный концентрат (АБФК) - смесь кислых фосфатов алюминия и бора, и порошок-отвердитель на основе оксида магния. Состав АБФК представлен формулой  $B_nAl_{4-n}(H_2PO_4)_{12}$ , где  $n = 1, 2, 3$ ; также присутствует небольшое количество других солей ортофосфорной кислоты  $B_nAl_{4-n}(HPO_4)_n$  и  $B_nAl_{4-n}(PO_4)_4$ . Процесс отверждения смеси описывается уравнением:



Предлагаемая модернизация стержневого участка включает в себя:

1) техническое перевооружение – замена стержневых машин для изготовления стержней «по горячим ящикам» на три аппарата LF – 60 для формовки по технологии ФОСКОН-процесса;

2) модернизация имеющегося оборудования для изготовления стержней из холоднотвердеющих смесей (ХТС), а именно дополнение автоматизированной системой транспортировки стержней, их установки в литейную форму и нанесения на стержни антипригарного покрытия.

Данная система подразумевает под собой исключение человеческого фактора из технологии получения готовых литейных стержней, а также сборки форм. Так, робот-манипулятор перемещает полученный стержень в камеру нанесения покрытия, где с помощью пульверизатора наносится антипригарное покрытие. Далее манипулятор размещает стержень в специальный ящик, который с помощью кран-балки транспортируется либо на склад, либо на участок сборки литейных форм. После прибытия на участок сборки подобный

манипулятор забирает стержень из ящика, размещает в форме и завершает сборку.

Планировочное решение, включающее вариант размещения оборудования внутри стержневого участка, представлено на рисунке 1. Красным цветом обозначается вариант размещения нового оборудования внутри стержневого участка.

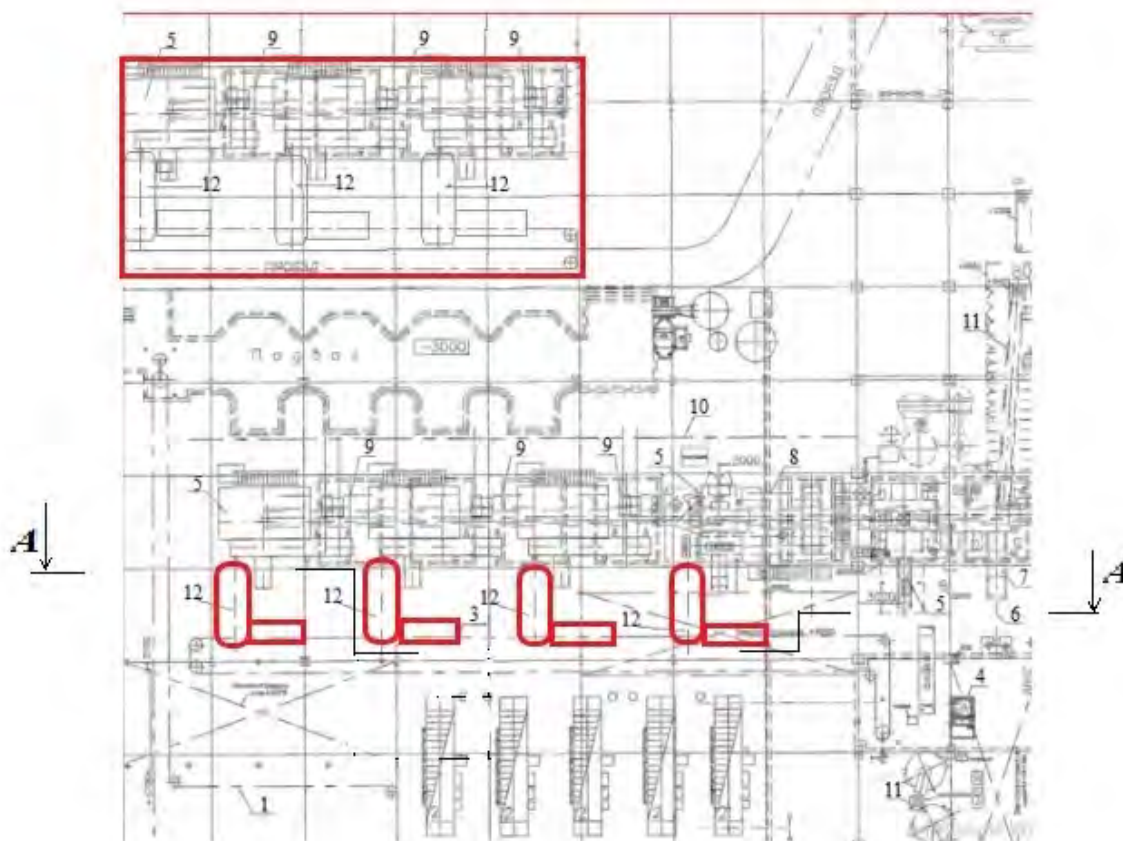


Рисунок 1 – Предлагаемая планировка стержневого участка литейного цеха №4

- 1 – конвейер подвесной люлечный; 3 – конвейер подвесной; 4 – установка окраски стержней; 5 – автомат стержневой по холодной оснастке;  
6 – монорельс для замены ст. ящиков; 7 – рольганг для замены стержневых ящиков; 8 – монорельс для подачи бочек к автомату; 9 – система монорельсов для подачи бочек; 10 – монорельс для замены стержневых ящиков;  
11 – краскомешалка; 12 – оборудование для покраски и транспортировки стержней

На рисунке 2 приведён разрез предлагаемого варианта планировки стержневого участка литейного цеха №4.



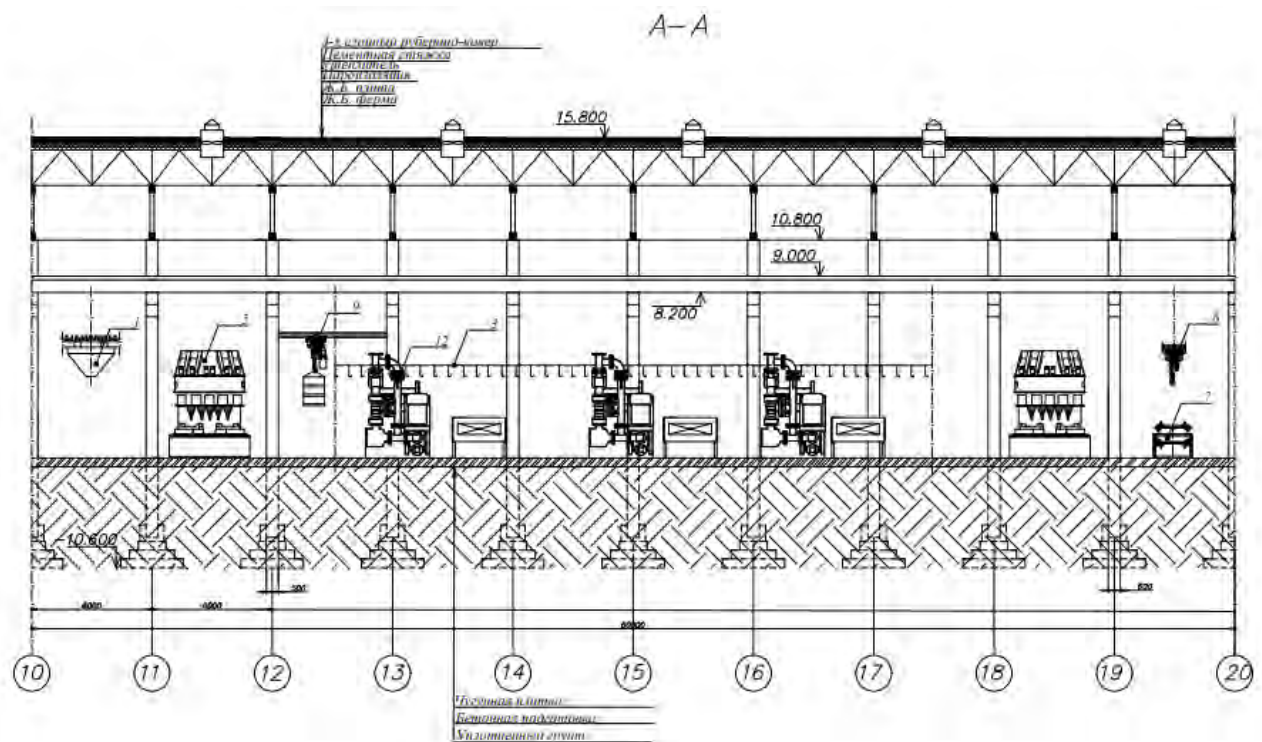


Рисунок 2 – Разрез предлагаемого варианта планировки стержневого участка.

Целью данного планировочного решения является улучшение логистики, что проявляется в использовании единых складов для хранения формовочных материалов, реагентов, стержней, и снижение издержек производства за счёт применения единой технологии получения стержней в отличие от того, что применяется на предприятии на данный момент, а именно две технологии «Hot-box» и «Cold-box-amin»-процессы. Для этого разработана новая планировка стержневого участка литейного цеха №4: демонтировано незадействованное в выполнении плана оборудование, модернизированы механизмы, установлены новые установки для изготовления стержней.

Предлагаемый вариант модернизированного стержневого участка позволяет сократить производственные логистические потоки путем замены «Hot-box»-процесса на «Фоскон»-процесс. Сокращение производственных логистически потоков осуществляется за счёт того, что исключается из технологической программы участок с нанесением антипригарного покрытия на стержни.

Одним из преимуществ предлагаемого решения является то, что для хранения стержневой смеси, реагентов необходим один склад в отличии от нынешней ситуации, где применяются два склада. Это обусловлено тем, что для получения стержней будет использоваться одна технология, меняется только состав смеси.

Исходя из всего выше перечисленного можно сделать вывод о том, что предлагаемое технологическое решение улучшает логистическую схему цеха путём сокращения путей доставки исходного сырья, готовой продукции и объединение складов.

## АНАЛИЗ И ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ МЕХАНИЗАЦИИ И АВТОМАТИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПРОЦЕССА ПОЛУЧЕНИЯ ОТЛИВКИ МЕТОДОМ ЛИТЬЯ В КОКИЛЬ

Рязанцев А.Д., Печенкина Л.С.

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования "Воронежский государственный технический университет"

Литье в кокиль — литье металла, применяемое при серийном и массовом производстве отливок из алюминиевых сплавов, так же позволяющее получать отливки 4 – 6 -го классов точности с шероховатостью поверхности  $R_z = 50 - 20$  и минимальной толщиной стенок в три - четыре миллиметра. При литье в металлические формы по сравнению, например, с литьем в песчаные формы увеличивается: выпуск литья примерно от двух до пяти раз (при той же площади цеха); выход годных отливок (за счет уменьшения припусков на обработку резанием отливок, отходов). Так же снижается себестоимость отливок и расход формовочных смесей, облегчается механизация и автоматизация производства, значительно улучшаются условия труда. Экономическая целесообразность использования этого способа зависит от стойкости и конструкции кокилей, степени механизации и автоматизации, а также от характера производства [1,2].

Для осуществления комплексной механизации и автоматизации процесса изготовления отливки «Корпус» массой 10 кг из алюминиевого сплава АК5М необходимо предварительно провести анализ и оценку существующего на анализируемом объекте (участке и его технологических операциях) уровня механизации и автоматизации (УМ и А) производственного процесса.

Для оценки доли ручного труда ( $D^p$ ), уровня механизации ( $D^m$ ) и автоматизации ( $D^a$ ) в целом по проектируемому цеху литья в кокиль использовали следующие расчетные формулы, % [3]:

$$D^p = \frac{T^p}{T} = \frac{\sum_{i=1}^{i=k} t^p i}{\sum_{i=1}^{i=k} t_{ui}} * 100, \quad (1)$$

$$D^m = \frac{T^m}{T} = \frac{\sum_{i=1}^{i=k} t^m i}{\sum_{i=1}^{i=k} t_{ui}} * 100, \quad (2)$$

$$D^a = \frac{T^a}{T} = \frac{\sum_{i=1}^{i=k} t^a i}{\sum_{i=1}^{i=k} t_{ui}} * 100, \quad (3)$$

где  $T^p = \sum_{i=1}^{i=k} t^p i$  - сумма времени всех ручных переходов и приемов (по основным и вспомогательным действиям);

$T^m = \sum_{i=1}^{i=k} t^m i$  - сумма времени всех механизированных переходов и приемов (по основным и вспомогательным действиям);

$T^a = \sum_{i=1}^{i=k} t^a i$  - сумма времени всех автоматизированных переходов и приемов;

$T = \sum_{i=1}^{i=k} t_{ui}$  - общая трудоемкость обработки детали как сумма штучных времен;

$k$  – количество анализируемых операций на участке.

Прежде чем приступить к анализу УМ и А процесса изготовления отливки в проектируемом цехе литья в кокиль, проведем нормирование и расчет операций, учитывая условия цеха-аналога ВМЗ г. Воронежа. Полученные данные сведем в табл. 1. Далее по формулам (1), (2), (3) рассчитаем доли ручного труда ( $D^p$ ), уровня механизации ( $D^m$ ), и автоматизации ( $D^a$ ), в целом по цеху. Расчеты сведем в табл. 2.

Теперь рассчитаем средний уровень механизации и автоматизации по формуле, %

$$УМиА_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^k t^m i + \sum_{i=1}^k t^a i}{\sum_{i=1}^k t^p i + \sum_{i=1}^k t^m i + \sum_{i=1}^k t^a i} * 100 \quad (4)$$

На основании выше рассчитанных показателей строим график изменения уровня механизации по технологическим операциям. Данный график приведен на рис. 1.

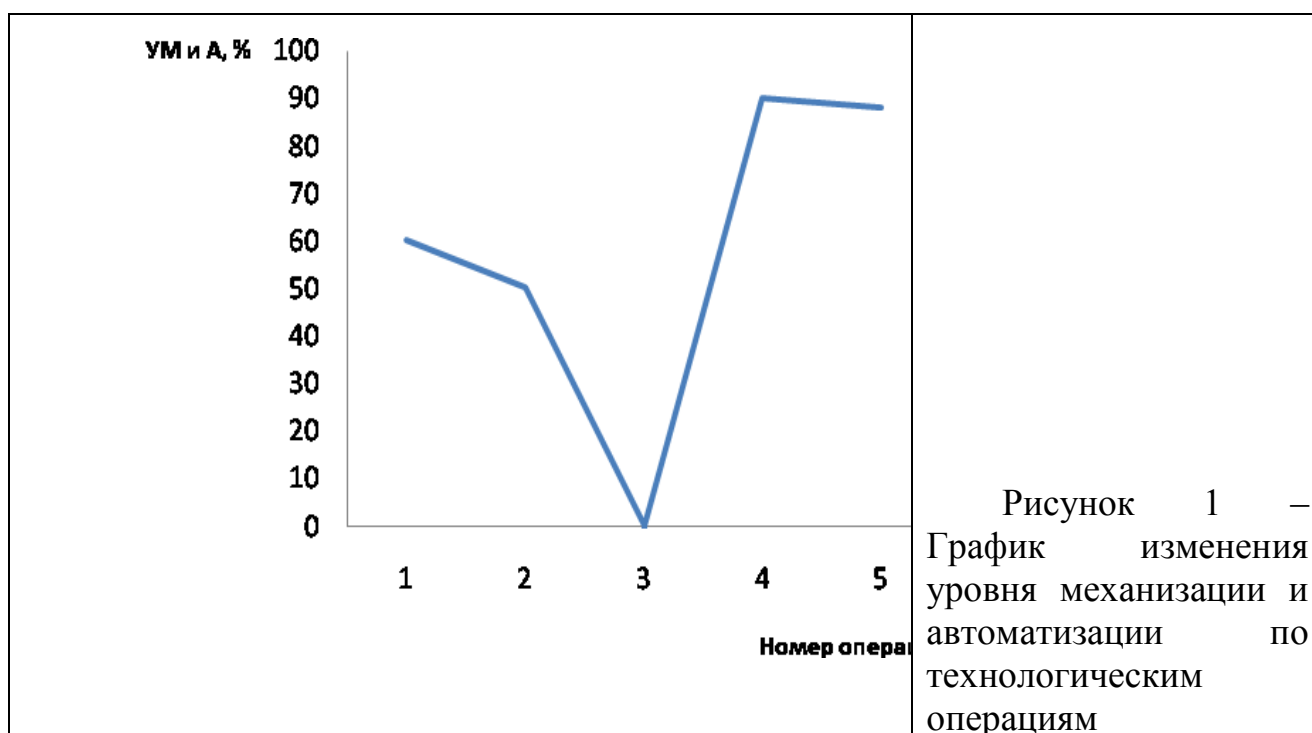
В результате проведенного исследования выявлена операция, у которой доля ручного труда составляет 100%. Данная операция заключается в визуальном контроле отливок на наличие дефектов, контроле геометрических размеров и не нуждается в автоматизации и механизации. В целом проектируемый цех механизирован и автоматизирован на 58%.

Таблица 1 – Исходные данные для анализа УМ и А процесса изготовления отливки в проектируемом цехе

Наименование технологической операции	Содержание технологической операции	Оборудование (наименование и количество рабочих органов, несущих инструменты)	Приспособление (наименование и число мест в приспособлении)	Инструмент (наименование и количество)	Время выполнения операций, мин.			Уровень механизации и работы инструмента
					ручных	механизированных	ручных и механизированных	
1 Заливка	Подготовить, собрать и залить кокиль, разобрать кокиль и извлечь отливку с ЛПС	Кокильная машина	Кокиль (1)	Дозатор (1)	2,53	3,30	6,23	М+Р
2 Отрезка ЛПС	Закрепить отливку, отрезать ЛПС и извлечь отливку	Ленточная пила ЛС – 80 или ГКПС	Тиски (1)	Лента пилы (1) или пильный диск (1)	2,35	3,00	5,35	М+Р-П
3 Контроль	Визуальный контроль на наличие дефектов	Стол (1)	-	Штангенциркуль (1)	1,50	-	1,50	Р-П
4 Зачистка	Закрепить отливку, зачистить, извлечь	Шлифовальная машина ИП-2009А (шпиндель (1))	Тиски (1)	Стальная шарошка (1)	1,10	3,50	4,00	М+Р-П
5 Термообработка	Загрузить отливки в печь, нагреть, выдержать и извлечь	Печь термическая ПНТ - 5	Корзина для отливок (1)	-	1,00	6,00	7,00	М+Р

Таблица 2 – Результаты оценки и анализа УМ и А процесса изготовления отливки в проектируемом цехе.

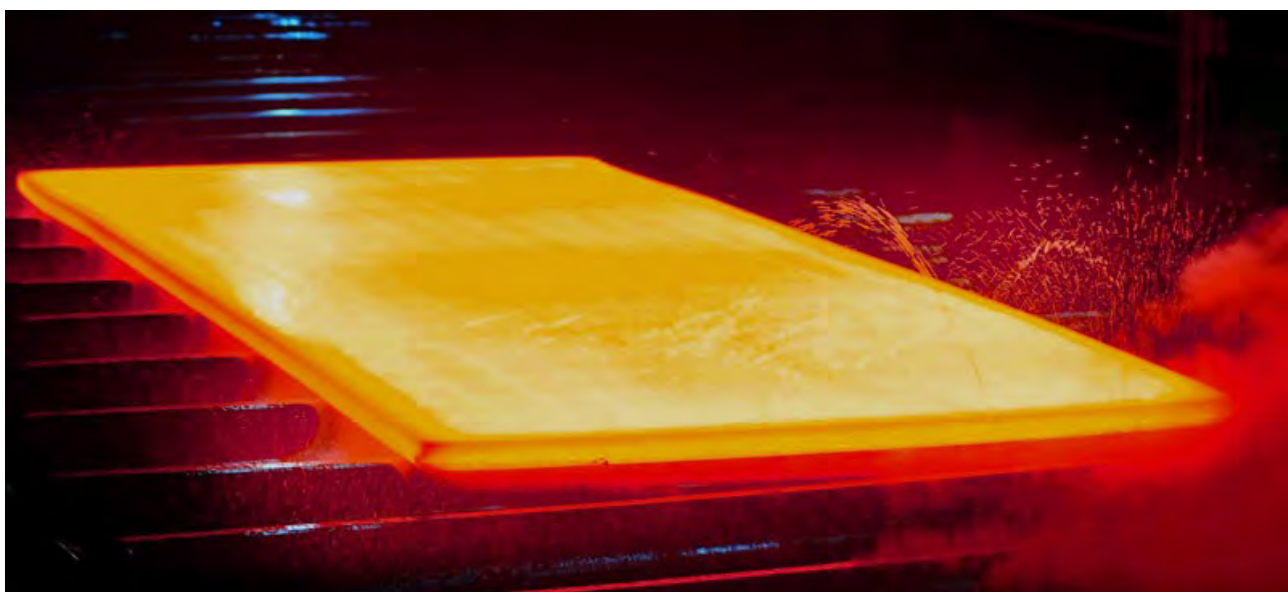
Номер операции	Наименование операций	Уровень труда,%		
		ручного	механизированного	автоматизированного
1	Заливка	40	60	0
2	Отрезка ЛПС	44	56	0
3	Контроль	100	0	0
4	Зачистка	13	87	0
5	Термообработка	14	14	72
Итого	-	211	217	72



#### Литература:

1. Печенкина Л.С. Влияние способа литья на обеспечение требуемой структуры в отливках из алюминиевых сплавов / Л.С. Печенкина, В.А. Юрьева, А.А. Матюшина // Тр. XXI межд. н.-т. конф. АКТ-2020. II Тур. - Воронеж: Этера, 2020.- С. 217-223.
2. Колюка Л.С. Кокильные машины и механизмы для их обслуживания / Л.С. Колюка, Л.С. Печенкина // тез. XX межд. н.-т. конф. АКТ-2018. - Воронеж: Этера, 2019. - С. 43-44.
3. Р 50-54-16-87. Рекомендации. ЕСТПП. Выбор средств механизации и автоматизации производственных процессов.

# **ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ**



# РАЗРАБОТКА ПРОГНОЗНОЙ МОДЕЛИ ДЛЯ ДИАГНОСТИКИ ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКОЙ ПРИВОДНОЙ СИСТЕМЫ ПРОКАТНОГО СТАНА НА ОСНОВЕ СТАТИСТИЧЕСКОГО АНАЛИЗА ТОКОВОГО СИГНАЛА

Бревнов Н.П., Кожевников А.В.

Череповецкий государственный университет

**Аннотация.** Цель данного исследования – создание прогнозной модели для диагностики ролика рольганга прокатного стана 2000 Череповецкого металлургического комбината. В статье рассмотрена возможность использования данных токового сигнала, полученных с датчиков АСУ ТП, для диагностирования этой электромеханической системы. Показано, что с помощью статистического анализа можно зафиксировать первые признаки механической неисправности. Научная новизна работы заключается в новой прогнозной модели, по которой можно осуществлять оценку состояния оборудования в реальном режиме времени. В результате было выявлено, что для всех роликов процесс изменения состояния ролика до момента заклинивания имеет схожий характер. Продемонстрирована возможность предупреждения неисправности за несколько суток, до ее наступления. Эта прогнозная модель может послужить основой для создания новой информационной системы диагностики.

**Ключевые слова:** Заклинивание роликов рольганга, диагностика по токовому сигналу с электродвигателя, рольганг прокатного стана.

Крупное промышленное предприятие имеет сложную систему связанных технологических процессов. Любое оборудование, которое используется в непрерывных производствах, подвержено воздействию множества факторов, негативно влияющих на его состояние.

В данной статье будет рассмотрен вопрос прогнозирования неисправностей в электромеханических системах.

Наиболее частой поломкой, связанной с механической частью привода, является износ и трение в подшипниках. Если ничего не предпринять, то неисправность приведет к перегреву и падению производительности двигателя. Неисправность проявляется в повышении механической вибрации и шума при работе. Поэтому существует достаточно много научных работ, которые связаны с вибродиагностикой [1-3].

Обслуживание большого количества оборудования требует больших издержек, и существующие методы являются более ресурсозатратными, в сравнении с предлагаемым решением.

Под существующими методами понимается:

1. Реактивное обслуживание. При таком обслуживании проблемы устраняются по мере их появления. Они требуют быстрой реакции для минимизации последствий.



2. Профилактическое обслуживание. Оно планируется через определенные временные промежутки и выполняется до отказа, позволяя его предотвратить.

Расходы при реактивном реагировании могут быть очень высокими, но их можно снизить за счет проведения профилактических мероприятий. Однако, с увеличением числа профилактических мероприятий растут и расходы, но если их не проводить, то это может привести к длительному простоем оборудования.

Компромиссом между ними будет прогнозное или предиктивное(предсказательное) обслуживание. Под предсказательным обслуживанием понимается методика, в которой используются инструменты мониторинга состояния системы (различные датчики), измеряющие параметры объекта, для обнаружения признаков износа в реальном режиме времени, таких как аномалии, которые связаны с нарушением работы оборудования.

Такая стратегия позволяет оценить, когда часть оборудования может выйти из строя, и тогда работа по техническому обслуживанию может быть выполнена непосредственно перед тем, как произойдет отказ, или изменится техническое состояние системы. Таким образом, это помогает эффективно минимизировать расходы на обслуживание.

Цель данного исследования – создание прогнозной модели для диагностики электромеханической системы (ролика рольганга прокатного стана 2000) на основе статистического анализа данных токового сигнала и данных о поломках.

В роли исследуемой величины был взят токовый сигнал, так как он практически без задержки реагирует на изменения в механической части устройства [4].

При нарушениях механической части должен возрасти момент сопротивления, и в следствии этого – ток нагрузки (рис. 1).

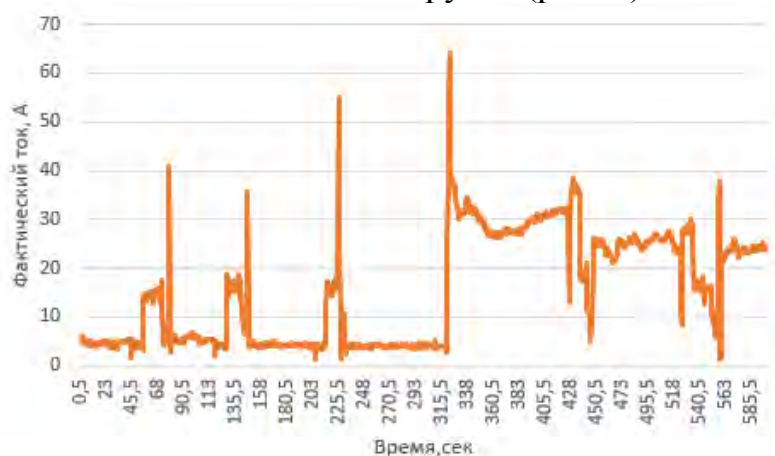


Рисунок 1 – Фактический ток двигателя при первых признаках возникновения неисправности ролика рольганга

Далее рассматривалась динамика изменения распределения тока, путем извлечения выборок с интервалом времени примерно 2 минуты (рис. 2). Плотность распределения тока имеет схожую форму в установившемся режиме работы практически для всех двигателей [4].



Но если появляются первые признаки механических повреждений, то это сильно отражается на плотности распределения тока. Она смещается в сторону больших значений, и двигатель продолжает работать на этом токе, так как он ниже номинала и не фиксируются защитой электропривода (рис. 3).

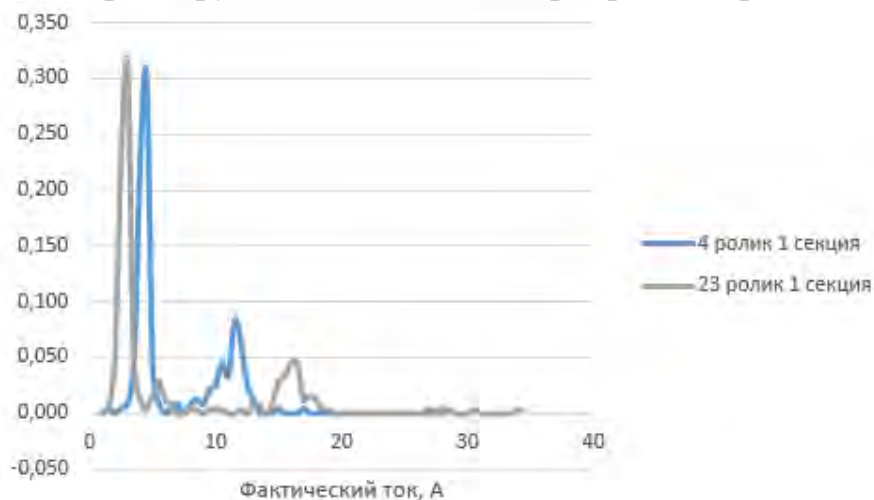


Рисунок 2 – Плотность распределения тока в установившемся режиме работы

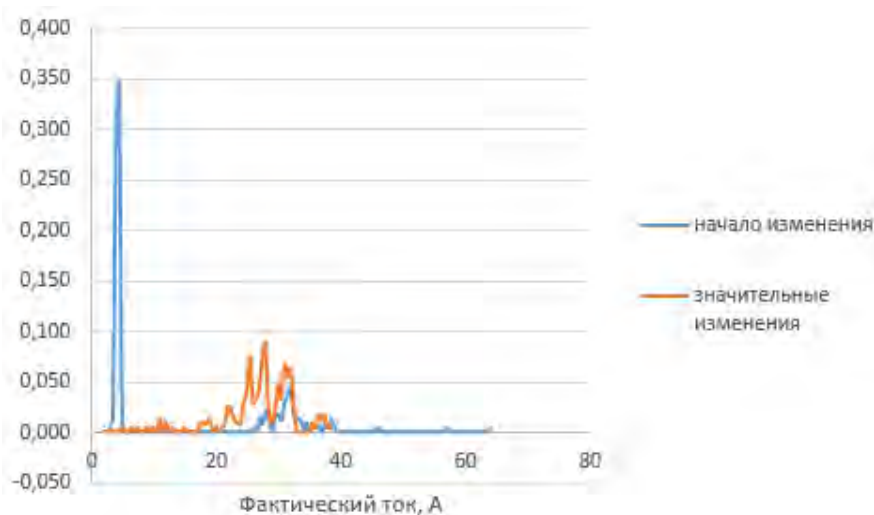


Рисунок 3 – Плотность распределения при первых признаках неисправности

Следующим шагом производится проверка данных на соответствие нормальному закону распределения. В результате, они очень сильно отличаются от нормального распределения с теми же параметрами.

Принято решение, что для прогнозной модели можно взять средние значения тока, которые будут рассчитываться с интервалом 2 мин. работы двигателя. Их можно без проблем сравнивать с нормальным распределением, так как по центральной предельной теореме они должны распределяться нормальным образом.

Ее формулировку можно записать так: «Пусть есть признак (ток), распределенный как угодно с некоторым средним и стандартным отклонением.

Тогда, если мы будем извлекать из этой совокупности выборки объемом  $n$ , то их средние будут распределены нормально со средним, равным среднему признака в генеральной совокупности и отклонением, которое называется стандартной ошибкой среднего».

Возникает такой вопрос. А с чем мы будем сравнивать? Какие параметры выбрать для нормального распределения?

Например, можно взять работу двигателя примерно за 160 часов устойчивом режиме. Тогда большинство наших данных должно описываться этим нормальным распределением (рис. 4).

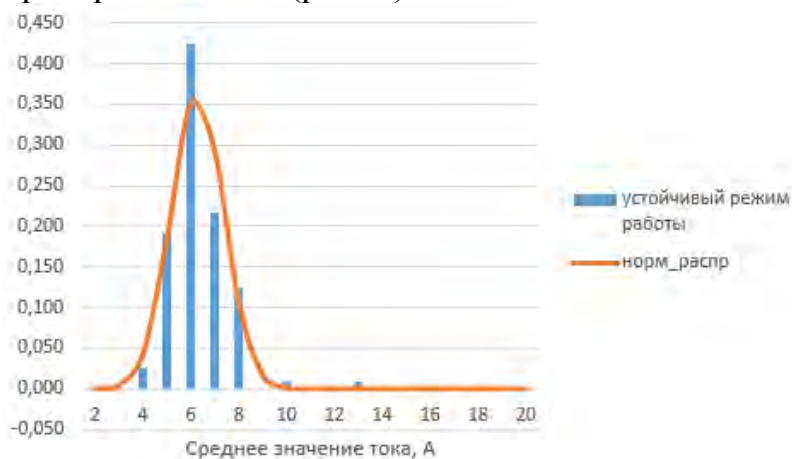


Рисунок 4 – Сравнение распределения средних значений тока за 2 мин работы с нормальным распределением

Когда происходит нарушение механической части, то плотность распределения средних значений тока меняет свою форму и смещается в сторону больших значений. Это можно использовать для создания прогнозной модели. Если сравнить параметры действительного распределения с параметрами нормального распределения, то разница между ними будет говорить нам о состоянии оборудования на данный момент (рис. 5). Также переход на более высокий уровень среднего значения тока (уровень предаварийного состояния) сопровождается увеличением стандартной ошибки среднего, так как увеличивается изменчивость данных (рис. 6).

Из проделанной работы можно сделать выводы:

1. Возможно зафиксировать начальные признаки механической неисправности, имея данные токового сигнала, за несколько суток до отказа. В рассмотренном ее удалось предупредить случае за 6 суток. В аналогичных экспериментах это можно было сделать за 3-4 суток.

2. Изложенные элементы прогнозной модели лягут в основу создания информационной экспертной системы, которая в реальном режиме времени, имея только данные с АСУ ТП, будет осуществлять оценку состояния электромеханических систем.

3. Рассмотренный подход может стать основой возникновения принципиально новых методов диагностики металлургического роторного оборудования.

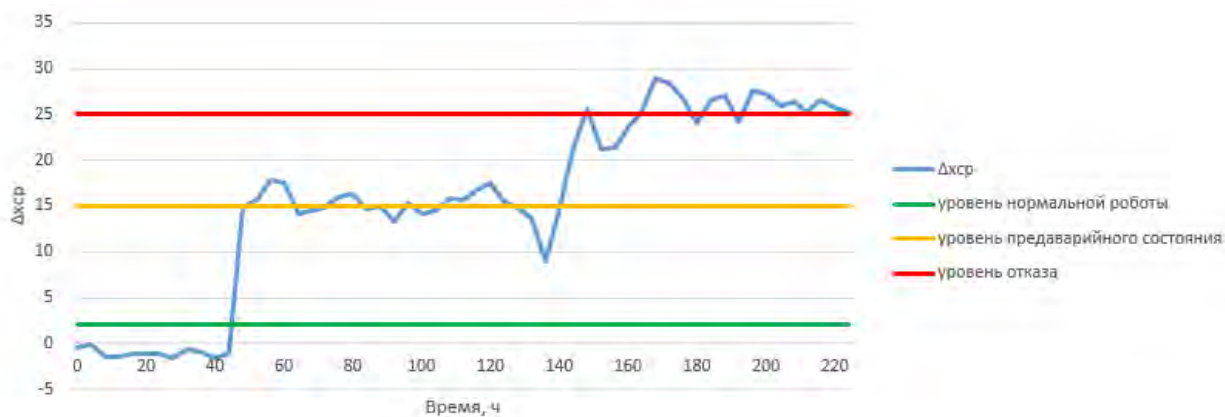


Рисунок 5 – Разница между средними значениями действительного и нормального распределений

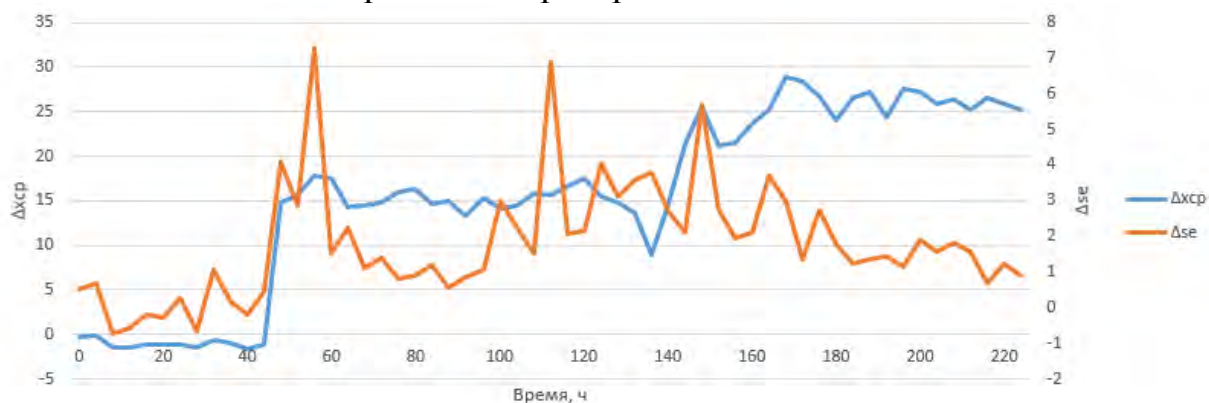


Рисунок 6 – Динамика изменения стандартной ошибки среднего

#### Литература:

1. Сидоров В.А. Вибрационная диагностика механического оборудования металлургических предприятий // Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета. 2017. № 8(51). С. 109-115.
2. Даденков Д.А., Солодский Е.М, Гусманов О.Р. Выявление дефектов в электромеханических системах с помощью методов вибродиагностики // Научно-технический вестник Поволжья. 2018. № 12. С. 206-209.
3. Степанов П.И., Закураев В.В. Алгоритм прогнозирования остаточного ресурса электромеханического оборудования на основе комплексного анализа токовых и вибрационных сигналов // Омский научный вестник. 2017. № 3(153). С. 99-103.
4. Кожевников А.В., Платонов Ю.В. Разработка метода оценки состояния электромеханических приводных систем (на примере ролика рольганга) с применением статистического анализа токового сигнала электродвигателя // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. 2020. Т. 76. №7. С. 728-733.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА КОМБИНИРОВАННОЙ ВЫТЯЖКИ В ПРОГРАММНОМ КОМПЛЕКСЕ ABAQUS

Горбачева В.П., Митичкина Н.Г.  
Донбасский государственный технический институт

Применение математического моделирования в исследованиях процессов обработки металлов давлением, в частности листовой штамповки, позволяет расширить представление об исследуемых процессах и способствует изучению влияния значимых факторов на технологические параметры процессов путем численного моделирования, что позволяет избежать или уменьшить количество дорогостоящих натуральных экспериментов.

Широкое распространение в различных отраслях производства нашли цилиндрические изделия с толстым дном и тонкой стенкой (баллоны высокого давления и др.), изготавливаемые методами обработки металлов давлением. Наиболее целесообразно получать данные детали способом комбинированной вытяжки.

Таким образом, актуальным является создание усовершенствованных высокоэффективных технологических процессов комбинированной вытяжки для изготовления цилиндрических тонкостенных изделий с толстым дном, которые позволили бы повысить качественные показатели готовой продукции.

Значительный вклад в развитие процесса комбинированной вытяжки внесли Г. Закс, И.А. Норицын, С.И. Губкин, Е.А. Попов, В. И. Стеблюк, Л.А. Шофман, С.А. Валиев, С.С. Яковлев и др.

Наиболее широко изложены рекомендации по изготовлению цилиндрических изделий из изотропного материала комбинированной вытяжкой, в работах С.А. Валиева.

Э. Зибель и Г. Вайсс, утверждали, что оптимальным значением угла скоса матрицы является такое, которое при данной степени деформации обеспечивает минимальное технологическое усилие вытяжки.

В работах И.П. Ренне, были подробно изучены зависимости допустимых локальных деформаций сдвига, ограничивающих прочность стенки, от напряжений в выходном сечении. Таким образом, более правильным оптимальный угол матрицы определять исходя из минимума напряжений в выходном сечении стенки, позволяющие получать максимальные степени деформации. Но при этом усилия на пуансоне, будут не минимальными. Для получения изделий с равномерными свойствами по толщине стенки И.П. Ренне и др. рекомендуют выбирать угол матрицы на основе теории линий скольжения [1].

В работах О.В. Сергиенко интенсификация процесса комбинированной вытяжки производилась с учетом деформационного упрочнения материала в очаге деформации пропорционально изменению толщины стенки [2].

Однако многие сложные вопросы анализа напряженно-деформированного состояния, оптимальных условий проведения процесса, проектирования и

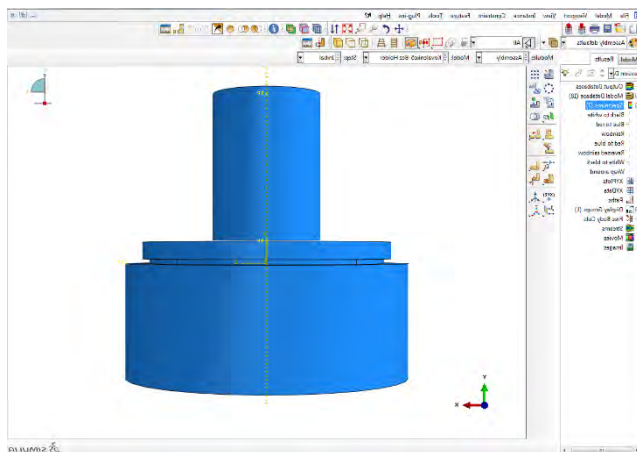
разработки технологического процесса комбинированной вытяжки остаются мало изученными и не решенными.

Целью работы является разработка математической модели процесса комбинированной вытяжки с использованием метода конечных элементов (МКЭ) и программного комплекса ABAQUS, получение значений оптимальных углов скоса матрицы, предложение нового способа интенсификации процесса.

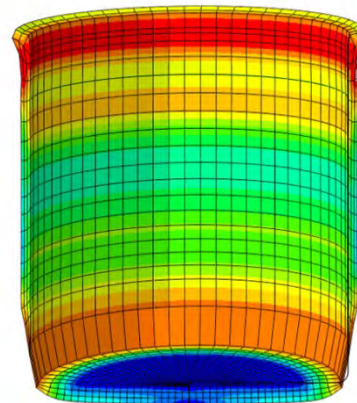
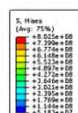
Моделирование процесса комбинированной вытяжки было выполнено с использованием заготовки из стали 10, диаметром  $D_3 = 80$  мм, и толщиной  $s_0 = 2,6$  мм. Предварительно была создана базовая модель данного процесса (рис. 1), адекватность которой, была подтверждена на основании опытных данных, приведенных Валиевым С.А. В ходе моделирования был достигнут предельный коэффициент утонения  $m_s$  равный 0,4.

Разработанная модель характеризуется рядом допущений, благодаря которым значительно упрощается постановка задачи. Так, материал представляется изотропным с равномерным распределением химических элементов по всему объему листовой заготовки.

Для осуществления процесса моделирования были использованы следующие физико-механические свойства материала: плотность ( $\rho$ ), равная  $7,856 \text{ т/м}^3$ ; модуль упругости ( $E$ ), равный  $2,1 \cdot 10^5 \text{ МПа}$ ; коэффициент Пуассона ( $\mu$ ), равный 0,28. Коэффициент трения на матрице ( $f_M$ ) составил 0,05, на пуансоне ( $f_n$ ) – 0,1. Вытягиваемый инструмент представлен в виде аналитически жесткого тела.



а



б

Рисунок 1– а - изображение окна модуля Assembly разработанной модели; б - поле распределения инвариантов напряжений при значении угла скоса матрицы  $\alpha = 25^\circ$  (возникновение опасного сечения)

Следует отметить, что при описании данной модели, учитывается осесимметричность моделируемого процесса относительно плоскости XY. Используются четырехугольные билинейные элементы типа SAx4R и опция Hourglass control – Stiffness. При решении поставленной задачи для повышения качества получаемых результатов применена формулировку Лагранжа-Эйлера

(ALE), которая реализуется через адаптацию сетки для всей области деформируемого материала. Используемый закон упрочнения – степенной.

Основной задачей интенсификации данного процесса, является уменьшение технологического усилия, получение минимальных значений коэффициентов деформации  $m_d$  и утонения  $m_s$ , увеличение значения относительной глубины  $h/D$ . Интенсифицировать данный процесс можно с помощью термической или силовой интенсификаций.

Мы рассматриваем силовую интенсификацию, она заключается в изменении напряженно деформированного состояния, технологических параметров, закона движения инструмента, геометрии инструмента.

На технологическое усилие можно влиять, изменяя геометрию инструмента, а именно угол скоса матрицы. Было установлено, что при малых углах скоса матрицы ( $\alpha=5-15^\circ$ ), возникают малые растягивающие напряжения, но при этом увеличивается технологическое усилие ( $P=20874$  кгс, при  $\alpha=9^\circ$ ). А при углах скоса матрицы ( $\alpha=15-30^\circ$ ), усилие уменьшается ( $P=16558$  кгс, при  $\alpha=15^\circ$ ), но тем самым увеличиваются растягивающие напряжения, приводящие к браку детали.

Существенное влияние на энергетическую составляющую процесса оказывают силы трения. Исследования многих авторов показывают, что трение на матрице  $f_m$  – является вредным, а на пуансоне  $f_n$  – положительным [1,3]. Уменьшение технологического усилия возможно, путем увеличения трения на пуансоне  $f_n$  и уменьшения трения на матрице  $f_m$ . Но при значительных значениях трения на пуансоне происходит увеличение растягивающих напряжений, в следствие чего у дна изделия происходит образование опасного сечения (сосредоточение напряжений, вызывающих локальную деформацию), что приводит к разрывам.

Использование активных сил контактного трения на матрице устраняет эту проблему. Это достигается благодаря идеям, ранее применяемым при прямом и обратном выдавливании [4]. Сущность состоит в том, чтобы заставить двигаться матрицу вверх, в направлении, совпадающем с силой трения. Для этого необходимо использовать либо специализированный гидравлический пресс, либо штамп с плавающей матрицей.

Благодаря этому, возникают следующие преимущества:

- возможность использования матрицы с малыми углами скоса (малые растягивающие напряжения), при меньших технологических усилиях ( $P=16432$  кгс);

- возможность получения больших значений относительной глубины  $h/D$ , минимальных значений коэффициентов деформации  $m_d$  и утонения  $m_s$ ;

- норма времени на единицу изделия уменьшается в 2 раза, за счет одновременного движения матрицы и пуансона.

Таким образом, в ходе исследований была разработана математическая модель процесса комбинированной вытяжки с использованием метода конечных элементов (МКЭ) и программного комплекса ABAQUS.

Установлено, что геометрия инструмента, оказывает значительное влияние

на протекания данного процесса.

Определено, что наиболее оптимальные значения углов скоса матрицы ( $\alpha$ ) находятся в диапазоне от 10 до 20°. При относительно малых углах, увеличивается технологическое усилие, но при этом возникают малые растягивающие напряжения. При увеличении углов, усилие уменьшается, но увеличиваются растягивающие напряжения, которые приводят к браку изделия.

Созданием активных сил контактного трения, решается проблема вредного влияния трения на матрице  $f_m$ . Создаётся баланс технологического усилия и возникающих растягивающих напряжений, также уменьшается норма времени на изготовление единицы изделия.

Разработанная модель процесса комбинированной вытяжки детали типа «стакан», пригодна для использования в учебных целях и при дальнейшей доработке может служить для исследований в целях интенсификации процессов комбинированной вытяжки. Для дальнейшего подробного изучения данной методики необходимо проведение натуральных экспериментов.

#### Литература:

1. Валиев, С.А. Комбинированная глубокая вытяжка листовых материалов. / С.А. Валиев. – М.: Машиностроение, 1973. – 176 с.
2. Дорошко, В. И. Математическое моделирование процессов комбинированной вытяжки: Монография. / В.И. Дорошко, О.В. Сергиенко. – Луганск: СНУ им. В. Даля, 2003. –136 с.
3. Черняев, А.В. Силовые параметры первой операции комбинированной вытяжки анизотропного материала через коническую матрицу в режиме ползучести / А.В. Черняев и др. // Механика деформируемого твёрдого тела и обработка металлов давлением. – 2005. – № 1. – С. 69-81.
4. Дмитриев, А.М. Технологияковки и объёмной штамповки. Часть 1. Объёмная штамповка выдавливанием: Учебник для вузов по специальности «Машины и технология обработки металлов давлением» [Текст] / А.М. Дмитриев, А.Л. Воронцов. – М.: Машиностроение -1, 2005.-500 с.



# ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ЗАГОТОВКИ ПРИ ВЫДАВЛИВАНИИ ДЕТАЛЕЙ КАТУШЕЧНОЙ ФОРМЫ

До Ань Ту, Панфилов Г.В.  
Тулльский государственный университет

Детали катушечной формы (ДКФ) находят применение в качестве поршневых элементов в гидро- и пневмоприводе различных механизмов. [1]. Традиционная технология их изготовления основана на использовании операций механической обработки, сопровождающейся значительными потерями металла. Формообразование габаритных размеров деталей операциями штамповки позволит повысить производительность труда и сократить потери материала [2]. При значительных величинах деформации в технологический процесс требуется вводить операцию предварительного профилирования прутка операциями прямого выдавливания или высадки с последующим межоперационным отжигом. Для обоснования количества необходимых штамповочных операций проведены исследования напряженного и деформированного состояний заготовки в процессе формоизменения с использованием программного комплекса Qform 2D/3D.

Схема выдавливания осесимметричной ДКФ в штампе с разъемными матрицами приведена на рис. 1.

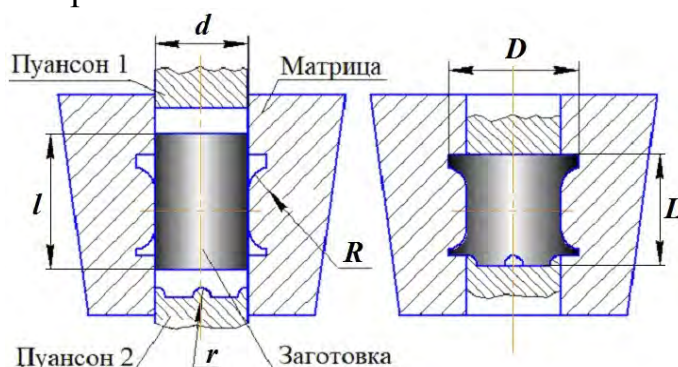


Рисунок 1 - Схема выдавливания деталей катушечной формы

Заготовка цилиндрической формы длиной  $l = 28$  мм и диаметром  $d = 14,5$  мм деформируется двумя пуансонами, движущимися во встречном направлении. Течение материала в радиальном направлении обеспечивает заполнение полостей матрицы, образуя два торцевых утолщения.

Напряженно-деформированное состояние заготовки рассматривалось в 8 характерных точках  $P_0, P_1, P_2, P_3, P_4, P_5, P_6, P_7$ , выделенных на ее наружной поверхности. На рис. 2 представлены картины распределения интенсивности напряжений  $\sigma_i$  и линейных деформаций  $\varepsilon$  на конечной стадии выдавливания ДКФ из алюминиевого сплава АМг6.

Выполнены теоретические исследования зависимостей  $\sigma_i$  и  $\varepsilon$  при выдавливании ДКФ от радиусов закругления полости матрицы  $R$  и выступа пуансона  $r$ , относительного диаметра  $\bar{d} = d/D$ , определяющего степень



деформации, где  $D$  - диаметр изделия, а также условий трения на контактных границах инструмента и заготовки, характеризующихся коэффициентом трения  $\mu$ .

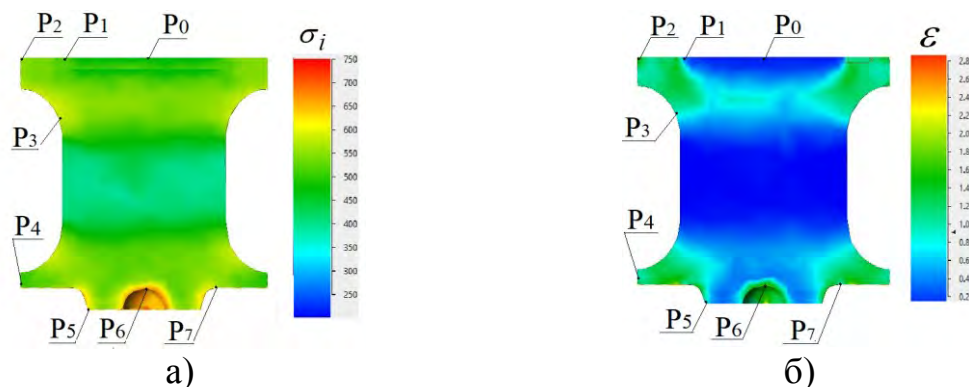


Рисунок 2 - Распределение  $\sigma_i$  (а) и  $\varepsilon$  (б) на конечной стадии штамповки

Приняты следующие диапазоны изменения варьируемых параметров:  $R = 3 \dots 9$  мм;  $r = 1 \dots 4$  мм;  $\mu = 0,05 \dots 0,2$ ,  $\bar{d} = 0,6 \dots 0,66$ . Изменение  $\bar{d}$  обеспечивалось варьированием  $D$  от 24,1 до 21,3 мм при постоянном  $d = 14,5$  мм. Результаты расчетов представлены на рис. 3, 4.

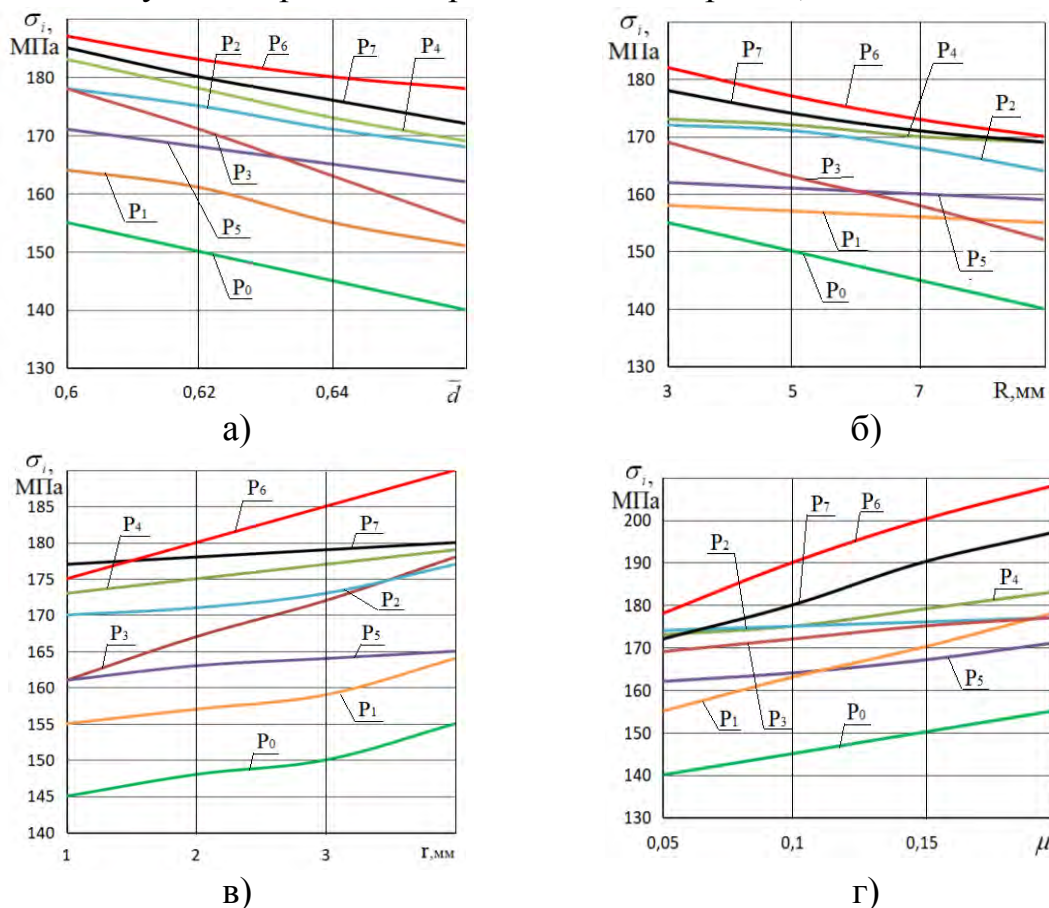


Рисунок 3 - Зависимости  $\sigma_i$  от  $\bar{d}$ ,  $R$ ,  $r$ ,  $\mu$ :

а -  $\sigma_i(\bar{d})$ ;  $\mu = 0,1$ ;  $R = 5$  мм;  $r = 2$  мм; б -  $\sigma_i(R)$ ;  $\mu = 0,1$ ;  $r = 2$  мм;  $\bar{d} = 0,66$ ;  
 в -  $\sigma_i(r)$ ;  $\mu = 0,1$ ;  $R = 5$  мм;  $\bar{d} = 0,66$ ; г -  $\sigma_i(\mu)$ ;  $R = 5$  мм;  $r = 2$  мм;  $\bar{d} = 0,66$ .

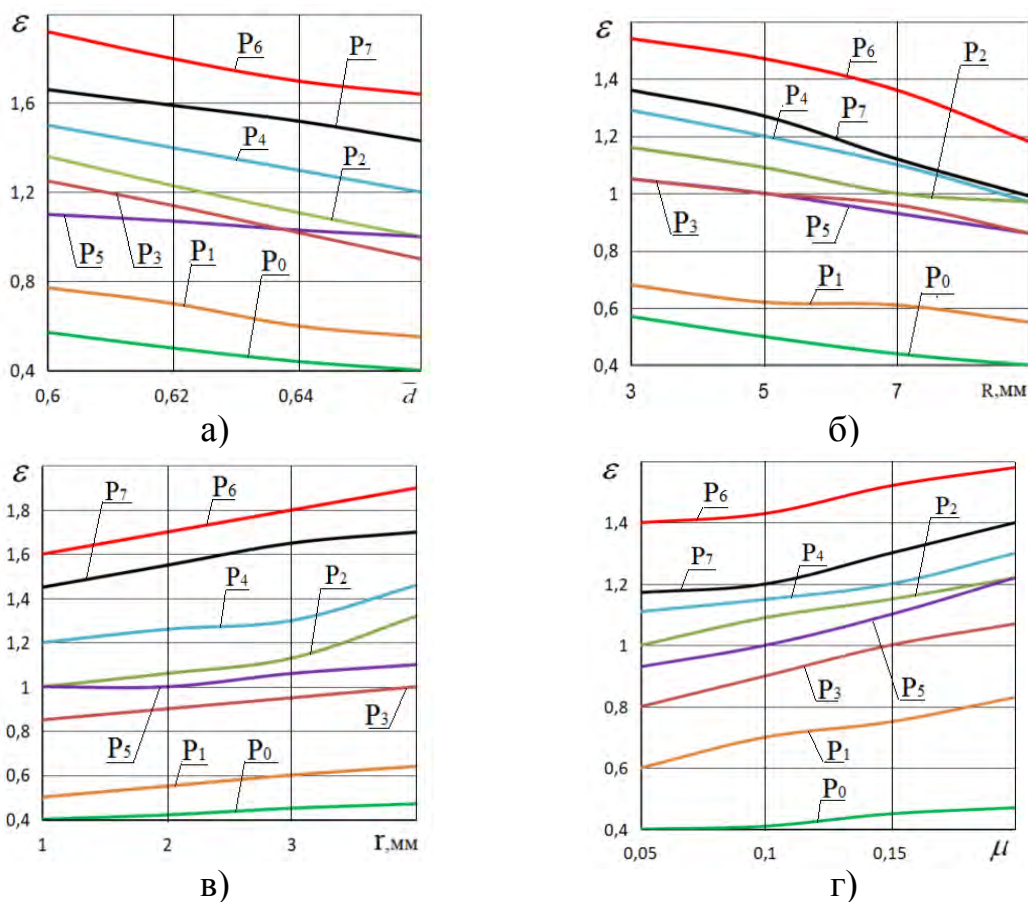


Рисунок 4 - Зависимости  $\varepsilon_i$  от  $\bar{d}$ ,  $R$ ,  $r$ ,  $\mu$ :

а -  $\varepsilon(\bar{d})$ ;  $\mu = 0,1$ ;  $R = 5$  мм;  $r = 2$  мм; б -  $\varepsilon(R)$ ;  $\mu = 0,1$ ;  $r = 2$  мм;  $\bar{d} = 0,66$ ;  
 в -  $\varepsilon(r)$ ;  $\mu = 0,1$ ;  $R = 5$  мм;  $\bar{d} = 0,66$ ; г -  $\varepsilon(\mu)$ ;  $R = 5$  мм;  $r = 2$  мм;  $\bar{d} = 0,66$

Показано, что в исследуемом диапазоне изменения варьируемых параметров наибольшее влияние на величины  $\sigma_{i\max}$  и  $\varepsilon_{\max}$  оказывают  $\bar{d}$  и  $R$ . С их увеличением  $\sigma_{i\max}$  и  $\varepsilon_{\max}$  снижаются на 15-20 и 20-30% соответственно. Увеличение  $r$  и  $\mu$  приводит к росту  $\sigma_{i\max}$  и  $\varepsilon_{\max}$  на 10-15%. Установлено, что наибольших величин  $\sigma_{i\max}$  и  $\varepsilon_{\max}$  достигают в точке  $P_6$ , расположенной на поверхности полости на торце заготовки. Указанная полость выполняет функцию наметки для сверления сквозного отверстия, и материал, находящейся в этой области заготовки, впоследствии подлежит удалению в отход. Помимо точки  $P_6$ , наибольших значений  $\sigma_{i\max}$  и  $\varepsilon_{\max}$  достигают в точках  $P_2$  и  $P_4$ , соответствующих краевым участкам торцевых утолщений, а также в точке  $P_7$ , расположенной в месте сопряжения нижнего торца с фигурным выступом.

Литература:

1. Панфилов Г.В., До А.Т., Ле М.Д. Проектирование штамповой оснастки для изготовления осесимметричных деталей с торцевыми утолщениями и их применение // Научные технологии в машиностроении. 2021. №3(117). С. 7-15.
2. Теория обработки металлов давлением: учеб. пособие / ТулГУ; под ред. С.П. Яковлева. Тула, 2002. Ч. 4: Теоретические основы экспериментальных исследований пластического формоизменения / В. А. Андрейченко. 2002. 68 с.

# ВИБРАЦИОННОЕ БРИКЕТИРОВАНИЕ МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ СТРУЖКИ

Кайнов В.М., Леушин И.О.

Нижегородский государственный технический университет  
им. Р.Е. Алексеева

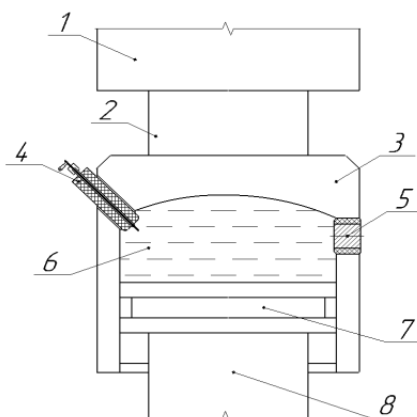
Основным и наиболее значимым отходом субтрактивных технологий в машиностроении является металлическая стружка. Её количество по данным [1] примерно соответствует 10 – 15% от общего количества металла, поступающего на механическую обработку. Как правило сыпучую стружку подвергают брикетированию, с целью снижения материальных и энергетических затрат при транспортировании и переплаве. Важнейшей характеристикой брикета является его плотность. Полученные брикеты возможно эффективно переплавлять в различных плавильных агрегатах литейного и металлургического производства.

Большинство существующих технологий брикетирования металлической стружки основано на методах статического прессования. Однако из опыта порошковой металлургии известно, что постепенное уплотнение дисперсных материалов сопряжено с энергетическими потерями на постепенное преодоление сил упругой деформации и межчастичного трения. Плавный рост давления в определённом диапазоне значений оказывает малое влияние на плотность прессовки. Вдобавок при статическом прессовании наблюдается явление упругого последействия, снижающего плотность изделия. С учётом этих недостатков были разработаны высокоэффективные методы импульсного брикетирования стружки, использующие энергию взрыва твёрдого или газообразного топлива в замкнутом объёме. Импульсное брикетирование позволило добиться большей плотности и энергоэффективности процесса в сравнении со статическим прессованием, за счёт малой продолжительности и высокой концентрации усилия прессования. Однако эта технология не получила широкого распространения в связи с наличием опасных и вредных производственных факторов.

Идея совмещения статического и импульсного методов прессования привела к созданию вибрационных прессов. Опыт порошковой металлургии показывает, что применение вибраций на частоте 233 Гц позволило многократно снизить величину давления, повысить однородность прессовки и устранить упругое последействие [2]. Аналогичные результаты можно наблюдать и при брикетировании металлической стружки.

Для осуществления вибрационного брикетирования стружки авторами предложена концепция электрогидравлического вибрационного гидроцилиндра (рис. 1), установленного отдельным модулем между статическим гидроцилиндром и пуансоном. Модуль вибрационного гидроцилиндра представляет собой герметичную камеру с поршнем, заполненную водой, а также два рабочих электрода, концы которых погружены в воду. Вибрационный модуль перемещается совместно со штоком статического

гидроцилиндра, сообщая давление пуансону и дополняя его короткими и жёсткими импульсами.



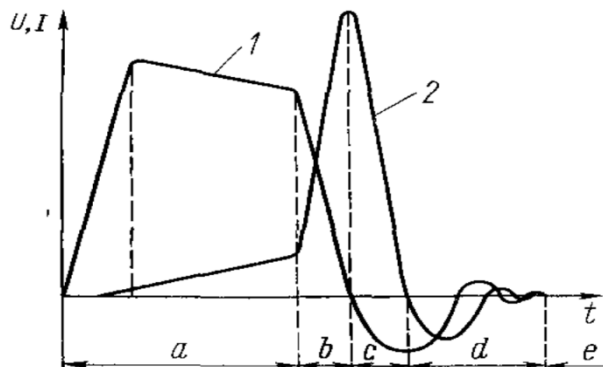
1 – гидроцилиндр статического прессования; 2 – промежуточный шток; 3 – корпус электрогидравлического вибрационного гидроцилиндра; 4 – катод; 5 – анод; 6 – камера гидроцилиндра, заполненная водой; 7 – поршень; 8 – пуансон

Рисунок 1 – Схема конструкции электрогидравлического вибрационного гидроцилиндра

Принцип работы предложенного устройства основан на явлении электрогидравлического удара.

Электрогидравлический удар – это резкое повышение давления, распространяющиеся в виде ударной волны, вызванное протеканием искрового электрического разряда в воде. При протекании разряда, вокруг канала разрядки формируется парогазовая область, перегретая до температур свыше 40 000°C, и состоящая из атомарных и молекулярных водорода и кислорода, а также из ионов  $H^+$  и  $OH^-$  в составе паров воды [3]. Быстрое (порядка 0,000005 – 50 мкс) расширение парогазовой области приводит к возникновению первого гидравлического удара, а также к возрастанию противодействующей силы, схлопывающей полость. В момент, когда запасённая в накопителе энергия исчерпается, искра прекращается и начинается схлопывание парогазовой области, приводящее ко второму гидравлическому удару. Промежуток времени между первым и вторым гидравлическими ударами очень мал, поэтому основная часть энергии не успевает покинуть небольшое пространство вокруг парогазовой полости. Это приводит к возникновению высокой разности давлений на границе между действующей и противодействующей ударными волнами, что нарушает сплошность среды и образует крупную тороидальную область вокруг парогазовой области, заполненную множеством мелких каверн. Растягивающее действие ударных волн приводит к расширению каверн и увеличению их объёма, что значительно ускоряет схлопывание парогазовой области. В итоге крупная парогазовая область схлопывается со сверхзвуковой скоростью, вызывая моментальный скачок давления в сотни тысяч атмосфер. В сущности, явление ослабления первого гидравлического удара, вызванного расширением области, приводит к увеличению силы и снижению продолжительности второго гидравлического удара, чем и объясняется сверхвысокое моментальное значение давления.

Важнейшим фактором, определяющим достижимость электрогидравлического эффекта является искровой характер разряда, возможный только при крутом фронте электрического импульса (рис. 2). Для этого замыкание электрической цепи осуществляется через газовый искровой разрядник с заданным значением напряжения электрического пробоя.



a – предразрядная стадия; b – стадия искрового разряда; c – стадия схлопывания полости; d – стадия последующих полувольт; e – стадия затухания реакции;  
1 – напряжение (U); 2 – ток (I)

Рисунок 2 – Схема совмещённых графиков импульсов тока и напряжения:

При расчёте электромеханического КПД устройства можно воспользоваться эмпирическими выражениями В.В. Арсентьева [4]. Полезная работа электрогидравлического эффекта в замкнутом объёме жидкости состоит из суммы акустического КПД гидравлического удара  $\eta_a$  и гидравлического КПД расширения парогазовой области  $\eta_r$ .

Акустический КПД:

$$\eta_a = \frac{1,6 \cdot 10^{-21} \left( \frac{W_0}{l_p} \right)^{1/6}}{4,3 \cdot 10^{-19} + 3,9 \cdot 10^{-21} \left( \frac{W_0}{l_p} \right)^{1/6}} \quad 1)$$

где,  $W_0$  - мощность;

$l_p$  – длина искрового промежутка, межэлектродное расстояние.

Гидравлический КПД:

$$\eta_r = \frac{1,52}{CU_0} 10^6 r^3 \left[ \left( 1 + \frac{S_M}{r} \right)^3 - 1 \right] \quad 2)$$

где, C – ёмкость питающего конденсатора;

$U_0$  – начальное напряжение;

r – расстояние от центра канала разряда до точки измерения, мм;

$S_M$  – наибольшее перемещение воды под действием расширяющегося пузыря на расстояние r от места разряда, мм.

Экспериментально и теоретически установлено [5], что реальный

гидравлический КПД разряда в замкнутом объеме:

$$\eta_p = k_{\varepsilon} \left( \frac{W_k}{\frac{CU_0^2}{2} \cdot \eta_{\Gamma}} \right) \cdot f \left( \frac{U_0^2}{L^2 \sqrt{LC}}, \frac{l_p}{L \sqrt{LC}}, T_0 \right) \quad 3)$$

где  $W_k$  – объем электрогидравлической камеры;

$L$  – индуктивность разрядного контура;

$T_0$  – температура плазмы в канале разряда;

$k_{\varepsilon}$  – коэффициент камерности, т. е. доля использованной энергии от расширения парогазовой полости:

$$k_{\varepsilon} = \left[ 1 + 0,214 \left( 15,6 \cdot \sqrt[3]{\frac{W_k}{\frac{CU_0^2}{2} \cdot \eta_{\Gamma}}} - 1 \right) \right]^{-3/4} \quad 4)$$

Преимуществами электрогидравлического метода создания вибраций являются: простота и дешевизна конструкции; компактность устройства, позволяющая внедрить модуль в конструкцию существующих прессов; высокий диапазон рабочих давлений и амплитуд вибрации; жёсткость воздействия; электромеханический КПД более 50%.

Недостатком метода является электрическая эрозия острия и постепенное разрушение изоляции рабочего конца катода, что приводит к снижению КПД процесса и потребности в обслуживании. Решить данные проблемы можно при помощи: конструкции выдвигного, относительно изоляции, электрода; особого подхода к ионизации воды в до разрядной стадии, многократно изменяя импульсную электропроводность определённых областей жидкости; охлаждения катода за счёт его утончения; снижения мощности электрических импульсов.

В настоящее время авторами проводятся конструкторские работы по созданию промышленного образца электрогидравлического вибрационного гидроцилиндра.

#### Литература:

1. Временные методические рекомендации по расчёту нормативов образования отходов производства и потребления. - СПб.: 1998.
2. Технология конструкционных материалов: учебное пособие для вузов / М. С. Корятов [и др.]; под редакцией М. С. Корятова. — 2-е изд., перераб. и доп. — Москва: Издательство Юрайт, 2021. — 234 с.
3. Юткин Л. А. Электрогидравлический эффект и его применение в промышленности. Л.: Машиностроение, Ленингр. отд-ние, 1986.— 253 с., ил.
4. К теории импульсных разрядов в жидкой среде / В. В. Арсентьев // Прикладная механика и техническая физика. – 1965. – № 5. – С. 51–57.
5. Применение электрогидравлического эффекта для механизации трудоёмких процессов в строительстве / А. Г. Рябинин, Г. Н. Гаврилов, Г. А. Рябинин, Ю. Д. Хромой, Б. Э. Годес. – Л.: ЛДНТП, 1985.

## ДЕФОРМАЦИОННЫЕ ПАРАМЕТРЫ ПРОКАТКИ КЛИНОВИДНЫХ ЛИСТОВ

Клименко В.В., Руденко Е.А., Юрченко Ю.И.  
Донецкий национальный технический университет

Клиновидные толстые листы применяют для изготовления крупногабаритных равнопрочных конструкций мостов, судов, цилиндрических резервуаров и других конструкций, требующих изменение толщины элементов конструкции по высоте и длине с целью снижения числа сварных соединений и экономии металла. Толстые клиновидные листы изготавливают с максимальной разностью по толщине до 35 мм, максимальной шириной 5000 мм, минимальной толщиной 10 мм, длиной 65-25 м на толстолистовых прокатных станах с длиной бочки валков до 5500 мм.

В работах [1, 2] приведены методики расчёта деформационных параметров прокатки клиновидных листов. Эти методики основаны на равенстве смещенных объемов металла на отдельных участках по длине клина, характеризуются громоздкостью расчётов, отклонением образующих клина от прямолинейности и не отвечают требованиям для использования в качестве математических моделей в системе автоматического управления прокаткой.

Ниже приведена методика расчёта без указанных недостатков. Алгоритм расчёта состоит из следующих действий. По данным размеров заготовки и значения клина на конце листа устанавливается: дробность обжатий (число проходов), число равноудаленных расчетных сечений по длине и направления проходов.

Рассчитывается по линейным зависимостям: средняя толщина, длина клинового раската, абсолютные обжатия и толщина в каждом сечении в зависимости от направления прохода.

При одном проходе и в первом из многократных проходов обжатия в каждом сечении определяются относительно толщины исходной заготовки.

В остальных последовательных проходах рассчитываются средняя толщина, длина раската с расчётным клином и обжатия в соответствующих сечениях по длине относительно толщины в предыдущих проходах.

На (рис.1) представлен общий вид продольного профиля клиновидного листа толщиной на переднем конце  $h_k$  на заднем  $H$  с клином длиной  $l_k$ . Длина разбита на 4 одинаковых участков  $l_1, l_2, l_3, l_4$  между вертикальными сечениями 0, 1, 2, 3, 4 с обжатиями  $\Delta h_k, \Delta h_1, \Delta h_2, \Delta h_3, \Delta h_4$ . Обжатия по участкам при переднем (рис.1) и заднем направления клина определяются по зависимостям (1) и (2).

$$\Delta h_i = (1 - \sum_{i=0}^i l_i / l_k) \Delta h_k \quad (1)$$

$$\Delta h_i = (\sum_{i=0}^i l_i / l_k) \Delta h_k \quad (2)$$

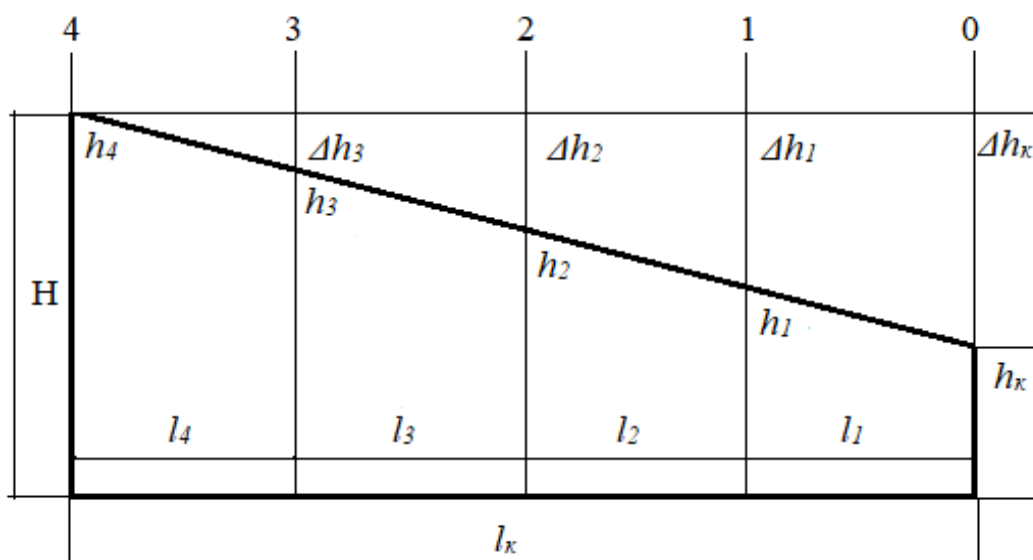


Рисунок 1 – Профиль продольного сечения клиновидного листа  $\Delta h_k$

На (рис.2) приведены результаты расчёта деформационного режима прокатки за один проход клиновидных листов толщиной 50 мм с клином 10, 20 и 30 мм из заготовки толщиной 50 мм длиной 6 м.

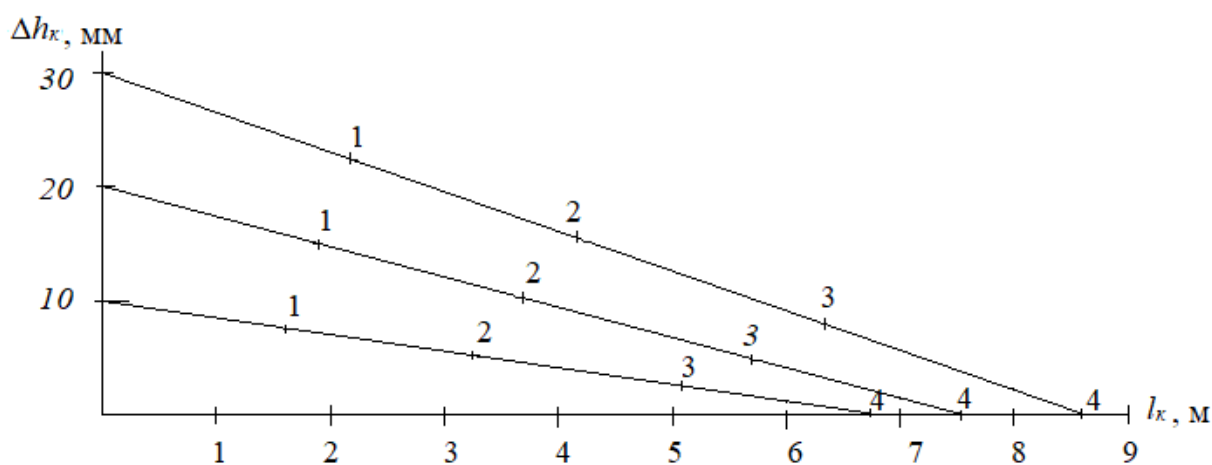


Рисунок 2 – Режим обжатий по длине клиновидных листов с клином  $\Delta h_k = 10, 20$  и  $30$  мм

Прокатка клиновидные листы с требуемыми размерами осуществляется с применением специальной системы управления режимом обжатий.

Конфигурация системы автоматизации при прокатке клиновидного профиля [3] показана на (рис.3).



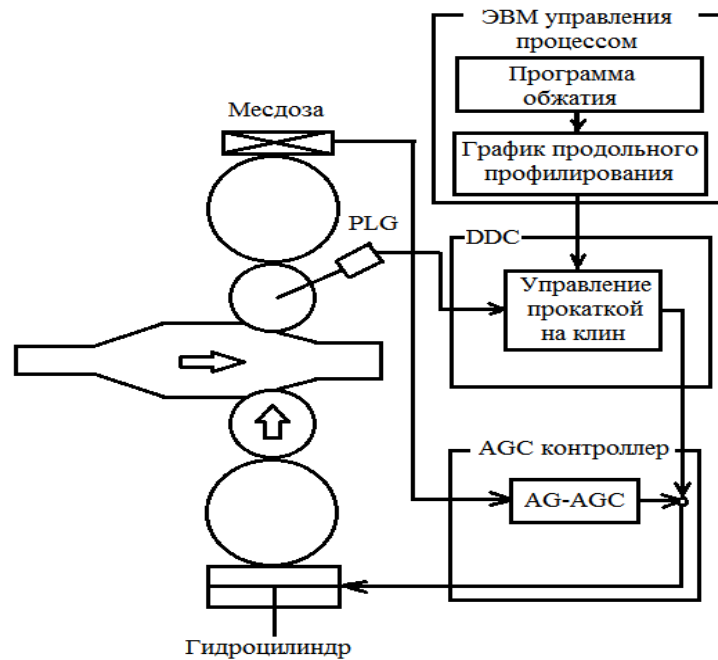


Рисунок 3 – Конфигурация системы прокатки продольно профилированного листа: PLG – генератор импульсов; DDC – контроллер прямого цифрового управления обжатием; AGC – автоматическое регулирование толщины; AG-AGC – автоматическое регулирование толщины

Изменение межвалкового зазора ( $\Delta S$ ) осуществляется под действием гидронажимных устройств, которые должны обеспечить заданную клиновидность раската:

$$\Delta S_i = \Delta h_i - \Delta P_i / M_{кл} \quad (3)$$

$$M_{кл} = P / \delta_{кл} \quad (4)$$

где  $\Delta h_i$  – текущее абсолютное обжатие;  $\Delta P_i$  – изменение текущей силы прокатки;  $M_{кл}$  – жесткость клетки;  $P$ ,  $\delta_{кл}$  – сила и упругая деформация клетки.

Таким образом, разработана методика расчёта деформационных режимов прокатки клиновидных толстых листов, удовлетворяющая требованиям для применения в системах автоматического управления процессом прокатки.

#### Литература:

1. Руденко Е.А. Оценка способов прокатки листов с переменным продольным профилем // Е.А. Руденко, Л.А. Курдюкова, О.А. Бойчук / Обработка материалов давлением: Сб. научн. трудов. – Краматорск: ДГМА. - 2013. - №2(35). - С.217-221.
2. Колпашников, А.И. Прокатка листов из лёгких сплавов / А.И. Колпашников - М.: «Металлургия». - 1979. – С. 264.
3. Yuge, Y. Производство и применение клиновидных листов LP // Y. Yuge, T. Hori, S. Nishida / Новости черной металлургии зарубежом. -1999. -№1.- С.61-64.

## РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ БЕСКАЛИБРОВОЙ ПРОКАТКИ КРУПНЫХ СОРТОВЫХ ЗАГОТОВОК В УСЛОВИЯХ КРУПНОСОРТНЫХ СТАНОВ

Косарев Д.Ю., Горецкий Ю.В., Денищенко П.Н.  
Донбасский государственный технический институт

Промышленное производство горячекатаного сортового металлопроката является одним из наиболее динамично развивающихся направлений черной металлургии. В отечественной металлургической промышленности остро стоит вопрос об экономии материальных и энергетических ресурсов, особенно на заключительном этапе металлургического передела – в прокатном производстве. Повысить конкурентоспособность металлопродукции можно снижением ее себестоимости и повышением качества. Себестоимость в значительной степени определяется затратами на энергию, материалы и оборудование.

Сортовой прокат получают прокаткой из непрерывнолитых заготовок и заготовок квадратного сечения, полученных прокаткой из катаных блюмов. Производят крупные заготовки на заготовочных и крупносортовых станах. Традиционный способ сортовой прокатки заключается в том, что заготовка последовательно прокатывается в той или иной системе калибров в калиброванных валках. Причем, при производстве крупных квадратных заготовок, как правило, применяют валки с ящичными калибрами, в большинстве задействованных клетей прокатного стана [1, 2].

Учитывая общеизвестные достоинства и отработанность технологии прокатки заготовок в ящичных калибрах, можно указать и на ряд недостатков, которые существенно усложняют и удорожают производство сортового проката: из-за наличия буртов используется не вся поверхность валка; сложность настройки клетей и удержание этих настроек в процессе прокатки; необходимость применения сложной привалковой арматуры; необходимость применения в сортопрокатном производстве валков с упрочнением, с литыми ручьями и бандажированных валков, использование технологических смазок и специальных способов и устройств для охлаждения валков, неравномерный износ калибров, необходимость восстановления калибров путем переточек или наплавки различными материалами. Значительная часть этих проблем может быть решена применением на крупносортовых станах технологии бескалибровой прокатки [3].

При многообразии способов реализации бескалибровой прокатки и имеющихся значительных достоинствах этого способа, применение его на действующих сортовых станах вызывает ряд трудностей: недостаток данных о применяемых на прокатных станах режимах бескалибровой прокатки; нестабильность уширения; большое уширение металла снижает эффективность процесса прокатки; неустойчивость раската и, как следствие, возможное диагональное искривление раската, что требует применения специальной

валковой арматуры.

Для прокатки квадратной заготовки в условиях крупносортового стана 600 применяется система прямоугольных (ящичных) калибров. Ящичные калибры врезаны как в горизонтальные валки, так и в вертикальные (рис. 1).

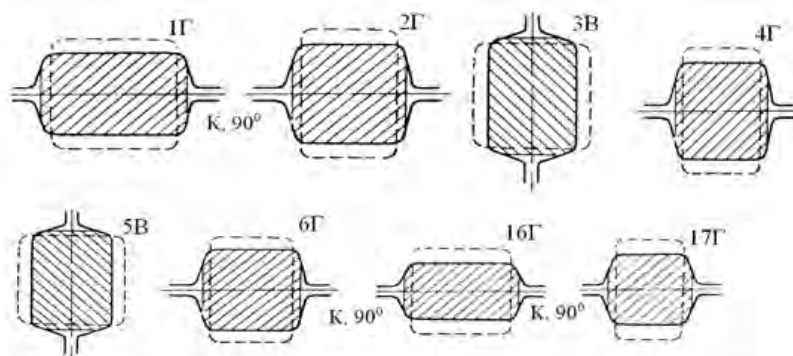


Рисунок 1 – Действующая на крупносортовом стане 600 система ящичных калибров

Ключевой технологической особенностью процесса бескалибровой прокатки является пластическая деформация исходного бруса с поперечным сечением, близким к квадратному, между двумя приводными рабочими валками, имеющими гладкие бочки. Реализация данного технического решения способствует расширению размерного ряда исходной заготовки (бруса) и сортамента готового металлопроката при одновременном снижении эксплуатационных расходов за счет уменьшения парка рабочих валков и исключения необходимости в нарезке соответствующих калибров [3 – 5].

В соответствии с изложенным выше и на основе полученных теоретических решений разработаны схемы реализации процесса бескалибровой прокатки сортовых квадратных заготовок на крупносортовом стане 600.

При прокатке квадратной заготовки на крупносортовом стане 600 задействованы от семи до восьми клеток стана, расположенных в первой и третьей линиях. Технологию бескалибровой прокатки предлагается применить для непрерывной группы клеток, т.е. клеток – 2Г, 3В, 4Г, 5В, 6Г (рис. 2). Номинальные диаметры валков, применяемых в этих клетях при прокатке квадрата 100x100 мм, соответствующие (согласно схеме прокатки): 2Г – 955 мм, 3В – 785 мм, 4Г – 765 мм, 5В – 747 мм, 6Г – 752 мм. Переход на прокатку на гладкой бочке провоцирует уменьшение рабочего диаметра валков. Если исходить из условия равного перегиба шпинделей для новых и многократно переточенных валков, максимальный рабочий диаметр валков с гладкой бочкой в первом приближении может быть принят катающему диаметру калиброванных валков (ящичные калибры), что можно выразить следующими значениями: 2Г – 740 мм, 3В – 630 мм, 4Г – 608 мм, 5В – 635 мм, 6Г – 630 мм.

Переход на бескалибровую прокатку приводит к уменьшению диаметра валков и, как следствие, к уменьшению массы рабочих валков, что приводит к значительной экономии при закупке новых валков. Так снижение массы валков

для рассматриваемых клеток составит (разница объема бочки для калиброванных валков и с гладкой бочкой): 2Г – 36,7 % (2,35 т), 3В – 27,5 % (0,74 т), 4Г – 32,5 % (1,32 т), 5В – 24,3 % (0,64 т), 6Г – 27,5 % (1,11 т). В клетях 2Г, 3В устанавливаются стальные валки, в клетях 4Г, 5В, 6Г – чугунные или стальные.

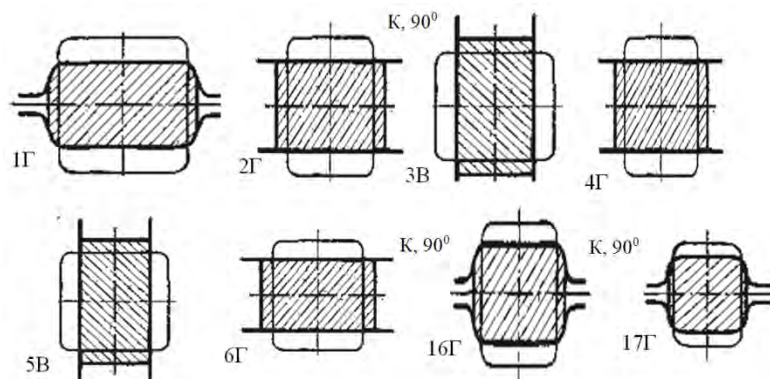


Рисунок 2 – Предлагаемая для крупносортного стана 600 система ящичный калибр – гладкая бочка

Прокатка на гладкой бочке характеризуется универсальностью, поскольку за счет изменения раствора валков можно изменять обжатия на гладкой бочке, не требуется перевалок при переходе на другой профиль; до 30 % повышается использование рабочей поверхности валка. Технология прокатки на гладкой бочке менее чувствительна к нестабильности уширения заготовки, к изменениям температуры металла, к химическому составу сплава, к условиям трения на контакте. Бескалибровая прокатка характеризуется меньшими затратами энергии на деформацию, чем прокатка в калибрах, это в свою очередь приводит к уменьшению износа валков и опор. Немаловажное значение имеет прокатка на гладких валках для удаления окалины с прокатываемой полосы. При прокатке на гладкой бочке более интенсивно протекает процесс поперечного течения металла, что способствует обновлению поверхностных слоев, которое приводит к уменьшению размеров волосовин и трещин [4].

Углы захвата на гладкой бочке меньше, чем в прямоугольных калибрах, кроме того, здесь происходит свободное уширение. Таким образом, по интенсивности деформаций и вытяжек прокатка на гладкой бочке уступает системе прямоугольных калибров, однако универсальность системы гладкая бочка, сокращение перевалок и хорошее удаление окалины имеет перспективы применения [1]. При уточнении режима обжатий по отдельным проходам необходимо руководствоваться углами захвата, уширением, состоянием поверхности валков и скоростью прокатки. На основе проведенных исследований для рядовых марок стали угол захвата составляет  $25 - 27^{\circ}$ .

За счет снижения углов захвата на гладкой бочке, по сравнению с прокаткой в ящичных калибрах, уменьшаются абсолютные обжатия в каждой клетке рассматриваемой непрерывной группы. Следствием этого является то, что происходит увеличение промежуточного сечения раската передаваемого на

третью линию прокатки в предчистовую клетку (16Г) с 120×133 мм до 148×159 мм. Данное изменение размеров требует внести некоторую корректировку в калибровку двух последних клеток предчистой и чистой, увеличив обжатия, т.к. при действующей калибровке эти клетки являются недогруженными. Также необходимы некоторые изменения в технологии прокатки данной заготовки на первом этапе, например, применить насечку или наварку в клетку 2Г, что позволит повысить захватывающую способность валков и угол захвата может быть увеличен до 30 – 32° [1]. В последующих клетках непрерывной группы угол захвата можно повысить за счет заталкивающего действия предыдущих клеток (прокатка с подпором), но при этом необходимо учитывать, что это может привести к потере устойчивости заготовки. Таким образом, повышение углов захвата приведет к росту абсолютных обжатий по клеткам и приблизит промежуточное поперечное сечение раската к необходимому.

Как известно, уширение по высоте раската распределяется неравномерно. Уширение по контактной поверхности металла с валками затруднено подпиранием действием поперечных сил трения, создающих зону затрудненной деформации вблизи контактной поверхности. По мере удаления от контактных поверхностей влияние этих сил падает и уширение постепенно увеличивается. К контактным зонам затрудненной деформации примыкают зоны максимальной деформации. В этих приконтактных зонах уширение приобретает максимальное значение на расстоянии 0,9h [1, 2] от контактной поверхности, а затем плавно убывает к середине. Средняя зона уширяется мало или почти не уширяется. При таком характере распределения уширения в первых пропусках боковой контур раскатов имеет вогнутую форму. По мере уменьшения толщины раската уширение в средней зоне от пропуска к пропуску увеличивается и в последних пропусках контур боковых граней может приобретать выпуклую, бочкообразную форму.

В. М. Клименко [1] приводит данные практических исследований по неравномерной деформации заготовок по высоте, в результате которой и уширение по высоте раската распределяется неравномерно. Автором определено влияние различных факторов на характер уширения. Определена зависимость показателя уширения  $\Delta b/\Delta h$  от отношения высоты раската  $H$  к длине очага деформации  $l_d$ . При  $\frac{H}{l_d} > 1,8$  происходит двойное бочкообразование раската.

Для условий бескалибровой прокатки предварительные параметры очага деформации ( $H/l_d$ ) составляют: 2Г – 1,95, 3В – 1,7, 4Г – 1,93, 5В – 1,36, 6Г – 1,57. Основываясь на результатах исследований [1] при  $\frac{H}{l_d} \approx 1,8 \div 1,3$  наблюдается равномерное уширение с показателем уширения  $\frac{\Delta b}{\Delta h} \approx 0,3$ . Исходя из этого можно сделать предположение, что при рассматриваемых условиях бескалибровой прокатки, в клетках 2Г и 4Г, когда  $H/l_d = 1,93 \div 1,95$ , будет

наблюдаться двойное бочкообразование с показателем уширения в приконтактной зоне (на расстоянии  $0,9\Delta h$  от контактной поверхности)  $\Delta b/\Delta h = 0,41 \div 0,43$  и в центральной части заготовки по высоте –  $\Delta b/\Delta h = 0,22 \div 0,23$ . В клетях 3В, 5В и 6Г при  $H/l_d = 1,36 \div 1,7$  уширение по высоте примерно равномерное, с показателем уширения  $\Delta b/\Delta h = 0,3 \div 0,38$ .

Проведенные теоретические исследования указывают, что предложенное технологическое решение по применению бескалибровой прокатки для условий крупносортного стана, имеет достаточную эффективность с целью его промышленной реализации. Использование процесса бескалибровой прокатки сортовых заготовок позволит расширить сортамент готовой продукции, получаемых из одной и той же или разных исходных заготовок. Удельная производительность стана в этом случае за счет снижения количества перевалок и времени перестройки на другой размер может быть повышена на  $10 \div 19$  %; повышение стойкости валков до 4 раз; рост использования длины бочки на  $30 \div 40$  %; уменьшение массы валка с соответствующим снижением их стоимости; снижение затрат времени на устранение аварий в черновой группе клетей; одни и те же валки могут использоваться в разных клетях; исключаются дефекты, связанные с незаполнением или переполнением калибров металлом (закаты, лампасы и др.); упрощается конструкция вводной и выводной проводковой арматуры и не требуется высокая точность при ее установке. Все это свидетельствует о целесообразности достаточно широкого применения рассмотренного технического решения в области проектирования технологических режимов работы и калибровок рабочих валков в условиях крупносортных и непрерывно-заготовочных станов.

#### Литература:

1. Чекмарев, А.П. Калибровка прокатных валков / А.П. Чекмарев, М.С. Мутьев, Р.А. Машковцев. – М.: Металлургия, 1971. – 512 с.
2. Илюкович, Б.М. Прокатка и калибровка. В 6 т. Т. 1. Основы теории калибровки. Калибровка блюмов и заготовки, кругов и шестигранников, квадратной стали, проволоки и арматуры: справочник / Б.М. Илюкович, Н.Е. Нехаев, С.Е. Меркурьев ; под. ред. Б.М. Илюковича. – Дніпропетровськ : РВА «ДніпроВАЛ», 2002. – 506 с.
3. Кандауров, Л.Е. Бескалибровая прокатка сортовых профилей / Л. Е. Кандауров, Б.А. Никифоров, А.А. Морозов [и др.]. – Магнитогорск : Магнитогорский дом печати, 1998. – 128 с.
5. Токарев, В.А. Прокатка в валках без калибров / В.А. Токарев. А.П. Марков. // Черная металлургия. Бюл. института «Черметинформация», 1983. – № 18. – С. 11 – 16.
7. Кандауров, Л.Е. Рациональные режимы бескалибровой прокатки / Л.Е. Кандауров, Б.А. Никифоров. А.К. Белан // Известия вузов. Черная металлургия, 1996. – № 11. – С. 35 – 37.

# ОСОБЕННОСТИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ШТАМПОВОЙ ОСНАСТКИ ДЛЯ ВЫРУБКИ-ПРОБИВКИ ТРЕХСЛОЙНЫХ УПЛОТНИТЕЛЬНЫХ ПРОКЛАДОК С МЕТАЛЛИЧЕСКИМИ И КОМПОЗИТНЫМИ СЛОЯМИ

Нгуен Ван Тинь

Тульский государственный университет

Во многих отраслях промышленности, таких как машиностроение, атомная энергетика, строительство нефтяных и газовых и прочих магистралей для перемещения жидких и газообразных агрессивных сред широко применяются многослойные комбинированные конструкции с чередующимися металлическими и упруго-эластичными слоями из композитных материалов. Это относится и к многослойным уплотнительным плоским элементам различной конфигурации и назначения, в частности, к трехслойным прокладочным деталям, у которых средний слой является упругим наполнителем из терморасширенного графита (ТРГ), а периферийные слои – металлические (рис. 1). Терморасширенный графит – материал эластичный, сжимаемый, упругий, химически инертный, пожаробезопасный, температуростойкий. Очень ценное качество терморасширенного графита состоит в том, что его свойства практически не зависят от температуры, конечно, в пределах рабочих температур.

Однако, изготовление указанных уплотнителей (в определенном диапазоне соотношений толщин металлических слоев и слоя ТРГ) вырубкой – пробивкой из листа или рулона гибкой ленты вызывает определенные трудности, поскольку в таком случае не представляется возможным использовать жесткий прижим [1]. Как правило, это приводит к повреждениям или полному разрушению центрального эластично-хрупкого слоя.

Соотношение толщин среднего эластичного слоя  $S_{\text{э}}$  и периферических металлических слоев  $S_{\text{м}}$  при вырубке и пробивке указанных уплотнителей также целесообразно оценивать относительным параметром  $f = S_{\text{э}}/S_{\text{м}}$ . В работе [1] установлено, что при малой толщине наружных металлических слоев ( $f = S_{\text{э}}/S_{\text{м}} \leq 4,0$ ) можно применить простую вырубку-пробивку для изготовления указанных прокладочных деталей. При изготовлении же указанных прокладок с наружными металлическими слоями увеличенной толщины ( $4,0 \leq f = S_{\text{э}}/S_{\text{м}} \leq 8,5$ ), следует использовать новые разработанные способы, такие как вырубка-пробивка пуансоном и матрицей, имеющих на рабочих торцах кольцевой фигурный венец клиновидного профиля.

В случае мелкосерийного многономенклатурного производства, когда часто отход пробивки при изготовлении указанных деталей относительно большого диаметра является заготовкой для вырубке-пробивке деталей меньшего диаметра, разработка конструкции инструмента, уменьшающая склонность отделяемого элемента к изгибу, имеет важное значение как для операции вырубке, так и для пробивки.



На рисунке 1 представлена схема вырубki-пробивки трехслойных прокладок из композитного материала.

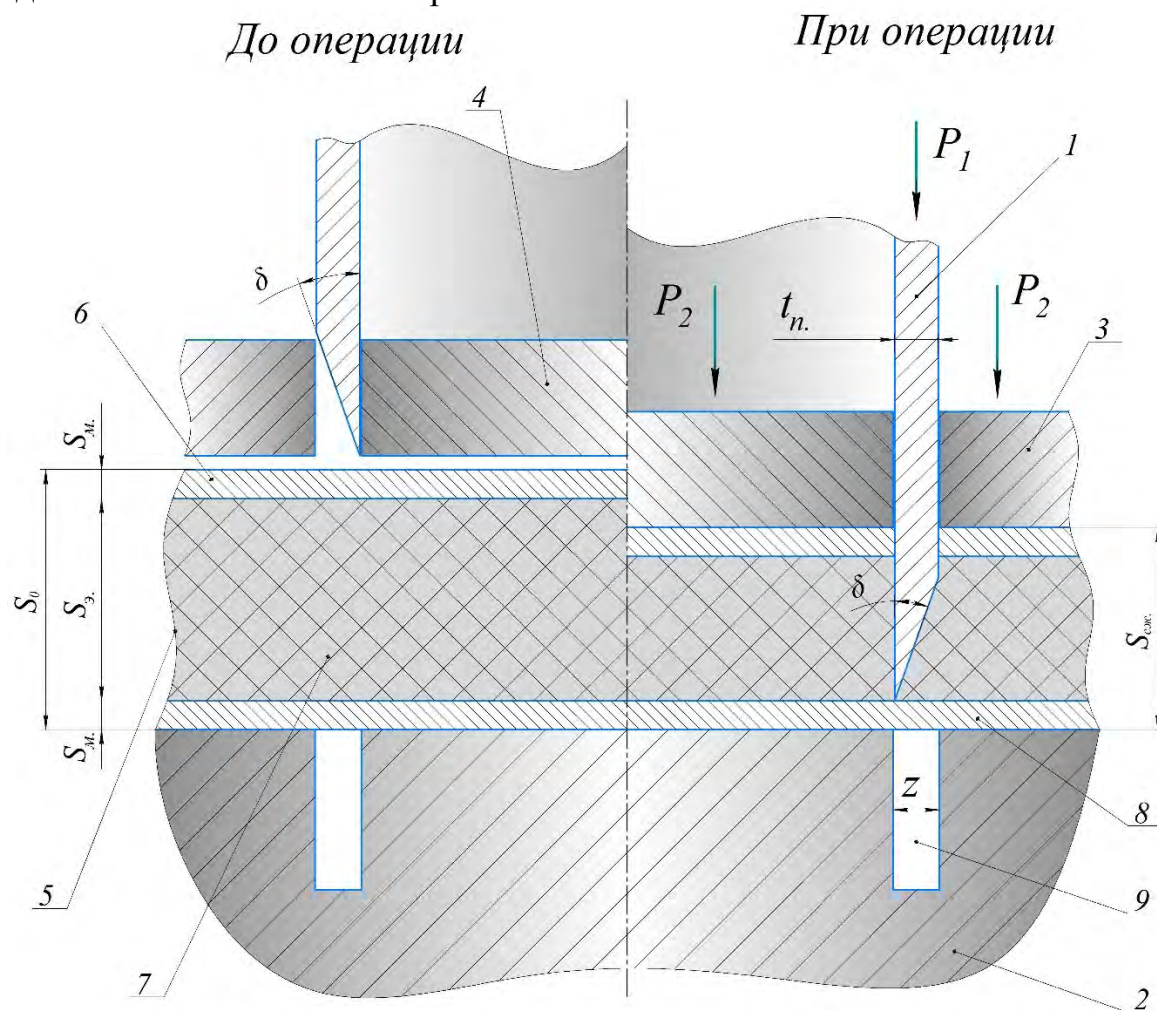


Рисунок 1 - Схема вырубki-пробивки трехслойных прокладок со средним слоем из композитного материала.

Инструментальный пакет содержит (рис.1):

1. Вверху схемы расположены наружный 3 и внутренний 4 подпружиненные прижимы. При этом прижим 3 расположен вне пуансона, а прижим 4 установлен в полости пуансона. Сила прижима  $P_2$  должна быть меньше предельного для конкретного упруго-эластичного слоя значения, создающего на его поверхностях давление меньше 40 МПа [2]. Это обеспечит требуемую восстанавливаемость формы изготовленной детали после снятия нагрузки. Силу прижима можно регулироваться путем изменения жесткости пружин.

2. На пуансоне 1 выполнено глухое отверстие большого диаметра, в котором установлен прижим 4. Пуансон имеет фигурный кольцевой венец с односторонними фасками  $\delta = 10^\circ$  по всему периметру (рис. 2), обеспечивающими облегченное внедрение этого пуансона в разделяемый материал. При этом в случае реализации операции вырубki (обрезка) фаска



наносится внешней кольцевую часть у торца пуансона, и основные дефекты, особенно в эластичном слое, формируются в основном у части материала, идущего в отход. При пробивке отверстий наоборот, фаска наносится на внутреннюю цилиндрическую поверхность в районе торца пуансона, и как следствие, возникающие дефекты также направляются в отход.

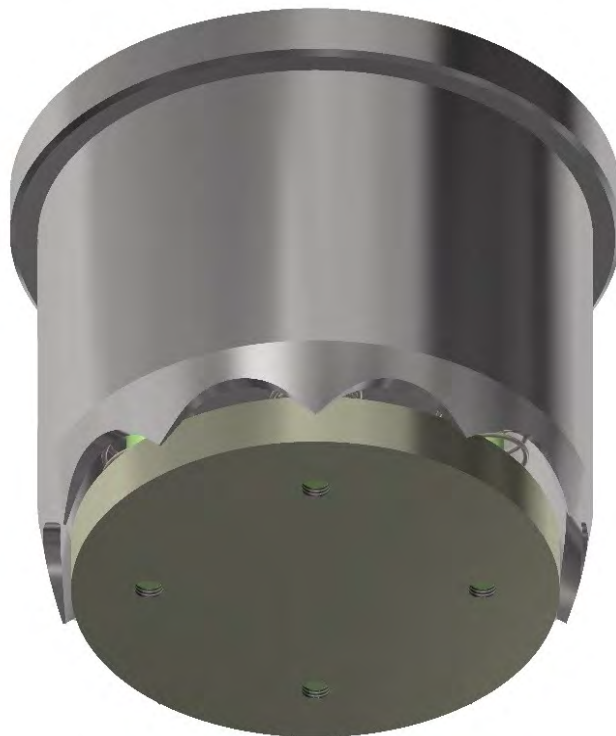


Рисунок 2 - Твердотельная модель фигурного пуансона для вырубки с внутренним прижимом (пружина или эластичный элемент, поджимающий этот прижим к заготовке, на рисунке не виден).

3. Матрица 2, имеющая кольцевой паз 9 шириной  $z$  для размещения нижней части кольцевого пуансона в конце операции.

Принцип работы спроектированного инструментального пакета следующий. По ходу пуансона вниз, верхние прижимы 3 и 4 предварительно прижимают на заготовку 5 снаружи и внутри зоны действия этого пуансона. Затем пуансон 2, продолжая перемещаться вниз, перерезает верхний металлический слой 6 заготовки, и далее, прорезает эластичный слой 7. На заключительной стадии рабочего хода пуансон подвергает срезу и нижний металлический слой 8 сдвигом. За счет прижимов 3, 4 заготовка прижимается, к торцевой части матрицы, избегая склонности к изгибу. Пуансон 2 имеет фигурный венец клиновидного профиля, который локализует линию среза по общему периметру вырубке или пробивки и, соответственно, технологическая сила и контактное давление на плоскости центрального эластичного слоя из ТРГ значительно снижаются.

На рисунке 3 представлена трехмерная модель блок-штампа для разделительных операции изготовления многослойных прокладок со слоями из

эластичного композитного материала.

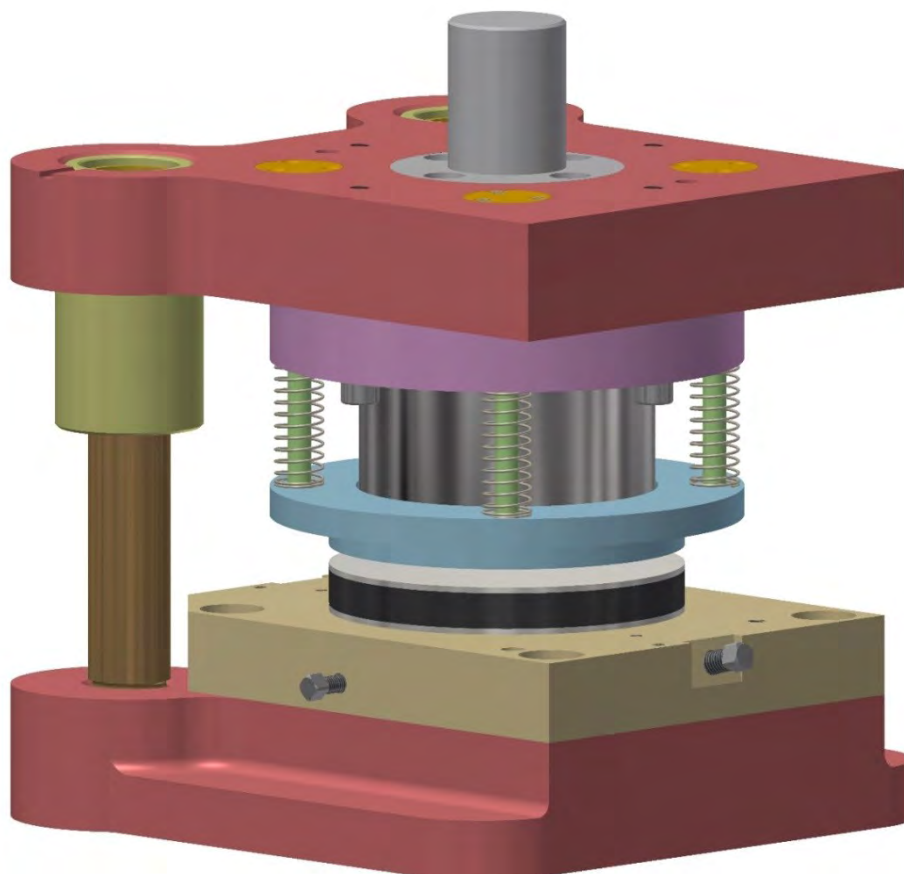


Рисунок 3 - Трехмерная модель блок-штампа для изготовления прокладочных деталей разделительными операциями с металлическими слоями и слоями из эластичного композитного материала.

Результаты экспериментальной апробации разработанных экспериментальных блоков с использованием внутренних и внешних прижимов, содержащих фигурные кольцевые венцы с клиновыми выступами и впадинами, показали возможность существенного расширения технологических возможностей изготовления указанных деталей разделительными операциями штамповки и улучшения их качества.

#### Литература:

1. Панфилов Г.В. Способы изготовления трехслойных уплотнителей с наружными металлическими и центральным эластичным слоями / Панфилов Г.В., Нгуен В.Т. // Заготовительные производства в машиностроении. 2021. Том 19. № 2. С. 61-66.
2. Технический стандарт США ASTM F - 36 – 15. Стандартный метод испытаний на сжимаемость и восстановление материалов и прокладок / Адаптировано для РФ подкомитетом F03.20 по методам механических испытаний. Кн. стандартов. Т. 09.02. С. 143-198.

## ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПРИКОНТАКТНОГО УШИРЕНИЯ НА ФОРМУ КОНЦОВ РАСКАТА

Рассамаха Т.О., Юрченко Ю.И., Закарлюка С.В.  
Донецкий национальный технический университет

Для получения подката прямоугольной формы недостаточно определения и учета только величины сужения переднего и заднего (по длине сляба) и удлинения (по ширине сляба) концов сляба после прокатки в вертикальных валках, т.е. сужение и удлинение концов сляба вследствие внеконтактной деформации. Кроме сужения концов сляба образующегося в вертикальной клетки, на слябе создаются «наплывы» деформация, которых при прокатке в горизонтальных валках увеличивает это сужение ( по его ширине) т.е. возникают дополнительные сужение и удлинение. Дополнительное сужение и удлинение является следствием особенности уширения металла при прокатке в условиях сверхвысокого очага деформации в вертикальных валках: уширение не только неравномерно по высоте очага деформации (длине сляба), но и по ширине сляба. По ширине сляба уширение на переднем и заднем концах сляба отсутствует и максимально в средней его части. Вследствие наплывов толщина сляба по краям несколько увеличивается, а в центральной части (по оси прокатки) остается равной толщине исходного сляба. При обжатии наплывов в горизонтальных валках черновой клетки толстолистовых станов, металл их в средней части по длине перемещается в двух направлениях:

- в продольном, т.е. вытяжку (в данном случае получается дополнительное удлинение краев по ширине сляба);
- в поперечном, т.е. уширение (часть металла наплывов переходит на боковые грани).

Т.к. по оси прокатки в вертикальных валках толщина сляба на части ширины не изменяется, то при прокатке в горизонтальных валках с зазором, равным толщине исходного сляба, в этих местах вытяжка отсутствует. Аналогично и для суженных переднего и заднего концов сляба из-за отсутствия наплывов уширение не происходит, т.е. отсутствует переход металла на узкие грани.

Таким образом, при прокатке в горизонтальных валках после вертикальных удлиняется только крайняя по ширине и уширяется только средняя по длине часть сляба. Указанная кинематика частиц металла увеличивает относительное удлинение и сужение концов сляба полностью реализуются в первом же пропуске в горизонтальных валках после вертикальных.

Для изучения зависимости дополнительных сужения и удлинения концов сляба от деформации наплывов в горизонтальных валках были использованы недокаты, полученные после обжатия торцов слябов в вертикальных валках [1, 2].

Эти недокаты «проглаживали» в горизонтальных валках («проглаживанием» называется прокатка в горизонтальных валках с зазором, равным толщине исходного сляба (Н) с учетом упругой деформации клетки, т.е. обжимали только

наплывы) [3].

Матрица планирования и результаты исследования сужения и удлинения концов раскатов после проглаживания в горизонтальных валках приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Матрица планирования и результаты исследования сужения и удлинения концов раската после проглаживания в горизонтальных валках

№	x <sub>0</sub>	x <sub>1</sub>	x <sub>2</sub>	x <sub>1</sub>	x <sub>2</sub>	Значение $\frac{\delta_{вг}}{L}$ , %								Значения $\Delta h$ , мм			
						Для переднего конца				Для заднего конца							
						y <sub>1</sub>	y <sub>2</sub>	y <sub>3</sub>	y <sub>p</sub>	y <sub>1</sub>	y <sub>2</sub>	y <sub>3</sub>	y <sub>p</sub>	y <sub>1</sub>	y <sub>2</sub>	y <sub>3</sub>	y <sub>p</sub>
1	1	1	1	20	0,08	5,04	6,12	4,70	4,88	3,0	3,21	3,11	3,10	7,0	7,8	7,6	7,42
2	1	1	1	20	0,02	1,60	1,40	1,56	1,48	1,57	1,37	1,47	1,48	3,4	3,7	3,6	3,54
3	1	1	1	6	0,03	3,45	3,65	3,25	3,38	1,86	1,96	1,66	1,84	6,7	6,8	6,5	6,68
4	1	1	1	6	0,02	1,12	1,0	1,08	1,08	0,92	0,80	0,84	0,86	2,5	2,8	2,7	2,76
5	1	1	1	20	0,06	3,78	3,67	3,77	3,58	2,65	2,45	2,70	2,49	6,4	6,9	6,5	6,63
6	1	1	1	6	0,06	2,81	2,62	2,91	2,62	1,85	1,65	1,45	1,65	5,8	5,5	5,7	6,77
7	1	0	1	12	0,08	4,16	4,0	4,08	4,28	2,46	2,16	2,46	2,39	7,2	7,1	6,8	7,01
8	1	0	1	13	0,02	1,27	1,07	1,27	1,42	1,12	1,04	1,08	1,06	3,0	3,2	3,3	3,13
9	1	0	0	13	0,06	3,13	3,25	3,06	3,25	2,0	2,1	1,9	2,01	6,3	5,8	6,0	6,18

Уравнение регрессии для определения сужения и удлинения концов раскатов в нормированном виде:

сужение переднего конца раската

$$y_{п} = 3,245 + 0,48x_1 + 1,42x_2 + 0,273x_1x_2 - 0,15x_1^2 - 0,40x_2^2 \quad (1)$$

сужение заднего конца раската

$$y_3 = 2,011 + 0,473x_1 + 0,652x_2 + 0,163x_1x_2 - 0,107x_1^2 - 0,30x_2^2 \quad (2)$$

удлинение концов раската

$$y_{уд} = 6,18 + 0,408x_1 + 0,942x_2 - 1,108x_2^2 \quad (3)$$

Проверка по критерию Фишера[4] показала, что полученные модели адекватны экспериментальным данным с доверительной вероятностью 95%.

Переходя к физическим значениям выходных параметров, уравнения (1), (2), (3) можно представить в виде:

$$\delta_{п,в,г} = -0,817 + 0,083 \frac{L}{H} + 75,3 \frac{l_{д}}{L_{ср}} \cdot \frac{l_{д}}{L_{ср}} - 0,0031 \left(\frac{L}{H}\right)^R - 444 \left(\frac{l_{д}}{L_{ср}}\right)^R \quad (4)$$

$$\delta_{\text{э,в,г}} = -0,026 \frac{L}{H} + 45 \frac{l_{\text{д}}}{L_{\text{ср}}} + 0,78 \frac{l_{\text{д}}}{L_{\text{ср}}} \cdot \frac{l_{\text{д}}}{L_{\text{ср}}} + 0,0022 \left(\frac{L}{H}\right)^R - 333 \left(\frac{l_{\text{д}}}{L_{\text{ср}}}\right)^R \quad (5)$$

$$\delta_{\text{вг(мм)}} = -0,89 + 0,063 \frac{L}{H} + 187 \frac{l_{\text{д}}}{L_{\text{ср}}} - 1049 \left(\frac{L}{H}\right)^R \quad (6)$$

Проверка значимости коэффициентов уравнений (4), (5), по критерию Стьюдента [4] показала, что все коэффициенты уравнений регрессии значимы, т.к.:

для уравнения (4)- $\delta v_i = 0,023 < v_i$ ;

для уравнения (5)- $\delta v_i = 0,015 < v_i$ ;

для уравнения (6)- $\delta v_i = 0,046 < v_i$ .

С ростом параметра  $L/H$  для всех значений,  $l_{\text{д}}/l_{\text{ср}}$  сужение и удаление концов сляба при обжати его торцов вертикальными валками увеличивается. Причем интенсивные сужения и удлинения концов слябов происходит при малом значении параметра  $\frac{l_{\text{д}}}{l_{\text{ср}}}$ . С увеличением,  $\frac{l_{\text{д}}}{l_{\text{ср}}}$  интенсивность сужения и удлинения концов сляба уменьшается.

При значениях параметра  $l_{\text{д}}/L_{\text{ср}}$  равного 0,07-0,08 сужение и удлинение концов раската достигают максимального значения.

С увеличением параметра  $l_{\text{д}}/L_{\text{ср}}$  передний конец сужается интенсивнее заднего.

#### Литература:

1. Рассамаха, Т.О. Исследование формоизменения концов раската при прокатке в вертикальных валках / Т.О. Рассамаха, Ю.И. Юрченко, С.В. Закарлюка // 2019 г., г. Донецк / ГВУЗ "ДОННТУ". - Донецк, 2019.

2. Воропаев, А.В. Исследование формоизменения раскатов при обжати торцов слябов в вертикальных валках / А.В. Воропаев, Ю.И. Юрченко, В.Е. Гончаров // 2019 г., г. Донецк / ГВУЗ "ДОННТУ". - Донецк, 2019.

3. Коновалов, Ю.В. Справочник прокатчика [Электронный ресурс]: в 2-х книгах Кн.2: Производство холоднокатаных листов и полос / Ю.В. Коновалов. - Электрон. дан. (1 файл: 1 Мб). - Москва, 2008. - Систем. требования: Acrobat Reader.

4. Кобзарь, А.И. Прикладная математическая статистика: Для инженеров и научных работников / А.И. Кобзарь; Научная и учебная литература. – Москва: Физматлит, 2006.-816 с.

## О ПРОДОЛЬНОЙ РАЗНОТОЛЩИННОСТИ ТОЛСТОЛИСТОВОГО ПРОКАТА

Рассамаха Т.О., Митьев А.П., Гончаров В.Е., Юрченко Ю.И.  
Донецкий национальный технический университет

Неравенство толщины по длине раскатов, прокатываемых на толстолистовых станах (ТЛС), связано с изменением температурных и скоростных условий деформации. Изменение температуры по длине раската вызвано охлаждающим воздействием глиссажных труб, подстуживанием торцов раската (обычно уходят в обрезь) и неравномерным охлаждением в процессе реверсивной прокатки (температурный клин). Кроме того, применяемый на ТЛС скоростной режим, включающий захват и выброс раската на пониженных оборотах двигателя, способствует возникновению скоростной составляющей продольной разнотолщинности [1]. Данные по оценке величины составляющих продольной разнотолщинности достаточно широко представлены в технической литературе, хотя и отличаются весьма значительно.

Процессы влияния биения и “всплытия” валков на продольную разнотолщинность полос достаточно подробно изучены для условий прокатки на непрерывных широкополосных станах горячей и холодной прокатки. Не достаточно исследовано влияние биения опорных валков чистовой клетки ТЛС и “всплытия” валков в подшипниках жидкостного трения (ПЖТ) на продольную разнотолщинность толстых листов.

Биения и “всплытие” валков вызывают возмущение в системе “валки – прокат” и отрицательно сказываются на настройке стана и работе системы регулирования толщины в случае ее наличия.

Биение валков ТЛС вызывает циклическое изменение силы прокатки, зазора между валками и толщины по всей длине раската. Можно предположить, что величина “всплытия” валков вследствие трапециевидного скоростного режима прокатки в чистовых клетях ТЛС на основной части раската – величина постоянная, зависящая от уровня скорости.

На переднем и заднем концах раската величина “всплытия” валков переменна. С увеличением скорости прокатки толщина масляной пленки в ПЖТ возрастает, что приводит к уменьшению раствора между валками и, соответственно, толщины раската. С другой стороны, влияние увеличения скорости прокатки на разнотолщинность раската при горячей прокатке проявляется через увеличение сопротивления деформации металла, что приводит к увеличению зазора между валками и толщины раската. Особенно сильно это влияние проявляется при прокатке на ТЛС [2]. Анализ профилограмм раскатов, произведенных на ТЛС, отличительной особенностью которых является уменьшение их толщины к концам, свидетельствует о том, что преобладающее влияние на разнотолщинность их концов оказывает увеличение сопротивления деформации, а не “всплытие” валков.

С целью определения величины биения и “всплытия” валков на продольную разнотолщинность раскатов, произведенных на ТЛС, выполнили экспериментальные исследования в чистовой клетке стана 3600. Нажимным устройством валки устанавливали в “забой” с максимально достижимой силой прижатия примерно 5,5 МН и вращали их с частотой (0 – 90 об./мин.). При этом прокатку металла не производили, а измерение силы прижима, как показателя биения и “всплытия” валков, фиксировали на шлейфовом осциллографе Н145.

Изменение силы прижатия валков при их прокрутке в произвольном начальном взаимном расположении представлено на рисунке 1 и свидетельствует о циклическом ее характере. Величина изменения силы прижатия  $\Delta P_1$  определяется суммарным воздействием биения и “всплытия” валков и достигала 1,274 Н в процессе исследования.

Для раздельной оценки влияния биения и “всплытия” валков на изменение силы прижатия валков выполнили несколько поворотов верхнего опорного валка относительно положения нижнего. Величина каждого поворота составляла  $90^\circ$ . В каждом новом взаимном расположении валков производили запись силы прижатия ( $\Delta P_2 - \Delta P_5$ ). Разница между максимальной измеренной амплитудой изменения силы прижатия  $\Delta P_1$  и минимальной ее величиной  $\Delta P_4$  представляет собой величину всплытия валков. При этом считали, что взаимное расположение опорных валков в варианте 4 таково, что их эксцентриситеты взаимно скомпенсированы.

Выполненные исследования показали, что изменение силы прижатия валков (силы прокатки) от их “всплытия” составляет примерно  $\delta P_1 = 0,72$  МН, а от биения -  $\delta P_2 = 0,55$  МН. Для оценки влияния изменения силы прокатки  $\delta P_1$  и  $\delta P_2$  на изменение межвалкового зазора воспользовались зависимостью

$$C_K = (C_k)_{max} \sqrt{\frac{P}{0,25 P_{max}}}$$

где  $C_k$  и  $(C_k)_{max}$  – модуль жесткости клетки на линейном и нелинейном участках зависимости “сила прокатки-зазор между валками”; P-S;

P и  $P_{max}$  – сила прокатки, при которой фиксируется жесткость клетки, и максимальная допустимая сила прокатки.

Для чистовой клетки исследованного стана  $P_{max} = 46$  МН,  $(C_k)_{max} = 6$  МН. Тогда, модуль жесткости клетки на линейном участке составил (приняли  $\Delta P_1 = \delta P_1$ )

$$C_K = 6,0 \sqrt{\frac{0,55}{0,25 * 46}} = 4,15 \text{ МН/мм}$$

Изменения зазора от “всплытия” валков при такой жесткости клетки составляет

$$\delta S_1 = \delta P_1 / C_k = 0,72 / 4,15 = 0,17 \text{ мм,}$$

а от биения валков

$$\delta S_2 = \delta P_2 / C_k = 0,55 / 4,15 = 0,13 \text{ мм}$$

При жесткости полосы в последнем пропуске в чистовой клетке ТЛС  $C_n$

=15-20 МН/мм изменение ее толщины от “всплытия” валков составит

Изменение сил прижима валков при прокрутке их «вал на вал»

Лабораторные измерения



Промышленные измерения

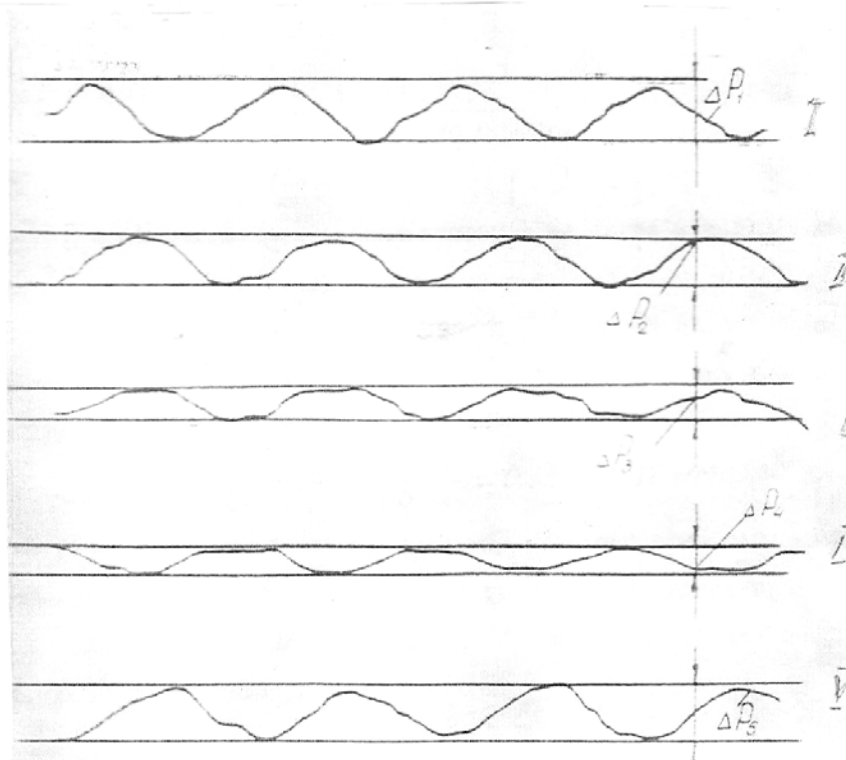


Рисунок 1 - Изменение силы прижатия валков при их прокрутке:

I - прокрутка в произвольно начальном положении валков;

II-IV- прокрутка после поворота верхнего опорного валка относительно нижнего через каждые 9 градусов



$$\delta h_1 = \frac{\delta S_1}{1 + \frac{c_{\Pi}}{c_k}} = \frac{0,17}{1 + \frac{15,00 - 20,00}{60}} = 0,04 - 0,05 \text{ мм,}$$

а от их биения

$$\delta h_2 = \frac{\delta S_2}{1 + \frac{c_{\Pi}}{c_k}} = \frac{0,13}{1 + \frac{15,00 - 20,00}{60}} = 0,03 - 0,04 \text{ мм.}$$

Полученные расчетные величины изменения толщины прокатываемых на ТЛС раскатов, превышают аналогичные показатели для широкополосных станов горячей прокатки [3]. При работающей системе регулирования, использующей в качестве исходного сигнала  $\delta P_1$ , разнотолщинность может достичь величины  $\delta S_1$  и  $\delta S_2$ , при 100% компенсации отклонения  $\delta p$ . Поэтому целесообразно иметь зону нечувствительности  $|\delta p| \approx 0,75 - 1$  МН, которая позволит пропускать колебания толщины

$$|\delta p| = \frac{|\delta P|}{c_k} = \frac{0,75 - 1,0}{6,00} = 0,13 - 0,17 \text{ мм.}$$

#### Литература:

1. Горелик, В.С. Исследование силовых параметров асимметричной прокатки толстолистовой стали [Электронный ресурс] / В.С. Горелик, А.П. Митьев, Э.А. Орнатнский; Разработка и внедрение ПАСУ в прокатном производстве: Тезисы док. Всесоюзн. научно-техническая конференция. апр., 1982 г., г. Киев - Электрон. дан. (1 файл: 1 Мб). - Киев, 1983. - Ст. 17.
2. Денисенко, А.А. К вопросу точности толстых листов по толщине, произведенных по контролируемым режимам [Электронный ресурс] / А.А. Денисенко, В.Е. Гончаров // Материалы 3 Международной конференции молодых ученых и студентов Металлургия XXI столетия глазами молодых, 2017 г., г. Донецк / ГОУВПО "ДОННТУ" - Донецк ДОННТУ, 2017. - С. 264.
3. Коновалов, Ю.В. Справочник прокатчика [Электронный ресурс]: в 2-х книгах Кн.2: Производство холоднокатаных листов и полос / Ю.В. Коновалов. - Электрон. дан. (1 файл: 1 Мб). - Москва, 2008. - Систем. требования: Acrobat Reader.

# АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ШТАМПОВКИ ЗАГОТОВОК ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ КОЛЕС

Токарь А.А., Снитко С.А., Шевелев А.И.  
Донецкий национальный технический университет

Современный уровень развития технологии получения металла транспортного назначения предусматривает выплавку стали в электродуговых печах или конверторе и ее разливку на МНЛЗ с получением круглого в сечении слитка с высокой стабильностью свойств [1, 2]. Наряду с повышением качества металла это дало повышение стабильности размеров по сечению исходных заготовок для штамповки и прокатки колес.

Кроме того, современный способ порезки непрерывнолитого слитка на исходные заготовки дисковыми пилами, обеспечивает получение исходных заготовок стабильной массы и без шеек [3], которые имели место при использовании слиткоразрезных станков.

На сегодняшний день практически все основные производители штампованно-катаных железнодорожных колес имеют исходные заготовки со стабильными размерами и массой (максимальный разновес до 10 кг). Благодаря этому наиболее широкое распространение в мире получила технологическая схема деформирования колесных заготовок (рис. 1), в которой предусмотрено выполнение лишь двух операций перед прокаткой колеса – предварительной и окончательной штамповки [4].

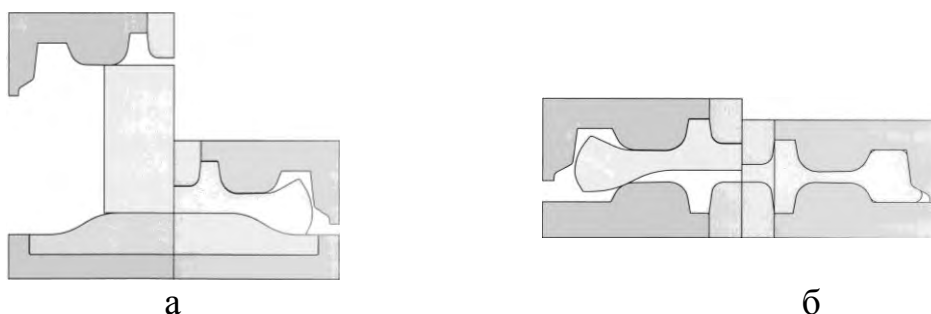


Рисунок 1 - Схема черновой (а) и чистовой (б) штамповки по способу фирмы «SMS-EUMUCO» [4]

При этом на вводимых в эксплуатацию [5] прессопрокатных линиях (ППЛ) используют, как правило, один двухпозиционный пресс перед колесопрокатным станом (КПС). Это обеспечивает, прежде всего, экономию производственных площадей и капитальных затрат на строительство, что является целесообразным при объемах выпуска колес до 200 тыс. штук в год.

Характерной особенностью схемы деформирования заготовок на таких линиях является получение фасонной заготовки с предварительно сформованными ободом и ступицей уже на первой операции штамповки (рис. 1а). Добиваются этого за счет использования одного верхнего формовочного штампа, и при черновой (1-ая позиция прессы), и при чистовой (2-ая позиция

пресса) штамповках колесной заготовки под прокатку (рис. 1). В этом состоит один из недостатков такой схемы деформирования, так как, очевидно, стойкость верхнего формовочного штампа существенно снижается в сравнении со стойкостью нижнего штампа, для которого контакт с деформируемым металлом в разы менее длительный, а время охлаждения более продолжительное. Данный недостаток особенно значим при штамповке колесных заготовок массой более 600 кг, для которых требуются более высокие исходные заготовки. На прессе для таких случаев предусмотрена верхняя обжимная плита, подаваемая поворотным устройством под верхний формовочный штамп. Таким способом осуществляют предварительную осадку исходной заготовки, что, безусловно, снижает время контакта деформируемого металла с верхним штампом и, соответственно, способствует повышению его стойкости. Однако при этом существенно повышается цикл на прессе за счет добавления технологической операции, требующей дополнительного хода траверсы.

К недостаткам анализируемой схемы штамповки колесной заготовки также относится высокая чувствительность такой технологии к дефектам формы исходных заготовок. Так, наличие овальности  $\sim 6$  мм и косины реза  $\sim 5$  мм делает данную схему практически непригодной [3, 6], так как вся асимметрия колесной заготовки под прокатку сосредотачивается преимущественно в гребне, который является наименее массивным элементом заготовки. В то же время получения штампованного гребня на ППЛ, в состав которых входит колесопрокатный стан вертикального типа, технологически необходимо для выкатки полномерного гребня.

Следует также отметить, что центровка заготовки по оси пресса производится центрователем, который не всегда обеспечивает равномерное распределение металла заготовки относительно вертикальной оси симметрии деформирующего инструмента. На этапе чистовой штамповки имеет место самоцентрировка заготовок относительно верхнего штампа в зоне ступицы (рис. 1б). Однако, как видно из рис. 1а, на этапе черновой штамповки подобная самоцентрировка исходных заготовок невозможна, в том числе из-за наличия у них дефектов формы, полностью исключить которые весьма проблематично.

Целью настоящей работы является исследование влияния геометрических параметров исходных заготовок на параметры формоизменения металла при штамповке колесных заготовок на двухпозиционном прессе.

Исследования выполнены в системе конечно-элементного моделирования DEFORM 3D. При этом использована методика моделирования, представленная в работе [7], а также калибровка инструмента деформации для штамповки заготовок колес  $\varnothing 957$  мм с плоскоконическим диском (ГОСТ 10791-2011). Диаметр и высота исходной заготовки под штамповку составляли соответственно 406 мм и 468 мм (горячие размеры). Температура исходной заготовки перед штамповкой составляла 1152 - 1260°C. Косина реза заготовки с обеих сторон принята  $0,3^\circ$ .

Как показали расчеты, овальность исходной заготовки до 3 мм, а также ее

децентровка до 3 мм (не зависимо от направления децентровки) не оказывают существенного влияния на форму и размеры отштампованной колесной заготовки под прокатку. Начиная с овальности 3 мм и децентровки исходной заготовки 3 мм в ряде случаев, когда направление децентровки совпадает с направлением большей диагонали поперечного сечения заготовки (вправо в плоскости рисунка 2), форма и размеры отштампованной колесной заготовки с ободом, диском и ступицей начинают заметно меняться.

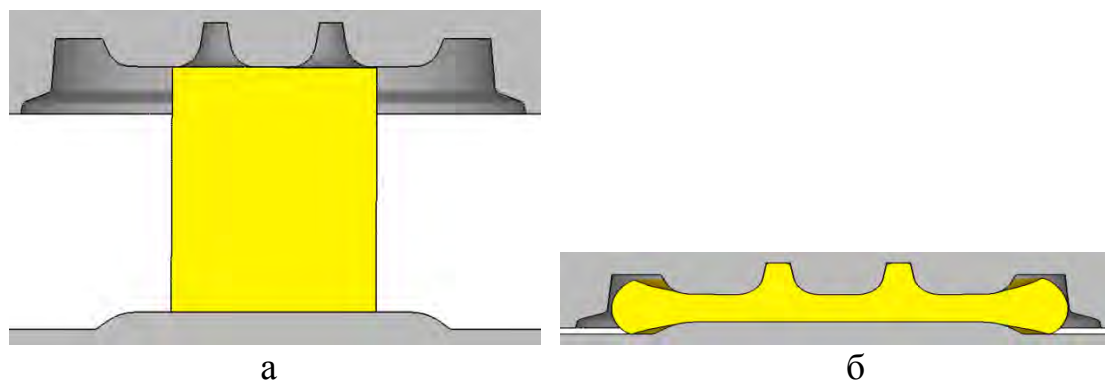


Рисунок 2 – Формоизменение металла при черновой штамповке: а – начальный момент штамповки; б – конечный момент штамповки

Как видно из представленных на рис. 2 результатов моделирования, ни дефекты формы, ни децентровка исходной заготовки (в исследованных пределах) почти не отражаются на форме заготовки после черновой штамповки.

Вместе с тем, на этапе чистовой штамповки полученная асимметрия заготовки проявляется в неравномерной длине отштампованного гребня. Максимальная разница в длине гребня составила 5 мм (рис. 3б), что может быть причиной заката по гребню. Минимизировать неравномерность длины гребня по периметру штампованной заготовки можно за счет штамповки в плюсовом поле допуска, оставляя толстые диски. Однако в этом случае, как видно из рис. 3в, будет иметь место неравномерное выполнение верхнего торца обода с одной из сторон заготовки, что при прокатке может быть чревато невыкаткой торца обода с наружной стороны колеса, так как осадка обода по ширине в стане вертикального типа, как правило, не превышает 5 мм.

Из выполненного выше анализа следует целесообразность уменьшение цикла прессы при черновой штамповке. Этого можно добиться использованием исходных заготовок большего диаметра и, соответственно, меньшей высоты. В связи с этим в настоящей работе также была исследована существующая схема чистовой и черновой штамповки из исходной заготовки  $\varnothing 457$  мм. Моделирование выполнено при идентичных условиях за тем исключением, что исходная заготовка не имела, ни овальности, ни косины реза, ни децентровки. Результаты моделирования представлены на рис. 4.

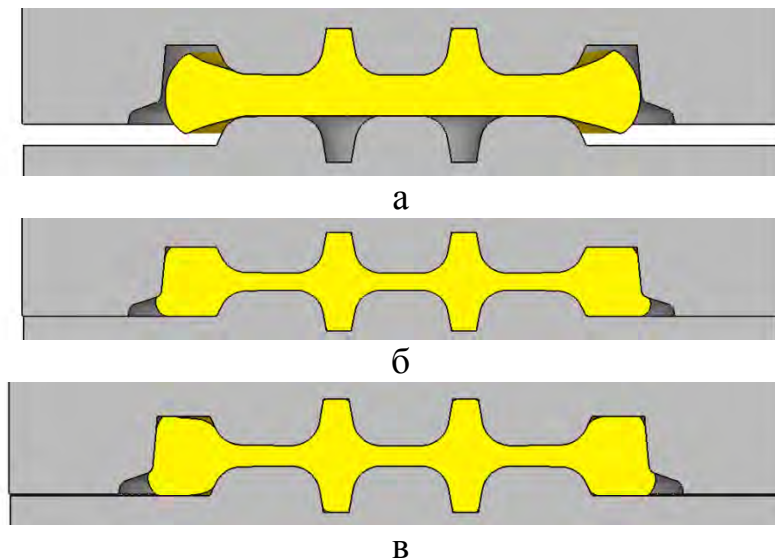


Рисунок 3 – Формоизменение металла при чистовой штамповке: а – начальный момент штамповки; б – конечный момент штамповки; в - конечный момент штамповки с недоштамповкой 2мм

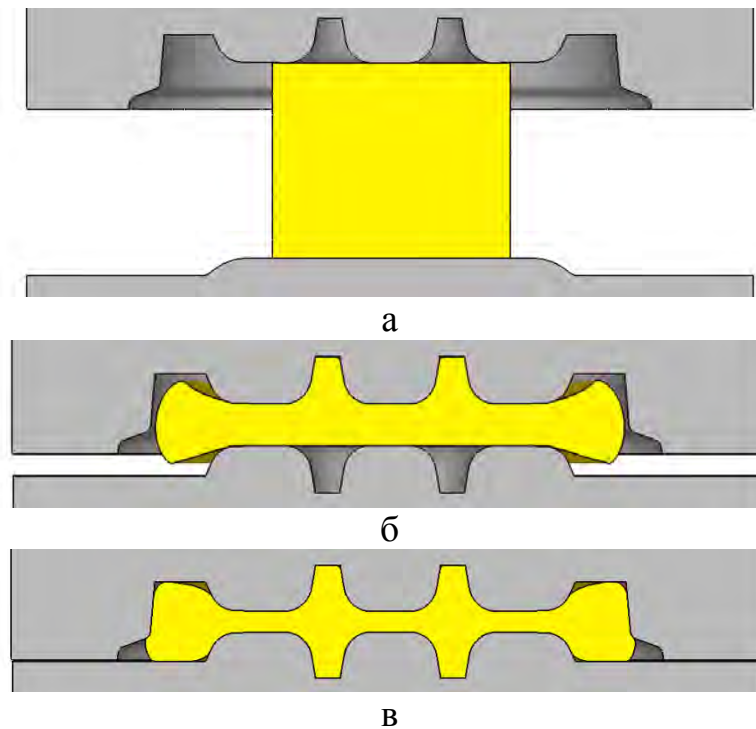


Рисунок 4 – Формоизменение металла при штамповке из исходной заготовки Ø457 мм: а – начальный момент черновой штамповки; б - начальный момент чистовой штамповки; в – конечный момент чистовой штамповки

Анализ полученных результатов показал, что при штамповке из исходной заготовки большего диаметра после черновой штамповки (рис. 4б) заготовка в зоне обода имеет на ~5 мм меньшую высоту, вследствие чего верхний торец обода при чистовой штамповке оформляется плохо по всему периметру заготовки (рис. 4в). Такая форма обода, как было указано выше, для последующей прокатки на стане вертикального типа крайне нежелательна.

## Выводы.

1. При существующей схеме штамповки колесной заготовки на двухпозиционном прессе полученное при черновой штамповке асимметричное распределение металла на этапе чистой штамповки исправить нельзя, даже при наличии самоцентровки заготовки в штампах.

2. Возможности повышения стойкости верхнего формовочного штампа и производительности прессы крайне ограничены, так как увеличение диаметра используемых исходных заготовок (даже в отсутствии дефектов формы и децентровки) приводит к образованию скоса торца обода с наружной стороны колесной заготовки по всему ее периметру, что может быть причиной брака на прокате.

## Литература:

1. Перспективы повышения качества железнодорожных колес, изготовленных из непрерывнолитой заготовки / А.И. Бабаченко [и др.] // Металл и литье Украины. – №6 (241). – 2013. – С. 15-18.

2. Петренко, Ю.П. Производство стали транспортного назначения на ОАО «НТМК» / Ю.П. Петренко, П.В. Эккерт // Современные технологии производства транспортного металла: материалы конференции «Трансмет – 2007». – Екатеринбург, 2007: УГТУ–УПИ, 2008. – С. 159-162.

3. Кушнарёв, А.В. Развитие и освоение на ОАО «НТМК» новой технологии производства железнодорожных колес высокого качества // Современные технологии производства транспортного металла: материалы конференции «Трансмет – 2007». – Екатеринбург, 2007: УГТУ–УПИ, 2008. – С. 22-30.

4. Копперс, У. Производство железнодорожных колес на высоком техническом уровне / У. Копперс, М. Кунц, М. Линденблатт // Черные металлы. – 2006. – № 3. – С. 75-79.

5. КПЦ (колесопрокатный цех) ТОО "Проммашкомплект" [Электронный ресурс]: Сайт Youtube. – Электрон. дан. – Режим доступа: <https://www.youtube.com/watch?v=neztIJKxh7A>. – Дата обращения: 05.05.2021.

6. Опыт освоения производства колес на новой прессопрокатной линии / А.В. Кушнарёв [и др.] // Сталь. – 2010. – № 12. – С. 44-46.

7. Снитко, С.А. Влияние схем штамповки колесных заготовок на силовые режимы работы формовочного прессы и износ инструмента деформации / С.А. Снитко, А.В. Яковченко, А.Л. Сотников // Известия вузов. Черная металлургия. – 2018. – Т. 61. – №5. – С. 385-392.

# ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИ УПРУГОМ РАСТЯЖЕНИИ ПОЛОС С СИММЕТРИЧНОЙ ВОЛНИСТОСТЬЮ

Ярош Д.А., Закарлюка С.В., Шевелев А.И.  
Донецкий национальный технический университет

Одним из основных показателей качества холоднокатаных полос является плоскостность. Для оценки величины неплоскостности и ее управления нужно более точно определять параметры этого дефекта. В процессе обработки на различных технологических участках полоса практически всегда подвергается натяжению. В случае натяжения неплоской полосы в упругой области величина дефекта может уменьшаться и частично скрываться. Это наиболее актуально при контроле неплоскостности [1] и обработке холоднокатаной полосы с относительно низким уровнем натяжения – в непрерывных агрегатах отжига, цинкования, порезки и др. [2].

Известен ряд теоретических зависимостей амплитуды неплоскостности от натяжения полосы для различных законах распределения напряжений натяжения по ширине [3-5]. Однако в этом направлении, недостаточно проведено экспериментальных исследований. Например, в работе [6] проведено экспериментальное исследование для одной величины амплитуды неплоскостности при неизвестном законе распределения напряжений по ширине полосы.

Целью настоящей работы является сравнение некоторых известных теоретических зависимостей при упругом растяжении симметричной волнистости с экспериментальными данными на основе разработанной модели неплоской полосы.

Для экспериментального исследования влияния натяжения на параметры волнистой полосы при упругом растяжении были изготовлены две модели разной ширины из упругого материала по методике приведенной ниже.

В качестве материала для получения достаточно большой неравномерности деформаций (для более легкого фиксирования обычными измерительными приборами) при малой величине напряжения натяжения (легко создаваемой в лабораторных условиях) в заведомо упругой области деформаций и напряжений была выбрана резина.

Исследования были проведены для полос с симметричной волнистостью.

Для получения неплоской полосы ее разрезали по ширине на параллельные полоски шириной 5 мм, которые растягивали по определённому закону  $\Delta L_x$  ( $\Delta \mu_x$ ) и фиксировали их. Затем полоски склеивали между собой и разгружали. После разгрузки полосы становились волнистыми из-за разной длины полосок по ширине. Величина волнистости зависела от абсолютной неравномерности и закона распределения длин полосок по ширине полосы.

Полоски растягивали по параболическому закону для симметричной волнистости в виде:

$$\Delta\mu_x = \Delta\mu_{max} \left[ 1 - \frac{4}{B^2} \left( x - \frac{B}{2} \right)^2 \right]. \quad (1)$$

где  $\Delta\mu_x$  – распределение вытяжек по ширине полосы с координатой  $x$ ;  $\Delta\mu_{max}$  – максимальная неравномерность вытяжек между серединой и кромками полосы;  $B$  – ширина полосы.

Ширина полос составляла 115 мм и 145 мм, толщина ( $h$ ) – 2,1 мм.

Базовая длина всех полосок шириной 5 мм до нагружения ( $L$ ) составляла 250 мм. Максимальная разница длин ( $\Delta L_{max}$ ) между растянутой средней полоской и ненагруженной крайней составила для полосы шириной 115 мм – 20 мм ( $\Delta\mu_{max} = 0,08$ ), для полосы шириной 145 мм – 50 мм ( $\Delta\mu_{max} = 0,2$ ).

Модуль упругости резины ( $E$ ) определяли экспериментально путем растяжения резиновых образцов, который составил 7,8 МПа.

Схема растяжения полосок по ширине в фиксированном виде для волнистой модели полосы показана на рис. 1.

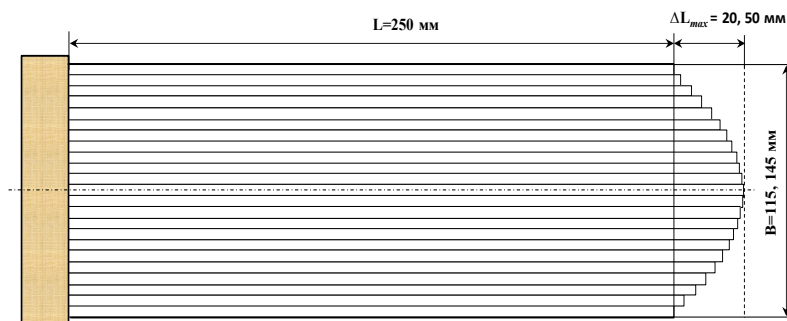


Рисунок 1 - Схема растяжения полосок по ширине для получения модели волнистой полосы

После снятия нагрузки неравномерность длин полосок ( $\Delta L_{max}$ ) по ширине моделей волнистых полос изменилась и стала в соответствии с зависимостью (1) следующей: для полосы шириной 115 мм – 14 мм, шириной 145 мм – 34 мм (рис. 2).

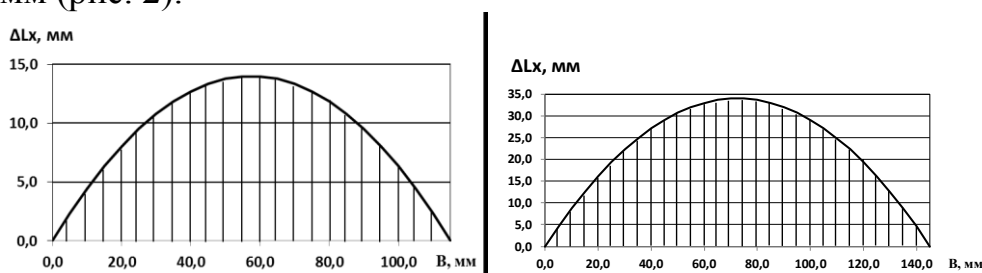


Рисунок 2 - Эпюры распределения неравномерности длин полосок по ширине после склеивания и разгрузки модели волнистой полосы:

а – шириной 115 мм; б – шириной 145 мм

Внешний вид одной из моделей волнистой полосы показан на рис. 3.

Разработанные модели неплоских полос шириной 115 мм и 145 мм в дальнейшем в лабораторных условиях подвергали растяжению. Натяжение полосы ( $T$ ) создавали с использованием грузов известной массы. Полосу растягивали с различной величиной натяжения до момента исчезновения волнистости, то есть когда полоса становилась видимо плоской (со скрытым



дефектом). Аппроксимируя волнистость в виде синусоиды, при проведении эксперимента величину амплитуды волнистости ( $A$ ) оценивали с использованием зависимости работы [7] в виде:

$$A = \sqrt{\frac{4\lambda(L-\lambda)}{\pi^2}}, \quad (2)$$

где  $\lambda$  – период волнистости (синусоиды), мм;  
 $L$  – длина волны (синусоиды), мм.

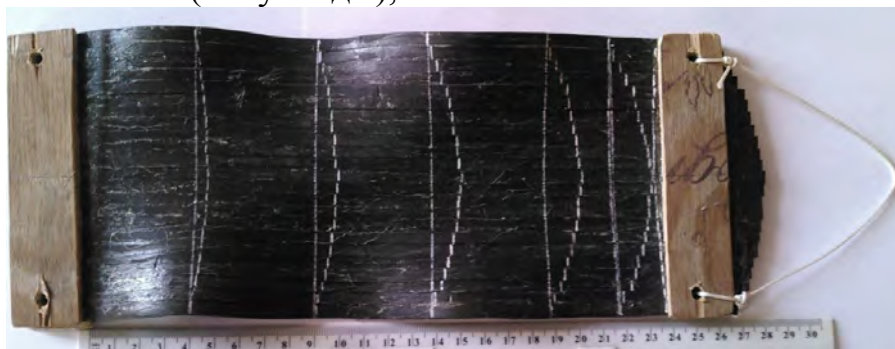


Рисунок 3 - Внешний вид модели волнистой полосы шириной 115 мм ( $T=0$ )

Для удобства сравнительного анализа различных величин неплоскостности ее оценивали по приведенной амплитуде при одинаковой длине волны равной 1000 мм, то есть определяли  $A_{пр} = \frac{A}{\lambda} \cdot 1000$ , мм.

Напряжение натяжения определяли по формуле  $\sigma_{уд} = \frac{T}{Bh}$ , МПа

Результаты экспериментов при растяжении моделей волнистых полос приведены в табл.1 и 2.

Таблица 1 - Результаты экспериментов при растяжении модели волнистой полосы шириной  $B=115$  мм, толщиной  $h=2,1$  мм

№ п/п	$T$ , Н	$\lambda$ , мм	$L$ , мм	$A$ , мм	$A_{пр}$ , мм	$\sigma_{уд}$ , МПа
1	0,0	236	250	36,6	155,13	0,0000
2	10,0	238	250	34,0	143,02	0,0414
3	21,0	241	250	29,7	123,09	0,0870
4	32,0	243	250	26,3	108,11	0,1325
5	41,0	245	250	22,3	90,99	0,1698
6	55,0	248	250	14,2	57,20	0,2277
7	65,0	249	250	10,1	40,36	0,2692
8	70,0	250	250	0,0	0,00	0,2899

Полученные экспериментальные данные сравнили с расчетными зависимостями работы [3] для симметричной неплоскостности и квадратичным законом распределения напряжений натяжения по ширине полосы аналогично (1). Величину амплитуды неплоскостности определяли по формуле:

$$A = \sqrt{A_0 - \frac{4\lambda^2(\sigma_{max})}{E\pi^2}}, \quad (3)$$

где  $A_0$  – величина приведенной амплитуды исходной волнистости до растяжения полосы, то есть при  $T=0$  (из табл. 1 и 2: для полосы шириной 115

мм  $A_0 = 155,13$  мм; для полосы шириной 145 мм  $A_0 = 252,70$  мм);

$(\sigma_{max})$  – максимальные напряжения натяжения, возникающие при растяжении волнистой полосы (по оси полосы), которые рассчитываются по зависимости работы [3] из формулы:

$$\sigma_{уд} = \frac{2(\sigma_{max})^{3/2}}{3\sqrt{\Delta\sigma}} \quad (4)$$

где  $\Delta\sigma$  определяется из работ [3, 7] в виде:  $\Delta\sigma = E \left( \frac{A_0 \pi}{2\lambda_0} \right)^2$  (5)

Таблица 2 - Результаты экспериментов при растяжении модели волнистой полосы шириной  $B = 145$  мм, толщиной  $h = 2,1$  мм

№ п/п	$T$ , Н	$\lambda$ , мм	$L$ , мм	$A$ , мм	$A_{пр}$ , мм	$\sigma_{уд}$ , МПа
1	0,0	216,0	250	54,6	252,70	0,0000
2	14,0	218,0	250	53,2	244,03	0,0460
3	35,0	222,0	250	50,2	226,21	0,1149
4	54,0	225,0	250	47,8	212,31	0,1773
5	72,0	227,0	250	46,0	202,75	0,2365
6	100,0	232,0	250	41,2	177,42	0,3284
7	128,0	238,0	250	34,0	143,02	0,4204
8	156,0	242,0	250	28,0	115,81	0,5123
9	177,0	245,0	250	22,3	90,99	0,5813
10	200,0	247,0	250	17,3	70,20	0,6568
11	215,0	248,5	250	12,3	49,49	0,7061
12	225,0	249,0	250	10,1	40,36	0,7389
13	240,0	250,0	250	0,0	0,00	0,7882

Сравнение результатов эксперимента с теоретическими зависимостями по формулам (3-5) работы [3] при упругом растяжении модели неплоской полосы с симметричной волнистостью приведены на рис. 4.

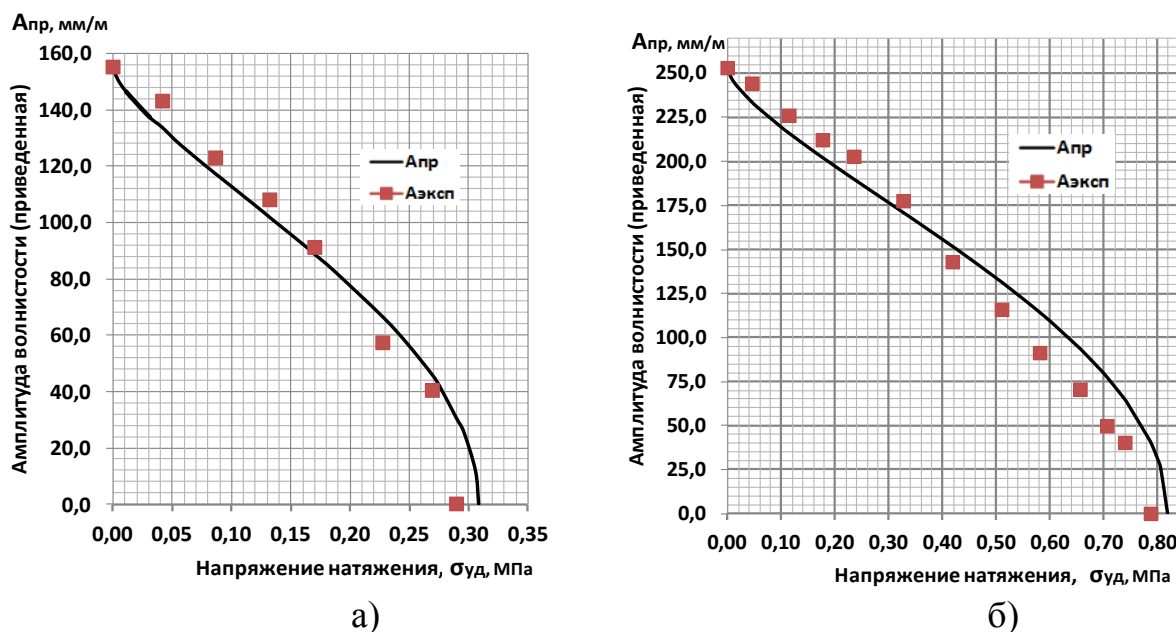


Рисунок 4 - Сравнение экспериментальных данных с теоретическими зависимостями работы [3] при растяжении разработанной модели полосы с симметричной волнистостью: а – шириной 115 мм; б – шириной 145 мм

В формуле (5) принимали величину исходной длины волнистости для приведенной амплитуды волны в виде:  $\lambda_0 = \lambda = 1000$  мм.

Сравнительный анализ теоретических кривых с экспериментальными данными при упругом растяжении волнистых полос (рис. 4) показал хорошую их сходимость.

#### Выводы.

1. Разработанная модель волнистой полосы позволяет в лабораторных условиях с достаточной точностью доступными способами исследовать напряженно-деформированное состояние при упругом растяжении с заведомо известным законом распределения деформаций (напряжений) по ширине полос.

2. Разработанная модель волнистой полосы может быть использована для адекватной проверки теоретических зависимостей при упругом растяжении неплоских полос.

3. Опыт данной работы может быть использован для разработки моделей различных видов неплоскостности, в том числе коробчатости, несимметричных видов неплоскостности и различных законов распределения напряжений по ширине полосы, например, синусоидального и др.

#### Литература:

1. Flatness control in plate rolling / T. Yazawa, T. Sasaki, H. Rurukawa, Y. Suyanagi // In Proc. Int. Steel Rolling Conf., Chiba, Japan.-1998, 611-616 p.
2. Улучшение плоскостности полос электротехнических изотропных сталей. Исследование формирования плоскостности полос / А.И. Божков, С.Н. Ивлиев, С.В. Бахтин и др. // Производство проката: Наука и технологии, 2015, №2.- С.3-10.
3. Анализ напряженно-деформированного состояния неплоских полос при растяжении / В.М. Клименко, В.М. Богатырев, С.В. Закарлюка и др. // Известия вузов. Черная металлургия, 1986, № 10. - С.54-57.
4. Закарлюка, С.В. Изменение параметров неплоскостности при упругом растяжении полос / С.В. Закарлюка, Ю.И. Юрченко, В.Е. Гончаров // В кн.: Моделирование и развитие процессов обработки металлов давлением: междунар. сб. науч. тр.: Магнитогорск, 2018. - Вып. 24. – С. 3-12.
5. Упругое растяжение неплоских полос при синусоидальном законе распределения напряжений / Е.А. Руденко, С.В. Закарлюка, В.Е. Гончаров, и др. - Физика и техника высоких давлений. – 2020. - Том 30, № 2. - С. 88-97.
6. Денисов, П.И. О влиянии натяжения при прокатке на результаты измерения формы полосы / П.И. Денисов, В.А. Некит, А.Г. Медведев // Известия вузов. Черная металлургия, 1985, № 3. - С. 62-64.
7. Железнов, Ю.Д. Прокатка ровных листов и полос. М.: Металлургия. -1971, 200 с.

# **ПРИКЛАДНОЕ МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ**



## РАСШИРЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПРОИЗВОДСТВА ИГЛ РАЗЛИЧНОГО НАЗНАЧЕНИЯ

Басенко Л.М., Алимов В.И  
Донецкий национальный технический университет

Иглы являются одним из значимых изобретений человечества, широко используемых в промышленности и в быту; в связи с этим виды игольной продукции весьма разнообразны: швейные, бытовые, промышленные, медицинские, хирургические иглы и т.д. Традиционно иглы производят из высокоуглеродистой игольной проволоки [1].

Изготовление игольной проволоки требуемого качества осуществимо при условии устойчивого и качественного технологического процесса на всех этапах производства. Наиболее важная роль в производстве готовых изделий из игольной проволоки отведена термической обработке [2].

Согласно ГОСТ 8030-80 иглы должны обладать следующими свойствами: твердость игл должна быть 56...62,5 HRC (~6600...8500 Н/мм<sup>2</sup>); заусенцы и острые края в ушке, на затылочной части, на стержне и острие иглы не допускаются; поверхность иглы должна быть гладкой, полированной (не должно быть вмятин, раковин и следов коррозии). Допускается изготовление иглы с никелированной поверхностью. Толщина никелевого покрытия должна быть не менее 1,5 мкм [3].

Специальную игольную проволоку металлурги готовят из качественной углеродистой инструментальной стали, выплавляемой в электропечах. Она должна быть светлой, гладкой, диаметром 0,25 - 5 мм. Проволоку отжигают в закрытых сосудах или печах с нейтральной атмосферой, не допускающей окисления или обезуглероживания поверхности. Поставляется она потребителю в отожженном или нагартованном состоянии, без трещин, плен, заусенцев, раковин, ржавчины и других дефектов [4].

Прежде всего, прочность проволоки, которая используется для изготовления игл, должна соответствовать установленному стандарту. Если она будет слишком высокой, то в процессе редуцирования колбы, фрезеровки длинной бороздки или штамповке ушка, на поверхности иглы могут образоваться трещины. Компании, которые производят «бюджетную» продукцию осуществляют контроль лишь на промежуточном и последнем этапах производства (и то выборочный), что не может гарантировать высокое качество готового изделия [5].

Процесс изготовления игл кажется предельно простым. Но на самом деле все операции с момента, когда моток проволоки разматывается, разрезается и выравнивается, до этапа упаковки готовых игл и подготовки их к отправке, занимают около трех месяцев. Всего же производственный процесс состоит из свыше тридцати основных этапов, не считая постоянные проверки качества заготовок и готовой продукции.

Одна из главных процедур - штамповка и перфорирование. Заготовки для

игл отправляются на специальные автоматы, где при помощи матриц им придается форма ушка, закругления и наносятся короткие бороздки на корпусе. Современное оборудование позволяет совмещать штамповку с перфорированием. Раньше все эти операции осуществлялись отдельно. На этом этапе создается «короткая» бороздка, а на следующем, который называется фрезеровкой, – «длинная». Длинная бороздка должна быть той же глубины и ширины, что и толщина нити, которая используется для работы. При штамповке иглы на оборудовании с обеих сторон ушка остаются заусенцы, которые необходимо обрезать и отшлифовать.

Одними из самых сложных и важных этапов производства являются изготовление ушка иглы и химическая зачистка. Если для производства игл используется более дешевая низколегированная сталь, то готовая игла может корродировать со временем. Поэтому часто игольное ушко дополнительно покрывается напылением благородных металлов (позолота, серебро и пр.) [6].

Химическая зачистка представляет собой полировку тех поверхностей, которые напрямую соприкасаются с нитью (бороздка, ушко) и с тканью. Долгое время на производствах каждая игла полировалась вручную. Конечно, этот процесс был слишком долгим, трудоемким и, следовательно, дорогостоящим. В настоящее время используется так называемая химическая зачистка, в результате которой все заусенцы аккуратно удаляются, а поверхность иглы тщательно полируется. Для этого иглы окунаются в ванны, которые до и после этой процедуры проходят специальную обработку. Современные системы зачистки позволяют обрабатывать около 100 тысяч игл в час, благодаря чему удалось оптимизировать этот этап, снизить себестоимость готового изделия и улучшить его качество [7].

На рисунке 1 приведена типовая конструкция иглы из проволочной заготовки.

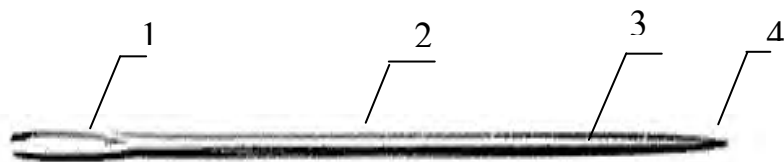


Рисунок 1 – Типовая конструкция иглы из проволочной заготовки:  
1 - ушко иглы, 2 – стержень иглы, 3 – рабочая часть иглы, 4 – острие иглы

Целью данной работы является расширение технологических возможностей производства игл различного назначения. Для повышения технологичности процесса изготовления проволоки и игл целесообразно использование сталей с низким содержанием углерода и низким легированием недефицитными легирующими и микролегирующими элементами. Это позволяет упростить процессы термообработки проволоки, заготовок игл и самих игл. Упрочнение игл должно быть локальным по длине иглы с наибольшей твёрдостью по длине рабочей части.

Исследования для оценки затупления острия и износа боковых



поверхностей острозаточенных изделий использовали низкоуглеродистую сталь легированную недорогими широко распространёнными элементами, которую изготавливали в виде проволоки, а так же сконструировали испытательную установку, позволяющую испытывать образцы диам. 1- 2 мм и длиной 10 - 40 мм; Усилие удара в установке регламентируется высотой свободного падения образца до 400 мм и материалом сменных пластин, на которые падает своим остриём заострённый образец (медь, стали с разной твёрдостью и др.); используются также различные абразивные материалы, например песок и мокрый песок. Количество соударений в установке регламентируется в широких пределах; для оценочных результатов 500 падений. Углы затупления и размерные изменения определяются инструментально, а так же с помощью программы Угломер 360.

На рисунке 2 показана заготовка иглы и угол затупления из проволоочной заготовки который рассчитан с помощью программы «Угломер 360».

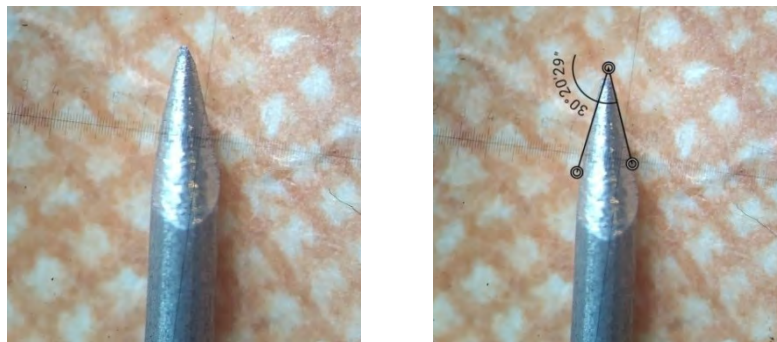
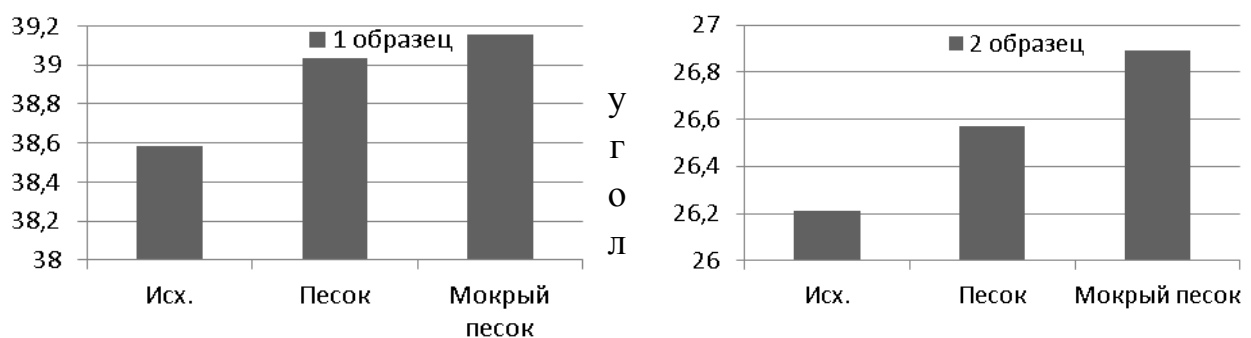


Рисунок 2 – Заготовка иглы для исследований

В результате проведенных экспериментов по представленной выше методике была получена гистограмма оценки затупления острия острозаточенных изделий показана на рис. 3



**а**

**б**

Рисунок 3 – Результаты экспериментальных исследований оценки затупления острия острозаточенных изделий 1 образца (а) и 2 образца (б)

После обработки данных, посчитали коэффициент затупления по формуле:

$$K_L = \frac{\beta}{\alpha} \quad (1)$$

где  $K_L$  - коэффициент затупления;  $\alpha$  – угол до испытания;  $\beta$  – угол после ударно – абразивного износа.

В результате по расчетам в соответствии с формулой (1), выяснили, что наибольший коэффициент затупления произошёл во 2-м образце.

Таким образом, представленная методика позволяет проводить испытания по изучению такого важного в практическом использовании параметра игл, как стойкость к износу.

В дальнейшем необходимо проведение комплекса исследований различных типов игл разных производителей. Это позволит разработать дополнительные технические требования к иглам, усовершенствовать существующие отраслевые и государственные стандарты их изготовления.

#### Литература:

1. ГОСТ 5468-88. Проволока игольная. Технические условия. – введ. 1990-01-01. – М.: Изд-во стандартов. – 11 с.
2. ГОСТ 8030-80. Иглы для шитья вручную. Технические условия. – Введ. 1981-07-01. – М.: Изд-во стандартов. – 20 с.
3. Алимов В.И., Зозуля А.П. Сравнительная оценка качества игольной проволоки и игл из нее// XIV Международная научно-техническая уральская школа-семинар металлургов – молодых ученых / Сборник научных трудов – Екатеринбург: УрФУ, 2013. – 370 с.
4. Свой бизнес: производство швейных игл [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://www.openbusiness.ru/html/dop11/shveinie-igli.htm> - Загл. с экрана
5. Попандопуло А.Н., Жукова Л.Т., Лашкова Е.Г., Корзин А.Н. Влияние дополнительной обработки на качество машинных швейных игл.- Надежность и контроль качества, 1988. N 9, с. 57-58.
6. Игольное производство [Электронный ресурс] / Большая Советская энциклопедия. – Режим доступа: <http://www.bonaen.ru/i/igolnoe-proizvodstvo> - Загл. с экрана.
7. Оборудование швейного производства: справочник / Н.М Вальщиков, А.И. Шарапин, И.А Идиатулин, Ю.Н. Вальщиков. – М.: Легкая индустрия, 1977. – 520 с.



# ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ АРМИРУЮЩЕГО СЛОЯ НАПОЛНИТЕЛЯ НА ТЕПЛОВЫЕ СВОЙСТВА ПОЛИПРОПИЛЕНОВЫХ ТРУБ ДЛЯ СИСТЕМ ОТОПЛЕНИЯ

Венжега К.В., Штычно А.П.  
Донецкий национальный технический университет

В настоящее время армированные трубы из полипропилена используются во всем мире для систем отопления и водоснабжения, являясь прямыми конкурентами трубам из стали и 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].

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

Армированные стекловолокном изделия из полипропилена вобрали 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.

За счет малого коэффициента теплового расширения, который составляет до 0,035 мм/(м·К), увеличивается расстояние между опорами, что позволяет уменьшить общее количество опор и снизить себестоимость монтажа. Слой стекловолокна обеспечивает прочность труб при меньшей толщине стенки, что на 20 % повышает пропускную способность труб.

При монтаже изделий, армированных алюминием, надежность соединения зависит от качества калибровки и последующей их зачистки перед установкой, в то время как, полипропиленовые трубы со стекловолокном наполнителем не требуют проведения таких обязательных действий. Идеальная прочность армированных стекловолокном соединений исключает необходимость регулярного технического обслуживания [1].

Высокая прочность и экологическая безопасность армированных стекловолокном полипропиленовых труб обеспечивает им широкий спектр применения, что делает их востребованными на мировом рынке для систем отопления, а также холодного и горячего водоснабжения.

Целью работы является исследование влияния армирующего слоя на тепловые свойства армированных полипропиленовых труб.

Для изучения влияния термоциклов на удлинение труб в качестве образцов

были взяты отрезки длиной по 100 мм полипропиленовых труб, армированных стекловолокном и отдельно алюминием. Отобранные образцы помещали в электропечь с терморегулятором, нагревали до 50 и 90°C, производили выдержку 15-20 минут, охлаждали до комнатной температуры и повторяли процесс ещё 5 раз. Замеры длин после термоциклических испытаний производили при помощи штангенциркуля ШЦ-II с точностью до 0,05 мм.

По результатам измерений построили гистограммы изменения относительного удлинения от количества циклов нагрева (рис. 1).

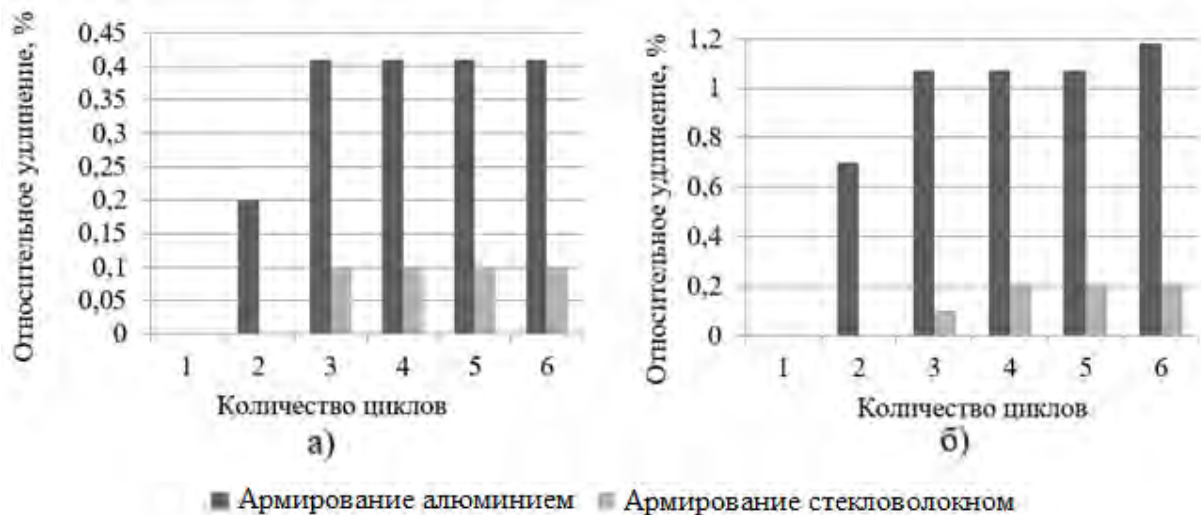


Рисунок 1 – Гистограммы изменения относительного удлинения от количества циклов нагрева при: а) 50°C, б) 90°C

По полученным гистограммам видно, что армированные алюминием полипропиленовые трубы при нагреве до 50°C уже на 2-ом термоцикле имеют повышение относительного удлинения до 0,2% и при дальнейших термоциклах относительное удлинение продолжает рост до 0,41%. Повышение относительного удлинения у армированных стекловолокном труб при нагреве до 50°C происходит лишь на 3-ем цикле нагрева и при каждом нагреве до конца всех термоциклических испытаний остаётся постоянным и не превышает 0,1%, что в 4 раза меньше, чем у труб, с алюминиевой прослойкой.

При нагреве до 90°C относительное удлинение армированных алюминием труб возрастает аж до 0,7% при 2-ом цикле и до завершения всех термоциклических испытаний возрастает до 1,2%, в то время, как полипропиленовые трубы со стекловолоконным наполнителем имеют начало роста относительного удлинения до 0,1% лишь на 3-ем цикле термоиспытаний и при последующих термоциклах не превышает значения в 0,2%, что почти в 5,5 раз меньше, чем у армированных алюминием полипропиленовых труб.

#### Литература:

1. 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.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ СВАРКИ НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВА СТАЛЬНЫХ ТРУБОПРОВОДОВ

Волков С.А., Штычно А.П.

Донецкий национальный технический университет

Сложные конструкции, как правило, получают в результате объединения между собой отдельных элементов (деталей, агрегатов, узлов). Такие объединения могут выполняться с помощью разъемных или неразъемных соединений.

Неразъемные соединения, выполненные с помощью сварки, называют сварными соединениями. Чаще всего с помощью сварки соединяют детали из металлов. Использование сварных соединений расширяет технические возможности создания более совершенных конструкций, позволяет обеспечить высокие производственные показатели при их изготовлении и улучшить условия труда работающих.

Электрическая дуговая сварка в современном производстве получила большое развитие и является одним из ведущих технологических процессов обработки металлов. Достоинства сварных соединений обеспечили их широкое применение в изделиях разного назначения.

При ручной дуговой сварке качество сварных конструкций определяется прежде всего правильно выбранным режимом сварки, который включает ряд факторов (параметров) сварочного процесса: силу сварочного тока, напряжение дуги, скорость сварки и правильно подобранные сварочные материалы.

Поэтому целью данной работы являлось изучение влияния параметров сварки на качество сварных соединений труб из низкоуглеродистых сталей.

Исследования проводили на образцах труб из низкоуглеродистых сталей 20, 10, Ст2кп. Изучали влияние химического состава сплавов, а также параметров сварки на структуру и свойства сварных соединений труб.

Сварку образцов труб производили ручной дуговой сваркой с изменением параметров сварки (изменяли силу тока  $I$ , А и напряжение  $U$ , В) на сварочном полуавтомате ВДУ-601. При этом сила тока составляла: 100, 120 и 140 А, а напряжение: 25,30, и 40 В. Для сварки использовали электроды с повышенной прочностью наплавленного металла типа Э46 марки АНО-4. Сварку производили в два слоя: первый корень шва, второй – технологический шов. Толщина стенки свариваемых труб составляла от 4 до 5 мм.

Сварные образцы подвергали внешнему осмотру, а затем резали на образцы согласно ГОСТ 6996-66 для проведения механических испытаний на растяжение.

Качество сварки оценивали по результатам механических испытаний и по микроструктуре. Для устранения внутренних напряжений и структурной неоднородности по сечению производили низкий отпуск.

Результаты механических испытаний сварных образцов при разных параметрах сварки представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты механических испытаний сварных образцов труб из сталей 20 и 10.

Сталь	Сила тока, J, А	Номер образца	$B_0$	$B_k$	$L_0$	$l_k$	Место разрыва образца	$\Psi$	$\delta$	$\sigma_{B_0}$ Н/мм <sup>2</sup>
			мм					%		
20	100	1.1	16	11,5	50	61,2	По шву	28	22,4	404
		1.2	17,6	12,6	50	63,0	По шву	28	26	407
		1.3	16,8	11,8	50	63,0	По шву	27	26	400
	120	2.1	16,4	13,0	50	60,5	ЗОМ	21	21	457
		2.2	17,3	13,0	50	62,7	ЗОМ	25	25,4	455
		2.3	17,0	13,5	50	62,0	ЗОМ	24	23,5	459
10сп	100	1.1	20,7	20,4	50	53,0	По шву	2	6	296
		1.2	20,5	13,6	50	68,0	По шву	34	36	325
		1.3	20,8	13,8	50	70,0	ЗТВ	34	36	324
	120	2.1	20,6	15,3	50	66,3	ЗОМ	26	32,6	398
		2.2	20,0	14,0	50	62,0	ЗОМ	30	224	400
		2.3	20,1	14,2	50	62,2	ЗОМ	30	24	400
	140	3.1	21,0	14,4	50	65,8	ЗОМ	27	31,6	390
		3.2	21,2	14,5	50	66,0	ЗОМ	25	29,6	390
		3.3	20,8	17,7	50	57,6	ЗТВ	15	15,2	383

Как видно из таблицы, при сварке с силой тока  $J=100$  А и  $J=140$  А разрыв образцов наблюдается во всех трех зонах, что доказывает недоброкачественность сварки.

При сварке с силой тока  $J=120$  А разрыв образцов наблюдается в зоне основного металла, то есть сварка в этом случае качественная.

Делаем вывод, что оптимальным режимом сварки сталей 10, 20, является сварка с силой тока  $J=120$  А.

Анализ микроструктур сварных соединений показал, что при увеличении силы тока до 140 А происходит перегрев стали, как следствие, рост зерна, который способствует снижению пластичности, что подтверждается механическими испытаниями.

Микроструктура всех образцов после сварки характеризуется неоднородностью по сечению, что может вызвать коробления и усталостное разрушение при эксплуатации. Наилучшая более равномерная структура наблюдается при силе тока 120 А.

Таким образом, механические свойства металла шва и сварного соединения зависят в целом от его структуры, определяются химическим составом основного и наплавленного металла и правильно выбранным режимом сварки.

# МЕТАЛЛОГРАФИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ДЕНДРИТНОЙ СТРУКТУРЫ НЕПРЕРЫВНОЛИТОГО СЛЯБА

Ворожева Е.Л., Хлыбов А.А.

Нижегородский государственный технический университет

При кристаллизации непрерывнолитого сляба формируется химическая неоднородность или сегрегация как в результате зональной ликвации в макрообъемах, так и при дендритной ликвации в микрообъемах. Химическая неоднородность оказывает существенное влияние на однородность структуры горячекатаного проката, произведённого из слябов. Установление взаимосвязи между дендритной неоднородностью и скоростью кристаллизации и последующее управление скоростью кристаллизации является одним из способов уменьшения микронеоднородности литой структуры [1-2].

При анализе химической и дендритной структуры непрерывнолитого сляба определяющую роль играют методы исследования, формирующие металловедческие знания. В современном металловедении дендритное строение изучают на панорамных изображениях, полученных на оптических микроскопах, оснащённых программами анализа изображения. Распределение химических элементов в элементарной дендритной ячейке измеряют микрорентгеноспектральным методом на сканирующих электронных микроскопах, оснащённых энергодисперсионным спектрометром. Анализа массивов данных осуществляется с использованием специального программного обеспечения. Распространённым параметром, характеризующим дисперсность дендритной структуры, является расстояние между осями второго порядка либо обратная величина расстоянию между вторичными осями [3-6]. Количественным параметром дендритной структуры является плотность дендритной структуры, характеризуемая соотношением площадей (объёмных долей) занимаемой осями и межосными промежутками [7]. Массив данных по дендритной структуре как правило используют для математического моделирования литейных процессов [8]. В доступных научно-технической литературе практически отсутствуют данные о параметрах дендритной структуры «тонкого» сляба.

Целью данной работы было изучение дендритного строения, сформировавшейся при различных условиях разливки «тонких» слябов. Материалом для исследования служили слябы толщиной 105мм, химический состав одного из слябов, приведён в таблице 1.

Дендритную структуру литой стали выявляли на металлографических шлифах, изготовленных по поперечному сечению исследуемых слябов. Шлифы травили в реактиве по методу Розенгайна [9]. Структуру изучали на оптическом микроскопе «Carl Zeiss Axio Observer.Dlm».

Таблица 1. Химический состав исследуемой стали (масс. %)

Марка стали	C	Si	Mn	P	S	Cr	Al
				Не более			
30Г	0,29-0,31	0,28-0,35	1,27-1,35	0,010	0,003	0,30	0,015-0,030

На рисунке 1 приведена дендритная структура по толщине слябов с различными скоростями затвердевания.

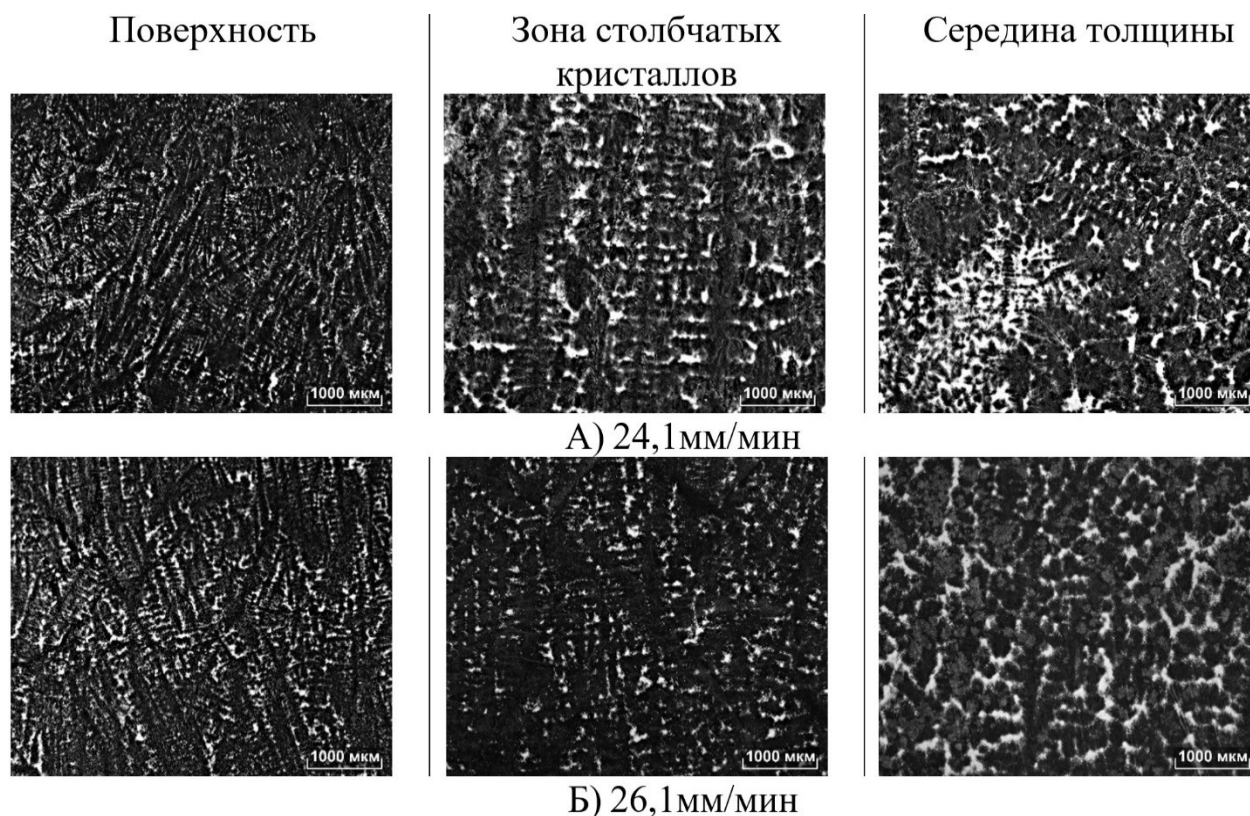


Рисунок 1 - Дендритная структура по толщине слябов со скоростью затвердевания: А) 24,1мм/мин, Б) 26,1мм/мин

Для измерения параметров дендритной структуры использовали программу анализа изображения Thixomet Pro. Абсолютная погрешность измерений линейных размеров при заданном увеличении объектива составила  $\pm 7,81 \mu\text{м}$ . Измерения выполнялись на панорамных изображениях площадью  $600 \text{мм}^2$ . При удалении от середины толщины сляба дисперсность повышается (рисунок 2). Особенности дендритной структуры «тонких» слябов, полученные вследствие значительного переохлаждения, не позволили измерить расстояние между осями второго порядка в слябах со средней скоростью затвердевания 26,1мм/мин. С повышением скорости оси второго порядка преимущественно вырождены, что характеризует значительный градиент температур. В середине слябов, затвердевших с высокими скоростями, структура состоит из дендритов шарообразной формы.

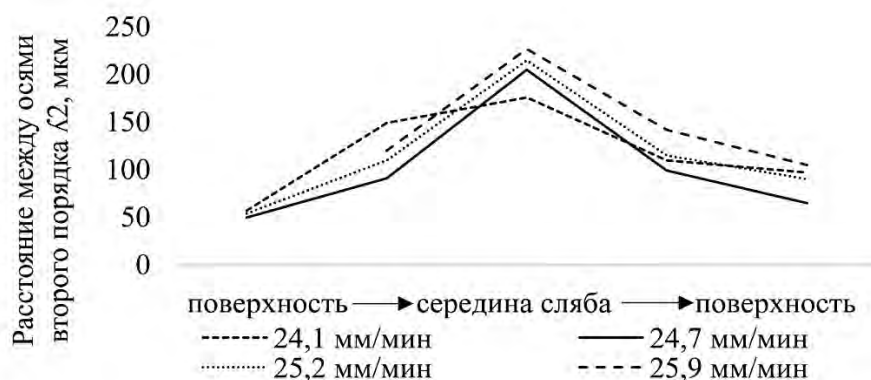


Рисунок 2 - Результаты измерения дисперсности дендритной структуры

Измерения соотношения площадей, занятых дендритами и междендритными промежутками показало, что во всех структурных зонах и в целом по толщине сляба плотность дендритной структуры возрастает с увеличением скорости разливки. В слябах с низкими скоростями затвердевания 24,1 и 24,7 мм/мин плотность дендритной структуры практически одинаковая по толщине сляба и ниже почти в 2 раза значений плотности в слябах со средними скоростями затвердевания 25,1-26,1 мм/мин (рисунок 3).



Рисунок 3 - Результаты измерения плотности дендритной структуры

Дисперсность дендритного строения, возрастающая со скоростью кристаллизации, существенно влияет на развитие микрохимической неоднородности стали. Для изучения дендритной сегрегации марганца в микрообъемах с помощью микрорентгеноспектрального анализа выполнено изучение распределения легирующего элемента в элементарных дендритных ячейках в различных структурных зонах слябов. Независимо от скорости затвердевания состав осей практически постоянен. Степень микронеоднородности марганца выше в зоне столбчатых кристаллов, чем в зоне равноосных кристаллов в середине толщины сляба. С увеличением скорости кристаллизации сплав характеризуется более равномерным распределением марганца. В таблице 2 приведены результаты сравнительного измерения дендритной сегрегации в зависимости от скорости затвердевания. Для численного анализа полученных данных и построения графиков результаты содержания марганца в дендритной ячейке были обработаны в программе Origin Lab (рисунок 4).



Таблица 2 - Содержание марганца и степень микронеоднородности по толщине сляба в зависимости от скорости затвердевания

Участок по толщине сляба	Содержание марганца в зависимости от скорости затвердевания				Степень микронеоднородности марганца в зависимости от скорости затвердевания	
	Ось дендрита		Межосный участок		24,7 мм/мин	25,2 мм/мин
	24,7 мм/мин	25,2 мм/мин	24,7 мм/мин	25,2 мм/мин		
Зона столбчатых кристаллов	1,0-1,4	1,0-1,5	1,1-2,4	1,2-2,0	До 1,7	До 1,3
Середина по толщине слябов	1,1-1,5	1,1-1,8	1,1-2,4	1,1-2,1	До 1,6	До 1,2

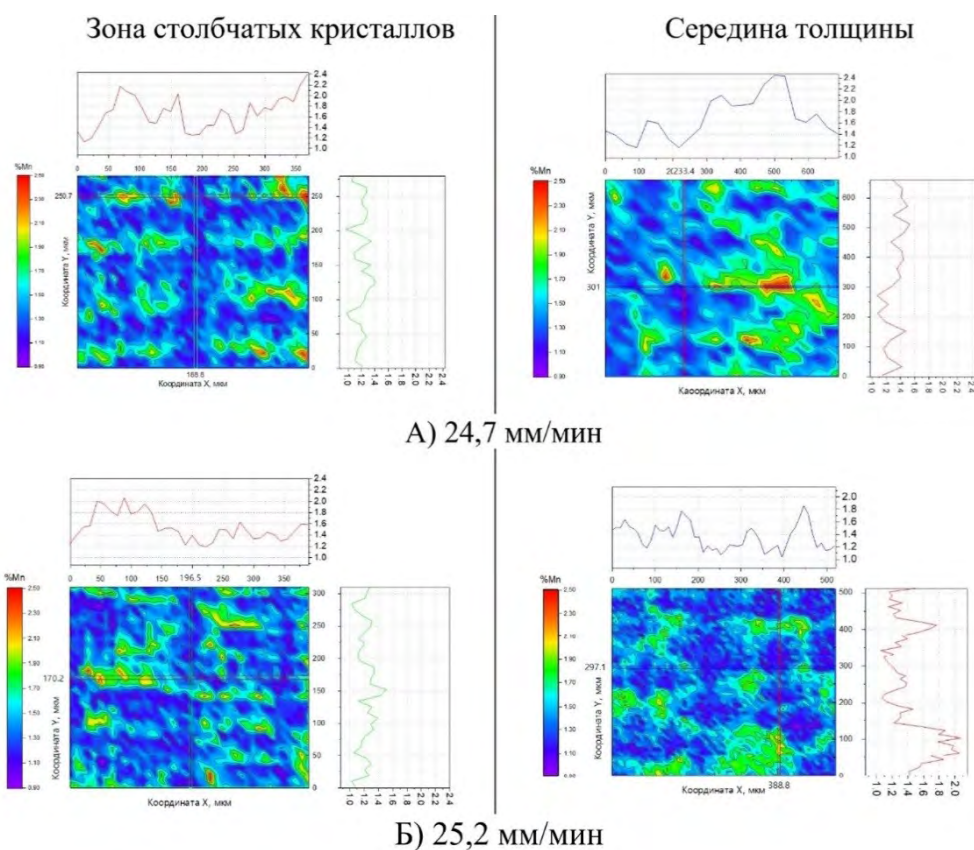


Рисунок 4 - Сегрегация марганца в элементарной дендритной ячейке в участках по толщине сляба, произведённого со скоростью затвердевания: А) 24,7 мм/мин и Б) 25,2 мм/мин

Данные микрорентгеноспектрального анализа подтверждают, что дендритные участки в дендритной ячейке являются химически однородными, а междендритные участки – химически неоднородными. Следовательно, плотность дендритной структуры будет характеризовать степень микрохимической однородности. Увеличение плотности дендритной структуры повышает степень микрохимической однородности, литой стали.



**Заключение.** В данной работе комплексным исследованием методами количественной металлографии, микрорентгеноспектрального анализа показано, что:

- плотность дендритной структуры является показателем степени микрохимической однородности литой стали,
- во всех структурных зонах и в целом по толщине сляба плотность дендритной структуры и микрохимическая однородность возрастает с увеличением скорости кристаллизации,
- скорость затвердевания определяет дисперсность дендритной структуры и степень дендритной неоднородности,
- экспериментально полученные параметры дендритной структуры «тонкого» сляба используются для математического моделирования литейных процессов.

#### Литература:

1. Получение однородной стали. Манохин А.И. М., «Металлургия». 1978. 224 с.
2. Хлыбов А.А., Ворожева Е.Л. Влияние исходной литой структуры на качество горячекатаного проката доэвтектоидной стали // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2021. Т.19. №1. С. 48–59. <https://doi.org/10.18503/1995-2732-2021-19-1-48-59>
3. Хворинов Н.И. Кристаллизация и неоднородность стали. – М.: Государственное научно-техническое издательство машиностроительной литературы, 1958.- 392с.;
4. Исследование литой структуры промышленного сляба феррито-перлитной стали / Казаков А.А, Пахомова О.В., Казакова Е. И. // Черные металлы. 2012, №11. С.9-15;
5. Исследование дендритной неоднородности стального слитка/Бородин Е.В., Глотова И.О.// сборник научных статей 5-й Международной научной конференции студентов и молодых ученых. Курск, 2020. С.216-219;
6. Исследование факторов, определяющих дисперсность дендритной структур сталей / Панченкова Ю.А. // Актуальные проблемы авиации и космонавтики. 2012. С.126-127
7. Ефимов В.А. Формирование стального слитка: сб. науч.тр./ Академия наук УССР, Институт проблем литья. - М.: Metallurgia, 1986. -88 с.
8. Обобщённое уравнение мезомасштабного распределения вторичных междоузельных промежутков дендритов для стального литья / Голод В.М., Ле Д.К.//Материаловедение. Энергетика. Том 26, №3, 2020 С.101-116
9. Коваленко В.С. Металлографические реактивы. Справоч. издание – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Metallurgia, 1981. 120с.

## ВЛИЯНИЕ УСЛОВИЙ ОХЛАЖДЕНИЯ В ПРОЦЕССЕ КОНТРОЛИРУЕМОЙ ПРОКАТКИ ЛИСТОВ НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВ ТРУБНОЙ СТАЛИ

Воронин В.В., Горбатенко В.П.  
Донецкий национальный технический университет

Металл труб для строительства магистральных нефте- и газопроводов должен иметь возможно более высокую прочность (в соответствии с категорией прочности), обладать высокой вязкостью и сопротивлением вязкому и хрупкому разрушению при температурах строительства и эксплуатации газопроводов, а также иметь хорошую пластичность и свариваемость. Выполнение этих требований достигается как изменением состава стали, так и выбором соответствующих параметров контролируемой прокатки, обеспечивающими в комплексе реализацию того или иного механизма упрочнения металла и формирования его необходимых структуры и субструктуры. Контролируемую прокатку выполняют как с реализацией последеформационного охлаждения на воздухе, так и с ускоренным охлаждением листов в определенном температурном интервале по завершении деформации [1 - 3]. В сталях трубного сортамента ограничивают содержание основных элементов-упрочнителей - углерода (0,05...0,15 %) и марганца (не более 1,7...1,85 %) с целью улучшения свариваемости и реализуют их микролегирование сильными карбидообразующими элементами ванадием, ниобием, а также титаном (в сумме не более 0,15...0,17 %) с целью измельчения структуры и дисперсионного упрочнения [1, 4].

Основными регламентируемыми параметрами процесса контролируемой прокатки листов являются температуры нагрева слябов, начала чистовой прокатки, а при реализации ускоренного последеформационного охлаждения – и температуры его начала и окончания, а также степень деформации на чистовой стадии и ее распределение по проходам [1, 4, 5]. Оптимальной температурой конца прокатки с целью получения наилучшей комбинации прочности часто считают температуру, несколько превышающую точку  $A_{r3}$ , [4]. Если деформация осуществляется при температуре ниже точки  $A_{r3}$  в двухфазной области при преобладании феррита, то в результате одновременного развития таких процессов, как рекристаллизация деформированного феррита и распад деформированного аустенита, может образовываться весьма неоднородная структура из крупных и мелких зерен феррита, следствием чего является заметное снижение стойкости к хрупкому разрушению [4].

С увеличением скорости последеформационного охлаждения листов наблюдается монотонное повышение прочности без заметного влияния на вязкость и хладостойкость низколегированной стали. Оптимальные режимы ускоренного охлаждения стали типа 10Г2 после прокатки с завершением деформации при 980...720°C для получения наилучшего сочетания прочности,

вязкости и хладостойкости при формировании феррито-перлитной, либо феррито-бейнитной структуры предусматривают завершение операции охлаждения при 680...720°C [1]. Эффект ускоренного охлаждения был максимальным в случае завершения деформации в нижней части  $\gamma$ - области. Ускоренное последеформационное охлаждение листов после регламентированной прокатки обеспечит дополнительное упрочнение высокопрочных трубных сталей с целью обеспечения класса прочности K65 (X80) [3]. Установлено, что прочностные характеристики сталей близкого химического состава возрастают при снижении температуры прокатки в чистой клетке. Однако, при этом увеличивается степень развития структурной полосчатости, что способствует усилению анизотропии свойств, прежде всего, показателей ударной вязкости [5].

Целью данной работы является сравнительное исследование структуры и свойств стали категории прочности K60 после контролируемой прокатки с воздушным и ускоренным охлаждением.

Объектом исследований являлась сталь марки 10Г2ФБ, листы из которой подвергали контролируемой прокатке по двум технологическим схемам: 1) с последеформационным охлаждением на воздухе (листы толщиной 18,7 мм) и 2) с последеформационным ускоренным охлаждением (листы толщиной 34,4 мм).

Химический состав стали, прокатанной по схеме 1: 0,10 % С, 1,64 % Мп, 0,28 % Si, 0,10 % V, 0,042 % Nb, 0,02 % Ti, 0,004 % Ca, 0,039 % Al, 0,005 % S, 0,015 % P, 0,01 % Мо. Химический состав стали, прокатанной по схеме 2: 0,09 % С, 1,60 % Мп, 0,30 % Si, 0,059 % V, 0,061 % Nb, 0,02 % Ti, 0,004 % Ca, 0,033 % Al, 0,002 % S, 0,010 % P, 0,10 % Мо.

Средние значения технологических параметров производства листов и показателей основных свойств сталей по результатам испытаний поперечных образцов соответствующих партий приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Средние значения технологических параметров производства листов и показателей свойств стали при реализации различных режимов последеформационного охлаждения

Показатель	Режим охлаждения	
	На воздухе	Ускоренно
Температура нагрева слябов, °С	1158	1210
Температура начала чистой прокатки, °С	730	810
Температура окончания чистой прокатки, °С	720	780
Температура окончания ускоренного охлаждения, °С	-	620
Скорость ускоренного охлаждения, °С/сек.	-	18
$\sigma_b$ , Н/мм <sup>2</sup>	615	640
$\sigma_{0,2}$ , Н/мм <sup>2</sup>	532	568
$\delta_5$ , %	23,5	25,5
КСУ, Дж/см <sup>2</sup>	216	244
КСV, Дж/см <sup>2</sup>	187	271

Из данных таблицы 1 видно, что при реализации технологии контролируемой прокатки с ускоренным последеформационным охлаждением при производстве листов из стали категории прочности К60 температурный интервал чистой прокатки оказывается выше (примерно на 70...80 °С) в сравнении с технологией, предусматривающей охлаждение листов в стопах на воздухе. Технология контролируемой прокатки с ускоренным последеформационным охлаждением обеспечивала получение и более высокого комплекса свойств стали (таблица 1), хотя в обоих случаях эти свойства соответствовали требованиям нормативной документации.

На рисунке 1 приведены микроструктуры сталей после реализации соответствующих технологий контролируемой прокатки.

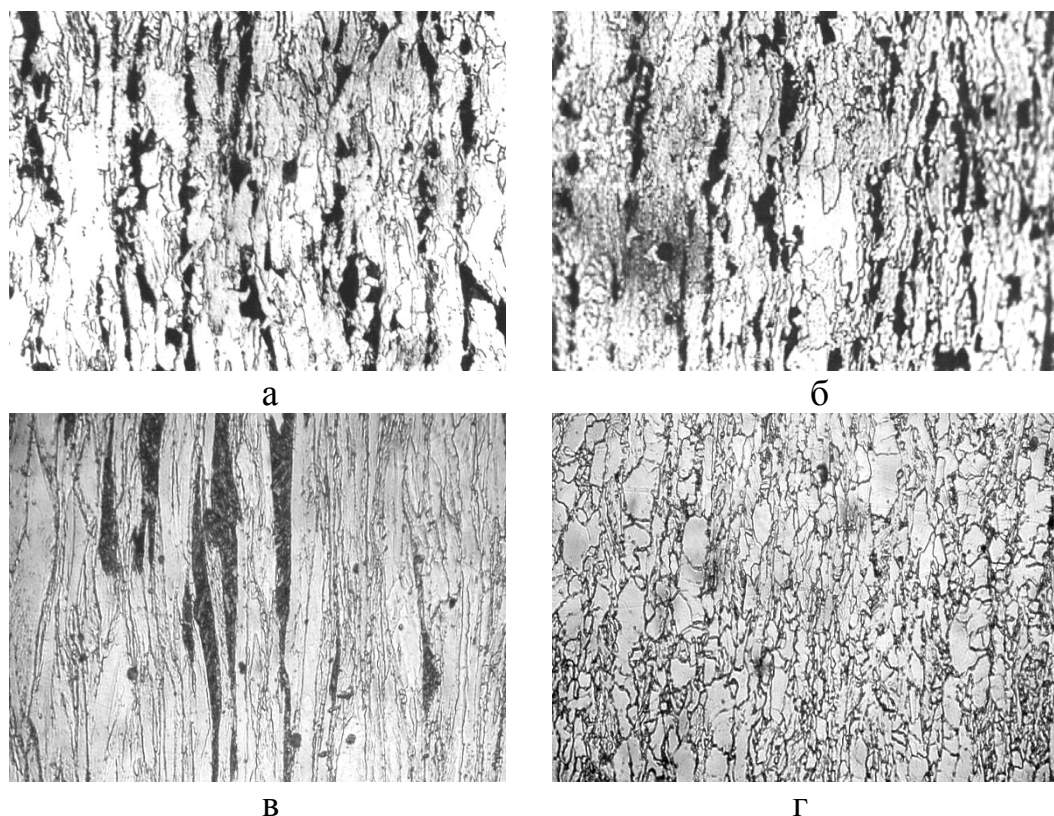


Рисунок 1 – Микроструктура стали категории прочности К60 в приповерхностной зоне (а, в) и в срединной по толщине (б, г) зонах листа после контролируемой прокатки с последеформационным воздушным (а, б) и ускоренным (в, г) охлаждением: х 500

Структура стали после контролируемой прокатки с охлаждением на воздухе является феррито-перлитной с достаточно ярко выраженной структурной неоднородностью в виде полос частично рекристаллизованного феррита и перлита как в приповерхностной, так и в срединной по толщине зоне листов (рис. 1, а, б). Возможной причиной формирования такой структуры является реализация чистой прокатки при низкой температуре, возможно, в двухфазной аустенитно-ферритной области.

В случае контролируемой прокатки с ускоренным последеформационным

охлаждением структура стали является феррито-бейнитной. Она также характеризуется наличием четко выраженной структурной неоднородности в виде структурной полосчатости, когда чередуются полосы феррита и бейнита, образовавшегося из остатков нерекристаллизованных зерен аустенита. Степень выраженности структурной неоднородности снижается по мере удаления от поверхности листа (рис. 1, в, г). В структуре приповерхностной зоны листов наблюдаются вытянутые зерна феррита, чередующиеся с полосами достаточно «плотного» бейнита (темные полосы, рис. 1, в), строение которого разрешается только при больших увеличениях микроскопа, а также отдельные участки более разреженного нижнего бейнита как в виде полос, так и в виде отдельных зон вне полос. По мере удаления от поверхности листа структура стали несколько видоизменяется: участки «плотного» бейнита на глубине более 2...4 мм исчезают, а вместо них образуются участки более разреженного нижнего бейнита, в структуре появляются зерна полиэдрического феррита, количество которого увеличивается по направлению к центру сечения.

Таким образом, реализация ускоренного последеформационного охлаждения в цикле контролируемой прокатки толстых листов из сталей типа 10Г2ФБ высокой прочности позволяет изменить тип их структуры на феррито-бейнитный, обеспечить высокий комплекс свойств металла без чрезмерного снижения температурного интервала чистой прокатки.

#### Литература:

1. Матросов Ю.И. Сталь для магистральных газопроводов. / Ю.И. Матросов Ю.И., Д.А. Литвиненко, С.А. Голованенко - М.: Металлургия.- 1989.- 288с.
2. Морозов Ю.Д. Разработка и технологический процесс производства трубных сталей в XXI веке/ Ю.Д. Морозов, Ю.И. Матросов, А.С. Болотов и др.//Сталь.-2001.-№ 4.-С. 58–62.
3. Морозов Ю.Д. Влияние термодформационных 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.
4. Гюнтер Э. Контролируемая прокатка толстого листа. // М.- 1981. (Обзор по системе “Информсталь”) / Ин-т “Черметинформация”.- Вып. 14(107), 57с.
5. Горбатенко В.П. Анализ анизотропии доэвтектоидных сталей при деформационно-термической обработке / В.П. Горбатенко, А.В. Лукин // Сталь.-2010.- № 10.- С.58-62.

# ОСОБЕННОСТИ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА СОРБИТНУЮ СТРУКТУРУ КАТАНКИ И ПЕРЕДЕЛЬНОЙ ЗАГОТОВКИ ДЛЯ КАНАТНОЙ ПРОВОЛОКИ ИЗ НИЗКОЛЕГИРОВАННОЙ МАРГАНЦЕМ СТАЛИ

Гладкова М.С., Алимов В.И.

Донецкий национальный технический университет

Стальные проволочные канаты в горнодобывающей промышленности применяются в качестве основного несущего элемента при перевозке людей и для перемещения грузов.

Для оснащения шахт и других горных предприятий используются канаты особой группы, к которым предъявляются более высокие требования к качеству из-за специфики их работы. Выбор каната, обеспечивающего высокую работоспособность, зависит от тщательного анализа условий эксплуатации и его конструктивных особенностей. Качество стального каната определяется еще на начальном этапе при изготовлении исходной заготовки-катанки. От качества катаной заготовки зависит надежность и долговечность работы стального подъемного каната, а также безопасность персонала.

Канатная проволока должна обладать максимально возможной прочностью при высоких пластических свойствах, стойкостью против истирания и расплющивания, выдерживать сложные условия работы в канате, подвергаясь статическим, динамическим и знакопеременным нагрузкам. Качество металла проволоки в определенной степени зависит от его химического состава и металлографической структуры. Так, с увеличением содержания углерода в металле на 10%, использованием эффектов волочения и термообработки проволоки при изготовлении, предел прочности ее повышается на 100...150 МПа; марганец (и др.элементы, например, хром, титан, бор) повышает износостойкость и несколько увеличивает ее прочность[1-7].

Традиционной термической обработкой стальной проволоки является патентирование в расплавах солей. Такая обработка позволяет получить структуру сорбит, однако из-за острой экономической и экологической ситуации использование таких сред не является безопасным и целесообразным.

Патентирование в расплавах солей в настоящее время остается основным методом сорбитизации сталей, полностью отойти от него не представляется возможным из-за необходимости перекристаллизации, поскольку во время горячей деформации при прокатке катанки зерно аустенита претерпевает структурные изменения. В связи с этим, представляют большой интерес бессолевы режимы сорбитизации, которые представляют собой использования сыпучих сред, воды, а также высокоскоростных воздушных потоков в качестве сред охлаждения для катанки [3,5,7].

После аустенитизации при температуре 800<sup>0</sup>С и 850<sup>0</sup>С в результате последующего охлаждения на воздухе низколегированной стали 65Г установлено, что при распаде аустенита происходит образование смеси

пластинчатых и зернистых структур, а также равномерное распределение по сечению образца небольшого количества избыточного феррита [5,6].

Стоит отметить, что при содержании марганца 1,04% и углерода 0,7% после аустенитизации при 1100<sup>0</sup>С в структуре появляется верхний и нижний бейнит, а также возможно появление структуры мартенсит в наиболее тонких образцах, примерно диаметром 0,3 мм. С повышением содержания марганца длительность распада аустенита в заготовке диаметром 3,0 мм возрастает. При содержании марганца 1,3 % это возрастание превалирует над уменьшением длительности распада вследствие ускоряющего действия предварительной холодной пластической деформации, наблюдающегося в заготовке с содержанием 0,9 и 1,1% марганца [7].

Микротвердость сорбитной структуры зависит от химического состава и температуры аустенитизации. Так, при повышении температуры аустенитизации до 900<sup>0</sup>С не наблюдается значительных изменений значений микротвердости. Однако, при повышении температуры нагрева от 950<sup>0</sup>С происходит возрастание механических свойств [7].

Установлено, что наиболее однородная и мелкодисперсная микроструктура при изученных режимах воздушного охлаждения получается в заготовках из сталей с содержанием 0,70 % углерода и 0,9 - 1,2 % марганца. При более низком содержании углерода, порядка 0,6% может образовываться грубая перлитная структура и феррит имея вид разорванной сетки [5].

Технология охлаждения катанки за счет высокоскоростных потоков воздуха позволяет получить в сталях с содержанием углерода 0,5–0,75 % показатели свойств выше в пределах требований, то есть изменения находятся в пределах от 0,86–0,97 до 0,98–1,0, а для стали с содержанием углерода 0,8–0,85% от 0,77–0,96 до 0,97; микроструктура при этом состоит из сорбитообразного перлита и небольшого количества феррита в виде разорванной сетки по границам зерен и отдельных участков; структура равномерна по всему сечению катанки, что позволяет уменьшить разброс механических свойств в 2 раза [5-7].

Увеличению микротвердости стали способствует повышение температуры аустенитизации и длительности выдержки. Связано это с тем, что во время нагрева происходит рост зерна аустенита и повышение его гомогенности, а это в свою очередь увеличивает устойчивость переохлажденного аустенита, склонность его к переохлаждению и образованию тем самым более дисперсных структур при распаде.

На рисунке 1 представлено влияние температуры аустенитизации и длительности выдержки на микротвердость стали.

Направление Complex Water Bath Processing, где в качестве охлаждения после нагрева используется вода. Достоинством такой технологии является то, что температура аустенитизации при промежуточном патентировании составляют 800<sup>0</sup>С-820<sup>0</sup>С, а при заключительном – 820<sup>0</sup>С-850<sup>0</sup>С; температуры при патентировании в расплаве свинца значительно выше.

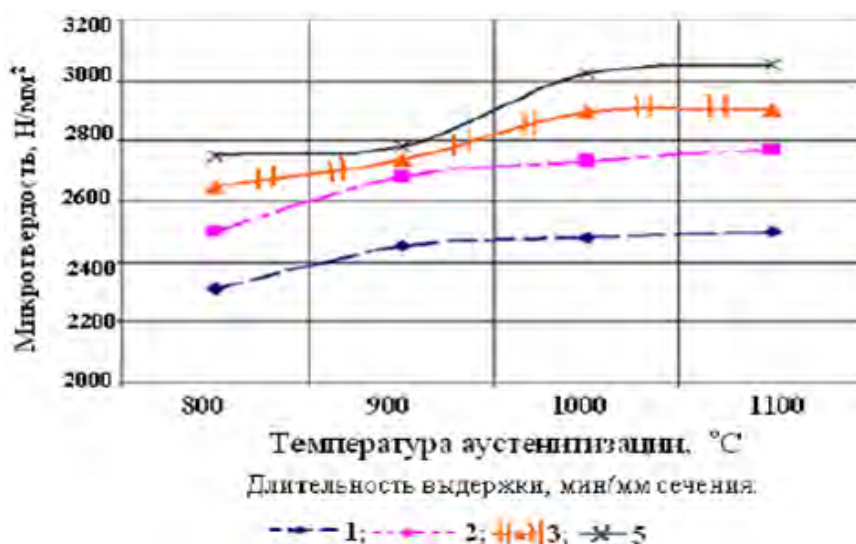


Рисунок 1 - Влияние температуры аустенизации и длительности выдержки на микротвердость катанки из стали 70 при охлаждении потоком воздуха, движущегося со скоростью 4 м/с

После охлаждения проволоки из стали 65 и диаметром 1,2 мм в чистой кипящей воде в течении 3с. и с последующим отпуском при температуре 600<sup>0</sup>С получили следующие свойства  $\sigma_b = 1120 \text{ Н/мм}^2$  и  $\Psi = 62\%$ . При охлаждении катанки диаметром 6,5 мм в горячей воде (90-95<sup>0</sup>С) получали следующие свойства:  $\sigma_b \geq 1050 \text{ Н/мм}^2$ ,  $\delta \geq 10\%$ ,  $\Psi \geq 40\%$ . При охлаждении катанки диаметром 8,0 мм холодной водой в два цикла по 0,5 с. с последующим термостатированием при 620<sup>0</sup>С и без него достигали свойства  $\sigma_b \geq 1140 \text{ Н/мм}^2$ ,  $\delta \geq 13\%$ ,  $\Psi \geq 35\%$  [3,7].

Еще одна новая технология термической обработки проволоки, которая позволит избежать использования расплавов солей и свинца – это сорбитизация в сыпучих средах. При охлаждении с температуры аустенизации сталей в сыпучем графите возможно получение необходимого уровня свойств без энергозатрат из-за возможных самопроизвольных структурно-фазовых превращений. Сыпучий графит обеспечивает более равномерную передачу тепла от металла, поскольку является более податливой охлаждающей средой в отличии от жидких и газообразных сред.

При сорбитизации в сыпучем графите с увеличением содержания углерода в стали и уменьшением диаметра катанки микротвердость увеличивается; при этом, по полученным данным видно, что в продольном и поперечном направлениях нет большого разброса значений твердости.

Целью настоящей работы является увеличение срока службы проволоки из которой изготавливают подъемные канаты за счет повышения её износостойкости и прочности.

Для исследования были отобраны образцы из катаной заготовки после горячей прокатки и не регулируемого охлаждения.

Образцы шлифовали и полировали с последующим их травлением в 4 %-ом спиртовом растворе азотной кислоты. Микроструктуру продольного и



поперечного сечения образцов изучали на микроскопе МИМ-7 с последующим фотографированием.

Структура, которая обеспечивается патентированием с отдельного нагрева на сталепроволочных канатных заводах, представлена на рисунке 2.



Рисунок 2-Микроструктура сорбит канатной заготовки с отдельного нагрева  
Структура сорбит позволяет получить сочетание пластических и прочностных свойств высокопрочной проволоки.

Микроструктура канатной заготовки из стали 65Г после прокатного нагрева с не регулируемым охлаждением представлена на рисунке 3.

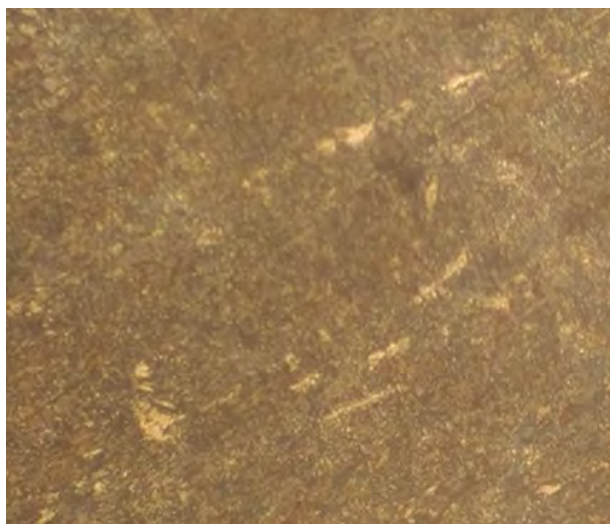


Рисунок 3- Микроструктура канатной заготовки из стали 65Г с прокатного нагрева (увеличение х600)

За счет содержания марганца в стали, уже с прокатного нагрева из-за повышенной устойчивости аустенита возможно получения структуры близкой к сорбитной.

## Выводы.

Установлено, что для повышения надежности и работоспособности стальных подъемных канатов необходимо получение качественной катаной заготовки из низколегированной марганцем стали. Большой интерес представляют бессолевы режимы сорбитизации, где для получения равномерной структуры используются такие среды охлаждения как воздух, вода. Показано, что микротвердость зависит от химического состава и температуры аустенитизации; однородная структура получается в заготовках из сталей с повышенным содержанием углерода (0,6-0,9%) и содержанием марганца 0,9-1,3%; добавление такого количества марганца позволяет повысить износостойкость проволоки, несколько увеличить ее прочность и долговечность канатов.

## Литература:

1. Малиновский, В. А. Стальные канаты. Часть 1. Некоторые вопросы технологии, расчета и проектирования / В. А. Малиновский. — Одесса: Астропринт, 2001. — 188 с.
2. Melander A. Criteria for breaks during wire drawing. Development in the drawing of metals / A. Melander, A. Thuvander. — 1983. — P. 46-54.
3. Формирование оптимальной микроструктуры в высокоуглеродистой катанке/ В.В, Парусов, А.Б. Сычков, М.А. Жигарев, А.В. Перчаткин// Сталь.- 2005. -№1.- С. 82-85.
4. Алимов В.И. Бессолева сорбитизация проволоки / В.И. Алимов // Металлургия: Сб. науч. трудов. ДВУЗ «ДонНТУ» - Донецк. — 1999. — Выпуск 8 (141). — С. 129 – 133.
5. Жучков С.М. Новая технология и оборудование для повышения качества катанки / С.М. Жучков // Наука та Інновації. — 2007 - № 3. — С. 43 – 49.
6. В. И. Алимов. Закономерности распада переохлажденного аустенита в стальной проволоке при воздушном охлаждении // Сб. «Наукові праці ДонНТУ». Серія 10 (41): Металургія. — Донецьк: ДонНТУ, 2008.-С.256-264.
7. Алимов В.И. Влияние режима термообработки на структуру и свойства предварительно ускоренно охлажденной с прокатного нагрева катанки / В.И. Алимов, О.В. Олейникова, Т.С. Коржова // Металлургия: Сб. науч. трудов ДонНТУ. — 2011. — Вып. 13 (194). — С. 170-179.
8. Алимов, В.И. Фазовые и структурные превращения при деформационно-термической обработке проволоки / В.И. Алимов, О.В. Пушкина. — Донецк: Донбасс, 2012. — 242 с.

# ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ИЗДЕЛИЙ, ПОЛУЧАЕМЫХ ИЗ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ ПОРОШКОВ МЕТОДОМ ГОРЯЧЕГО ИЗОСТАТИЧЕСКОГО ПРЕССОВАНИЯ

Зими́на В.Ю., Маслов К.А.

Нижегородский государственный технический университет

Применение порошковой металлургии возрастает с каждым годом, так как классический вариант получения литых деталей сопровождается наличием в отливках дефектов усадочная пористость, газонасыщенность, несплошность (дислокации) и другие [1,2].

Преимущества применения порошковой металлургии: снижение затрат на дальнейшую механическую обработку, которая может быть исключена или существенно уменьшена так как готовое изделие; использование энерго- и ресурсосберегающие технологий путем уменьшения количества операций в технологической цепи изготовления продукта; использование более чем 97% стартового сырья. (Реализует многие последующие сборочные этапы ещё на стадии спекания); возможность получать изделия с уникальными свойствами, используя многокомпонентные смеси, и др.

При получении сложных, рельефных изделий при горячем изостатическом прессовании (ГИП) наблюдаются такие проблемы как низкая прочность изделий ГИП, связанная с плохим заполнением капсулы металлическим порошком.

В данной работе предлагаются несколько вариантов решения данной проблемы.

Первый вариант изготовления спеченных изделий, по которому загрузку порошка ведут в нагретую капсулу, далее проводят виброуплотнение, герметизацию капсулы и горячее изостатическое прессование. Виброуплотнение проводят в 3 стадии: на первой стадии при частоте 15-20 Гц, на второй при частоте 40-50 Гц, и на третьей стадии при 60-90 Гц, до плотности равной 65-69% [3]. Недостатком известного способа является то, что он не обеспечивает высокой плотности заполнения капсул несимметричной формы, а также капсул квадратного сечения или прямоугольной формы. Кроме того, из-за низкой плотности формования порошка в капсуле необходимо изготавливать капсулы больших геометрических размеров для получения трудоемкой формы изделий при горячем прессовании, что связано с повышением металлоемкости;

Второй вариант изготовления спеченных изделий, по которому засыпку металлических порошков ведут в оболочку с заполнением капсулы порошком порционно при виброуплотнении до плотности формования 64,5%, после чего герметизированную капсулу подвергают горячему изостатическому прессованию, получая спеченное изделие по конфигурации, заданной конфигурации металлической оболочки. Недостатком известного способа является то, что он не обеспечивает высокой плотности формования порошка в капсуле, что вызывает необходимость делать большие припуски, что повышает металлоемкость капсул. Кроме того, этот способ не обеспечивает достижения равномерной плотности металлического порошка при заполнении капсул прямоугольной формы и капсул сложной формы с поднутрениями.

Третий вариант изготовления спеченных изделий, по которому подача

каждой порции гранул к слою прикладывают пульсирующее давление, при этом удельное давление со стороны стержня соответствует 0,2-0,8 кг/мм, а частота пульсации его равна 0,1-0,3 Гц [4]. Предлагаемый способ позволяет снизить металлоемкость капсул за счет повышения плотности заполнения капсул гранулами и повышения точности геометрии изделий сложной конфигурации. Формование порошка в капсуле при удельном давлении на порошок 0,2-0,8 кг/мм обеспечивает достижение заданной плотности уплотнения, исключает сегрегацию частиц по крупности, что позволяет получать высокую точность геометрии спеченных изделий несимметричной формы, имеющих глубокие полости, например, изделий прямоугольной формы, что снижает металлоемкость. При удельном давлении на порошок менее 0,2 кг/мм не обеспечивается достаточное его уплотнение, что связано с повышением металлоемкости капсул. Удельное давление на порошок более 0,8 кг/мм вызывает повреждение сварных швов капсулы, кроме того, приводит к деформации тонкостенных капсул, что вызывает брак по геометрии спеченных изделий. Оптимальной частотой пульсации стержня является частота 0,1-0,3 Гц которая выбрана экспериментальным путем. При частоте пульсации менее 0,1 Гц не обеспечивается уплотнение глубоких слоев засыпаемого порошка, что снижает плотность формования порошка за счет его разрыхления во всем объеме капсулы, приводит к повышению металлоемкости капсул и снижает точность геометрических размеров изделий после прессования. При частоте пульсации стержня более 0,3 Гц плотность формования гранулированного порошка в капсуле не увеличивается, а это связано с дополнительными энерго- и трудозатратами. После заполнения капсулы порошком до заданной плотности ее помещают в вакуумную печь, нагревают до 750°С и герметизируют капсулу. Затем герметичную капсулу с порошком подвергают горячему прессованию при температуре 1200°С. Данный способ заполнения капсул позволяет снизить ее металлоемкость на 15-20% и повысить прочность геометрии изделий на 30-40%.

Таким образом, в третьем варианте все предлагаемые признаки направлены на снижение металлоемкости, повышение плотности заполнения капсул и на повышение точности геометрии изделий за счет дополнительного пульсирующего давления, передаваемого на каждый засыпаемый слой гранул в капсулу с помощью стержня с плоской торцевой поверхностью.

#### Литература:

1. Штейнберг, А.Н. Порошковая металлургия и высокотемпературные материалы / А.Н. Штейнберг перевод с английского по ред. П. Рамакришнана – Челябинск.: Металлургия. 1990. - 352 с.
2. Пахомова, Я.Д. Процессы изостатического прессования / Я.Д. Пахомова. Под редакцией И.И. Папирова. М: Металлургия, 1990, с.193.
3. Белов, А.Ф. Металлургия гранул – новый технологический процесс производства материалов. В кн.: Обработка легких и жаропрочных сплавов / А.Ф. Белов, Н.Ф. Аношкин, В.И. Ходкин и др. М.: Наука, 1976, с.217-236.
4. Агеев, С.В. Горячее изостатическое прессование металлических порошков / С.В. Агеев, В.Л. Гиршов // Кузнечно-штамповое производство. Обработка материалов давлением – 2015. – № 9. – С. 10-14.

## ИЗГОТОВЛЕНИЕ ЗАГОТОВОК ЭЛЕКТРОКОНТАКТНЫХ ИЗДЕЛИЙ МЕТОДОМ ПОРОШКОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Красилич В.И., Знаменский Н.А., Шульгин А.В.  
Московский Политехнический университет

Изготовление металлоизделий различного назначения методом порошковой металлургии является одним из перспективных методов производства деталей и оборудования для современного машиностроения, особенно для приборостроительной и автомобильной промышленности. Достоинства этого метода – возможность сравнительно дешевого способа изготовления деталей и перспективных материалов, изготовление которых традиционными методами не рентабельно или невозможно. Стандартная технология производства изделий методом порошковой металлургии включает в себя формование заготовки, спекание и окончательную обработку (калибровку, термообработку и пр.), что позволяет получать готовые изделия с необходимыми свойствами, точных размеров и сложной формы. Главные достоинства метода – возможность получения сложных изделий с уникальными физико-механическими свойствами и отсутствие необходимости в механической обработке готовой продукции, что связано со снижением удельных затрат металла - металлоемкостью, его потерями в виде стружки, обрезки и пр.

В качестве исходного сырья были выбраны металлические порошки меди (80%), железа (10%), никеля (5%) и хрома (5%). Выбор порошка меди в качестве основной составляющей исходного сырья объясняется тем, что готовое изделие должно иметь высокую электропроводность, а остальные компоненты - Fe, Cr и Ni обеспечивали заданные физико-механические свойства изделия. После взвешивания и смешения компонентов смеси проверялась ее влажность. При содержании влаги в порошке более 5% смесь подвергалась сушке.

Следующим этапом изготовления изделий было компактирование. Порошок, масса которого соответствовала массе одной заготовки, помещался в предварительно подготовленную матрицу, на вибростоле происходила его усадка, далее он спрессовывался гидравлическим прессом при фиксированном значении силы пресса при компактировании материала -  $P_{ком}$ . Начальный диаметр заготовок  $D_{нач}$  составлял 13,1 мм, а начальная высота  $H_0$  – 29,2 мм.

После этого изделия извлекались из матрицы и проводились измерения их размеров. Параметры заготовок представлены в таблице 1.

После компактирования отбирались образцы с фиксированной, предварительно измеренной плотностью, которая определялась усилием  $P_{ком}$ , для дальнейшей термической обработки – спекание в предварительно разогретой печи при температуре  $t = 1020 - 1050^\circ\text{C}$  в среде аргона.

После остывания заготовок повторно измерялась их масса и размеры.

Таблица 1 – Параметры образцов и усилие компактирования

№ заготовки	Высота заготовки после компактирования Н, мм	Масса заготовки m, г	Усилие компактирования Р <sub>ком</sub> , кг
1	14,5	14,97	80
2	13,6	14,95	120
3	13,2	14,89	180

Объем заготовок и их плотность рассчитывалась по стандартным зависимостям, давление компактирования – по соотношению:

$$\sigma_{z_1} = \frac{4 \cdot P_{\text{ком}}}{\pi \cdot D^2} \quad (1)$$

где D – диаметр полученной заготовки мм,

Относительная средняя высотная степень деформации  $\varepsilon$  определялась по соотношению (2):

$$\varepsilon = \frac{H_0 - H}{H_0} \quad (2)$$

Как следует из рисунка 1, с повышением давления компактирования в 2 раза высотная степень деформации изменяется примерно на 10%.



Рисунок 1 – Зависимость относительной высотной степени деформации от давления компактирования

Относительная плотность заготовок после компактирования определена по соотношению (3):

$$\bar{\rho} = \frac{\rho}{K_{Fe} \cdot \rho_{Fe} + K_{Cu} \cdot \rho_{Cu} + K_{Ni} \cdot \rho_{Ni} + K_{Cr} \cdot \rho_{Cr}} \quad (3),$$

где  $K_i$  – концентрация элементов в смеси,

$\rho_i$  – плотность  $i$ -того компонента, г/см<sup>3</sup>,

$\rho$  – плотность заготовки г/см<sup>3</sup>,

$\bar{\rho}$  – относительная плотность заготовки, безразмерная величина.



Рисунок 2 – Зависимость относительной плотности заготовок от давления компактирования

Как следует из рисунка 2, с повышением давления в 2 раза плотность полученных заготовок повысилась на 0,08, что соответствует 8%.

Таблица 2 – Размеры заготовок и степень деформации после компактирования

№ заготовки	V см <sup>3</sup>	$\rho_{\text{заг}}$ г/см <sup>3</sup>	$\sigma_z$ МПа	$\epsilon$	H
1	1,953	7,68	605,56	0,50	14,5
2	1,832	8,17	908,33	0,53	13,6
3	1,778	8,37	1362,50	0,55	13,2

Таблица 3 – Плотность компонентов смеси после компактирования

№ заготовки	$\bar{\rho}$	$\bar{\rho}_{Fe}$	$\bar{\rho}_{Cu}$	$\bar{\rho}_{Cr}$	$\bar{\rho}_{Ni}$	$\sigma_T$ , МПа
1	7,68	0,82	0,86	1,04	1,02	207,14
2	8,17	0,86	0,92	1,10	1,08	236,88
3	8,37	0,88	0,95	1,14	1,11	253,11

Для макроанализа структуры отрезалась часть от заготовки для изучения поверхности при небольших увеличениях – до 30 раз. При анализе макроструктуры дефектов не обнаружено.

Для анализа микроструктуры, выполняемой на оптическом микроскопе, были изготовлены шлифы. Исследования неметаллических включений проводились на нетравленных шлифах; металлических включений (Fe, Ni и Cr), - на нетравленных и травленных шлифах. Травление проводилось в 3%-ом растворе азотной кислоты, растворенной в спирте.

При исследовании нетравленных шлифов выявлены включения Fe, Ni и Cr (рисунок 3а), имеющие ярко выраженный голубоватый цвет. Кроме того, на шлифах недеформированных образцов были обнаружены неметаллические включения силикатов недеформирующихся; и силикатов хрупких в образце из



деформированной заготовки. Оценка загрязнения – 1 балл. Оценка проводилась по шкалам неметаллических включений.

При исследовании шлифов, подвергнутых травлению, удалось определить включения железа (качественно). В результате травления они имели больший размер по сравнению с включениями Ni и Cr, приобретали тёмно-серый цвет с трудноразличимой структурой при травлении более 5 секунд (рисунок 3б). При травлении менее 3-х секунд проявлялась хорошо видимая структура зёрен включения железа с чётко обозначенными границами (рисунок 3в).

Измерение твёрдости полученных заготовок проводили по методу Виккерса, среднее значение твердости - 134,22 HV.

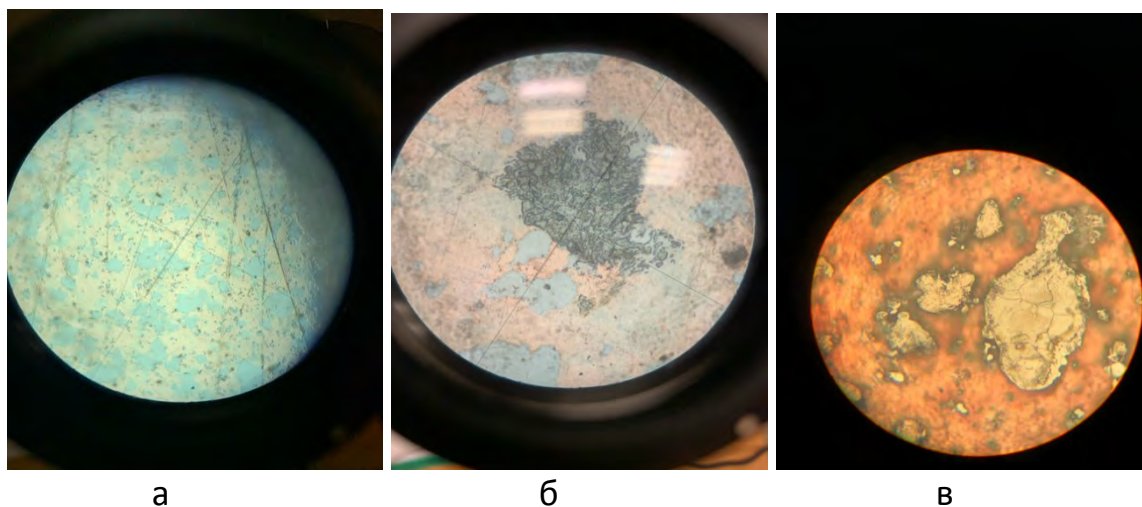


Рисунок 3 - Включения Fe, Ni и Cr

В представленной работе предложена усовершенствованная технология производства заготовок для электроконтактных изделий методом порошковой металлургии и представлены результаты металлографических исследований структуры полученных заготовок с определением металлических и неметаллических включений, определена твердость заготовок. Выполненные работы позволяют утверждать, что за счет высокой степени компактирования и сравнительной простоты и дешевизны метода порошковой металлургии этот метод может быть рекомендован к производству изделий приборостроительной промышленности, в частности, электротехнического оборудования.

Литература:

1. Кипарисов С. С., Либенсон Г. А. Порошковая металлургия. М.: Металлургия, 1980. – 432 с.
2. Либенсон Г. А. Основы порошковой металлургии. М.: Металлургия, 1975. – 200 с.
3. Бабич В.А., Вершинина Е.В., Глебов В.А. и др. Металлические порошки и порошковые материалы. М., ЭКОМЕТ, 2005. – 520 с.
4. Панов В.В., Чувилин А.М. Технология и свойства спеченных твердых сплавов и изделий из них. Изд. дом МИСИС, 2001. – 428 с.
5. Дзнецладзе Ж.И., Щеголева Р.П., Голубева Л.С. и др. Порошковая металлургия сталей и сплавов. М.: Металлургия, 1978. – 263с.



# ВЛИЯНИЕ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИХ СОСТАВОВ ПОРОШКОВОЙ СТАЛИ 60X5Г10 НА ЕЁ СВОЙСТВА

Мажитова Д.Б., Еремеева Ж.В.

Национальный Исследовательский Технологический Университет  
«МИСиС»

Износостойкая сталь 60X5Г10 обладает высокой устойчивостью при циклическом контактно-ударном нагружении и ударноабразивном изнашивании. Её используют при производстве корпусов для шаровых мельниц, трамвайных и железнодорожных стрелок и крестовин, гусеничных траков, звёздочек и зубьев ковшей и экскаваторов. Целью данной работы является подбор оптимального гранулометрического состава данной порошковой стали, давления прессования, режимов спекания и термической обработки. После чего, можно было бы определить влияние гранулометрического состава на свойства порошковой стали 60X5Г10.

Актуальностью данной работы является то, что исходя из литературных данных, по данной стали не было проведено исследований по её получению методами порошковой металлургии, что делает актуальной проведение таких исследований.

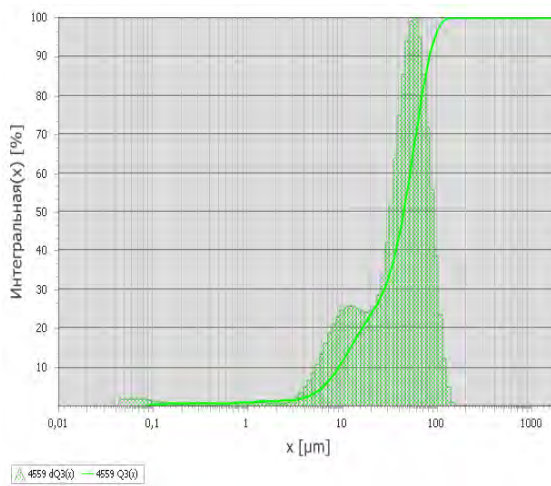
Таблица 1 – Составы порошковых смесей для стали 60X5Г10

Порошковая смесь №1	Порошковая смесь №2	Порошковая смесь №3
Графит - 0,6% ПЖРВ 2.200.26 – 84,4% Хром – 5% Марганец – 10%	Графит - 0,6% ПЖРВ 2.200.26 – 84,4% Хром – 5% Марганец – 10% Отличие в меньшей фракции	Графит - 0,6% ПЖРВ 2.200.26 – 84,4% Хром – 5% Марганец – 10% Стеарат железа – 0,5%

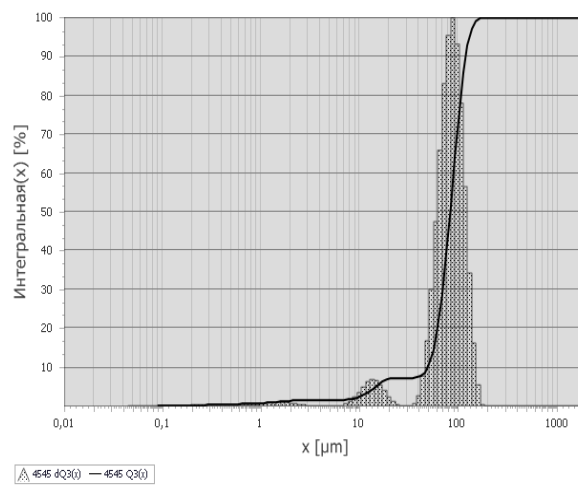
В ходе работ было изготовлены 3 порошковые смеси порошковой стали 60X5Г10с различным составом (Таблица 1). Для каждой порошковой смеси был определен гранулометрический состав. Каждая порошковая смесь имела свои особенности, зависящие от добавок или от диапазона размеров частиц.

Гранулометрический состав порошковой смеси №1 соответствовал марке исследуемой стали (Рисунок 2, а). Средний размер частиц был в диапазоне 10 – 100 мкм, такой широкий диапазон связан с тем, что в порошковую смесь вводились легирующие элементы в виде порошков с меньшей фракцией.

Данная порошковая смесь была спрессована при давлениях в 200-900 МПа, после чего было проведено их спекание при температурах в 1000, 1100 и 1150 °С.

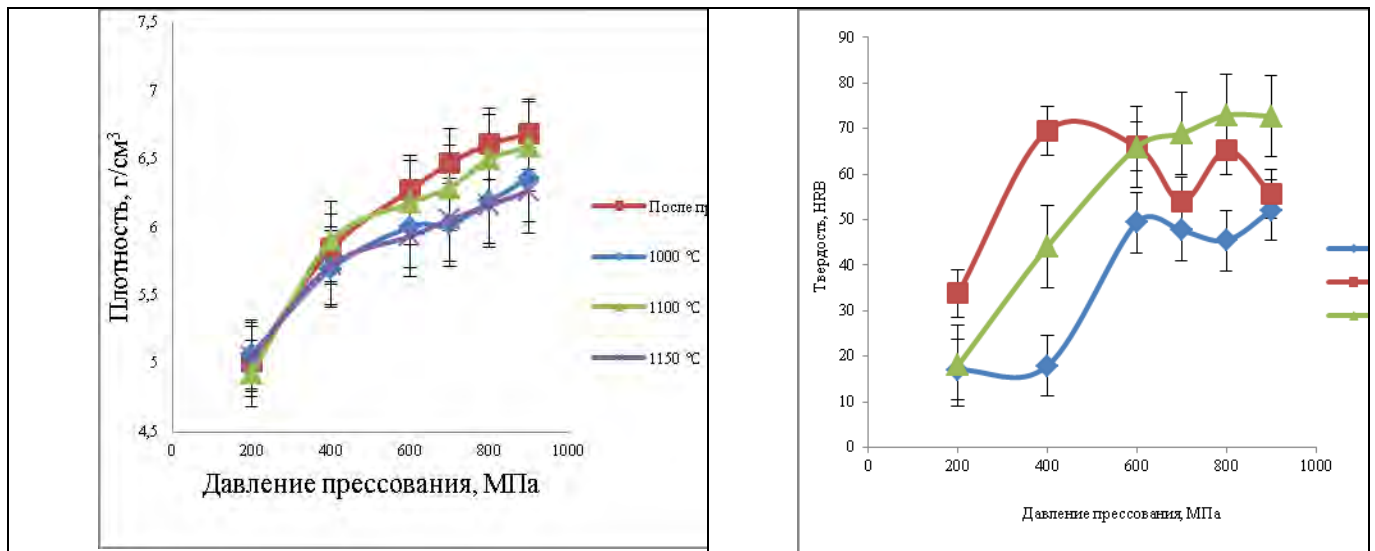


а)



б)

Рисунок 1 – Гранулометрический состав порошковой стали 60X5Г10, а) смесь № 1, б) смесь № 2



а)

б)

Рисунок 2 – а) Зависимость плотности образцов от давления прессования и температуры спекания (смесь №1); б) Зависимость показателей твердости от давления прессования и температуры спекания, смесь №1

Как видно из рисунка 2 (а), при разных температурах спекания наблюдается различная плотность у спеченных образцов. Это можно объяснить сложным составом стали и процессами гетеродиффузии. Стоит отметить, разница в плотностях не высокая.

Результаты определения твердости спеченных при разных температурах образцов порошковой стали 60X5Г10 показали, что разница в температурах незначительно влияет на твердость (рисунок 2, б). Разница составляла порядка 5-10 HRB. В целом, показатели при давлениях в 700-900

МПа составляли от 45 до 70 HRB.

Гранулометрический состав порошковой смеси №2 стали 60X5Г10 имел более мелкую фракцию (Рисунок 1, б). Была получена бифракционная смесь: основная часть в диапазоне 80-110 мкм состояла из порошков железа, хрома и марганца; часть с частицами меньшего размера (10-20 мкм) представляла собой углерод. В данном случае спекание образцов проводилось при 1000 °С в течение 60, 120 и 180 мин. Длительная выдержка также не даёт ощутимого изменения в плотностях спекаемых образцов (рисунок 3).

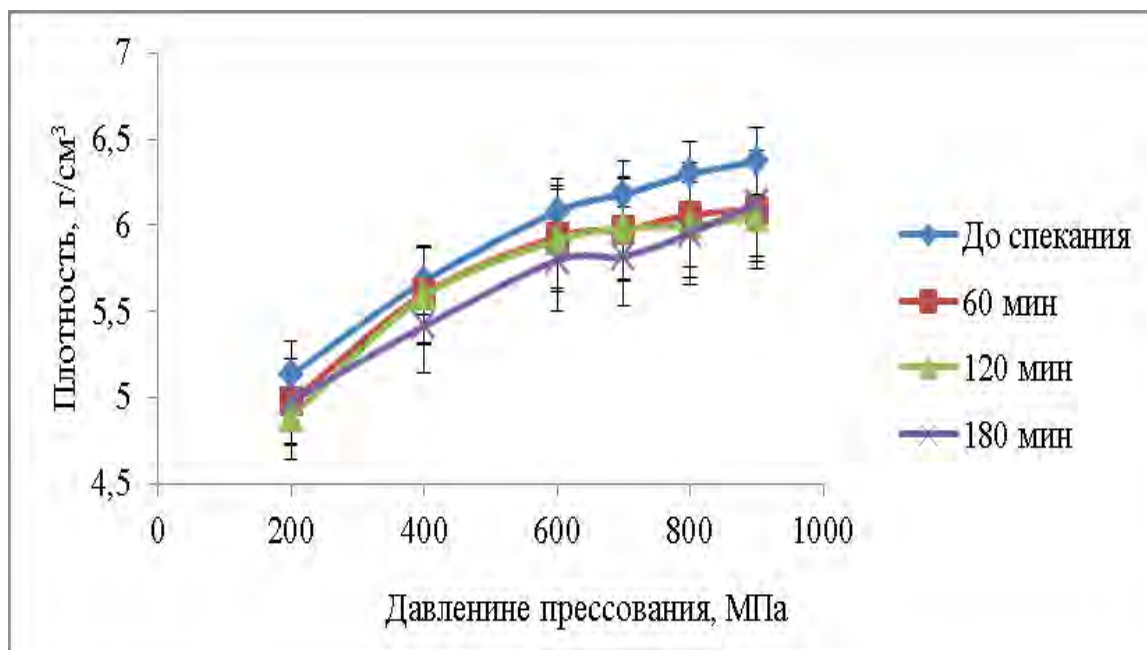


Рисунок 3 – Зависимость плотности образцов от давления прессования и температуры спекания, смесь №2

Однако, при определении твердости, видно, что с большей продолжительностью выдержки при спекании растет твердость у образцов, доходя до 90 HRB, у образцов, спрессованных при 900 МПа (рисунок 4).

Порошковая смесь №3 стали 60X5Г10 имеет схожий гранулометрический состав со смесью №2. Поскольку также была получена бифракционная смесь: основная часть в диапазоне 80-110 мкм состояла из порошков железа, хрома и марганца; часть с частицами меньшего размера (10-20 мкм) представляла собой углерод. Особенностью смеси являлось введение стеарата железа (0,5 мас. %) Основываясь на полученных ранее результатах, было решено проводить спекание образцов из данной смеси в течение 180 минут. Как видно из рисунка 6, показатели твердости данной порошковой смеси ниже чем у предыдущей смеси.

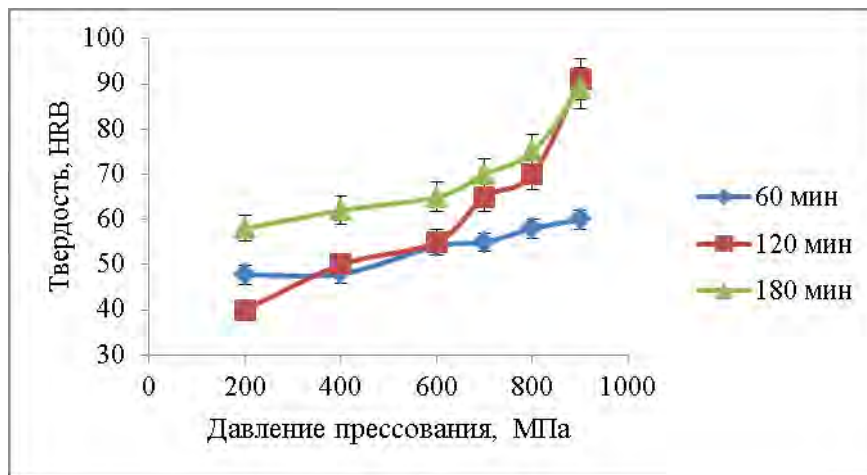


Рисунок 4 – Зависимость показателей твердости от давления прессования и времени выдержки при спекании при 1000 °С, смесь №2

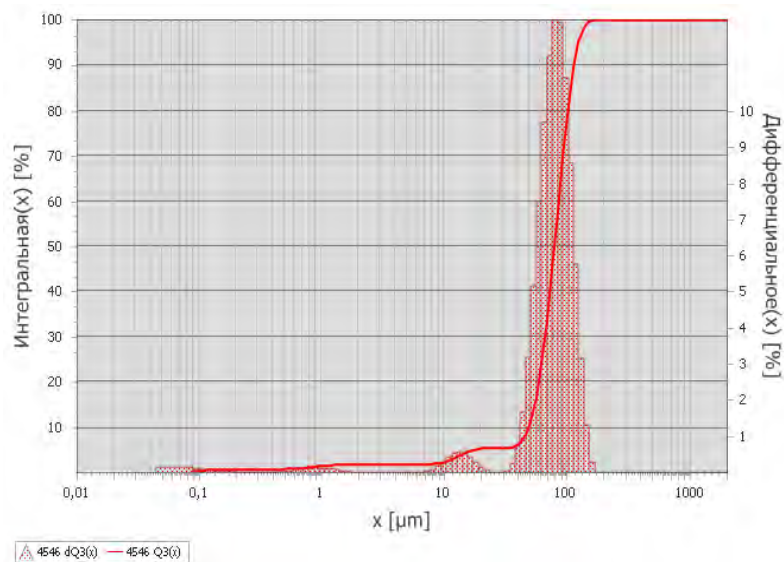


Рисунок 5 – Гранулометрический состав порошковой стали 60X5Г10, смесь №3

Далее было проведено сравнение плотностей образцов после спекания, а также разница в плотностях после прессования у трёх полученных смесей (рисунок 6, б). Как видно из результатов, различные гранулометрические составы почти не имеют разницы в плотностях, но вместе с тем, при введении стеарата железа, плотность всё же возрастает.

Закалку и отпуск проводили на образцах из смеси №3 стали 60X5Г10, поскольку у данных образцов была высокая плотность после прессования и стабильный рост твердости в зависимости от плотности прессования. На рисунке 7 видно, что проведенная термическая обработка прошла успешно, твердость возросла более чем на 20 HRB в обоих случаях.

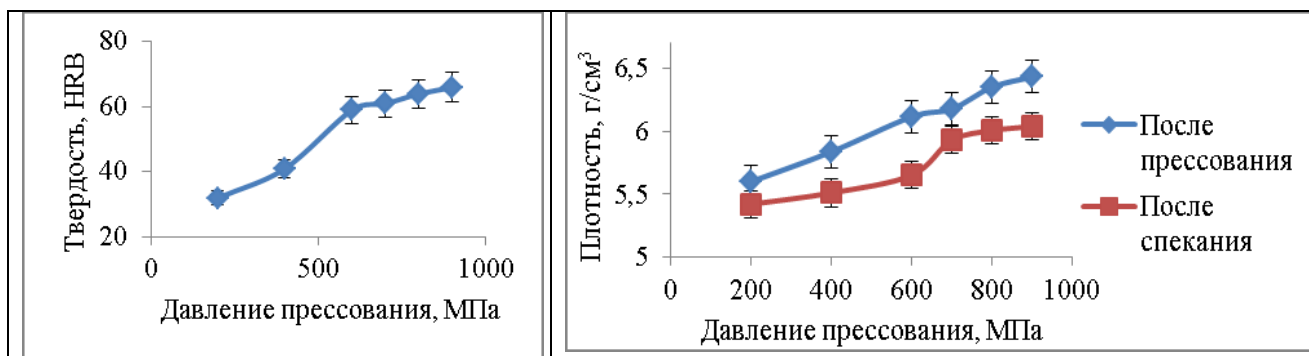


Рисунок 6: а)Зависимость твердости от давления прессования, смесь №3  
 б)Зависимость плотности образцов от давления прессования и температуры спекания , смесь №3

Исходя из полученных результатов, следует отметить в заключении, что порошковая смесь стали 60X5Г10 имеет достаточно высокие показатели текучести (~36 сек) и насыпной плотности (~1,6 г/см<sup>3</sup>), а также хорошо уплотняется при одностороннем одноосном холодном прессовании (до 6-6,5 г/см<sup>3</sup>).

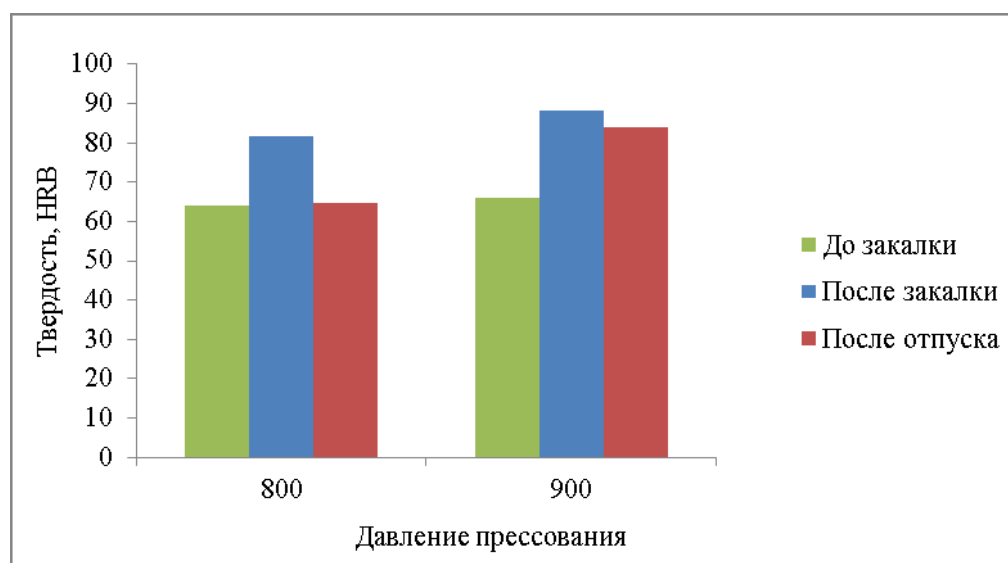


Рисунок 7 – Показатели твердости образцов до, после закалки и отпуска

После спекания образцы из порошковых смесей состава 60X5Г10 имели рост, а не усадку, что, объясняется их сложным составом и соответственно протеканием сложных процессов гетеродиффузии. Сталь имеет твердость до 60-90 HRB после спекания, с ростом показателя при закалке на >20 HRB. При исходном гранулометрическом составе в 80-110 мкм, после спекания зёрна имеют средний размер зёрён в 50-100 мкм.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ РЕЖИМОВ ЗАКАЛКИ НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВА ТЕРМОУПРОЧНЕННОЙ ТОЛСТОЛИСТОВОЙ СТАЛИ 10ХСНД

Макарова Е.Н., Егоров Н.Т.  
Донецкий национальный технический университет

Основная тенденция развития листопрокатного производства в настоящее время ориентирована на увеличение выпуска толстолистового проката из низколегированных сталей повышенной и высокой прочности, что достигается применением упрочняющей термической обработки.

В данной работе приведены результаты исследований по изучению влияния различных условий закалки и отпуска на структуру и свойства толстолистовой низколегированной стали 10ХСНД, содержащей, %: 0,10С; 0,91Si; 0,65Mn; 0,88Cr; 0,61Ni; 0,45Cu; 0,027S и 0,018P.

Образцы размером 12x12x60 мм, вырезанные из горячекатаных листов производства Алчевского металлургического комбината нагревали до температур 930-950°C с последующей их закалкой в воде и в масле со скоростями охлаждения 120 и 60°C/с соответственно. Часть образцов подвергалась изотермической закалке с охлаждением в свинцовой ванне до температур 450-550°C. Длительность выдержки образцов в ванне составляла 60-90 мин и выбиралась с учетом полного распада переохлажденного аустенита при указанных температурах.

Отпуск закаленных образцов осуществляли при температуре 680°C с последующим охлаждением на воздухе. Продолжительность нагрева образцов при закалке составила 2 мин на 1 мм их толщины, а при отпуске – 3 мин/мм, что соответствовало реальным режимам термообработки толстых листов в промышленных условиях.

Микроструктуру стали исследовали на микроскопах «Neophot-21» и JEM-200А. Количество продуктов распада аустенита, образующихся при закалке стали, определяли методом секущих с погрешностью, не превышающей 3 %.

Механические свойства стали после различных режимов закалки и отпуска определяли при испытании на растяжение цилиндрических образцов диаметром 6 мм и расчетной длиной 30 мм. Испытание на ударный изгиб проводили на стандартных образцах 1-го типа при температурах от плюс 20 до минус 60°C.

В таблице 1 приведены данные о влиянии различных режимов закалки на структуру и механические свойства стали 10ХСНД.

Исследования показывают, что закалка стали 10ХСНД в воде обеспечивает получение преимущественно мартенситной структуры, а закалка в масле – бейнито-мартенситной структуры с небольшим количеством (около 10 %) полигонального феррита.

Полученные данные согласуются с результатами изучения термокинетической диаграммы распада переохлажденного аустенита данной стали, которые показывают, что для образования бейнито-мартенситной

структуры без избыточного феррита скорость охлаждения толстых листов при закалке должна быть не менее 70-80°C/с, а для получения полностью мартенситной структуры – не менее 130°C/с [ 1 ].

Таблица 1 - Микроструктура и механические свойства стали 10XСНД после различных режимов закалки.

Термическая обработка	Микроструктура закаленной стали	$\sigma_B$	$\sigma_T$	$\delta_5, \%$	KCU <sup>-40°C</sup> Мдж/м <sup>2</sup>
		Н/мм <sup>2</sup>			
Закалка в воде	Мартенсит	1025	983	10,0	0,28
Закалка в масле	Бейнит, мартенсит + 10% феррита	960	895	14,0	0,45
Изотермическая закалка при °С:					
450	Нижний бейнит	688	507	23,0	0,62
500	Верхний бейнит	620	460	27,0	0,71
550	Верхний бейнит	597	440	29,0	0,82

Образующийся при закалке стали мартенсит, из-за высокой температуры (400-420°C) мартенситного превращения, претерпевает самоотпуск и по этой причине очень сложно разделить структуру мартенсита и нижнего бейнита.

Различие в прочностных характеристиках закаленной стали при охлаждении в воде и масле составляет 65 Н/мм<sup>2</sup> по временному сопротивлению разрыву, а по пределу текучести 88 Н/мм<sup>2</sup>. Относительное удлинение и ударная вязкость при этом несколько выше для стали после ее закалки в масле.

Изотермическая закалка с распадом переохлажденного аустенита в бейнитной области приводит к резкому снижению прочностных свойств стали при одновременном повышении ее пластичности и вязкости. С изменением температуры изотермической закалки с 450 до 550°C прочностные свойства стали снижаются на 67-91 Н/мм<sup>2</sup>.

Отпуск закаленной стали значительно снижает ее прочностные характеристики и одновременно повышает пластичность и ударную вязкость. Однако разупрочнение стали при отпуске после различных режимов закалки происходит с различной интенсивностью. Наиболее интенсивное разупрочнение наблюдается у стали, закаленной на мартенсит со скоростью охлаждения 120°C/с, по сравнению со сталью, охлажденной в масле со скоростью 60°C/с и имеющей после закалки бейнито-мартенситную структуру. При этом после отпуска при 680°C с длительностью выдержки 60 мин прочностные свойства стали после закалки в воде и масле практически одинаковы, а относительное удлинение для стали закаленной в масле выше на 2 % (табл. 2).

Ударная вязкость после отпуска закаленной стали с охлаждением в масле, а также после изотермической закалки выше, чем у стали после охлаждения ее в воде. При снижении температуры испытания ударная вязкость уменьшается,

но отмеченное выше различие сохраняется.

Таблица 2 - Механические свойства стали 10ХСНД после закалки и последующего отпуска при 680°C.

Режим закалки	$\sigma_B$	$\sigma_T$	$\delta_5, \%$	КСУ, Мдж/м <sup>2</sup> , при температурах, °С		
	Н/мм <sup>2</sup>			+20	-40	-60
Закалка в воде	660	600	22,0	0,92	0,85	0,63
Закалка в масле	655	590	24,0	1,21	0,92	0,83
Изотермическая закалка при °С:						
450	625	485	25,0	1,08	0,84	0,65
550	553	410	30,0	1,12	0,88	0,69

Более низкие характеристики ударной вязкости стали со структурой отпущенного мартенсита обусловлены особенностью выделения и расположения карбидных частиц в процессе отпуска. Отпуск закаленной стали с мартенситной структурой приводит к образованию и скоплению достаточно большого количества мелких карбидов, располагающихся преимущественно по границам бывших мартенситных кристаллов, что, по-видимому, приводит к возникновению и развитию хрупких трещин, снижающих ударную вязкость. В частности, в работе [ 2 ] было показано, что работа развития трещины у термоупрочненной стали после закалки с образование мартенсита значительно ниже, чем при отпуске стали с исходной бейнито-мартенситной структурой.

Таким образом, проведенные исследования показывают, что после закалки малоуглеродистых низколегированных сталей наиболее предпочтительно иметь не мартенситную, а бейнитную или бейнито-мартенситную структуры без избыточного феррита. Это обеспечивает с минимальными затратами получение сбалансированных значений прочности, пластичности и ударной вязкости при производстве толстолистового проката повышенной и высокой прочности, полностью удовлетворяющего требованиям существующих стандартов.

#### Литература:

1. Романов П.В. Превращение аустенита при непрерывном охлаждении стали / П.В.Романов, Р.П. Радченко // Атлас термокинетических диаграмм. – Новосибирск, АН СССР, 1960. – 270 с.
2. Марченко Б.А. Особенности превращения и свойства низколегированной марганцово-бор-ванадиевой стали со структурой мартенсита и нижнего бейнита / Б.А. Марченко, Н.И.Карчевская, А.В. Радченко, М.Б. Пирусский // Физика металлов и металловедение, 1980. том 50, вып. 1. – с. 79-85.



# ИССЛЕДОВАНИЕ КОРРОЗИОННОЙ СТОЙКОСТИ СВАРНЫХ СОЕДИНЕНИЙ ЩЕЛЕВЫХ СИТ ИЗ СТАЛИ 20X13

Назина Н.С., Крымов В.Н.

Донецкий национальный технический университет

Сварные щелевые сита широко применяются в различных отраслях промышленности для отсева и обезвоживания сырья и материалов: руды, угля, целлюлозно-бумажного сырья, пищевых полуфабрикатов. В работе сита подвергаются интенсивному износу и воздействию коррозионных сред. В наиболее жестких условиях работают ротора обезвоживающих центрифуг обогатительных фабрик. В зависимости от свойств минерального сырья срок службы роторов может составлять 6-8 суток.

В большинстве случаев сита изготавливают из хромоникелевых нержавеющей сталей аустенитного класса. Эти стали обладают высокой технологичностью, легко деформируются, хорошо свариваются и при этом имеют отличную коррозионную стойкость. Недостатками этих сталей являются дороговизна и сравнительно низкая износостойкость. Поэтому вопросы повышения срока службы сит стоят очень остро.

Различные производители опробовали разные технические решения по упрочнению сит. Например, на сита наносили упрочняющие покрытия, чаще всего, гальванический хром. Применяли разные виды химико-термической обработки [1].

Одним из перспективных способов повышения стойкости сит является применение более износостойких сталей, упрочняемых термической обработкой. Попытки изготовить ротора центрифуг из нержавеющей сталей мартенситного класса уже применяли ранее [2, 3]. Сита из сталей типа X13 показали достаточно высокую стойкость. Внедрению этих сталей может препятствовать ограниченная свариваемость и более низкая коррозионная стойкость.

Целью данной работы являлось изучение коррозионной стойкости сварного соединения сита, изготовленного из стали 20X13. Образцы вырезали из изготовленных в промышленных условиях карт\*. Карты получали сваркой колосника из стали 20X13 с поперечным ребром из стали 12X18Н10 или стали Ст 3. Использовали аргонно-дуговую сварку. В качестве присадки применяли проволоку из стали Св 05X19Н10ФБ. После сварки карты закаливали на воздухе в камерной печи с разных температур.

Коррозионную стойкость образцов оценивали испытаниями в нейтральной (3%-ый раствор NaCl) и кислой (0,1%-ый раствор серной кислоты) средах по схеме переменного смачивания. Испытания проводили на колосниках, вырезанных из сит, закаленных с разных температур. Причем колосники вырезали с ребром, для того, что бы оценить потери при контактной коррозии.

---

\* Работа была проведена с помощью завода универсального машиностроения ООО «Техносоюз»

Коррозионную стойкость оценивали по удельному изменению массы.

Коррозионные потери усугубляются контактной коррозией т.к. между собой могут контактировать до трех различных материалов: колосник из стали 20Х13, ребро из стали Х18Н10 и сварное соединение, выполненное присадкой Св. 05Х19Н10ФБ.

Влияние контакта разнородных металлов проявляется в разной скорости коррозии разных частей образца (см. рис. 1). Наиболее коррозионностойкий сварной шов, выполненный хромоникелевой присадкой, корродирует медленнее. В результате этого на образцах проявляется характерный рельеф.



а



б



в



г

Рисунок 1 - Макроструктура образцов сит после коррозии; а – ребро из стали 12Х18Н10; б – ребро из стали Ст 3 (а-б кислая среда), (в-г нейтральная среда). Температуры закалки: а, в – 1000 °С; б, г – 950 °С

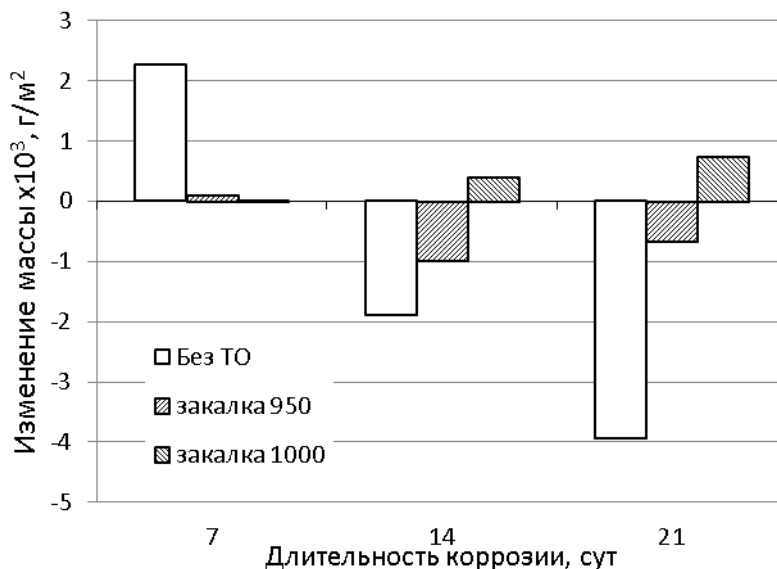
По макроструктуре образцов заметно влияние температуры закалки на коррозионную стойкость. Образец, закаленный с 950 °С, при переменном смачивании покрывается ржавчиной. Образец, закаленный с 1000 °С в тех же условиях имеет чистую поверхность (рис. 1 в, г). Это можно объяснить более высоким содержанием хрома в мартенсите. С повышением температуры закалки происходит более полное растворение специальных карбидов и обогащение твердого раствора.

Коррозия в нейтральной среде вызывает обычные повреждения поверхности в виде образования слоя ржавчины на поверхности образца (см. рис. 1 в, г). С течением времени пленка гидроокиси железа начинает частично осыпаться, образуя осадок на дне емкости.

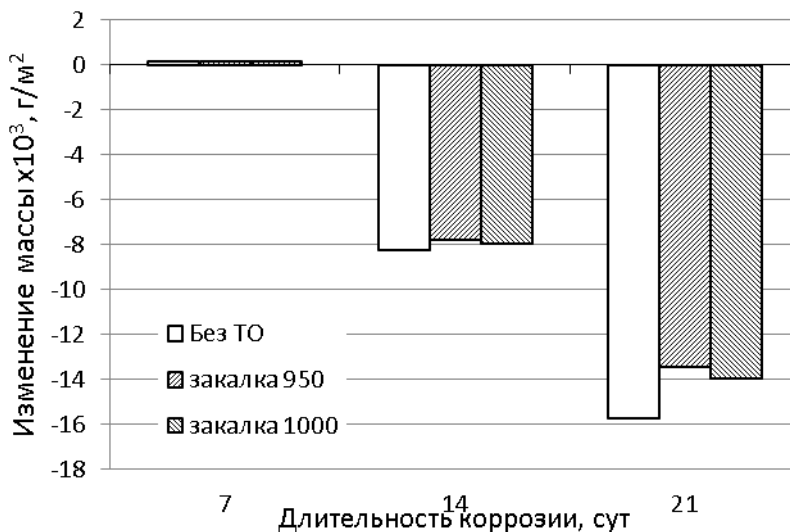
Удельное изменение массы образцов показано на рис. 2. Показатель меняется сложным образом. В начале опыта на всех образцах наблюдали

прирост массы. Это объясняется образование тонкой пленки гидроокиси. По мере развития коррозионного процесса пленка продуктов коррозии увеличивалась, и это приводило к ее скалыванию. Это проявляется в отрицательном изменении массового показателя для образцов без термообработки и закаленного с 950 °С.

На образце, закаленном с 1000 °С, наблюдали только прирост массы. Это объясняется наибольшей коррозионной стойкостью стали и образованием наиболее тонкой пленки продуктов коррозии, которая прочно держится на поверхности образца.



а



б

Рисунок 2 – Изменение удельного массового показателя образцов при коррозии в нейтральной (а) и кислой (б) средах. Средние данные по трем образцам

Образец без термообработки показал наибольшее значение изменения

массы. Это является следствием неоднородности структуры стали (см. рис. 2 а). Исходный образец при обработке подвергался холодной деформации и смягчающему отжигу. Конечная обработка – холодная прокатка. Закалка и получение более однородного твердого раствора повышают коррозионную стойкость в нейтральной среде в два и более раз.

Коррозия в 0,1%-ном растворе серной кислоты показала более однородные значения изменения массы. Закалка повышает коррозионную стойкость в кислой среде на 12-15%. Очевидно, что в растворе серной кислоты происходит лишь растворение образцов в результате реакции замещения. Пассивация стали при такой концентрации кислоты невозможна. Разница в скоростях коррозии между обычной конструкционной сталью и сталью 20Х13 не велика. Это хорошо заметно по образованию рельефа на образцах в месте сварного соединения. Кинетика коррозионного разрушения, по-видимому, линейна. Незначительный прирост массы в первые сутки коррозионных испытаний (см. рис. 2 а) связан с образованием слоя сульфатов на поверхности образца. Слой имел темный цвет и был хорошо заметен на поверхности. Можно предположить, что образование сульфатов было связано с наличием пленки оксидов (гидроксидов) на поверхности образцов, поскольку поверхность образцов никак предварительно не готовили к опыту. По истечении нескольких суток слой сульфатов перестал образовываться, и наблюдали лишь растворение образца.

Таким образом, закалка приводит к повышению коррозионной стойкости образцов сит по сравнению с исходным деформированным состоянием. Сварка разнородных материалов и использование присадочной проволоки иного состава вызывают контактную коррозию, что хорошо заметно при испытаниях в кислой среде.

#### Литература:

1. Крымов, В.Н. Особенности азотирования аустенитной хромоникелевой стали / В.Н. Крымов, С.И. Марчук, И.М. Пастух // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2011. - №4. – С. 61-63.
2. Туфанов, Д.Г. Исследование коррозионно-эрозионного разрушения стали при фильтрации угля и продуктов обогащения / Д.Г. Туфанов, А.А. Бабаков. – Сб.тр. ЦНИИЧМ «Специальные стали и сплавы». Вып. 46. – Москва: *Металлургия*, 1966. – С. 93-98.
3. Горбунов, В.В. Исследование влияния термической обработки на структуру щелевых сит из стали 20Х13 / В.В. Горбунов, В.Н. Крымов // Сб. докл. межд.конф. «Металлургия XXI столетия глазами молодых». Донецк, 26-27 мая 2020 г. – Донецк: ГОУ ВПО ДОННТУ, 2020. - С. 212-215.

# О ВЛИЯНИИ РЕЖИМА ЗАКАЛКИ НА ЭФФЕКТ УПРОЧНЕНИЯ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОЙ CR-NI-СТАЛИ ПРИ АБРАЗИВНОМ ИЗНАШИВАНИИ

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

Получение структурного состояния стали, характеризующегося наличием метастабильного аустенита, превращающегося в мартенсит деформации уже в процессе эксплуатации изделия, является одним из перспективных направлений повышения служебных характеристик материала [1]. В технике в качестве эффективного инструментального материала высокой износостойкости находят применение высокоуглеродистые стали с 12 % хрома, в которых также может проявляться эффект метастабильности аустенита [1 - 4]. Степень влияния мартенсита деформации на свойства стали определяется не только химическим составом стали, но и условиями ее предшествующей обработки и спецификой нагружения изделия [2, 3].

Известно [2], что абразивное изнашивание является одним из наиболее распространенных видов разрушения поверхности материалов при работе в сложных условиях. Поэтому к таким сплавам предъявляют повышенные требования по качественным показателям, включая физико-механические свойства, показатели износостойкости, а в ряде случаев еще и коррозионной и эрозионной стойкости [2 - 4]. Способность материала противостоять износу является структурно-чувствительной характеристикой, поэтому зависит как от химического состава сплава, так и от условий его термической обработки. Формирование метастабильных фаз, претерпевающих превращение под действием энергии деформации уже в процессе эксплуатации изделий, может быть действенным фактором повышения износостойкости [1].

С учетом этого представляется перспективным использование для работы в условиях абразивного изнашивания высокоуглеродистых высокохромистых (12...15 % хрома) сталей, дополнительно легированных никелем (4...5 %), структуру и свойства которых можно варьировать в весьма широких пределах, изменяя условия как предварительной, так и окончательной термической обработки [4 - 6].

Объектом исследований 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 условий термической обработки стали на эффект ее упрочнения в результате образования мартенсита деформации при абразивном изнашивании поверхности образца при изготовлении металлографического шлифа.

Следует отметить, что данная сталь легирована элементами, оказывающими конкурирующее влияние на полиморфные превращения в сплаве: углерод и никель расширяют область существования аустенита, а хром, наоборот, расширяет область существования феррита, при этом все 3 элемента

повышают устойчивость переохлажденного аустенита.

Термическую обработку осуществляли по следующей схеме: предварительная обработка - нагрев до  $1100 \pm 10$  °С, выдержка 2 часа, последующее охлаждение в масле; окончательная обработка: нагрев до различной температуры (900, 1000, 1100 °С), выдержка 0,5 часа, охлаждение в масле. Изучение микроструктуры проводили в микроскопе «Neophot 21» при увеличениях в 200...1000 крат; фотографирование производили цифровой камерой с разрешением 5 МПх, цифровое изображение обрабатывали с использованием программного обеспечения ScopePhoto. Измерение твердости проводили по методу Виккерса. Измерение твердости проводили как со стороны подготовленного шлифа, так и со стороны, не подвергавшейся шлифованию абразивными материалами.

При анализе изменения микроструктуры такой стали следует учитывать то, что традиционный метод изготовления микрошлифов включает обработку поверхности абразивными материалами. Поэтому в присутствии в стали метастабильного аустенита в процессе изготовления микрошлифа возможно образование мартенсита деформации, что приведет к определенному искажению структурного состояния поверхности стали. Поэтому наблюдаемая микроструктура сплава, имеющего в своем составе метастабильные фазы, может достоверно характеризовать его фазовый и структурный состав именно в зоне трения, а не во всем объеме материала.

На рисунке 1 представлен график зависимости твердости стали 100X12H4 от температуры нагрева под закалку и места измерения твердости, а на рисунке 2 – ее микроструктура после соответствующей обработки.

Как следует из анализа данных, приведенных на рисунке 1, твердость стали при измерениях непосредственно по шлифу оказывается значительно выше таковой в случае измерения со стороны, не подвергавшейся абразивной обработке. Эта разница составляла примерно  $850 \text{ Н/мм}^2$  в случае закалки с нагревом до 900 °С,  $1100 \text{ Н/мм}^2$  в случае закалки с нагревом до 1000 °С и  $950 \text{ Н/мм}^2$  в случае закалки с нагревом до 1100 °С. Общей тенденцией в изменении твердости стали является ее снижение с повышением температуры нагрева под закалку прежде всего, очевидно, в связи с увеличением количества остаточного аустенита в структуре. Максимальные абсолютные различия в твердости при измерениях со стороны разных поверхностей образцов наблюдали после закалки от 1000 °С, а минимальные – после закалки от 900 °С. Аналогичная тенденция наблюдается и в отношении относительного изменения показателей твердости: твердость при измерении по шлифованной поверхности была выше в сравнении с таковой при измерении по необработанной поверхности была выше на 14,5 % при закалке от 900 °С, на 23 % при закалке от 1000 °С и на 22 % при закалке от 1100 °С.

Если представить структуру стали, относящейся к ледебуритному (карбидному) классу, как состоящую из матрицы и участков эвтектики (рис. 2), то матрица стали после всех реализованных температур нагрева под закалку является мартенситно-аустенитной с увеличением в ней доли аустенита с

повышением температуры нагрева до 1100 °С, когда аустенит становится преобладающей фазой.

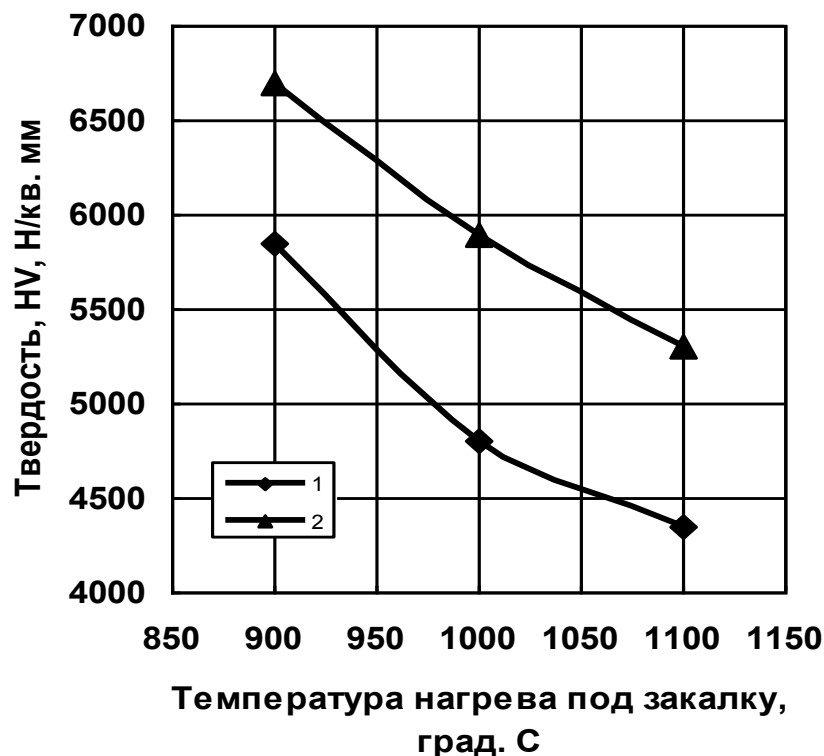


Рисунок 1 – Влияние температуры нагрева под закалку на изменение твердости стали при измерениях со стороны боковой поверхности образцов (1) и непосредственно по микрошлифу (2)

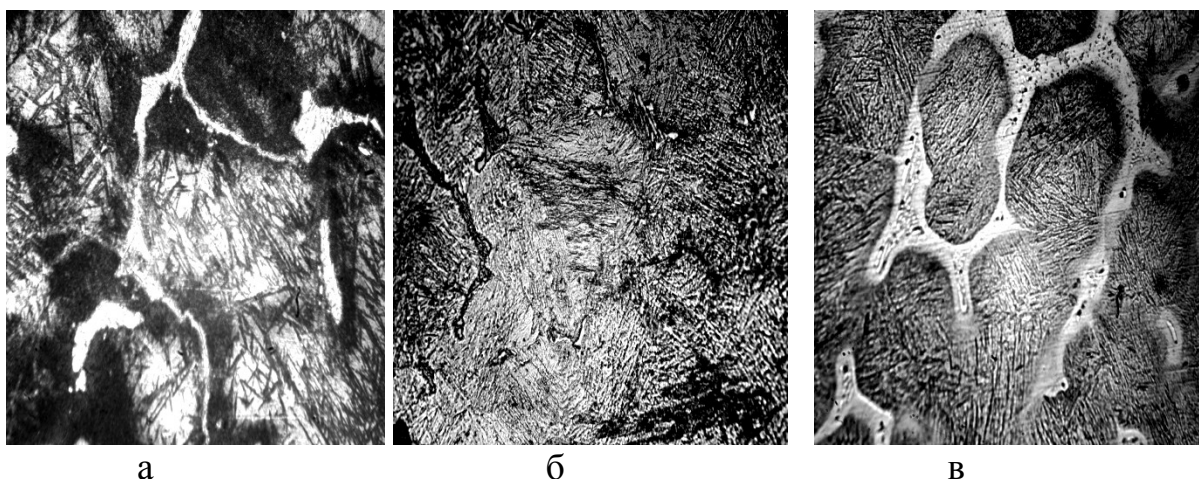


Рисунок 2 – Микроструктура стали 100X12Н4 после закалки от 1100 °С и последующей закалки с нагревом до 950 °С (а), 1000 °С (б) и 1100 °С (в): х 500.

В исследованной стали остаточный аустенит является метастабильным и будет полностью или частично превращаться в мартенсит деформации при трении об абразивный материал, в данном случае – в процессе изготовления

микрошлифов.

Из анализа микроструктуры стали (рис. 2) следует, что наряду с достаточно большим количеством остаточного аустенита и мартенситом закалки в структуре присутствует и мартенсит деформации, образующийся преимущественно в центральной части исходных аустенитных зерен. Исходя из анализа характера изменения различий в твердости стали (рис. 1) и особенностей ее микроструктуры (рис. 2) можно полагать, что количество мартенсита деформации будет увеличиваться с повышением температуры нагрева под закалку. Однако в мартенсит деформации при шлифовании превращается только часть остаточного аустенита.

Таким образом, установлено, что независимо от температуры нагрева под закалку в закаленной высокоуглеродистой хромоникелевой стали сохраняется значительное количество остаточного аустенита, являющегося метастабильным и претерпевающего мартенситное превращение в процессе абразивного шлифования с образованием мартенсита деформации. Это обеспечивает значительное повышение твердости приповерхностных слоев стали со стороны микрошлифа. С повышением температуры нагрева под закалку наблюдали тенденцию к непрерывному снижению твердости стали, но увеличению различий в твердости шлифованной и нешлифованной поверхностей образцов.

#### Литература:

1. Малинов, Л.С. Ресурсосберегающие экономнолегированные сплавы и упрочняющие технологии, обеспечивающие эффект самозакалки. Монография / Л.С. Малинов, В.Л. Малинов – Мариуполь: Изд. «Регата», 2009. – 568с.
2. Колокольцев, В.М. Абразивная износостойкость литых металлов и сплавов / В.М. Колокольцев, Н.М. Мулявко, К.Н. Вдовин, Е.В. Синицкий. /Под ред. проф. В.М. Колокольцева. - Магнитогорск: МГТУ, 2004. - 228 с.
3. Марукович, Е.И. Износостойкие сплавы / Е.И. Марукович, М.И. Карпенко. - Москва: Машиностроение, 2005.- 428 с.
4. Пашинский В.В. Гетерогенность структуры и диссипация энергии в металлических материалах. Монография. – Донецк: ВИК, 2008.- 285 с.
5. Пашинский, В.В. Структура и свойства высокоуглеродистой инструментальной стали с повышенной устойчивостью переохлажденного аустенита / В.В. Пашинский, В.В. Горбатенко // Строительство, материаловедение, машиностроение: Сб. научн. трудов. Вып. 26, ч. 2.- Днепропетровск: РИА «Днепр-VAL», 2004.- С. 90-95.
6. Горбатенко, В.П. Влияние дополнительного легирования никелем на структуру и свойства высокохромистых инструментальных сталей после закалки от различных температур / В.П. Горбатенко, В.В. Горбатенко, В.В. Пашинский, В.Г. Конарев // Наукові праці ДонНТУ. Серія «Металургія».- Вип. 12 (177).- Донецьк: ДонНТУ.- 2010.- С.251-259.



## СПЛАВЫ ТВЕРДОФАЗНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Савула Е.А., Алимов В.И.

Донецкий национальный технический университет

Чистые металлы достаточно редко используются в промышленном производстве в связи с их стоимостью и несоответствием требуемым свойствам изделий. Вследствие этого широкое распространение получили сплавы чёрных металлов, наиболее известными из которых являются сталь и чугун различных составов. Основным достоинством сплавов по сравнению с чистыми металлами является возможность получения необходимых свойств в зависимости от содержания компонентов, а также создание специальных сплавов (коррозионноустойчивых, нержавеющей, жаростойких и т.д.); сплавы также обладают лучшими технологическими, например, литейными свойствами, чем чистые металлы, и, как правило, экономически более выгодны.

Сплавы могут производиться разными способами - наиболее часто используемые из них приведены на рис. 1 [1-5].



Рисунок 1 – Способы производства сплавов [1-5]

Несмотря на множество преимуществ сплавов, основным их недостатком является сложная и многостадийная технология производства. Скелетная упрощенная технологическая схема производства изделий из сплавов (например, сталей) приведена на рис. 2 [6].

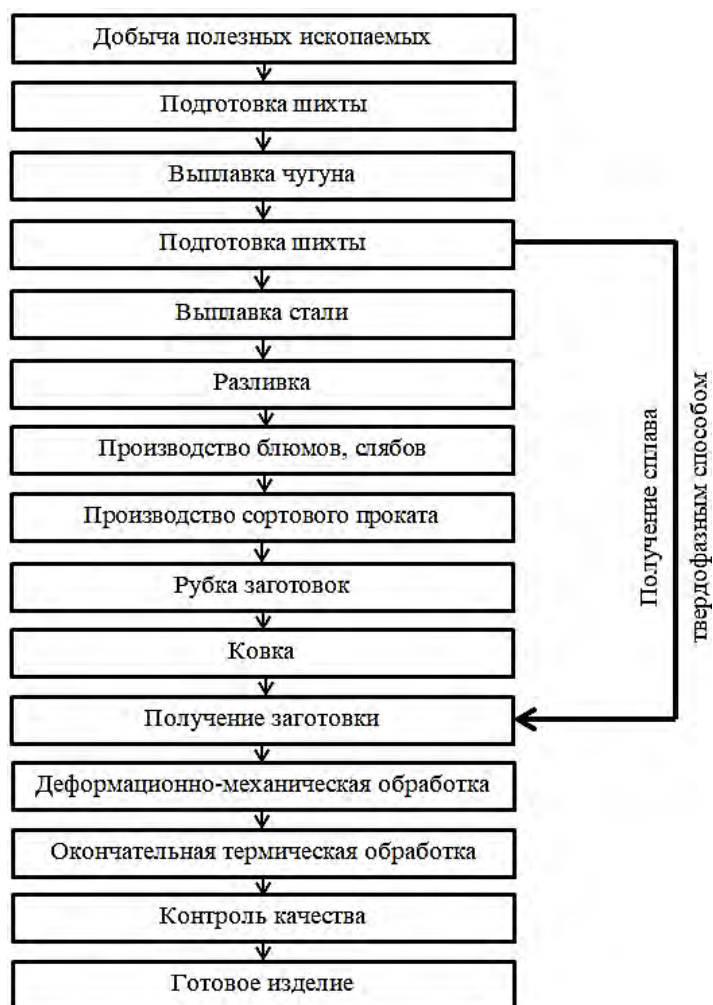


Рисунок 2 – Принципиальная генеральная технологическая схема производства сплавов и изделий из них [6]

Таким образом, анализ существующих технологий производства сплавов свидетельствует об обоснованности поиска менее длительных и затратных методов их производства. Одним из таких способов является получение новых сплавов из шихты, в которой в качестве металлического лома используются регламентированные по форме, размерам и исходному составу металлические составляющие (заготовки).

На рис. 3 приведены возможные материалы (составляющие шихты) для такого производства, и изделия малого сечения, которые можно из них получать; в качестве металлической составляющей шихты возможно применение обрезки, отходов и уже использованных изделий (отрезки проволоки, ленты, жести, тонкого листа и т.д.). Реализация данного способа производства вполне обоснована для готовых изделий малого сечения (0,05 - 1 мм), что регламентировано диффузионными процессами в твердофазном состоянии при этом способе производства сплавов.

О том, что изложенный подход к получению сплавов посредством твердофазной металлургии может быть реализован свидетельствуют результаты по получению нами экспериментального сплава, который может использоваться в качестве твердого припоя при неразъемном соединении двух

и более деталей, например, режущей пластины и державки инструмента для обработки резанием.



Рисунок 3 – Исходные материалы (а) и изделия (б) из сплавов, которые могут быть получены методом твердофазной металлургии

Борсодержащий твердый припойный сплав получали в условиях Донецкого ПП «Кристина». Из обрезков листовой низкоуглеродистой стали с 0,09 – 0,11% С толщиной 0,65 мм готовили пластины размером  $90 \div 130 \times 150 \div 10$  мм и после очистки поверхности их упаковывали в контейнер с борсодержащей смесью. Контейнер с размерами  $200 \times 250 \times 100$  мм нагревали в производственной печи типа СНО/СНЗ, в которой одновременно подвергались термообработке детали действующего производства предприятия. Тепловой режим заключался в нагреве до  $920-940^{\circ}\text{C}$  с выдержкой 6 часов с последующим охлаждением с печью до  $600-650^{\circ}\text{C}$  и далее на воздухе.

Исследования структуры и свойств свидетельствуют о том, что в результате сквозного твердофазного насыщения получен сплав системы Fe-V [8].

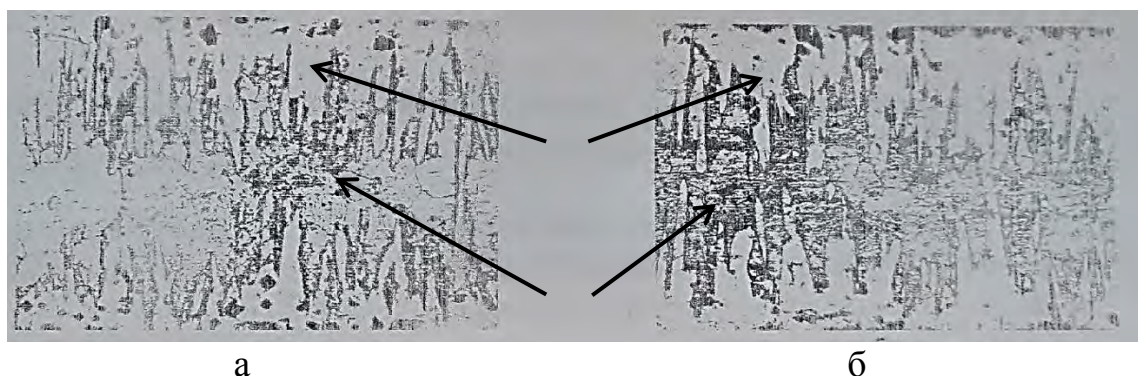


Рисунок 4 – Микроструктура борсодержащего сплава ( $\times 120$ ): продольное (а) и поперечное (б) сечения пластины

Микроструктура сплава, оцененная с помощью металлографического микроскопа типа ММУ, показана на рис. 4; столбчатые кристаллы (1) представляют собой боридные фазы типа  $\text{FeV}$  и  $\text{Fe}_2\text{V}$  – их диагностику можно провести по цвету окрашивания при травлении; кроме этого в структуре присутствует некоторое количество твердого раствора бора в -железе.

Из анализа диаграммы состояния системы Fe-B [7] следует, что соотношение компонентов в сплаве примерно одинаково и он представляет собой легкоплавкую эвтектику с равновесной температурой плавления 1177°C и содержанием бора 17%. При комнатной температуре сплав состоит из компонентов Fe<sub>α</sub> и Fe<sub>2</sub>B в содержании 48,2% и 51,8% соответственно; точка Кюри (магнитного превращения) соответствует температуре 770°C.

Сплав является достаточно хрупким, что обусловлено высоким содержанием боридов в его составе; хрупкий излом происходит при небольшом усилии руками (рис. 5).



Рисунок 5 – Пластина борсодержащего сплава, полученная методом твердофазной металлургии (а – поверхность, б – излом)

На двух торцевых поверхностях образца исследуемого борсодержащего сплава наблюдаются хрупкие изломы, идентичные по своему строению (рис. 5, б). Поверхность излома характерна для хрупкого внутризеренного разрушения, поскольку на поверхности наблюдаются кристаллические фasetки, которые представляют собой гладкие блестящие участки на поверхности излома, образовавшиеся вследствие внутрикристаллического скола [8]: они имеют достаточно резкие очертания, что свидетельствует о высокой хрупкости материала.

Плотность сплава, оцененная методом гидростатического взвешивания в дистиллированной воде, составила порядка 6 г/см<sup>3</sup>, что близко к плотности сплавов, содержащих Fe<sub>α</sub> и Fe<sub>2</sub>B (7,57 г/см<sup>3</sup> [9]).

Сплав электропроводен с ориентировочным удельным электросопротивлением 2,45\*10<sup>-7</sup> Ом\*м [10]. Пластина ферромагнитна и интенсивно притягивается к магниту.

Полученный сплав предприятие использовало в качестве компенсирующих пластин при контактно-реактивной напайке режущих пластин из быстрорежущей стали на державки резцов из среднеуглеродистой стали; резцы использовали для обработки резанием заготовок деталей текущего производства, при этом была установлена обычная работоспособность (рис. 6).

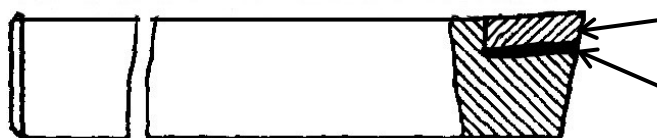


Рисунок 6 – Схема конструкции резца с напаянной пластиной из быстрорежущей стали (1 – державка, 2 – режущая пластина, 3 – припой)



Твердофазный припой (борсодержащий сплав) закладывали между державкой и резцом (рис. 6, 3), после чего производили нагрев с помощью ТВЧ. Полученный припойный сплав является тугоплавким, его полное расплавление не достигалось, но для прочного соединения достаточно его размягчения. Вследствие высокого содержания боридов в припое соединение обладает достаточной прочностью.

**Выводы.** Показано, как метод получения сплавов посредством твердофазной металлургии реализован нами на экспериментальном сплаве, который может использоваться в качестве твердого припоя при неразъемном соединении двух и более деталей, например, режущих пластин и державок инструмента для обработки изделий резанием.

#### Литература:

1. Вольский А. Н. Теория металлургических процессов [Текст] : учеб. пособие / А. Н. Вольский, Е. М. Сергиевская - М. : Металлургия, 1968. – 344с.
  2. Плазменная металлургия [Электронный ресурс] - Режим доступа : \WWW/ URL:[https://ru.wikipedia.org/wiki/Плазменная\\_металлургия](https://ru.wikipedia.org/wiki/Плазменная_металлургия) - 30.09.2018 г. – Загл. с экрана.
  3. Шапник М. С. Гальванические покрытия сплавами [Текст] / М. С. Шапник // Соросовский образовательный журнал – 2001. – Т. 7, №6. – с. 42-47
  4. Газофазный синтез с конденсацией паров [Электронный ресурс] - Режим доступа : \WWW/ URL:[https://ru.wikipedia.org/wiki/Газофазный\\_синтез\\_с\\_конденсацией\\_паров](https://ru.wikipedia.org/wiki/Газофазный_синтез_с_конденсацией_паров) - 18.06.2019 г. – Загл. с экрана.
  5. Аддитивные технологии. Виды, особенности, характеристики аддитивных технологий [Электронный ресурс] - Режим доступа : \WWW/ URL:<https://extxe.com/3834/sushhnost-i-osobennosti-additivnyh-tehnologij/> - 22.11.2018 г. – Загл. с экрана.
  6. Металлургия [Текст] К. 1. Производство чугуна, железа, стали и ферросплавов : учеб. пособие / Ю. В. Коновалов, А. А. Троянский, С. Н. Тимошенко – Донецк, 2011 – 430 с.
  7. Лякишев Н. П. Диаграммы состояния двойных металлических систем [Текст] Т. 1: справочник / Н. П. Лякишев. – М. : Машиностроение, 1996. – 992 с.
  8. Гордеева, Т. А. Анализ изломов при оценке надежности материалов [Текст] / Т. А. Гордеева, И. П. Жегина. – М. : Машиностроение, 1978. – 200 с.
  9. Волков, А. И. , Жарский, И. М. Большой химический справочник [Текст] / А. И. Волков, И. М. Жарский. – М. : Современная школа, 2005. - 608 с.
- Самсонов, Г. В. Бориды [Текст] / Г. В. Самсонов, Т. И. Серебрякова, В. А. Неронов. – М. : Атомиздат, 1975. – 376 с.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ДЕФЕКТОВ СВАРНЫХ СОЕДИНЕНИЙ НА КАЧЕСТВО СТАЛЬНЫХ ГАЗОПРОВОДНЫХ ТРУБ

Штыхно Т.А., Марчук С.И.

Донецкий национальный технический университет

Одной из важнейших проблем трубопроводного транспорта является сохранение нормального состояния линейной части промышленных и магистральных газопроводов. В процессе эксплуатации газопроводов возникает множество проблем, связанных с обеспечением безопасной работы. В трубопроводах возникают различные дефекты: расслоение материала, вмятины, коррозионные каверны, стресс-коррозионные трещины, эрозионный износ, царапины и др. [1].

Наличие дефектов в сварных соединениях трубопроводов может существенно снижать работоспособность конструкций и при определенных условиях привести к их разрушению. Следовательно, для определения надежности сварных конструкций и установления требований, предъявляемых к качеству сварных соединений, необходимо располагать сведениями о влиянии наиболее вероятных дефектов на прочность соединений.

Главной причиной появления дефектов является отклонение рабочего параметра от нормативного значения, обоснованного допуском.

Дефекты трубопроводных конструкций подразделяются на:

- дефекты труб;
- дефекты сварных соединений.

Различают следующие дефекты труб:

- металлургические - дефекты листов и лент, из которых изготавливаются трубы, т.е. различного рода расслоения, прокатная плена, вкатанная окалина, неметаллические включения и др.

- технологические - связаны с несовершенством технологии изготовления труб, которые условно можно разделить на дефекты сварки и поверхностные дефекты (наклеп при экспандировании, смещение или угловатость кромок, овальность труб)

- строительные - обусловлены несовершенством технологии строительно-монтажных работ, нарушениями технологических и проектных решений по транспортировке, монтажу, сварке, изоляционно-укладочным работам (царапины, задиры, вмятины на поверхности труб).

Дефекты сварного соединения - это отклонения разного рода от установленных норм и технических требований, которые уменьшают прочность и эксплуатационную надежность сварных соединений и могут привести к разрушению всей конструкции. Наиболее часто встречаются дефекты формы и размеров сварных швов, дефекты макро- и микроструктуры, деформация и коробление сварных конструкций.

Нарушение формы и размеров шва свидетельствуют о наличии таких

дефектов, как наплывы (натеки), подрезы, прожоги, незаваренные кратеры.

К дефектам микроструктуры сварного соединения относят: микропоры, микротрещины, нитридные, кислородные и другие включения, крупнозернистость, участки перегрева и пережога.

Анализ наиболее часто встречающихся дефектов, на газопроводах, представленных на рисунке 1, показал, что опасным узлом газопроводов являются сварные швы [1].

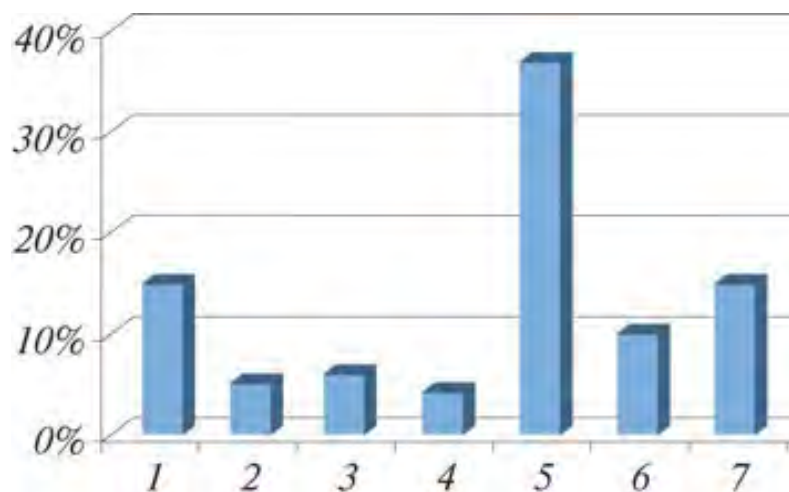


Рисунок 1 – Наиболее частые дефекты, наблюдаемые на газопроводах:

1 – крепежная часть трубопровода; 2 – фланцевые соединения; 3 – трубопроводная арматура; 4 - устройство для дренажа и продувки; 5 – сварные швы; 6 – конструкционные особенности элементов трубопровода; 7 – наличие повреждений наружной поверхности (в т.ч. коррозионных и механических).

Таким образом, в связи с ростом трубопроводных сетей для природного газа, обладающих повышенным риском возникновения различного рода аварийных ситуаций, становится актуальной проблема безопасности, надежности при эксплуатации газопроводов. Решение проблемы обеспечения безотказной работы газопроводов, - чрезвычайно важная задача.

В данной работе рассмотрены причины возникновения дефектов в сварных соединениях труб диаметром 159х6 мм, сваренных электродуговой сваркой, классификация, способы обнаружения дефектов и их анализ.

Для исследований были отобраны образцы труб диаметром 159 мм с толщиной стенки 6 мм, сваренных электродуговой сваркой. На этих образцах произвели визуально-измерительный контроль (ВИК) и анализ выявленных поверхностных дефектов, основными из которых являются нарушение формы и размеров сварного шва. Однако наибольшую опасность для конструкций представляют внутренние дефекты, которые нужно обнаружить, не разрушая сварного соединения, поэтому все образцы подвергали радиографическому контролю (РК), который позволяет получить более точную информацию о видах и размерах внутренних дефектов. Анализ результатов РК позволил

установить по видам наиболее часто встречающиеся дефекты сварных швов, результаты которых представлены на рисунке 2.

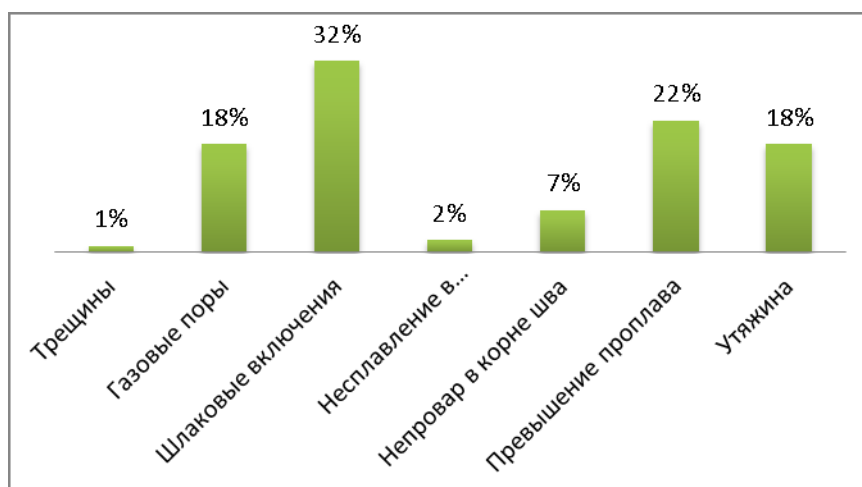


Рисунок 2 – Диаграмма распределения дефектов сварных соединений труб диам.159х6 мм по результатам ВИК и радиографического контроля

Из представленной диаграммы видно, что почти половина (47%) дефектов обнаружено в корне сварного шва, из которых около 10% (22% от общего числа дефектов) превышение проплава (провис), и около 8% (18% от общего числа дефектов) утяжины, такие дефекты не являются особо опасными, и допускаются если они не превышают установленных размеров. По виду дефектов наибольшее влияние на качество сварных соединений имеют дефекты типа: шлаковые включения; превышение проплава; утяжина. Но в тоже время при анализе по критичности дефектов, дефекты типа: превышение проплава и утяжина исключаются из списка дефектов оказывающих особое влияние на качество сварных швов. Газовые поры и шлаковые включения составляют вторую половину внутренних дефектов (50%) и могут существенно снизить качество и прочность сварного шва, нарушая сплошность металла. Количество таких дефектов строго регламентируется НТД.

Для того чтобы оценить влияние типа дефектов на прочность сварного соединения из наиболее опасных участков труб вырезали образцы и произвели испытания на разрыв и загиб.

Предварительный анализ полученных результатов показал, что поры снижают прочность сварных соединений на 17-21%, а шлаковые включения на 12-15%; увеличение формы и размеров сварного шва практически не влияют на снижение прочности швов.

#### Литература:

1. Мигачева Г.Н., Зыков Д.В. Анализ причин брака монтажа магистральных трубопроводов / Сборник статей 4 Всероссийской научно-практической конференции с международным участием. Под научной редакцией Б.Н. Гузанова // Екатеринбург: РГППУ, 2017. С. 117-122.

2. ГОСТ 6996-66 Сварные соединения. Методы определения механических свойств.– Введ.1967.01.01. – Москва : Стандартиформ, 2006. – 67 с.



# ОСОБЕННОСТИ ФАЗОВЫХ И СТРУКТУРНЫХ ПРЕВРАЩЕНИЙ В СВАРНОМ СОЕДИНЕНИИ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОЙ СТАЛИ

Чижик В.В., Штыхно А.П.

Донецкий национальный технический университет

В производстве сварка нашла широкое применение, так как резко сокращается расход металла, сроки выполнения работ и трудоёмкость производственных процессов. Достигнутые успехи в области автоматизации и механизации сварочных процессов позволяет уменьшить затраты на единицу продукции, сократить длительность производственного цикла, улучшить качество изделия. Сварка широко применяется в строительстве. Сварными делают стальные пролетные конструкции мостов, корпуса судов, строительные металлоконструкции, каркасы высотных зданий, трубопроводы и резервуары для нефти и природного газа и др. [1].

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

Высокое содержание углерода в сталях делает их, как правило, непригодными для изготовления сварных конструкций. Они характеризуются низкой пластичностью, поэтому имеют ограниченное применение. Однако потребность в высокоуглеродистых сталях возникает при проведении ремонтных работ, при производстве пружин, режущих, бурильных, деревообрабатывающих и других инструментов, высокопрочной проволоки, а также в тех изделиях, которые должны обладать высокой износостойкостью и прочностью.

Скорость охлаждения после сварки превышает критическую скорость и способствует образованию структур закалки. Закалённые структуры в аппаратостроении являются крайне нежелательными: отличаются высокой твёрдостью, хрупкостью, плохо обрабатываются, склонны к образованию трещин. Если скорость охлаждения ниже критической скорости, образование закалочных структур исключается. В зоне термического влияния наиболее желательными являются пластичные, хорошо обрабатываемые структуры типа перлита или сорбита. Поэтому получение качественных соединений непременно связано с достижением желаемых структур в основном регулированием скорости охлаждения.

Меняя скорость охлаждения, можно получить желаемую твёрдость в зоне термического влияния. В некоторых случаях появляется необходимость увеличения скорости охлаждения. Путём ускоренного охлаждения удаётся измельчить зерно, повысить прочностные свойства и ударную вязкость в зоне термического влияния. Однако это возможно только в низкоуглеродистых низколегированных сталях.

Сварка сталей связана с нагревом и охлаждением металла, которые определяют особенности протекания структурно-фазовых превращений, наличие градиента температур и напряжений. При сварке плавлением сварные соединения имеют два ярко выраженных участка: закристаллизовавшийся металл шва и ЗТВ в основном металле.

Главная особенность строения ЗТВ в сварных соединениях перлитных сталей обусловлена тем, что эти материалы являются сплавами на основе металла, претерпевающего полиморфное превращение. Поэтому при любом исходном состоянии основного металла в ЗТВ этих сплавов всегда можно наблюдать участки полной и частичной перекристаллизации (*a* и *b* на рис.1) [2].

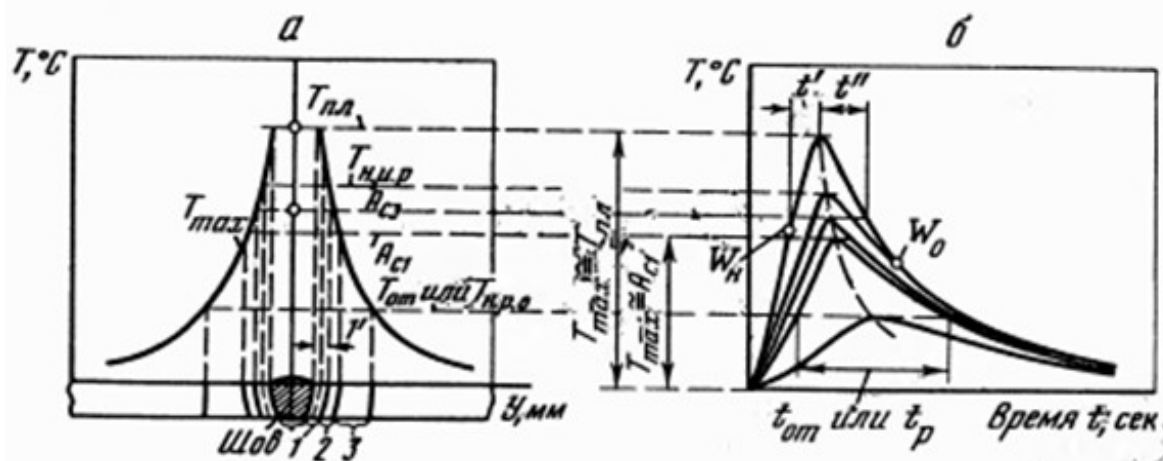


Рисунок 1. Строение зон сварного соединения с полиморфным превращением при сварке плавлением: *a* – распределение максимальных температур  $t$  поперек шва и соответствующие им участки ЗТВ; *b* – термические циклы на границах отдельных участков ЗТВ

В сварных соединениях высокоуглеродистых сталей образуются зона литой структуры металла шва с химическим составом отличным от химического состава основного металла, зона закалки с частично перегретой крупнозернистой структурой и зона отпуска.

Нагрев и плавление металла при сварке создают внутренние напряжения в металле и его деформацию, вызываемые следующими причинами: 1) неравномерным нагревом и распределением температур по сечению и длине сварного соединения; 2) линейной усадкой наплавленного металла при охлаждении; 3) структурными изменениями металла при охлаждении, которые, влияя на металл, вызывают напряжения (растягивающие и сжимающие).

Значительную роль в образовании напряжений в металле играют структурные превращения, происходящие при нагреве а затем при остывании металла шва и околошовной зоны.

Целью данной работы являлось изучение особенностей фазовых и структурных превращений в сварном соединении высокоуглеродистой стали.

Для изучения использовались микрошлифы образцов сваренной проволоки из стали 80 с разными степенями обжатия. На рисунке 2 представлены микроструктуры сварного соединения образцов из стали 80 на разных участках.

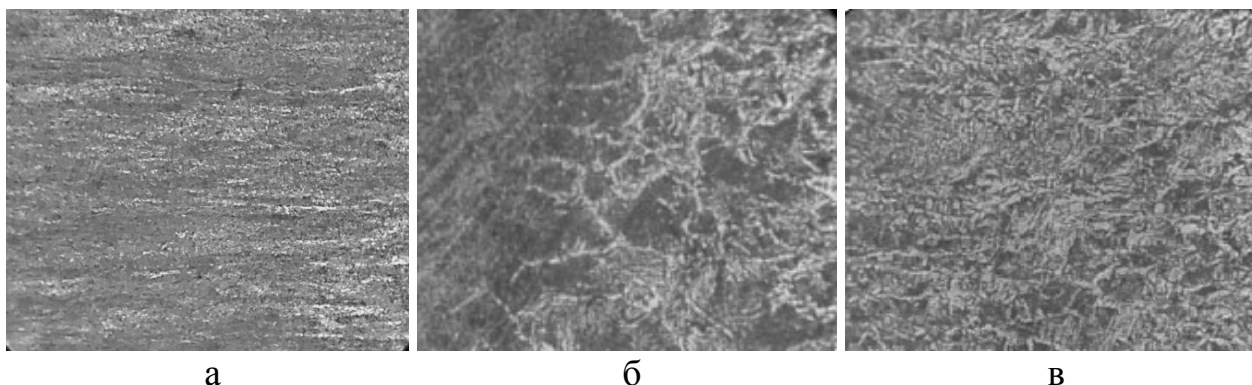


Рисунок 2 - Микроструктуры сварного соединения образцов из стали 80, х600: а – исходная микроструктура проволоки в продольном направлении, б – зона сплавления, в – микроструктура сварочной ванны.

Анализ полученных микроструктур показал, что исходная структура состоит из перлитных зерен вытянутых в продольном направлении и разорванной ферритной сетки. В зоне сплавления образуется крупноигльчатая структура мартенсита с ферритной сеткой по границам зерен. В сварочной ванне наблюдается направление роста дендритов и иглы мартенсита. Формирование такой структуры сварного металла углеродистой стали может способствовать образованию больших внутренних напряжений и, как следствие, образованию трещин. Для предотвращения разрушения сварного шва необходимо использовать такие технологические приемы как подогрев, замедленное охлаждение и термическая обработка.

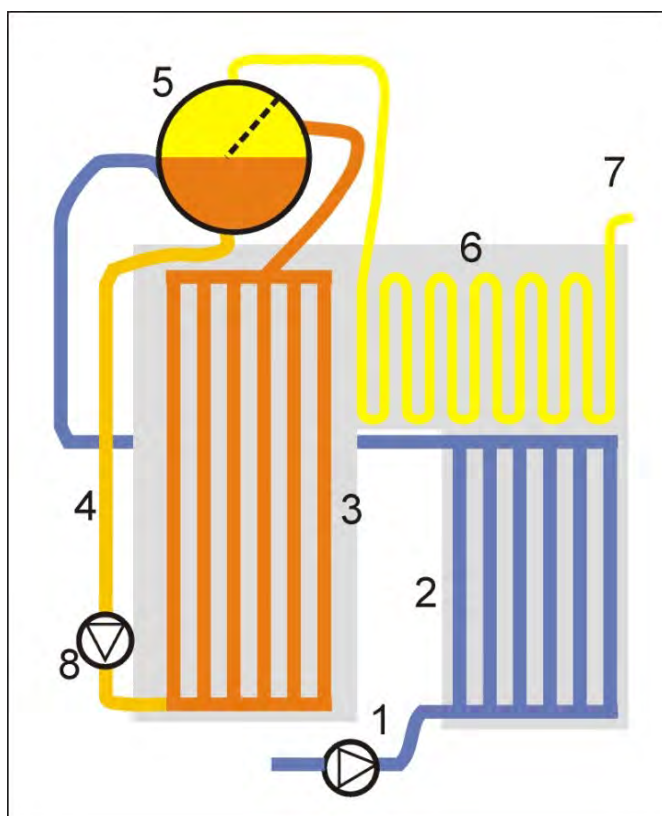
Исследования планируется продолжить в направлении стабилизации структуры сварных образцов из деформированной углеродистой проволоки: изучение размеров зерна и влияния степени обжатия и термической обработки на изменение микроструктуры образцов.

#### Литература

1. Лившиц, Л. С., Хакимов А. Н. *Металловедение сварки и термическая обработка сварных соединений*. М.: Машиностроение, 1989. 334 с.

Шоршоров М.Х., Белов В.В. *Фазовые превращения и изменения свойств стали при сварке*. Атлас. М.: Наука, 1972. 219с.

# ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА



ИССЛЕДОВАНИЕ РАБОТЫ КОТЛА-УТИЛИЗАТОРА В УСЛОВИЯХ

## КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОГО ЦЕХА

Бонсевич Д.Р., Гнитиев П.А.

Донецкий национальный технический университет

Более 70 % всей стали в мире выплавляют, используя кислородный конвертер. Принцип работы кислородного конвертера заключается в том, что в него заливают расплавленный чугун, засыпают металлический лом, загружают дополнительные материалы и начинают продувку кислородом. После чего на выходе имеем сталь, шлак и конвертерный газ.

Конвертерный газ является высококачественным технологическим и энергетическим топливом. Благодаря высокому содержанию СО (около 60-80%), высокой теплоте сгорания  $11 \text{ МДж/м}^3$ , малому выходу продуктов сгорания на единицу теплоты, конвертерный газ выгодно использовать в качестве восстановителя. Использование теплоты конвертерных газов позволяет сэкономить 30 тыс. т. условного топлива на 1 млн т. стали. Газ может применяться как непосредственно в качестве источника тепла, так и в виде сырья, переработка которого будет способствовать получению электроэнергии.

Котел-охладитель типа ОКГ – паровой или водогрейный котел, не имеющий собственного топочного устройства, предназначенный для охлаждения и утилизации тепла отходящих газов сталеплавильных конвертеров. Котел-утилизатор показан на рис. 1 [1].

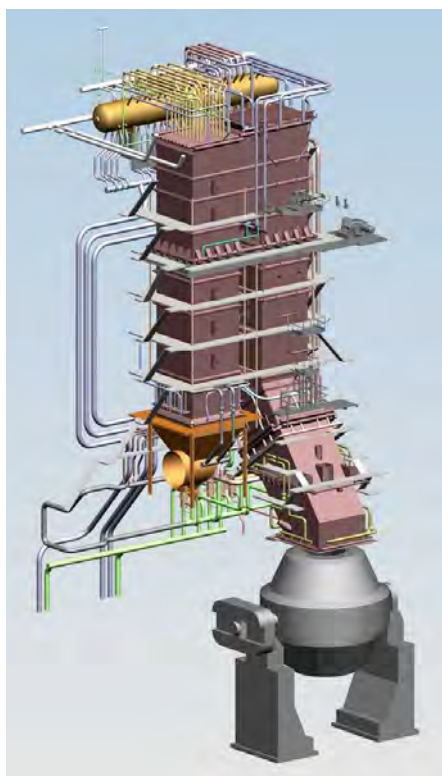


Рисунок 1 – Котел-утилизатор

Охладители конвертерных газов делят на 2 вида: с полным дожиганием и без дожигания.

Применяя в промышленности большегрузные конверторы и связывая с этим увеличение объема вдуваемого кислорода, количество выделяющихся газов возрастает. Их дожигание приведет к росту объема продуктов сгорания, и существенно увеличит размеры и стоимость всей установки. В таких условиях рациональной является газоотводящая система без дожигания.

Трудности в работе газоотводящего тракта конвертера без сжигания окиси углерода характеризуются высокими требованиями к обеспечению безопасности процесса, поскольку может образоваться взрывоопасная смесь газа и воздуха. Используя уплотнительное устройство – подвижный колокол (юбка) – можно уменьшить утечку, уменьшив расстояние между горловиной конвертора и кессоном до 70 мм [2].

В ней объем очищаемых газов в 3-4 раза меньше, чем при работе с дожиганием, что упрощает и удешевляет организацию газоочистки. После очистки газы можно использовать как топливо. На данный момент отечественная промышленность не располагает значительным опытом такой работы. Большинство конвертерных газов используются для производства пара и охлаждаются до (200-500 °С) в котлах-утилизаторах, после чего они направляются на очистку газа. Во время работы без дожигания было обнаружено, что размер частиц в газах, выходящих из конвертора, увеличивается, что позволяет более полно очищать выхлопные газы от пыли.

Генерация пара в охладителе конвертерных газов происходит периодически в соответствии с периодичностью выхода газа, что создает проблемы использования пара. Частота выхода газа исключает возможность перегрева пара. Сложность работы такого ОКГ также создает конвективные поверхности нагрева, которые забиваются пылью, что приводит к дополнительному газодинамическому сопротивлению в тракте. В связи с этим при удалении газа из конвертера без дожигания, т.е. когда используется только физическое тепло газа, которое не превышает 20 % от общей энергии газа, конвективные поверхности нагрева ОКГ не входят. Принципиальная схема котла-утилизатора без конвективных поверхностей, т.е. радиационного ОКГ.

В работе был взят кислородный конверт емкостью 160 тонн и два котла-утилизатора ОКГ-160БД и ОКГ-160У. По результатам расчет выход газа за одну плавку конвертора объемом 160 т составляет 76800 м<sup>3</sup>/ч.

В моей магистерской диссертации выполнен сравнительный анализ технологий использования ВЭР конвертерного производства с дожиганием и без дожигания монооксида углерода.

Для расчета с дожиганием объем уходящих газов после конвертера увеличился в результате дожигания газа и составил 230400 м<sup>3</sup>/ч, температура газа на входе в ОКГ – 888 °С. Далее идет расчет секций итерационным методом. В результате рассчитываем паропроизводительность котла [3].

Расчет паропроизводительности котла с дожиганием:

1. Количество тепла, отданное дымовыми газами в котле, Вт:

$$Q = (I_{\text{ГН}} - I_{\text{ГК}} + I_{\text{прод}})V_{\text{до}} = 3,99 \cdot 10^7$$

2. Количество тепла, воспринятое в котле 1 кг воды, Дж/м<sup>3</sup>:

$$\Delta I = I_{\text{пер}} - I_{\text{пв}} + I_{\text{прод}} = 2,705 \cdot 10^6$$

3. Паропроизводительность котла, т/ч:

$$P = \frac{3,4 \cdot Q}{\Delta I} = 50,16$$

Для расчета без дожигания объем уходящих газов после конвертера практически не изменился и составил 80640 м<sup>3</sup>/ч, температура газа на входе в ОКГ – 1663 °С. Далее идет расчет секций итерационным методом. В результате рассчитываем паропроизводительность котла.

Расчет паропроизводительности котла без дожигания:

1. Количество тепла, отданное дымовыми газами в котле, Вт:

$$Q = (I_{\text{гн}} - I_{\text{гк}} + I_{\text{прод}})V_{\text{до}} = 3,67 \cdot 10^7$$

2. Количество тепла, воспринятое в котле 1 кг воды, Дж/м<sup>3</sup>:

$$\Delta I = I_{\text{пер}} - I_{\text{пв}} + I_{\text{прод}} = 2,649 \cdot 10^6$$

3. Паропроизводительность котла, т/ч:

$$P = \frac{3,4 \cdot Q}{\Delta I} = 47,099$$

По полученным результатам будет выбрана оптимальная технология использования конвертерного газа. Будут построены соответствующие графики зависимостей выработки пара от температуры уходящих газов и размеров теплообменного оборудования и др.

Литература:

1. Гичев, Ю. А. Котлы-утилизаторы и их тепловой расчет / Ю. А. Гичев, В. М. Бойко, Д. С. Адаменко. – Днепропетровск : НМетАУ, 2004. – 46 с.

2. Теплотехника металлургического производства / В. А. Кривандин, В. В. Белоусов, Г. С. Сборщиков [и др.]. – Москва : МИСиС, 2001. – 210 с.

3. Мастрюков, Б. С. Теория, конструкции и расчеты металлургических печей: учеб. пособие для вузов: в 3 томах / Б. С. Мастрюков; под ред. В. А. Кривандина. – Москва : Металлургия, 1978. – 2 т.

## ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ТЕПЛОМАССОПЕРЕНОСА ПРИ МИКРОЛЕГИРОВАНИИ СТАЛИ КАЛЬЦИЕМ

Квиткин И.А., Захаров Н.И.

Донецкий национальный технический университет

Интенсификация процессов тепломассопереноса – основа повышения производительности агрегатов внепечной обработки металлов.

Использование порошковой проволоки (ПП) с различными наполнителями становится одним из основных технологических инструментов производства стали с минимальными энергозатратами [1]. В то же время общий уровень технологий повышается за счет возможности более точно контролировать процесс выплавки стали и обеспечивать лучшие условия для готовой металлической продукции. Функциональному использованию новой внепечной технологии микролегирования способствует ее высокая эффективность [2]. Микролегирование стали – введение (чаще всего совмещаемое с раскислением и дегазацией сплава) отдельных элементов или их соединений, остаточное содержание которых не превышало бы 0,1 %. При этом микролегирование оказывает значительное влияние на процессы, протекающие в твердой фазе (на фазовый состав сплавов, размер вторичного аустенитного зерна, строение и чистоту границ и приграничных зон) и, как следствие, на свойства металла.

Преимущества порошковой проволоки из микролегированной стали могут быть реализованы с учетом механизма, термодинамики и кинетики процессов. Микролегированием металла можно управлять для получения стали с желаемыми свойствами. При микролегировании жидкой стали важным параметром является скорость введения ПП в расплав. В низком состоянии он плавится и растворяет кальций в верхних слоях ковша, что приводит к неравномерному распределению введенного кальция по высоте ковша. При высоких скоростях ПП не успевает расплавиться и, достигнув дна ковша, изгибается и выходит в верхние слои металла и в атмосферу. Эффективность использования порошковой проволоки во многом зависит от разработанных технологических параметров, которые определяют способ введения ее в расплав. Это подтверждается значительным различием результатов, полученных на разных предприятиях с использованием одних и тех же типов проволоки [2], что отражается на влиянии обработки на качество металла и на экономичность производства. Например, скорость подачи кальцийсодержащих проволок в стальной ковш составляет около 1-8 м/с, а титансодержащих проволок – 1-6 м / с. Существует значительная разница в усвоении кальция (в 4 раза), титан (более 2 раз) и другие элементы. Это ведет к повышенному и неоправданному потреблению энергии и, в конечном итоге, препятствует дальнейшему внедрению эффективных технологий во многих компаниях. При этом в наше время многие технологии производства специальных высококачественных сталей просто не имеют возможности внедряться из-за недостаточной внепечной обработки порошковой проволокой с различными



наполнителями и их контролируемой подачи в требуемых условиях.

Дозированное количество в сочетании со всем комплексом мероприятий, проводимых при внепечной обработке. Это, в свою очередь, позволяет сделать вывод о том, что наличие качественной проволоки и оборудования для ее подачи в расплав, использование общетехнологических мероприятий пока недостаточно. Для достижения приемлемых результатов необходимо уточнить технологию микролегирования с учетом специфики конкретной компании, ассортимента торговых марок и требований потребителей [3].

Таким образом, одной из основных задач ближайшего будущего является совершенствование технологии обработки внепечной обработки порошковой проволокой, включая подготовку расплава (жидкая сталь должна быть максимально подготовлена для процессов микролегирования, т. е. иметь определенный уровень окисления, чистота неметаллических включений, газ, температура), рабочее состояние расплава, определение регламентов введения материалов и др. В отношении целей обработки и требуемых показателей качества и рабочих характеристик готовой продукции выбран тип и состав проволочного наполнителя. Однако обеспечение значительного энергопотребления в процессе выплавки стали в целом является важным фактором. Исходя из современного состояния проблемы, можно сделать вывод, что наиболее перспективной технологией внепечного микролегирования стали является ее обработка порошковой проволокой. Одним из эффективных наполнителей ПП является силикокальций. Энергосберегающий режим повышения производительности технологии (с интенсификацией процессов тепломассообмена в жидкой стали) реализуется за счет рационального выбора скорости ПП, его диаметра и количества одновременно вводимых проволок. плавиться.

Одним из наиболее перспективных способов решения проблемы является компьютерное моделирование на основе математической модели процессов тепломассопереноса.

#### Литература:

1. Захаров, Н. И. Энергоресурсосбережение при рафинировании жидкой стали от газов : монография / Н. И. Захаров, А. А. Троянский, А. И. Троцан. – Мариуполь : ПГТУ, 2015. – 190 с.
2. Прецизионная обработка металлургических расплавов / Д. А. Дюдкин, В. В. Кисленко, И. А. Павлюченков, В. Ю. Болотов. – Москва : Теплотехник, 2007. – 424 с.
3. Потапов, А. И. Исследование процессов микролегирования стали бором с целью совершенствования технологии производства борсодержащей стали : специальность 05.16.02 «Металлургия черных, цветных и редких металлов» : автореф. дис. на соиск. ученой. степ. канд. техн. наук / Потапов Андрей Иванович ; МСиФ НИТУ «МИСиС». – Москва, 2013. – 117 с.

## СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ И КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОЛПАКОВЫХ ПЕЧЕЙ

Лиханова Е.С., Новикова Е.В., Заика А.А.  
Донецкий национальный технический университет

Колпаковая печь – это термическая печь периодического действия, в которой происходит нагрев изделия под переносным нагревающим колпаком.

В основном, колпаковые печи используются для термообработки крупногабаритных изделий, которые будут применяться на предприятиях, где есть надобность выполнения термохимических операций с металлическими заготовками крупных размеров (металлургическая, атомная, электронная, авиационная и другие отрасли промышленности) [1].

Первые колпаковые печи начали появляться в 20-х годах прошлого века. Вначале их использовали для обработки металла горячим способом в металлургической промышленности, однако, позже были разработаны колпаковые печи для термообработки изделий и в вакууме. В печах такого типа происходит обработка изделий в газовой или вакуумной среде под переносным колпаком с возможностью использования абсолютного цикла термической обработки: нагрев, остывание, выдержка [2].

В настоящее время по всему миру работает около 15000 колпаковых печей для отжига холоднокатаной полосы, огромную долю из которых составляют печи с азотоводородной защитной атмосферой (100 %  $N_2$  или 95 %  $N_2$  + 5 %  $H_2$ ), которые поставляют фирмы «Сталь проект 1 Москва» (около 3000 стандов), а также «Матиаз Людвиг» (около 4500 стандов). В начале 80-х годов началась эпоха обработки холоднокатаной полосы с внедрением в промышленность новой высококонвективной водородной технологии. Сейчас по всему миру работают около 1500 высококонвективных водородных колпаковых печей. Из всех этих печных агрегатов фирмой «LOI Essen» было установлено примерно 800 колпаковых печей типа НРН (рис. 1) [3].

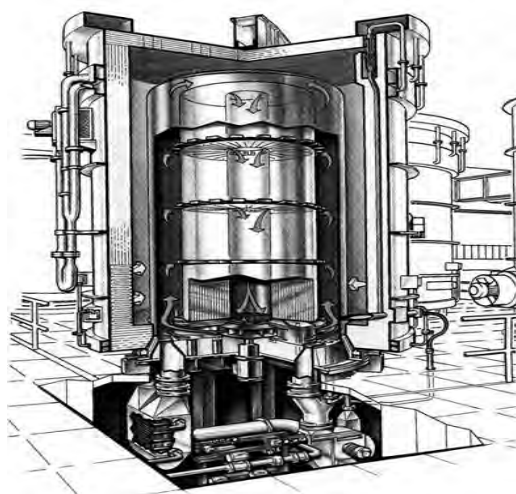


Рисунок 1 – Колпаковая печь типа НРН с байпасным охлаждением

При сопоставлении с азотоводородной консистенцией, чистый водород имеет в 6,5 раз большую теплопроводность и возможность для восстановления. Таким образом, в водородных колпаковых печах практически в 2 раза выше коэффициент теплопередачи, следствием чего является увеличение производительности печи и, соответственно, гарантируемое высокое качество и чистота поверхности отжигаемого металла.

Новая разработка НРН позволила не только увеличить производительность процесса, но и улучшить механические свойства отжигаемого металла. Такие технологические характеристики, как граница прочности и граница текучести для отожженной по НРН технологии холоднокатаной полосы ниже и меньше по разбросу (рис. 2) в результате равномерного распределения температуры, что более важно.

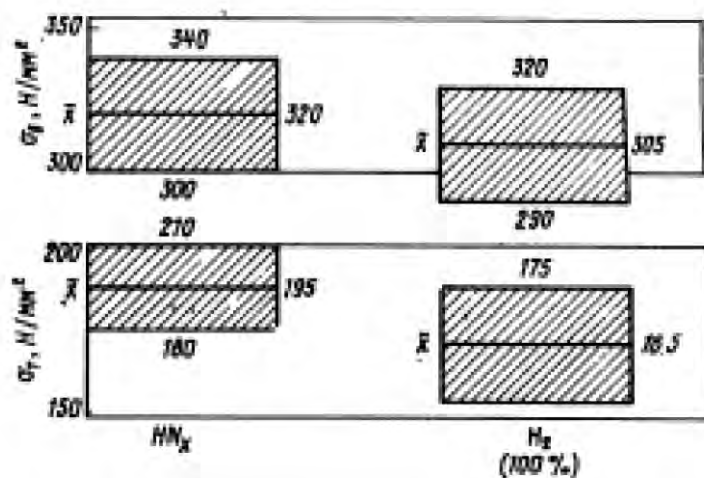


Рисунок 2 – Предел прочности и предел текучести холоднокатаной ленты из марки Ст14/Ст15

Чистота поверхности полосы, которая отжигается в среде водорода, намного лучше, чем при других методах отжига. Лучше всего это наблюдается при температурах ниже 700 °С. На рис. 3 приведены содержания углерода для некоторых защитных газов, которые были определены по методу «Ford Power Wash». В случае применения чистого водорода с соответствующей очисткой полосы до отжига возможно достичь чистоты поверхности менее 3 мг/м<sup>2</sup>. Такая высокая чистота может привести к более высокой коррозионной стойкости для лакированных листов и листов с покрытием.

Если учесть, что в конце 70-х годов эксперты были уверены, что будущее за проходными печами, а не колпаковыми, то после разработки водородновысококонвективной технологии их мнение изменилось. Начиная с 1988 г. в Германии не было построено ни одной проходной печи (в частности из-за высоких капитальных затрат), однако было внедрено более 250 водородных высокопроизводительных печей колпакового типа.

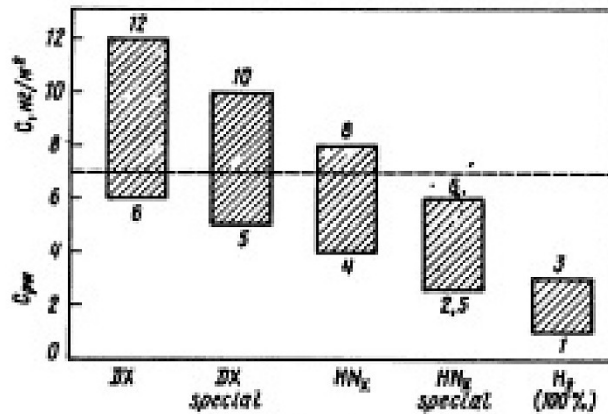


Рисунок 3 – Содержание углерода (C) для различных видов защитного газа, измеренные по методу «Ford Power Wash»

В связи с нынешним уровнем развития технологий необходимо учитывать, что подобный скачок в качестве готовой продукции и в производительности печи, больше ожидать не стоит.

Для усовершенствования работы колпаковых печей можно выделить следующие пути развития:

- улучшение качества отжига металла при помощи новых технологий продувки защитного газа и подбора оптимального температурного режима;
- разработка новых современных технологий или материалов;
- термохимическая обработка путем управления продувкой защитными газами;
- использование и модернизация существующей вакуумной техники;
- автоматизация компьютерных систем проверки и контроля за качеством готовой продукции;
- оптимизация всего оборудования и автоматизация производства до и после цеха с колпаковыми печами.

Резюмируя выше сказанное, можно отметить что выполнение всех перечисленных мероприятий позволит увеличить производительность колпаковых печей примерно на 10-20 %.

#### Литература:

1. Колпаковая печь // ООО «Витерм» : сайт компании. – г. Санкт-Петербург, 2021. – URL: <https://v-term.ru/catalog/oborudovanie-po-kategoriyam/promyshlennye-pechi/04> (дата обращения: 25.04.2021).
2. Кривандин, В. А. Металлургические печи / В. А. Кривандин, Б. Л. Марков. – 2-е изд., доп. и перераб. – Москва : Metallurgiya, 1977. – 464 с.
3. Железнов, В. А. Совершенствование производства холоднокатаной листовой стали / В. А. Железнов, В. А. Черный, А. П. Кошка. – Москва : Metallurgiya, 1982. – 232 с.

# ПОВЫШЕНИЕ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ТРЁХЗОННОЙ МЕТОДИЧЕСКОЙ ПЕЧИ С ЦЕЛЬЮ СОКРАЩЕНИЯ РАСХОДА ТОПЛИВА

Туманенко А.И., Сапронова Е.В.  
Донецкий национальный технический университет

Современное металлургическое предприятие – это сложная, многопараметрическая система, взаимодействующая с теплоэнергетическим комплексом, представляет собой крупнейший узел переплетения энергетических, материальных и финансовых интересов государства, отрасли, региона. Одностороннее рассмотрение вопроса, без учета взаимных связей явлений и их разнообразия, может привести к неверным выводам. Производство металла имеет сложные внешние и внутренние связи по финансовым каналам со смежниками и окружающей средой.

Энергетические процессы являются основными практически во всех технологиях металлургического производства. В связи с этим, в настоящее время дефицита энергоресурсов больше внимания уделяется созданию энерго- и ресурсосберегающих технологий. Высокая энергоемкость производства металлургической продукции требует совершенствования процессов сжигания топлива, газодинамики, теплообмена, а также оборудования для них. Интенсификация протекания этих процессов позволяет не только улучшать эксплуатационные характеристики металлургических печей, но и выбирать экономические проектные решения.

Большой удельный вес в составлении себестоимости продукции металлургической отрасли занимает процесс нагрева металла перед прокаткой. Для получения готового проката заготовки из машины непрерывного литья приходится нагревать до заданной температуры. При этом расходуется большое количество энергии, что приводит к высокой себестоимости и к снижению спроса на прокат.

Поэтому на первом плане становится задача сокращения расхода топлива для нагрева металла. Существует несколько способов для осуществления этого: повышение теплоты сжигания топлива, причем чем выше температура отходящих газов, тем более эффективным является использование высококалорийного топлива, подогрев окислителя и топлива и др. Один из самых эффективных способов – нагрев окислителя (воздуха) за счет утилизации отходящих дымовых газов. На трёхзонной методической нагревательной печи отопление происходит за счет природного газа.

Методическая печь – предназначена для нагрева металлических заготовок перед обработкой давлением. Их отапливают газообразным или жидким топливом с помощью горелок или форсунок [1]. Существуют также печи с комбинированным отоплением.

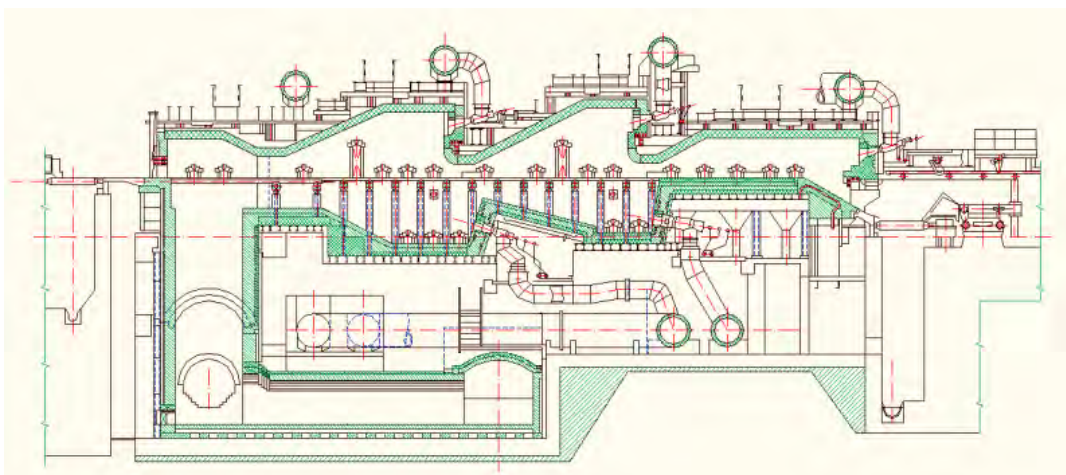


Рисунок 1 – Трёхзонная методическая печь

Преимущество многозонных печей перед двухзонными:

- гибкость в регулировке режима нагрева и, соответственно, меньший расход топлива при высоком качестве нагрева металла.

Недостаток:

- усложнение конструкции системы отопления.

Для подогрева воздуха в методических печах используют теплообменные аппараты. Теплообменник устройство, в котором осуществляется теплообмен между двумя теплоносителями, имеющими различные температуры.

Рекуператор – теплообменник поверхностного типа для использования теплоты отходящих газов, в котором теплообмен между теплоносителями осуществляется непрерывно через разделяющую их стенку [1].

Разработан конструктивный вариант трубчатого рекуператора. Определены основные теплотехнические параметры рекуперативного теплообменника. Также определены общий расход топлива, удельный расход топлива, расход условного топлива.

Расчеты в экономической части показали, что при использовании трубчатого рекуператора присутствует значительная экономия природного газа, что в свою очередь приводит к снижению финансовых затрат на производство металла.

Была предложена система автоматики, которая позволит регулировать температуру в зоне печи. Регулятор, изменяя расход топлива в зону, приводит в соответствие действительную температуру в печи с заданной, а также оптимальный режим горения топлива обеспечивается двухконтурной системой регулирования.

Литература:

1. Кашаев, В. В. Методы экспериментального исследования теплотехнологических процессов : учеб. пособие для студентов очной и заочной форм обучения направления подготовки 22.04.02 «Металлургия» / В. В. Кашаев ; ГОУВПО «ДОННТУ». – Донецк : ДОННТУ, 2020.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ СТАЛИ В ДСП С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГАЗОКИСЛОРОДНЫХ ГОРЕЛОК

Волынцев В.В., Гнитиев П.А.

Донецкий национальный технический университет

Дуговая сталеплавильная печь предназначена для выплавки в основном конструкционных и отдельных легированных марок сталей с использованием в качестве шихты стального лома и металлизированных окатышей в комплекте с агрегатом внепечной обработки, должна использоваться только в качестве плавильного агрегата.

Механическое оборудование печи включает: корпус, свод, опорную конструкцию, механизм наклона, электрододержатель, механизм передвижения электродов, вспомогательные механизмы и устройства, систему удаления и очистки газов.

Корпус, футерованный изнутри, формирует рабочее пространство ДСП. Рабочее окно необходимо для обслуживания ДСП во время плавки [1].

В настоящее время на металлургических предприятиях в основном устанавливают электропечи вместимостью от 12 до 200 т, в которых нашли новейшие достижения электротермии и электрического машиностроения. Практически все ДСП для удобства обслуживания выполняются с наклоном на угол 40-45° в сторону желоба для выпуска жидкого металла и на 10-15° в сторону рабочего окна для удаления шлака.

Использование топливно-кислородных горелок позволяет сэкономить электроэнергию и увеличивать производительность печи. Топливом для горелок служат нефть, керосин и природный газ, реже используется угольный порошок. Горелки устанавливаются в боковых стенках, своде, в заслонке шлакового окна, на манипуляторе, в нижней части шахты шахтных дуговых печей. Горелки бывают стационарными и выдвижными. Количество горелок может достигать 9-ти. Уровень установки горелок – не ниже 400 мм от уровня ванны [2].

Топливо-кислородные горелки могут использоваться как кислородные фурмы для «подрезки» лома, также для обезуглероживания, рафинирования жидкого металла и вспенивания шлака. Топливо-кислородные горелки следует устанавливать как можно ниже в водоохлаждаемых панелях, чтобы обеспечить максимальную эффективность нагрева во время расплавления. В этот период передача тепла лому происходит путем излучения и конвекции от горячих продуктов сгорания, а также теплопроводности шихты.

Обычными ДСП считаются печи с удельной мощностью печного трансформатора 170-400 кВА/т. Печами сверхвысокой мощности считались печи с мощностью 380-540 кВА/т. Меньшие значения удельной мощности соответствовали печам большей емкости [3].

На самом деле, удельная мощность не характеризует степень ее использования, и в конечном итоге, производительность печи. Поэтому

концепция сверхмощной ДСП окончательно оформилась в виде следующих требований:

- максимально быстрое расплавление;
- в процессе все плавки в печь необходимо вводить максимально возможную мощность;
- периоды плавки при отключенной печи должны быть как можно меньше.

Практически эти требования сводятся помимо оценки максимальной удельной мощности трансформатора к учету еще двух критериев:

- коэффициента использования максимальной активной мощности  $C_1$ ;
- коэффициента работы печи под током  $C_2$ .

Коэффициент  $C_1$  определяется из выражения:

$$C_1 = \frac{P_1 t_1 + P_2 t_2 + \dots + P_n t_n}{P_{\max} \times (t_1 + t_2 + \dots + t_n)}$$

где  $P_1, P_2 \dots P_n$  – средняя активная мощность в различные периоды плавки;

$t_1, t_2, \dots t_n$  – продолжительность периодов плавки под током.

$P_{\max}$  – максимальная мощность трансформатора.

Коэффициент  $C_2$  определяется из выражения:

$$C_2 = \frac{t_1 + t_2 + \dots + t_n}{T}$$

где  $T$  – продолжительность всей плавки.

Для высокоомощных дуговых печей численные значения коэффициентов  $C_1$  и  $C_2$  не должны быть ниже 0.7. Или, если это невозможно, произведение этих коэффициентов должно быть не менее 0.5.

На основании анализа вышеприведенных критериев можно сделать основной вывод, что сверхмощные ДСП должны использоваться только для плавления шихты с проведением процессов рафинирования вне печи.

#### Литература:

1. Иванов, М.Н. Детали машин: учебник для машиностроительных специальностей вузов / М. Н. Иванов, В. А. Финогенов. – 9-е изд., испр. – Москва : Высшая школа, 2005. – 408 с.

2. Якушев, А.М. Основы проектирования и оборудование сталеплавильных и доменных цехов / А. М. Якушев. – Москва : Металлургия, 1982. – 422 с.

3. Сапко, А.И. Исполнительные механизмы регуляторов мощности дуговых электропечей / А. И. Сапко. – Москва : Энергия, 1980. – 46 с.



## ОБЗОР СИСТЕМ ФИЛЬТРАЦИИ РАСПЛАВА АЛЮМИНИЯ

Юдин А.А., Кашаев В.В.

Донецкий национальный технический университет

На сегодня существует несколько вариантов систем фильтрации расплава алюминия.

SIVEX-фильтр. Система фильтрации SIVEX<sup>®</sup> состоит из двух основных элементов, а именно, фильтровальной коробки SIVEX и пенокерамического фильтра SIVEX. Пригодная для непрерывного или периодического литья с одинарным или двойным фильтровальным гнездом в монолитной футеровке, фильтровальная коробка SIVEX является модульной системой, способной удовлетворить основные требования к фильтрации. Система фильтрации дополнительно может содержать программируемое логическое регулирование (PLC, программируемый логический контроллер) для предварительного нагрева системы, крышки и перегородки. Система предварительного нагрева обеспечивает эффективный и рациональный нагрев всей поверхности пенокерамических фильтров (ПКФ) SIVEX и, следовательно, позволяет избежать обычной проблемы горячих участков. Это важно для достижения оптимальной эффективности пенокерамических фильтров. Система имеет также регулируемые по высоте опоры, с помощью которых можно точно согласовать ее с существующей системой желобов. Другим важным элементом системы являются пенокерамические фильтры SIVEX. В результате обширных исследований и разработок появилась возможность точно регулировать размеры пор ПКФ. Это дало возможность компании «Pyrotek» (Швейцария) установить общемировые стандарты для технологии данного типа [1].

Фильтровальные коробки SIVEX с одинарным или двойным фильтровальным гнездом снабжены крышками с пневмоприводом. Крышки уменьшают теплопотери при литье, и на них расположена система предварительного нагрева фильтров. Горелка и камера сгорания этой системы, которые создают поток горячего воздуха, расположены по центру над пенокерамическим фильтром SIVEX и обеспечивают эффективный предварительный нагрев. Для двойных фильтровальных коробок требуется только система одиночного предварительного нагрева, потому как в них применяется коллектор с крышкой для подачи горячего воздуха к фильтрам.

Система фильтрации SIVEX имеет такие преимущества [2]: равномерная температура фильтра; отсутствие термического удара; известное время предварительного нагрева.

Но есть конечно и недостатки: высокая стоимость; невозможность серийного производства; неудобная для обслуживающего персонала система открывания крышки с нагревательными элементами.

Следующим вариантом системы фильтрации расплава алюминия рассмотрим фильтр тонкой очистки PDBF. PDBF<sup>®</sup> (Pechiney Deep Bed Filter) – фильтр тонкой очистки производства компании «Novelis PAE» (Франция) (рис.

1) предназначен для обеспечения высокого уровня качества алюминиевых сплавов тонких продуктов, такого как тонкий алюминиевый лист: алюминиевая тара и фольга, лигрографический лист.



Рисунок 1 – Система фильтрации тонкой очистки PDBF®

В фильтрах этого типа жидкий металл проходит через различные слои калиброванных шариков из оксида алюминия и щебня глинозема (толщина фильтр-слоя  $\approx 50$  см), мелкие инородные включения при этом захватываются фильтрующими элементами благодаря механическому воздействию. Благодаря опыту «Novelis PAE» в разработке и внедрении этого типа фильтра, эффективность фильтрации превышает 95 % для частиц размером более 10 микрон [3]. Эффективность снижается с уменьшением размера частиц, но остается выше, чем у других технологий при всех размерах частиц.

Основные преимущества PDBF-фильтра тонкой очистки следующие: низкие эксплуатационные расходы; увеличенный срок службы глубокого фильтрующего слоя, до 7000 т; замена фильтра выполняется за 1 день при использовании крышки предварительного нагрева; высокая эффективность фильтрации; высокий уровень удаления включений; композиция фильтрующего слоя адаптирована для удовлетворения самых взыскательных целевых показателей по качеству алюминия и алюминиевых сплавов на выходе.

У этой системы фильтрации хороший металлургический контроль, в частности это: мощная система нагрева крышки (от 3 до 9 нагревателей в зависимости от производительности); дополнительные нижние погружные нагреватели (запатентованная технология), от 1 до 3 мини-нагревателей. Корпус PDBF-фильтра имеет пятислойную теплоизоляцию для минимизации потерь температуры расплава.

Основные недостатки этой системы фильтрации: высокая стоимость; невозможность серийного производства; неудобная для обслуживающего персонала система открывания крышки с нагревательными элементами.

Фильтры различных типов выпускаются фирмой «Drache GmbH» (Германия). Эта фирма производит широкую гамму пенокерамических фильтров, как по фильтруемым материалам, так и по геометрическим

характеристикам. Использование ПКФ в различных литейных процессах объясняет широкую гамму производимых фильтров.

Фильтры Cerapor<sup>®</sup> LDNG – это ПКФ, специально разработанные и оптимизированные для алюминиевого фасонного литья. Они поставляются всех распространенных размеров и пористостей. Фильтры Cerapor<sup>®</sup> LDNG – «всплывающие», это значит, что при переплавке литниково-питающей системы фильтр всплывает на поверхность расплавленного металла и таким образом удаляется вместе со шлаком. Эти фильтры термостойки до 1000 °С и благодаря этому подходят для любого алюминиевого литья. Кроме того, в материале фильтров отсутствует углерод и графит, фильтр не гигроскопичен.

Cerazirk<sup>®</sup> ZrO<sub>2</sub> – керамический вспененный фильтр на основе диоксида циркония и применяется в стальном литье, литье жаропрочных сплавов и крупном чугунном литье. Фильтр эффективен для всех видов стальных сплавов, а также сплавов на никелевой и кобальтовой основе. Температуростойкость фильтров Cerazirk – до 1700 °С. Благодаря великолепной тепловой и механической устойчивости к нагрузкам используемого материала, на основе стабилизированного ZrO<sub>2</sub>, фильтры Cerazirk<sup>®</sup> ZrO<sub>2</sub> хорошо себя зарекомендовали. Стандартная пористость этих фильтров составляет 10 PPI (при специальных заказах пористость может быть до 50 PPI).

Cerasic<sup>®</sup> NG – керамический вспененный фильтр на основе SiC для фильтрования высокопрочного и ковкого чугуна, а также цветных металлов при температуре до 1500 °С. Они используются для отливок с небольшим и средним штучным весом как в литье машинной, так и ручной формовки.

Фильтры от компании «Drache GmbH» отличаются высокой фильтрующей способностью при низких перепадах давления. В зависимости от массы фильтруемого металла и требуемой скорости фильтрования, пористость фильтра может составлять от 10 до 60 PPI (пор на дюйм). Стандартный ряд фильтров позволяет устанавливать их как в горизонтальном, так и в вертикальном положении. Форма фильтров может быть, как прямоугольной, так и круглой. Качество фильтров обеспечивается постоянным контролем специальным департаментом качества фирмы «Drache GmbH».

Ceralu<sup>®</sup> Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – керамический вспененный фильтр на основе оксида алюминия. Разработан специально для фильтрования алюминия при температуре до 1150 °С. Они обладают очень хорошей химической стойкостью, имеют равномерную структуру пор и высокую поверхностную твердость, обеспечивающую отсутствие «пыления» фильтра и подходят для всех видов сплавов, включая авиационные сплавы. По геометрическим характеристикам фильтры Ceralu<sup>®</sup> могут производиться как стандартных размеров, принятых в металлургической отрасли (от 7 до 23 дюймов), так и любых других форм и размеров. Уплотняющая прокладка может быть терморасширяемой из специального вспенивающегося материала или из обыкновенной огнеупорной ваты. Пористость этих фильтров – от 10 до 60 PPI. Фильтры имеют высокий уровень открытой поверхностной пористости, контролируемый для каждого фильтра как непосредственно – как визуальное, так и опосредованно – через

измерение падения давления за фильтром [4].

Также эта фирма предлагает три специальных варианта фильтра Ceralu<sup>®</sup>: Ceralu<sup>®</sup> HF и Duplex, а также изготовленный из модифицированного материала фильтр Ceralu<sup>®</sup>, оптимизированный специально для алюминиево-литиевых сплавов. Вариант фильтра Ceralu<sup>®</sup> HF применяется тогда, когда требуется фильтрация большого объема металла, который невозможно или трудно реализовать с помощью обычных ПКФ.

Дуплексный фильтр Ceralu<sup>®</sup> сочетает в себе (в одном фильтре) две разные пористости. Эти фильтры используются также, как и другие фильтры. Их пропускная способность примерно соответствует пропускной способности «обычного» фильтра такой же пористости, как среднее значение пористостей Duplex, т.е. пропускная способность 20" Duplex 30/50 PPI соответствует пропускной способности 20" «обычного» фильтра 40 PPI. Фильтры Duplex рекомендуется применять там, где предъявляются особо высокие требования к чистоте металла (где мельчайшие включения приводят к проблемам при изготовлении готового продукта). Существуют Duplex таких же размеров, как и «обычные» фильтры, т.е. от 9 до 23 дюймов. Это означает, что фильтр Duplex можно легко вставить в фильтр-бокс. Принципиально возможна различная комбинация пористости, исключение составляет только 10 PPI (технически не рационально). Чаще всего используют следующие комбинации: 30/50 или 40/60 PPI. Для изготовления двойного фильтра, как и для «обычного», используют одно и то же сырье. Посредством разработанного компанией специального процесса поролон перед пропитыванием связывают друг с другом. При этом соприкасающаяся поверхность между поролоном образует твердое соединение, которое одновременно остается открыто-пористым, однако без остатков клея или прочего. Эффективная двухступенчатая фильтрация достигается благодаря сочетанию различной пористости, поскольку между ячейками разного размера задерживается большее количество маленьких частиц. При предварительном нагреве нужно особо обратить внимание на то, чтобы обе стороны фильтра были одинаково прогреты.

Фильтровальные коробки фирмы «Drache GmbH». Фильтровальные коробки (боксы) предназначены для установки в них ПКФ (рис. 2). Фильтровальные установки возможны различных размеров, одно- или двухкамерные. Кроме этого, установки могут быть как с горизонтальным, так и с вертикальным расположением фильтров. Вертикальные фильтровальные установки применяют там, где мало площади между печью (дегазатором) и литейным столом. Площадь основания вертикального фильтр-бокса примерно в 2,5 раза меньше основания горизонтальных установок того же размера. Следовательно, их легко эксплуатировать и производить их техническое обслуживание. Для обеспечения оптимальной эффективности фильтров необходим их предварительный нагрев.



Рисунок 2 – Фильтровальные коробки фирмы «Drache GmbH»

Для предварительного нагрева фильтров фирма «Drache GmbH» применяет горелки компании «Wiedemann Industriebrenner GmbH» (Германия). Эти горелки являются газовыми горелками для форсированного сжигания, они характеризуются очень высокой скоростью распространения пламени (до 150м/с), которая обеспечивает равномерный предварительный нагрев ПКФ, а также возможность использования фильтров больших размеров (до 26").

Горелки поставляются с пультом управления, позволяющим очень точно установить смесь газа и сжатого воздуха, наличие возможностей осуществления различного контроля и защитные устройства. Кроме того, горелки фирмы «Wiedemann Industriebrenner GmbH» надежны, прочны, легки и безопасны в работе и требуют всего лишь незначительного технического обслуживания [5].

На основании обзора можно сделать вывод о том, что наиболее эффективную фильтрацию расплава алюминия могут обеспечить фильтровальные коробки от фирмы «Drache GmbH».

#### Литература:

1. Ройш, Ф. Современное оборудование и материалы для фильтрации алюминия и его сплавов / Ф. Ройш, Й. Шнелле // Цветные металлы. – Москва, 2008. – № 1. – С. 86-87.
2. Фильтр тонкой очистки PDBF // Компания «Глобалтек» : сайт компании. – г. Санкт-Петербург, 2021. – URL: <https://gl-tech.ru/products/filtr-tonkoy-ochistki-pdbf> (дата обращения 17.01.2021).
3. PDBF<sup>®</sup> deep bed filter // Novelis PAE : сайт компании. – Voreppe Cedex, 2021. – URL: <https://novelispae.com/pdbf-deep-bed-filter/> (дата обращения 17.01.2021).
4. Фильтровальная система SIVEX<sup>®</sup>. – [Б. м.], 2021. – URL: <http://www.ruscastings.ru/files/file186.pdf> (дата обращения 15.01.2021).
5. High-velocity gas burners for thermoprocessing equipment // Wiedemann Industriebrenner GmbH : сайт компании. – Stockach-Raithaslach, 2021. – URL: <https://www.wiedemann-industriebrenner.com/en/gas-hochgeschwindigkeitsbrenner/> (дата обращения 05.05.2021).

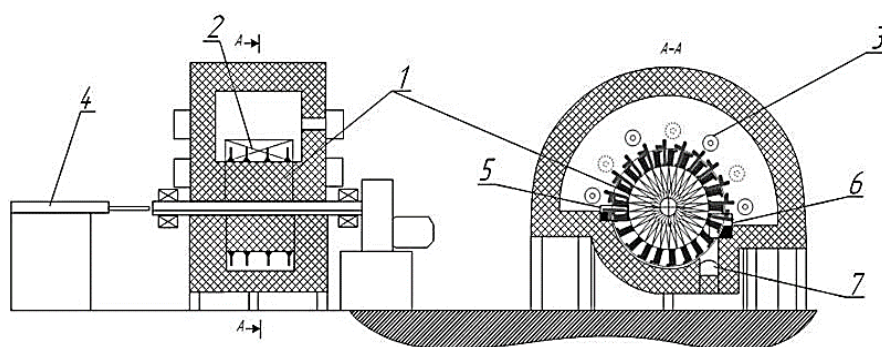
## КАМЕРНАЯ ПЕЧЬ БАРАБАННОГО ТИПА

Зайцев В.А., Кашаев В.В.

Донецкий национальный технический университет

Камерные печи с постоянной температурой рабочего пространства имеют, обычно, стационарный под, так как нерационально охлаждать всю садку металла, чтобы извлечь одну нагретую заготовку и положить на ее место холодную, как это пришлось бы делать при наличии выдвигного пода печи. Эти печи не пригодны для загрузки заготовок в несколько рядов по высоте, потому как в этом случае нарушается необходимая очередность выемки и посадки этих заготовок. Способ посадки заготовок концом вперед исключает применение, каких бы то ни было подкладок, расположенных вдоль пода печи и возвышающихся над ним [1].

Принципиальная схема барабанной печи непрерывного действия для нагрева металлопроката под закалку, в которой поддерживается постоянная рабочая температура, приведена на рис. 1.



1 – барабан; 2 – нагреваемый металл; 3 – горелки; 4 – толкатель; 5 – окно загрузки; 6 – окно выгрузки; 7 – окалиносборник

Рисунок 1 – Схема камерной печи барабанного типа

В барабанной печи транспортирование металлопроката в процессе нагрева производится с помощью вращающегося барабана револьверного типа из жаропрочной стали. Пример применения камерной печи барабанного типа – нагрев тракторных башмаков под закалку.

Тракторные башмаки в процессе транспортировки размещаются радиально, по отношению к барабану в специальных гнездах с зацепами на наружной поверхности. Подобный способ транспортировки обеспечивает равномерный двухсторонний нагрев металла, что, в свой черед, за счет минимизации времени нагрева, существенно сокращает габариты печи и угар металла. Металлоконструкции барабана выполнены из жаропрочной марки стали X13H7C2.

Центральная часть барабана выполнена в виде спиц из жаропрочной стали и футерована волокнистыми огнеупорными материалами.

Вращение барабана осуществляется шаговым двигателем, что обеспечивает установку барабана в положение «загрузка-выгрузка» с высокой точностью. Цапфы барабана и подшипниковые узлы вынесены за пределы рабочего пространства, что увеличивает срок их службы.

Чтобы обеспечить нормальные условия работы подшипниковых узлов применяется воздушное охлаждение вала барабана, сделанного в виде толстостенной трубы. Посад и выдача металла осуществляется через окна в торцевых стенах с помощью толкателей. Окна посадки и выдачи башмаков и для прохода штанги толкателя выгрузки закрываются заслонками с приводом. Эти преобразования делают печь практически герметичной [2].

Система отопления камерной печи барабанного типа состоит из семи автоматических скоростных рекуперативных горелок, позволяющих утилизировать теплоту отходящих продуктов сгорания, и обеспечивающих, за счет высоких скоростей продуктов сгорания на выходе из сопел, интенсивную циркуляцию газов в рабочем пространстве печи, существенно улучшающую равномерность и скорость нагрева металла. Система газоснабжения имеет в соответствии с действующей нормативной документацией, узел безопасности с расходомером, датчиками давления и запорно-регулирующей арматурой.

Узел безопасности общий для закалочной и отпускной линии печей.

Система воздуховоснабжения построена на базе 2 вентиляторов высокого давления – один рабочий, а еще один в качестве резервного.

Удаление продуктов сгорания осуществляется через встроенные в горелки рекуператоры в сборный металлический, теплоизолированный дымопровод. Отвод продуктов сгорания в окружающую среду осуществляется дымососом через дымовую трубу с наружной теплоизоляцией, проходящую по опорным конструкциям цеха через крышу.

Свод печи в виде полукольца и торцевые стены печи футерованы волокнистыми огнеупорными материалами, а нижняя часть – огнеупорным кирпичом или бетоном. В нижней части со стороны выгрузки предусмотрен приямок с окном для сбора и удаления окалины.

Система автоматического управления работой печи предусматривает регулирование температуры рабочего пространства в семи (по числу горелок) тепловых зонах и осуществляется с помощью импульсного режима работы горелок.

Управление вращением транспортирующего барабана, шлеппера посадки, толкателями на посадке и выдаче, и рольгангом за печью предусмотрено в трех режимах управления: автоматизированном, полуавтоматизированном и ручном.

Главное преимущество камерной печи барабанного типа – полная механизация; полная равномерность нагрева деталей из-за того, что они все время перекачиваются в барабане.

Барабанные печи применяют для процессов закалки, отпуска, отжига и цементации мелких деталей (болтов, роликов, шариков). Детали приводятся в движение в результате вращения барабанов вокруг своей оси на симметричных роликах. Для операций светлого отжига и нормализации печи снабжаются



охлаждающей ретортой. В камерной печи барабанного типа нельзя нагревать детали с тонкими стенками и острыми краями.

Следует отметить и недостатки печей данного типа: сложность изготовления литого жароупорного барабана, что ограничивает максимальную рабочую температуру печи 900 °С; возможность использования печи лишь для деталей округлой формы.

Теплотехнический расчет и моделирование газодинамического режима камерной печи барабанного типа могут быть выполнены в программном модуле ANSYS Fluent [3].

Компьютерное моделирование физических процессов представляет большое научное и практическое значение при конструировании новых и модернизации существующих промышленных агрегатов. Оно необходимо для получения количественных и качественных результатов для имеющейся модели.

Качественные выводы, получаемые по результатам анализа, позволяют обнаружить неизвестные ранее свойства сложной системы: ее структуру, динамику развития, устойчивость, целостность и др. Количественные выводы в основном носят характер прогноза некоторых будущих или объяснения прошлых значений переменных, характеризующих систему.

ANSYS является одним из лидирующих программных комплексов, позволяющих проводить полный инженерный расчет объектов (в т. ч. теплотехнических) посредством компьютерного моделирования. Однако широкое распространение программного комплекса ANSYS сдерживается двумя основными причинами.

Первой причиной выступает высокая стоимость установки пользовательского пакета программы. Хотя существует студенческие версии, но с несколько ограниченным набором возможностей. Вторая причина – отсутствие квалифицированных специалистов, разбирающихся в этой области. Поэтому необходимость развития компьютерного моделирования в учебных заведениях среди студентов представляет особую актуальность.

Используя программный модуль ANSYS Fluent можно выполнить компьютерное моделирование газодинамики в рабочем пространстве камерной печи барабанного типа, что и будет выполнено в магистерской диссертации.

#### Литература:

1. Ульянов, В. А. Нагрев и нагревательные устройства : учеб. пособие для вузов по направлению «Металлургия» / В. А. Ульянов, В. Н. Гуцин, Е. А. Чернышов. – Москва : Академия, 2010. – 256 с.

2. Курбатов, Ю.Л. Металлургические печи : учеб. пособие для вузов / Ю. Л. Курбатов, А. Б. Бирюков, Ю. Е. Рубан. – Донецк : ГОУ ВПО «ДонНТУ», 2016. – 433 с.

3. Каплун, А. Б. ANSYS в руках инженера: практическое руководство / А. Б. Каплун, Е. М. Морозов, М. А. Шамраева. – Москва : Либроком, 2015. – 272 с.



# ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА



# УДОВЛЕТВОРЕНИЕ НАГРУЗКИ ГОРЯЧЕГО ВОДОСНАБЖЕНИЯ ОТ МИНИ-ТЭЦ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ТЕПЛОВЫХ НАСОСОВ КОМПРЕССИОННОГО ТИПА

Белицкий В.О., Беднев Д.С., Колесниченко Н.В.  
Донецкий национальный технический университет

Тепловая схема включения тепловых насосов и мини-ТЭЦ должна учитывать, что нагрев горячей воды происходит в широком диапазоне температур: от  $t_{x.г} = 5 - 20^{\circ}C$  до  $t_{z.г} = 60^{\circ}C$ . Тогда теплонасосная станция должна состоять из группы тепловых насосов. При этом тепловые насосы соединяются последовательно по ходу нагрева горячей воды и параллельно в отношении подвода низкотемпературного теплоносителя, как показано на рисунке 1.

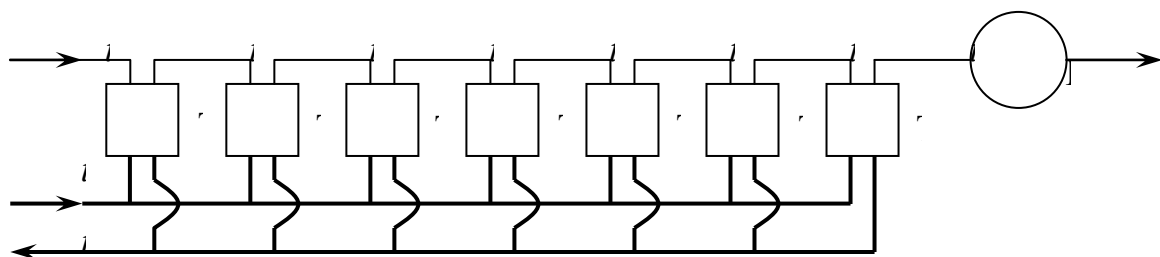


Рисунок 1 – Принципиальная схема соединения тепловых насосов

Для поддержания необходимого потока нагреваемой воды через тепловые насосы для осуществления режимов регулирования тепловой нагрузки станции, а также при отключении тех или иных тепловых насосов, необходимо после каждого теплового насоса предусмотреть контур рециркуляции нагретой воды.

Для большинства существующих парокомпрессионных тепловых насосов номинальное изменение температуры нагреваемой воды составляет  $5^{\circ}C$ . Таким образом, оптимальное число тепловых насосов в теплонасосной станции будет  $5 \div 8$ . Но их количество может меняться в зависимости от типа устанавливаемых тепловых насосов и способности работать в ступенчатом режиме. Кроме того, коэффициент преобразования теплонасосной установки определяется конечными температурами нагреваемого и охлаждаемого теплоносителей. Поэтому в приведенной схеме значение  $\mu_{ТНУ}^{ТЭЦ}$  с увеличением количества тепловых насосов также будет возрастать. Но при этом, каждый новый тепловой насос будет давать все меньшее увеличение итогового коэффициента  $\mu_{ТНУ}^{ТЭЦ}$ .

На рисунке температура  $t_{ТНi}$  является температурой горячей воды после  $i$  – го теплового насоса. Обозначим также температуру воды на входе в теплонасосную установку (группу тепловых насосов) -  $t'_{ТНУ}$ , а на выходе -  $t''_{ТНУ}$ . Тогда  $t'_{ТНУ} = t_{x.г}$ . Если температура нагреваемой воды на входе в

теплонасосную установку должна быть выше  $t_{х.в}$ , контур рециркуляции нагретой воды обеспечит требуемое значение  $t'_{ТНУ}$ .

Доля тепловой нагрузки, которую будут нести тепловые насосы, а также результирующий коэффициент преобразования всей теплонасосной установки, будут зависеть от индивидуальных показателей каждого теплового насоса, определять которые необходимо методом последовательных приближений. Алгоритм расчета будет следующим.

1) Задаемся значением результирующего показателя преобразования энергии в теплонасосной установке в первом приближении  $\mu_{ТНУ}^{ТЭЦ}$ .

2) По формуле:

$$\alpha = \frac{\mu_{ТНУ}^{ТЭЦ} \cdot \eta_{ЭЛ.НТ}^{ТЭЦ}}{\eta_{Т}^{КГУ} + \mu_{ТНУ}^{ТЭЦ} \cdot \eta_{ЭЛ.НТ}^{ТЭЦ}} \quad (1)$$

определяем долю тепловой нагрузки  $\alpha$ , которую будут осуществлять тепловые насосы.

3) Определяем температуру горячей воды после теплонасосной установки:

$$t''_{ТНУ} = t'_{ТНУ} + \alpha \cdot (t_{г.в} - t'_{ТНУ})$$

4) Определяем тепловую мощность всей теплонасосной установки,  $Q_{ТНУ}$ , МВт:

$$Q_{ТНУ} = \alpha \cdot Q_{ГВС}$$

где  $Q_{ГВС}$  - тепловая нагрузка горячего водоснабжения, МВт.

5) Определяем тепловую мощность каждого теплового насоса в первом приближении, МВт:

$$Q_{ТН i}^1 = \frac{Q_{ТНУ}}{K_{ТН}}$$

где  $K_{ТН}$  - количество тепловых насосов в теплонасосной установке.

6) Определяем температуру горячей воды после каждого теплового насоса в данном приближении:

$$\text{после 1-го теплового насоса} \quad t_{ТН1}^j = t'_{ТНУ} + \frac{Q_{ТН1}^j}{Q_{ТНУ}} \cdot (t''_{ТНУ} - t'_{ТНУ})$$

$$\text{после (i+1)-го теплового насоса} \quad t_{ТН i+1}^j = t_{ТН i}^j + \frac{Q_{ТН i}^j}{Q_{ТНУ}} \cdot (t''_{ТНУ} - t'_{ТНУ})$$

где  $Q_{ТН i}^j$  - тепловая мощность i-го теплового насоса в j-м приближении, МВт;

$t_{ТН i}^j$  - температура горячей воды после i-го теплового насоса в j-м приближении, °С.

7) По найденной температуре  $t_{THi}^j$  на основании характеристики  $i$ -го теплового насоса (по данным производителя), находим  $Q_{THi}^j$ .

8) Находим погрешность приближения по формуле:

$$\varepsilon = \left| \frac{Q_{THi}^{j+1} - Q_{THi}^j}{Q_{THi}^{j+1}} \right| \cdot 100$$

Если погрешность приближения меньше допустимого значения, переходим в п.9, иначе принимаем  $Q_{THi}^j = Q_{THi}^{j+1}$  и возвращаемся в п.6.

9) Определяем электрическую мощность привода каждого теплового насоса  $N_{THi}$ , МВт, по найденной температуре  $t_{THi}^j$ .

10) Определяем значение результирующего показателя преобразования энергии в теплонасосной установке:

$$\mu_{THU}^{TЭЦ} = \frac{\sum Q_{THi}}{\sum N_{THi}}$$

11) Если погрешность определения показателя  $\mu_{THU}^{TЭЦ}$  превышает допустимую, возвращаемся в п.2 и повторяем расчет заново. Иначе расчет считаем завершённым.

Поскольку принципиальные схемы включения теплонасосной и когенерационной установок при покрытии нагрузок отопления и горячего водоснабжения аналогичны, то принципы расчета их также одинаковы. Однако есть отличия.

Большинства тепловых насосов могут выполнять нагрузку горячего водоснабжения самостоятельно, к тому же, учитывая пиковый нагрев в когенерационной установке, можно утверждать что  $t_{THU}'' \leq t_{THU}^{\max}$ . Таким образом, если источник низкопотенциальной тепловой энергии является стабильным, и может использоваться круглый год, то величина  $\alpha$ , найденная по формуле (1) будет меньше предельного значения для системы горячего водоснабжения:

$$\alpha' = \frac{t_{THU}^{\max} - t_{x.B}}{t_{г.в} - t_{x.B}}$$

Поэтому, в такой схеме выдача электрической нагрузки в энергосистему будет диктоваться только лишь экономической целесообразностью.

Возможно построение тепловой схемы с одним работающим тепловым насосом. В этом случае, обязательно наличие не менее двух баков-аккумуляторов горячей воды.

В такой схеме тепловой насос будет производить нагрев воды в одном баке, в то время как разбор горячей воды будет осуществляться со второго бака. Последовательное повышение температуры в баке-аккумуляторе будет сопровождаться последовательным снижением коэффициента преобразования энергии в тепловом насосе. При этом средний коэффициент преобразования  $\mu_{THU}^{TЭЦ}$  будет достаточно высоким.

## ИССЛЕДОВАНИЕ БИВАЛЕНТНОЙ СХЕМЫ ИСТОЧНИКА ОТОПЛЕНИЯ НА БАЗЕ ТЕПЛООВОГО НАСОСА

Морозов А.К., Бородин А.А., Сафьянц С.М.  
Донецкий национальный технический университет

Одним из основных критериев эффективности вложения денежных средств в реконструкцию систем автономного теплоснабжения по схеме, в которой базовым источником отопления выступает тепловой насос, а пиковым котел, является простой срок окупаемости. В связи с чем, важным вопросом при проектировании подобной схемы является определение расчетных условий и параметров, при которых срок окупаемости инвестиций будет минимальным. К ним относятся мощность теплового насоса и рабочие характеристики, определенные в соответствии с температурным графиком системы отопления и расчетной температурой наружного воздуха, при которой тепловой насос будет иметь возможность самостоятельно выполнять нагрузку отопления. Таким образом, значение приобретает температура наружного воздуха, при которой тепловой насос будет самостоятельно выполнять нагрузку отопления. Эта температура, по сути, характеризует условия проектирования теплового насоса. Срок окупаемости, соответствующий температуре проектирования теплового насоса  $t$ , обозначим  $T_{ок}^t$ .

Удельные капиталовложения, приведенные к единице мощности теплового насоса, рассчитанного на самостоятельное удовлетворение нагрузки отопления при температуре  $t_{p.ТНУ}$ , руб/кВт:

$$K^t = Q_{ТНУ}^{ном,t} \cdot Ц_{ТНУ}^t \quad (1)$$

где  $Q_{ТНУ}^{ном,t}$  - номинальная тепловая мощность теплового насоса, выбранного для самостоятельного удовлетворения нагрузки отопления при температуре наружного воздуха  $t_{p.ТНУ}$ ;

$Ц_{ТНУ}^t$  - удельная стоимость 1 кВт номинальной тепловой мощности теплового насоса. Если при проектировании бивалентной системы рассматриваются тепловые насосы одного типа и одного производителя, но разной мощности, то удельную стоимость можно считать постоянной.

Обозначим отношение расчетной тепловой мощности к номинальной, для одного и того же теплового насоса, выбранного при расчетной температуре наружного воздуха для проектирования ТНУ, равной  $t_{p.ТНУ}$ , как коэффициент мощности:

$$k_M^t = \frac{Q_{ТНУ}^t}{Q_{ТНУ}^{ном,t}}, \quad (2)$$

откуда:

$$Q_{\text{ТНУ}}^{\text{НОМ}, t} = \frac{Q'_{\text{ТНУ}}{}^t}{k_M^t}. \quad (3)$$

В свою очередь, расчетную тепловую нагрузку отопления для проектирования теплового насоса выразим через проектную нагрузку отопления:

$$Q'_{\text{ТНУ}}{}^t = Q'_o \cdot R^t, \quad (4)$$

где  $R^t$  - относительная нагрузка отопления при температуре наружного воздуха равной  $t_{p,\text{ТНУ}}$ .

С учетом выражений (3), (4), формула (1) примет вид:

$$K^t = \frac{Q'_o \cdot R^t}{k_M^t} \cdot \zeta_{\text{ТНУ}} \quad (5)$$

Относительная отопительная нагрузка:

$$R^t = \frac{Q_o}{Q'_o} = \frac{t_{\text{ВН}} - t_{p,\text{ТНУ}}}{t_{\text{ВН}} - t_{p,o}} \quad (6)$$

Получим выражение для определения срока окупаемости использования теплового насоса, рассчитанного на самостоятельную работу при  $t_{p,\text{ТНУ}}$ :

$$T_{\text{ок}}^t = \frac{Q'_o \cdot (t_{\text{ВН}} - t_{p,\text{ТНУ}}) \cdot \zeta_{\text{ТНУ}}^t \cdot \bar{\mu}^t}{k_M^t \cdot (t_{\text{ВН}} - t_{p,o}) \cdot b_{\text{кот}} \cdot \zeta_{\text{топл}} \cdot (\bar{\mu}^t - \mu^{**}) \cdot n_{\text{ч}}^t}. \quad (7)$$

Таким образом, относительный срок окупаемости внедрения теплового насоса определим на основании выражения (4.33):

$$\frac{T_{\text{ок}}^t}{T_{\text{ок}}^{t=8}} = \frac{\zeta_{\text{ТНУ}}^t}{\zeta_{\text{ТНУ}}^{t=8}} \cdot \frac{k_M^{t=8}}{k_M^t} \cdot \frac{\bar{\mu}^t}{\bar{\mu}^{t=8}} \cdot \frac{\bar{\mu}^{t=8} - \mu^{**}}{\bar{\mu}^t - \mu^{**}} \cdot \frac{n_{\text{ч}}^{t=8}}{n_{\text{ч}}^t} \cdot \frac{t_{\text{ВН}} - t_{p,\text{ТНУ}}}{t_{\text{ВН}} - 8}, \quad (8)$$

где  $\bar{\mu}^t$  - средний за отопительный период критерий эффективности использования топливных ресурсов в системе отопления, при  $t_{p,\text{ТНУ}} = t$ ;

$\mu^{**}$  - коэффициент преобразования теплового насоса, при котором стоимость теплоснабжения от него будет равна стоимости теплоснабжения от котла;

$n_{\text{ч}}^t$  - число часов использования установленной мощности теплового насоса при  $t_{\text{р.ТНУ}} = t$ .

При сопоставлении однотипных тепловых насосов различной мощности одного производителя можно считать  $\zeta_{\text{ТНУ}}^t = \zeta_{\text{ТНУ}}^{t=8}$ . Тогда выражение примет вид:

$$\frac{T_{\text{ок}}^t}{T_{\text{ок}}^{t=8}} = \frac{k_M^{t=8}}{k_M^t} \cdot \frac{\bar{\mu}^t}{\bar{\mu}^{t=8}} \cdot \frac{\bar{\mu}^{t=8} - \mu^{**}}{\bar{\mu}^t - \mu^{**}} \cdot \frac{n_{\text{ч}}^{t=8}}{n_{\text{ч}}^t} \cdot \frac{t_{\text{вн}} - t_{\text{р.ТНУ}}}{t_{\text{вн}} - 8} \quad (9)$$

На основании приведенных исходных данных покажем зависимость относительного срока окупаемости реконструкции от температуры  $t_{\text{р.ТНУ}}$  при значении  $\mu^{**} = 2,57$  (рисунок 1).

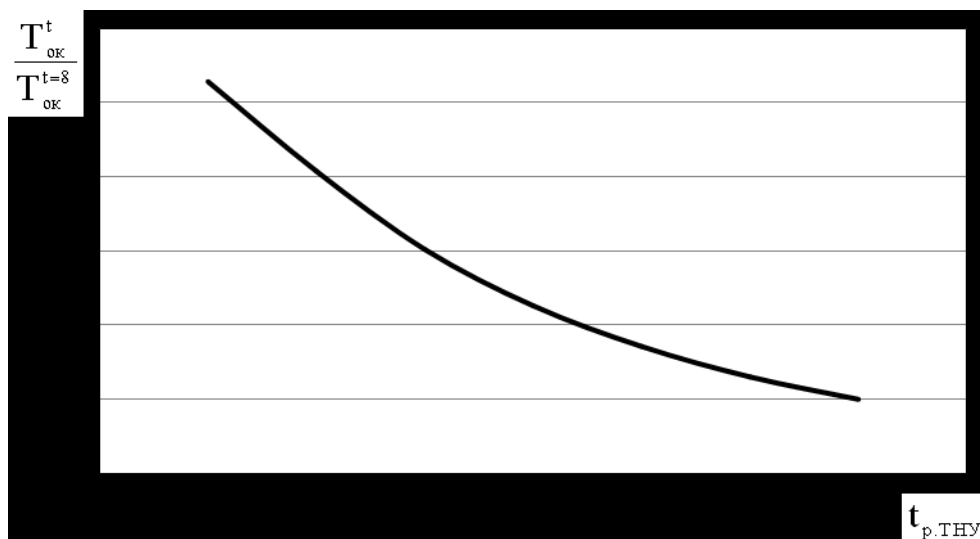


Рисунок 1 - Зависимость относительного срока окупаемости реконструкции от температуры  $t_{\text{р.ТНУ}}$  при значении  $\mu^{**} = 2,57$

Как видим, наименьший срок окупаемости в приведенном примере достигается при расчете проектной мощности теплового насоса на самостоятельное удовлетворение отопительной нагрузки при  $t_{\text{р.ТНУ}} = 8^{\circ}\text{C}$ .

При этом средний критерий, характеризующий использование топливных ресурсов в теплоснабжении равен  $\bar{\mu} = 2,94$ , что соответствует расходу условного топлива, равному 119,4 г.у.т/кВт·ч или 138,9 кг.у.т/Гкал. Это на 12,5% меньше, чем в котельной, работающей с к.п.д. 90%. Доля тепловой нагрузки, которую выполнит тепловой насос за отопительный период  $\alpha = 0,29$ , а котел  $\beta = 0,71$ .

# ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СУТОЧНОЙ НЕРАВНОМЕРНОСТИ ВОДОПОТРЕБЛЕНИЯ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАБОТЫ СИСТЕМЫ ГОРЯЧЕГО ВОДОСНАБЖЕНИЯ

Патана Ю.Р., Маточка М.В, Колесниченко Н.В.  
Донецкий национальный технический университет

В отличие от системы отопления, тепловая нагрузка которой зависит от назначения отапливаемого здания, года его постройки и климатических параметров района строительства, тепловая нагрузка системы горячего водоснабжения (ГВС) определяется исключительно объемом водопотребления в конкретный момент времени. Расход потребляемой воды в конкретный момент времени является случайной величиной, обусловленной воздействием множества различных факторов, например таких, как степень оснащённости квартир приборами учета, характеристики санитарно-технического оборудования, расходующего горячую воду, режим работы потребителей и их индивидуальные привычки, метеорологические условия и даже привлекательность телевизионных программ [1].

В то же время в суточном графике водопотребления четко выделяются следующие характерные режимы: периоды максимального (пикового) водозабора; период со среднечасовым водозабором; период минимального водозабора. Периоды максимального водозабора наблюдается утром примерно с 7 до 10 часов и вечером примерно с 18 до 22 часов. Днем в рабочие дни недели водозабор находится на уровне среднего часового расхода воды. Период минимального водопотребления приходится на ночной период, когда расход воды составляет 25-30% от среднесуточного значения [2, 3].

Величину КПД сетей ГВС в каждый момент времени можно определить как отношение тепловой нагрузки системы, к количеству тепла, затраченному для нагрева воды, поступившей потребителям. Иными словами КПД сетей ГВС напрямую зависит от объема водопотребления.

Для оценки влияния неравномерности потребления горячей воды на эффективность работы системы ГВС был проведен эксперимент. Объектом исследования послужила водогрейная котельная, работающая по закрытой схеме ГВС. Для нагрева воды, поступающей в сеть ГВС, на рассматриваемой котельной используется шесть водоводяных подогревателей: четыре для нагрева воды, поступающей в котельную по циркуляционному трубопроводу сети ГВС, два для нагрева подпиточной воды, предназначенной для восполнения объема воды, отобранного потребителями для удовлетворения хозяйственно-бытовых нужд. В качестве греющей среды выступает вода, нагретая котлом ТВГ-8М. Для запаса горячей воды на котельной предусмотрено два аккумуляторных бака объемом 400 м<sup>3</sup>. Эксперимент проводился с 09.07. по 15.07.2020 г.

Для реализации эксперимента в течение рассматриваемого периода с периодичностью один час производились замеры следующих эксплуатационных параметров: температуры холодной воды; температуры



горячей воды на выходе из подогревателей подпиточной воды; температуры горячей в подающем трубопроводе системы ГВС; уровня воды в аккумуляторных баках; температуры воды на выходе и входе в котел; расхода воды через котел.

Расчётная формула для определения величины КПД сети ГВС для конкретного момента времени была установлена на основе уравнений теплового и материального балансов.

В результате исследования была выявлена зависимость между объемом водопотребления и величиной КПД сети ГВС. На рисунках 1 и 2 приведены графики изменения значения КПД сети ГВС в течение суток в рабочие и выходные дни.

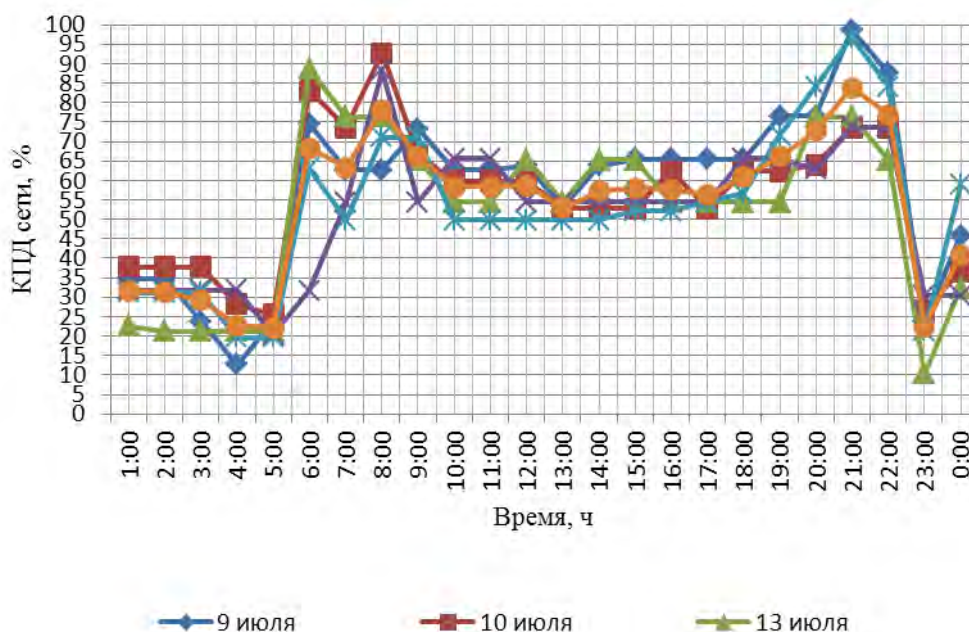


Рисунок 1 - График изменения значения КПД сети ГВС в течение суток в рабочие дни

Анализ данных, приведенных на рисунках 1 и 2, показывает, что в рабочие дни КПД сети ГВС достигает максимального значения в утреннее и вечернее время - соответственно в период с 6:00 до 9:00 и с 19:00 до 22:00. При этом в утренние часы значение КПД сети составляет 65-75%, в вечернее время - 70-85%. В период с 10:00 до 18:00 значение КПД сети находится в пределах 55-60%. Минимальное значение КПД сети, равное 25-30%, наблюдается в ночное время. В выходные дни максимальное значение КПД сети наблюдается в периоды с 8:00 до 10:00 и с 20:00 до 22:00. В утренние часы значение КПД сети колеблется в пределах 65-70%, в вечернее время - 75-80%. В дневные часы значение КПД сети составляет 60-65%. В ночное время, также как и в будние дни, значение КПД сети составляет 25-30%.

Вид графиков обусловлен характером водопотребления в рабочие и выходные дни. На рисунке 3 изображен график изменения водопотребления в течение суток в рабочие и выходные дни.

В рабочие дни периоды пикового водозабора приходятся на утренние и

вечерние часы, что объясняется режимом работы потребителей. Так, в период с 6:00 до 9:00 среднечасовой расход горячей воды составляет 74,6 м<sup>3</sup>/ч, в период с 19:00 до 22:00 - 74,8 м<sup>3</sup>/ч. В то же время в период с 10:00 до 18:00 среднечасовой расход горячей воды равен 61,3 м<sup>3</sup>/ч. Таким образом, в периоды пикового водопотребления величина расхода горячей воды превышает среднечасовое значение в 1,2 раза. В отдельные часы вечернего максимума величина водопотребления превышает среднечасовое значение в 1,4 раза. Одновременно с увеличением водопотребления в пиковые периоды наблюдается повышение КПД сети примерно в 1,2-1,3 раза по сравнению с базовым периодом.

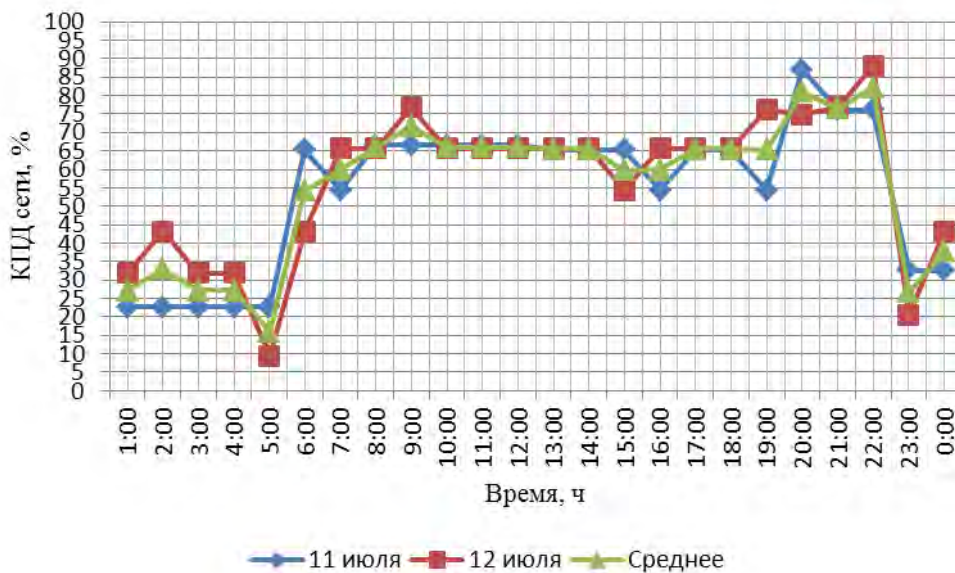


Рисунок 2 - График изменения значения КПД сети ГВС в течение суток в выходные дни

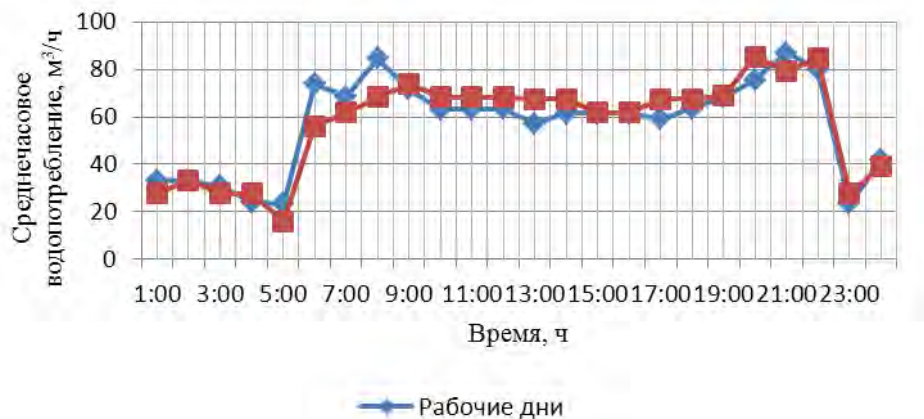


Рисунок 3 - График изменения водопотребления в течение суток в рабочие и выходные дни

В выходные дни наблюдается увеличение водозабора в дневные часы, что способствует повышению КПД сети примерно на 5-10% по сравнению с аналогичным периодом в рабочие дни. В то же время в период с 6:00 до 9:00 среднечасовое потребление горячей воды составляет 65 м<sup>3</sup>/ч, т.е. примерно 90% от водопотребления в аналогичный период в будние дни. Снижение водопотребления приводит к уменьшению величины КПД примерно на 5%.

Проведя корреляционный анализ, были найдены следующие уравнения, характеризующие зависимость значения КПД сети ГВС от среднечасового потребления горячей воды (результаты приведены на рисунке 4)

$$y = 0,9454x + 0,2756, \quad (1)$$

$$y = 0,9404x + 0,1422, \quad (2)$$

$$y = 0,954x + 0,8132. \quad (3)$$

Данные уравнения показывают зависимость между среднечасовым потреблением горячей воды и КПД сети ГВС в течение всего периода эксперимента, в рабочие и выходные дни соответственно. Вид полученных зависимостей говорит о том, что значение КПД сети изменяется прямо пропорционально среднечасовому потреблению горячей воды.

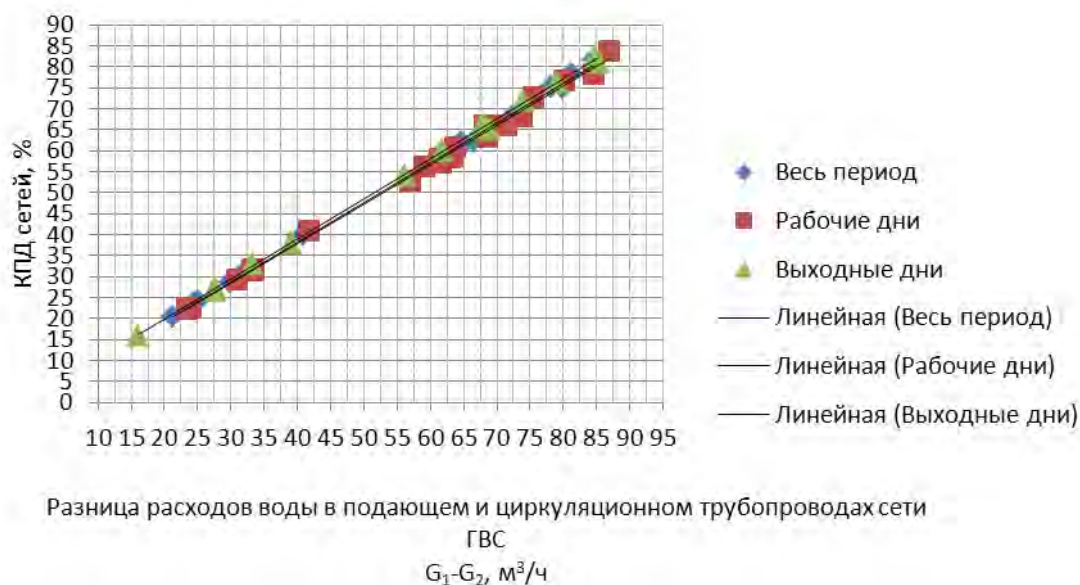


Рисунок 4 - График зависимости величины КПД сети ГВС от объема водопотребления

Важно отметить, что при определении величины КПД сети ГВС учитывалось остывание горячей воды в аккумуляторных баках, а также тепловые потери при её передаче от источника к потребителю. Таким образом, выявленная зависимость между среднечасовым потреблением горячей воды и величиной КПД сети ГВС позволяет разработать мероприятия, способствующие повышению значения КПД сети ГВС в период минимального водозабора. Наиболее перспективными методами решения данной задачи являются применение циркуляционных насосов с регулируемым электроприводом, а также установка аккумуляторных баков в непосредственной близости от потребителей.

#### Литература:

1. В. Шафлик Современные системы горячего водоснабжения. - К.:ДП ИПЦ «Таки справы», 2010. - 316 с.
2. Повышение эффективности работы систем горячего водоснабжения/ Н.Н. Чистяков, М.М. Грудзинский, В.И. Ливчак, И.Б. Покровская, Е.И. Прохоров. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Стройиздат, 1988. - 314 с.
3. Зингер Н. М. Гидравлические и тепловые режимы теплофикационных систем - 2-е изд., перераб. - М.: Энергоатомиздат, 1986. - 320 с.

## ОЦЕНКА ДОСТОВЕРНОСТИ УЧЕТА ПОТРЕБЛЕНИЯ ТЕПЛОВОЙ ЭНЕРГИИ

Бондаренко Т.Н., Мищенко К.В., Безбородов Д.Л.  
Донецкий национальный технический университет

Тепловая энергия в виде нагретой воды является базовым источником энергии для систем теплоснабжения. В основе системы централизованного теплоснабжения лежит принцип распределения произведенной тепловой энергии путем транспортировки ее по трубопроводам потребителю. Количество трубопроводов, подведенных к потребителю от источника тепла, зависит от количества видов тепловой нагрузки, таких как отопление, горячее водоснабжение, вентиляция, технологическое потребление.

Для жилого сектора при стандартном наборе тепловой нагрузки в виде отопления и горячего водоснабжения типовым вариантом является двухтрубная схема подключения (при независимом подключении) и четырехтрубная - при зависимом подключении местной системы отопления к наружным тепловым сетям.

Организация учета потребляемого количества тепловой энергии является залогом эффективной работы системы теплоснабжения. При наличии достоверного учета потребления и выработки тепловой энергии решается большое количество, как технологических проблем, так и социально-экономических.

Современные системы учета тепловой энергии основаны на расчете количества потребляемой тепловой энергии по общеизвестной формуле:

$$Q_{сч} = c \cdot G \cdot (t_{под} - t_{обр}),$$

где  $c$  – удельная теплоемкость теплоносителя, кДж/(кг·°С);

$G$  – массовый расход теплоносителя, кг/с;

$t_{под}$ ,  $t_{обр}$  – температура теплоносителя в подающем и обратном трубопроводах двухтрубной системы теплоснабжения, °С;

Как следует из формулы, для выполнения полноценных измерений требуется три или четыре первичных датчика, сигналы которых, полученных в режиме реального времени, позволит вычислительному модулю выполнить требуемые расчеты и зафиксировать показания потребления тепловой энергии. В связи с наличием результатов исследования зависимости теплоемкости воды от ее параметров установка датчиков измерения теплоемкости практически не требуется. Заданные характеристики теплоносителя записаны в вычислительный модуль. Следовательно, для достоверного вычисления достаточно трех датчиков: двух температурных и одного расходного (в случае наличия водоразбора в системе теплоснабжения предусматривается установка двух расходомерных узлов, контролирующих как подающий, так и обратный трубопровод).

Оправданное исключение датчика контроля теплоемкости теплоносителя оправдано только в случае поддержания стабильности физико-химических

параметров теплоносителя в соответствии с записанными в вычислительный модуль зависимостями. На практике какое либо сравнение теплоемкостей теплоносителя не происходит, что может повлиять на точность рассчитанных значений.

Вторым практическим аспектом эксплуатации является нарушение работоспособности первичных датчиков за счет возникающих отложений на поверхности датчиков и их загрязнения. Для контроля данных аспектов предусмотрена периодическая процедура поверки измерительных приборов. Для тепловых счетчиков типовой период между поверками составляет 4-6 лет. Для систем с механическими расходомерами интервал ниже, а для ультразвуковых и электромагнитных – выше. Также поверка проводится при выявлении явных признаков неработоспособности оборудования.

Однако, при возникновении постоянной систематичной причины нарушения работоспособности первичных датчиков выявление нарушений визуальными методами практически невозможно.

Для оценки достоверности учета потребления тепловой энергии предлагается использование косвенного метода диагностики, основанном на расчете удельной отопительной характеристики здания – как условно постоянной величины, характеризующей отдельного потребителя тепловой энергии. То есть, из формулы расчета тепловой нагрузки здания следует, что:

$$Q_T = q_o \cdot V \cdot (t_b - t_n),$$

где  $q_o$  – удельные тепловые потери здания (при проектировании закладываются потери через ограждающие конструкции теплопередачей), Вт/(м<sup>3</sup>·°С);

$V$  – наружный объем здания, м<sup>3</sup>;

$t_b, t_n$  – температура внутри помещения и наружного воздуха, °С.

Исходя из приведенной формулы следует, что при постоянном объеме здания  $V$  и температурах  $t_b, t_n$  величина  $q_o$  будет практически постоянной величиной. Зная данные о потреблении тепловой энергии зданием на основании показаний теплового счетчика ( $Q_{сч} = Q_T$ ) и температуры воздуха внутри и снаружи находим:

$$q_o = Q_{сч} / (V \cdot (t_b - t_n)) \approx \text{const.}$$

Исходя из возможности получения большого количества данных (при наличии автоматизированной системы передачи показаний) возможна организация простых расчетов с анализом полученных данных. Так при наличии отклонений (как в верхнюю, так и в нижнюю стороны) от среднегодовых показателей на величину, превышающую двойную суммарную погрешность указанную заводом-изготовителем приборов учета требуется проведение промежуточных контрольных поверок тепловых счетчиков.

Данный метод диагностики позволит своевременно выявить неточности учета и устранить возможные разногласия между поставщиком и потребителем тепловой энергии.



# АНАЛИЗ МЕТОДОВ ГАЗИФИКАЦИИ ТВЁРДОГО ТОПЛИВА С ЦЕЛЬЮ РАЗРАБОТКИ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНЫХ МЕРОПРИЯТИЙ ПО ЗАМЕЩЕНИЮ ПРИРОДНОГО ГАЗА

Михеев А.В., Сафьянц С.М., Гридин С.В.  
Донецкий национальный технический университет

Газификация твердого топлива является важным направлением использования топлива и часто применяется в теплоэнергетике, где происходит сжигание большого количества твердого топлива. Данный процесс является очень важным, так как его использование разрешает проблему, связанную со сжиганием кускового твердого топлива. Сжигание полученного в результате процесса газификации газа интенсифицирует производственные процессы, повышает производительность, увеличивает КПД котлов, улучшает санитарно-гигиенические условия труда, обеспечивает резкое сокращение загрязнения окружающей среды по сравнению со сжиганием твердого топлива [1, 2].

В настоящее время в энергетике используются различные способы и устройства газификации топлива. Классифицировать их можно по ряду признаков : по виду дутья, по состоянию топлива, по давлению в зоне газификации, по способу удаления шлака из газогенератора, по направлению движения топлива и дутья, по конструктивным решениям основных узлов газогенератора.

По состоянию топлива в газогенераторе различают способы газификации в стационарном слое, в движущемся слое, в кипящем слое, в потоке. При этом в зависимости от характера движения топлива должно быть крупнокусковым, мелкозернистым или пылевидным.

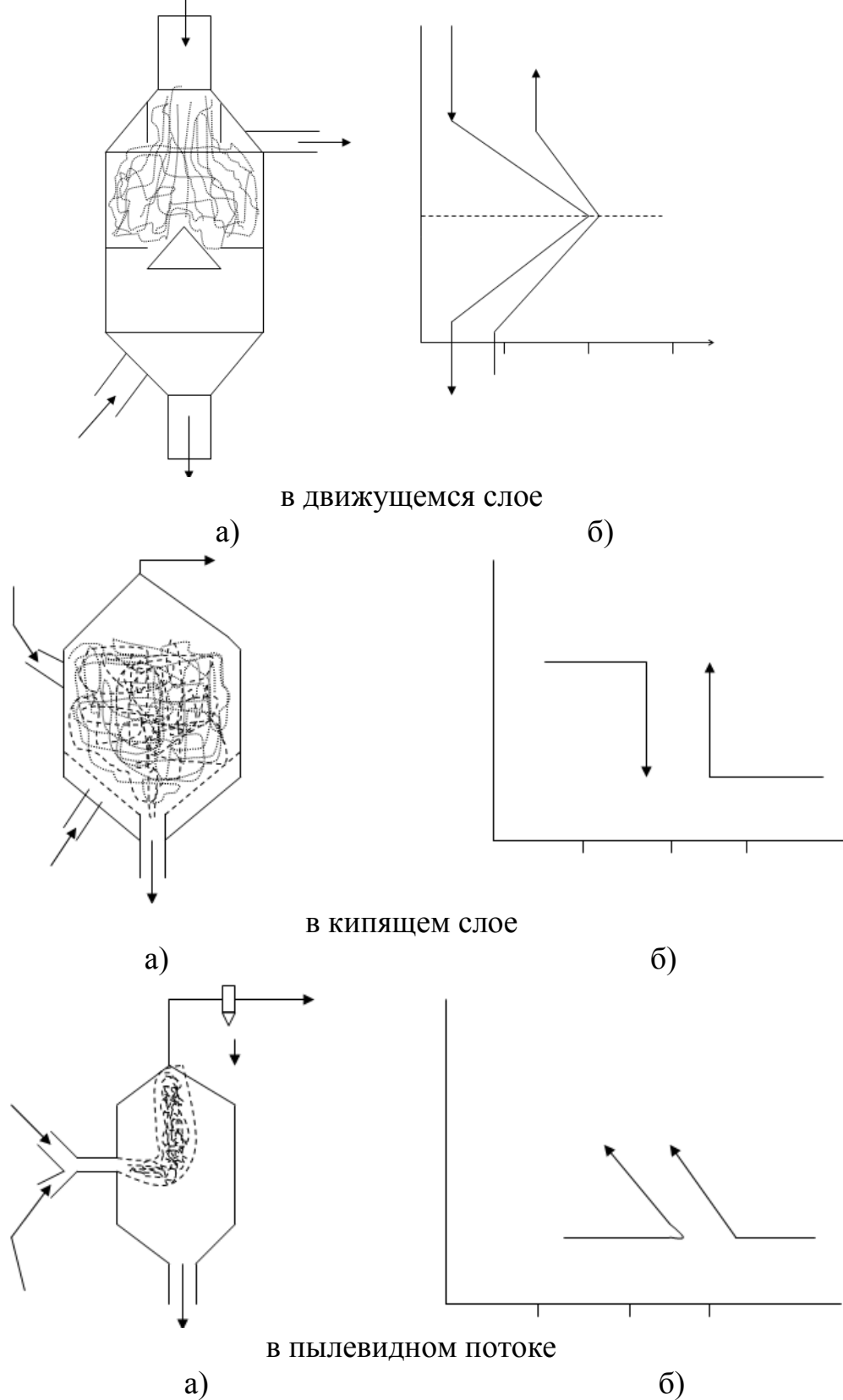
По давлению в зоне газификации различают газификацию при атмосферном давлении, при повышенном давлении (1-2 Мпа) и при высоком давлении (до 10 Мпа).

Устройства для газификации – газогенераторы, которые можно классифицировать по способу удаления из них шлака (с твёрдым и жидким шлакоудалением), по направлению движения топлива и дутья (с встречным или параллельным движением потоков), по конструктивным решениям основных узлов генератора.

При газификации основным источником тепла является тепло, выделяемое при взаимодействии углерода с кислородом [1]. Это тепло при прочих равных условиях (одинаковый состав и выход газа, равные потери) остается примерно постоянным. Однако распределение тепла по отдельным зонам, его концентрация могут быть различными. Концентрация тепла в основном определяется составом дутья и эндотермическими реакциями.

Большинство крупных газогенераторов на твёрдом топливе работает по прямому процессу с газификацией топлива в движущемся слое (рис. 1). При этом движение топлива и дутья происходит навстречу друг другу. По этой схеме подаваемое в газогенератор дутьё проходит через шлаковую зону, где

оно несколько подогревается, и далее поступает в зону горения топлива при недостатке кислорода [2].



а – организация движения топливного слоя;  
 б – характеристика изменения потоков угля и газа по высоте

Рисунок 1 - Схема газификации твёрдого топлива:

Кислород дутья вступает в реакции с углеродом, образуя окись двуокись углерода одновременно. Поднимаясь выше и встречая на своём пути раскалённое топливо, двуокись углерода и водяной пар, если последний содержался в дутье, восстанавливаются в зоне восстановления соответственно до окиси углерода и водорода. При дальнейшем движении вверх, в зону подготовки топлива горячие газы производят термическое разложение топлива (пиролиз), при этом парогазовые продукты пиролиза смешиваются с газами восстановительной зоны и выводятся из газогенератора на очистку. Само топливо после подсушки и частичного термического разложения превращается в полукок и далее в кокс, полностью сгорающий в зоне горения. Подобная организация процесса газификации твёрдого топлива обладает рядом крупных недостатков, главным из которых является малая интенсивность процесса. Так, в газогенераторах типа «Лурги» со слоевым процессом газификации при работе под давлением 2-3 МПа интенсивность процесса по расходу угля на единицу поверхности слоя составляет 1,5-2,5 т/(ч·м<sup>2</sup>).

Более эффективны газогенераторы с так называемым кипящим слоем (рисунок 1). Принцип газификации мелкозернистого топлива в "кипящем" слое заключается в том, что при определённой скорости дутья и крупности топлива лежащий на решетке слой топлива приходит в движение, по внешнему виду напоминающее кипение жидкости (рисунок 1). Вследствие интенсивного перемешивания частиц свежезагруженного топлива с раскалённым углем и воздухом в газогенераторе этого типа нет того деления на зоны, которое присуще слоевому газогенератору, и во всём объёме топлива поддерживается практически одинаковая температура, равная 900-1000°С.

При газификации топлива в кипящем слое протекают те же химические реакции, что и при газификации его в неподвижном слое, но со значительно большей интенсивностью. Интенсивность реакций определяется скоростью диффузии газифицирующей среды к углероду топлива, так как скорости реакции взаимодействия компонентов газифицирующей среды с углеродом топлива превосходят скорости диффузии. Частицы топлива при этом находятся во взвешенном состоянии и, будучи окруженными газифицирующей средой, движутся с определённой относительной скоростью. В случае, когда сила лобового давления потока на частицу равна силе её тяжести, частица будет витать в выходящем потоке газа, скорость которого при этом называется критической скоростью витания  $\omega_{кр}$ . Величина  $\omega_{кр}$  может быть выражена для основной группы частиц, газифицируемых в кипящем слое при атмосферном давлении, прямо пропорционально квадратному корню из плотности и диаметра частиц и обратно пропорционально квадратному корню из плотности газа и его температуры.

Наличие большого числа газифицируемых частиц топлива во взвешенном состоянии в кипящем слое обуславливает уменьшение живого сечения потока, поэтому критическая скорость витания наступает при меньшем расходе дутья.

Из-за пониженных температур в слое топлива, малой продолжительности контакта газа с топливом и крекинга летучих теплота сгорания, получаемого в



газогенераторах с кипящим слоем, всегда ниже, чем газа, получаемого в слоевых газогенераторах, и при воздушном дутье составляет около  $4200 \text{ кДж/нм}^3$  независимо от вида топлива. Газификация топлива может проводиться как на паровоздушном, так и на парокислородном дутье.

Производительность газогенератора с кипящим слоем в 10-12 раз выше производительности слоевых газогенераторов при одинаковых диаметрах шахты. При этом в образующемся газе практически отсутствуют смолы, что позволяет организовать утилизацию физического тепла газа до его очистки. Недостатками таких газогенераторов является повышенный унос топлива, пониженная скорость газификации угля при атмосферном давлении и ограниченные пределы регулирования производительности вследствие неустойчивости кипящего слоя.

Газификация в пылевидном потоке (рис.1) позволяет сочетать высокую интенсивность процесса с широкими пределами регулирования производительности газогенератора, работающего по этому принципу. Кроме того, этот способ позволяет газифицировать жидкое топливо. Недостатками являются необходимость тонкого размола топлива, а также более высокое содержание золового уноса в генераторном газе перед системами очистки.

В газогенераторах с газификацией в пылевидном потоке на парокислородном дутье газификация проходит в камере при соударении встречных потоков угольной пыли с дутьём. Образующийся газ имеет теплоту сгорания до  $1600 \text{ кДж/м}^3$ . Генератор работает с жидким шлакоудалением, обеспечивающим вывод со шлаком около 50 % золы топлива. Тепло отводимых газов может утилизироваться в котлах-утилизаторах высотой около 24 м.

Таким образом, газификация и термическая переработка твердого топлива является наилучшим способом подготовки его для использования, отвечающим современным технологиям и санитарным требованиям. Появляющаяся при этом возможность применить «чистое» топливо вместо твердых горючих ископаемых, дающих при сжигании выбросы, загрязняющие атмосферу (окислы азота, сернистые соединения, канцерогенные вещества, пыль), особенно важна в настоящее время. В связи с этим газификация должна иметь большое значение для теплоэнергетики, где сжигают огромное количество твердого топлива.

#### Литература:

1. Гридин, С.В. Анализ перспектив и методов использования газогенераторного газа с целью разработки энергоэффективных решений по экономии энергоресурсов / С.В. Гридин, С.А. Вертела // Энергетика. Энергосбережение. Энергоаудит. – 2013. – №8(114). – С.31-40.

2. Михеев, А.В. Использование технологий пиролиза и газификации при сжигании древесных отходов / А.В. Михеев, С.В. Гридин // Материалы IV Межд. науч.-практ. конф. молодых ученых и студентов. Секция 6 «Теплоэнергетика», 23 мая 2018 г., Донецк. – Донецк: ДОННТУ, 2018. – С. 189-192.

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ТЕПЛОФИКАЦИОННЫХ ТУРБОАГРЕГАТОВ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ТЭЦ НА БАЗЕ ПАРОВЫХ КОТЕЛЬНЫХ

Мирошниченко И.О., Литвинов О.В., Попов А.Л.  
Донецкий национальный технический университет

В связи с модернизацией технологических линий промышленных производств и в связи с различными реорганизациями предприятий возникает проблема дальнейшей эксплуатации производственных и производственно-отопительных паровых котельных.

Существующие варианты переоборудования производственных котельных:

- перевод котельных агрегатов в водогрейный режим работы (при возможности);
- перевод котельной в водогрейный режим путем установки паровых бойлеров. В этом случае паровые котлы работают в режиме «котел-бойлер»;
- организация тепловых пунктов с установкой на них пароводяных теплообменников для систем отопления и ГВС;
- переоборудование котельной в электростанцию небольшой мощности (мини-ТЭЦ), работающей по конденсационному или теплофикационному типу.

Первые три варианта являются неэффективными с точки зрения термодинамики, так как не раскрывают потенциал, который предоставляет паровой теплоноситель.

При организации мини-ТЭЦ возникает серьезная логистическая задача, связанная с выбором режима работы электрогенерирующего объекта. Необходимо в первую очередь решить вопрос организации совместного режима работы с энергосистемой (проблематично) или искать «местного» потребителя электрической энергии.

В любом случае вопрос оценки показателей работы перспективной энергоустановки является первостепенным [1]. Первостепенным является подбор оптимальной компоновки с разработкой эффективных режимов работы по производству как тепловой, так и электрической энергии.

Для теплофикационной турбоустановки к.п.д. производства электроэнергии:

$$\eta_{\text{ту}}^{\text{э}} = \frac{W_{\text{э}}}{Q_{\text{ту}}^{\text{э}}} = \frac{W_{\text{э}}}{Q_{\text{ту}} - Q_{\text{м}}}$$

где  $Q_{\text{ту}}$  - полный расход тепла, кВт, на турбину;

$Q_{\text{ту}}^{\text{э}}$  - расход тепла на производство электроэнергии, кВт,

$W_{\text{и}}$  - внутренняя мощность турбины, исходя из выражения:

$$W_{\text{и}} \cdot \eta_{\text{м}} \cdot \eta_{\text{г}} = W_{\text{э}};$$

$\eta_{\text{м}}$  - механический к. п. д. турбины;

$\eta_{\text{г}}$  - к. п. д. электрического генератора.

При режиме с ростом электрической нагрузки к. п. д. турбоустановки возрастает от нуля до максимальной величины при экономической или номинальной нагрузке вследствие роста  $W_э$  и  $\eta_m$ ,  $\eta_r$  в соответствии с выражением:

$$\eta_{my} = \frac{W_э}{Q_{кx} + r_{kQ} W_э} = \frac{1}{\frac{1}{\eta_m \eta_r} + \frac{Q_{к}^o}{W_э}}$$

Аналогично к. п. д.  $\eta_{ту}^э$  повышается с ростом нагрузки при малых отпусках тепла  $Q_T$ . При больших энергетических нагрузках произведение  $\eta_m \cdot \eta_r$  возрастает медленно, а из-за относительно большого роста потерь тепла в конденсаторе турбины  $Q_K$  к. п. д. при  $Q_T = \text{const}$  снижается. При некоторой промежуточной величине  $Q_T$  (и отбора  $D_T$ ) к. п. д.  $\eta_{ту}^э$  может оставаться почти неизменным при росте  $W_э$ .

Пример рассчитанной зависимости удельного расхода тепла на выработку электроэнергии  $q_э$  (кДж/кВт·ч) и удельного производства электроэнергии на тепловом потреблении  $w_T$  (кВт·ч/кДж) при давлениях пара 1,5 и 2,3 МПа приведен на рисунке 1.

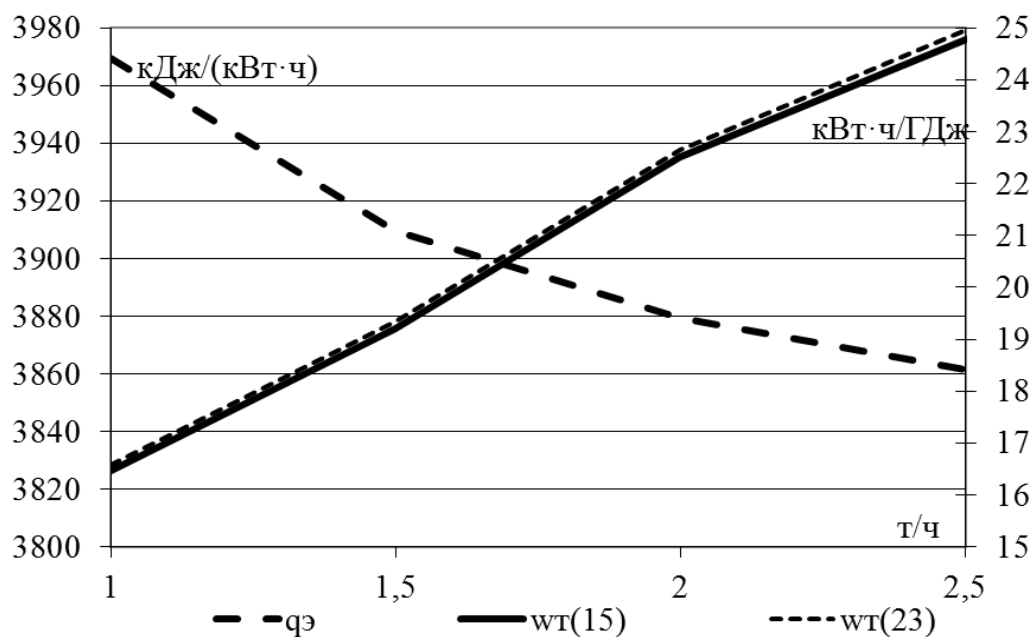


Рисунок 1 – Энергетические показатели ТЭЦ с паровой турбиной 2,5 МВт

Приведенный пример показывает наличие связей технических параметров с экономическими показателями и предопределяет необходимость разработки эффективных подходов для вариантов с типовыми компоновками паровых котельных на 30-60 тонн пара в час.

#### Литература:

1. Кузнецов, А. М. Показатели работы теплоэлектроцентрали / А. М. Кузнецов // Вестник Московского энергетического института. Вестник МЭИ. – 2009. – № 2. – С. 16-19.

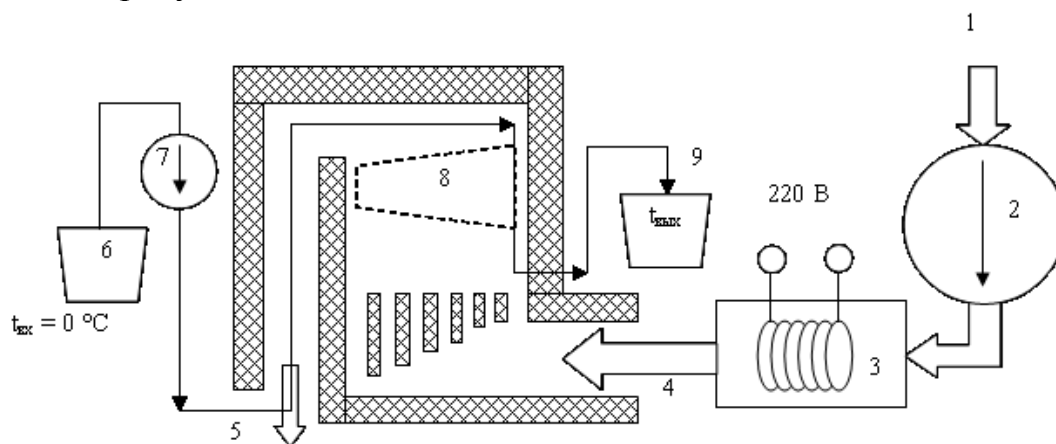
# СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ГЕОМЕТРИИ ПОВЕРХНОСТЕЙ НАГРЕВА КОТЕЛЬНЫХ АГРЕГАТОВ НА ОСНОВЕ ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

Монастырский Д.А., Мирошниченко И.О., Боев Ю.А.  
Донецкий национальный технический университет

Водогрейные котельные агрегаты типа ТВГ получили широкое распространение в системах теплоснабжения. Несмотря на то, что они разработаны в 70-х годах прошлого века, они остаются в рабочем состоянии и в настоящее время. Это связано с их простой конструкцией и высокой степенью ремонтпригодности. Несмотря на простоту конструкции, данный тип котельных агрегатов имеет довольно высокую эффективность использования топлива и имеет потенциал для дальнейшего повышения.

Основным направлением повышения эффективности использования топлива в котельных агрегатах типа ТВГ является развитие поверхностей нагрева как конвективной, так и радиационной [1, 2]. Увеличение диаметра труб конвективного пучка с 28 мм до 32 или 38 мм частично решает задачу увеличения площади теплообмена, однако этого недостаточно и вызывает увеличение гидравлического сопротивления конвективного газохода.

Для анализа тепловых процессов, проходящих в топочной камере предлагается разработать предложения по изменению геометрии экранных поверхностей нагрева на основании данных физического моделирования. С этой целью разработана принципиальная схема секции котла ТВГ-8М, которая представлена на рисунке 1.

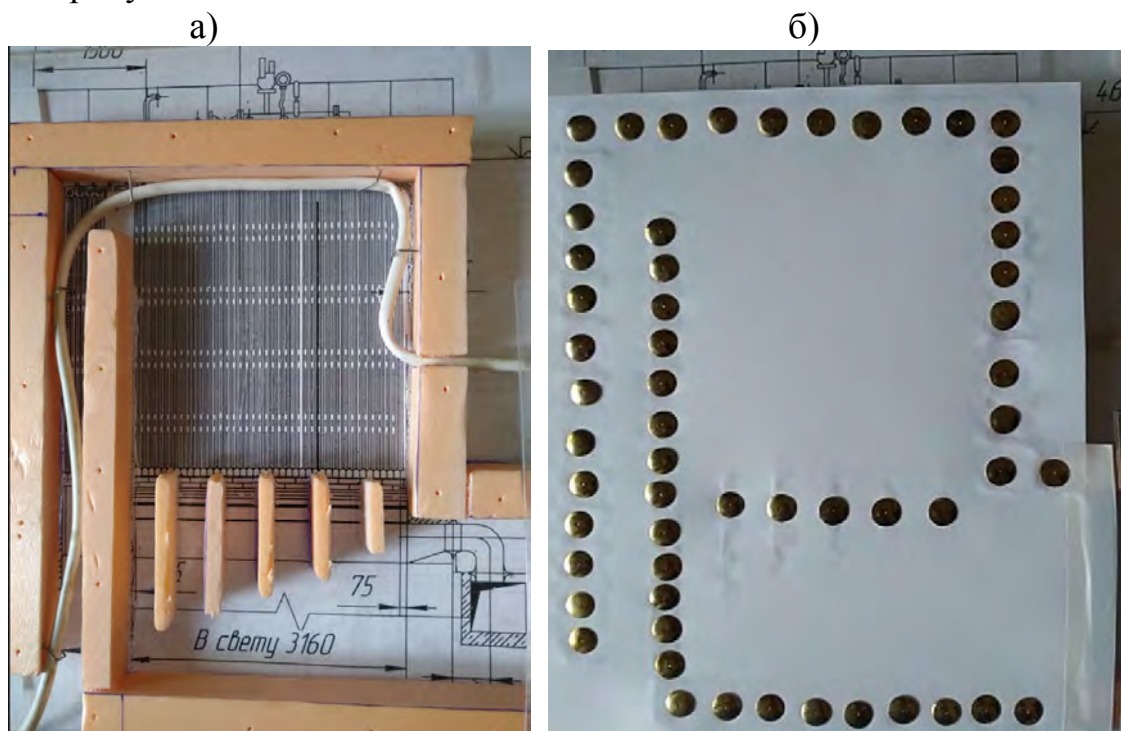


1 – вход холодного воздуха, 2 – центробежный нагнетатель, 3 – электрический нагреватель, 4 – подача нагретого воздуха в модель топки котла, 5 – выход охлажденного воздуха из модели топки котла, 6 – емкость с охлаждающей водой, 7 – насос для перекачки воды, 8 – набор экранных поверхностей с различной геометрией (в данном случае Г и N-образные), 9 – емкость для сбора нагретой воды

Рисунок 1 - Принципиальная схема для моделирования котла ТВГ-8М

Представленная схема физической модели котла имеет ряд допущений и упрощений (например, нагретые дымовые газы замещены нагретым воздухом; экранные поверхности представлены конвективной частью и потолочно-фронтальным экраном) относительно исходной конструкции котла, однако они не внесут заметных возмущений и не повлияют на общую «картину» запланированного исследования [3, 4].

Пример практической реализации схемы, представленной на рисунке 1, показан на рисунке 2.



а – сечение модели и имитация экранных поверхностей;

б – вид сверху (модель загерметизирована и закреплена для устранения присосов)

Рисунок 2 – Общий вид физической модели секции котла ТВГ-8М

На основании предварительного анализа геометрических параметров топочного пространства котла ТВГ-8М определено, что дальнейшие исследования будут касаться потолочно-фронтального экрана.

В качестве контролируемого критерия влияния эффективности предлагаемых корректировок формы потолочно-фронтального экрана рассматривается равномерность температурного поля в верхней части топочного пространства. Получение N-образной формы экрана предлагается за счет разведения труб в шахматном порядке без изменения точек подключения. В итоге компоновка других поверхностей нагрева останется прежней, что сократит затраты на модернизацию оборудования.

Анализ влияния формы экранных поверхностей (Г и N-образных) на распределение нагретых газов в топке котла проводился на основании измерения температур. На рисунке 3 приведены сравнительные данные по температурам с различными комбинациями экранных поверхностей.

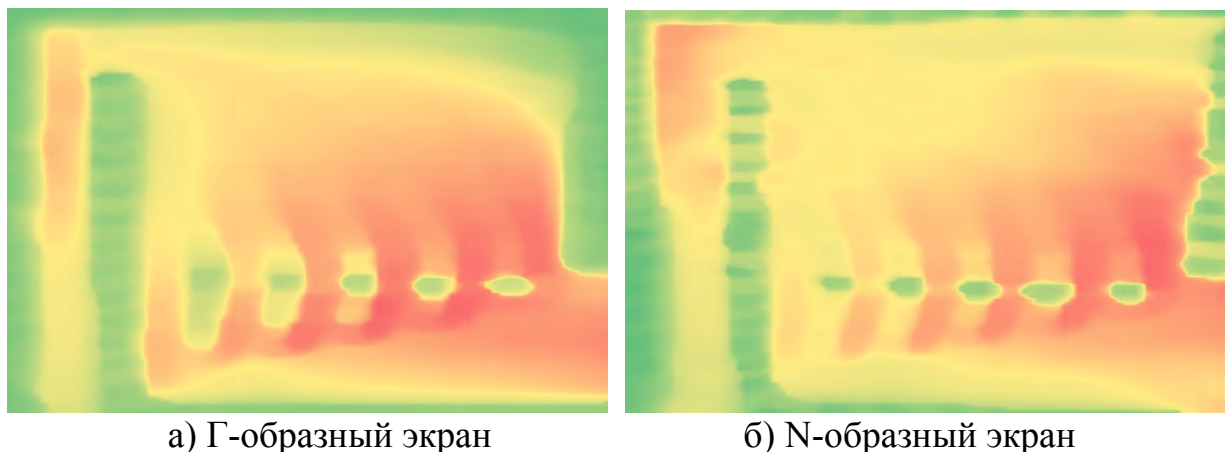


Рисунок 3 – Сравнительные данные по температурам с различными комбинациями экранных поверхностей

На рисунке 3 наглядно просматривается изменение температурного поля в верхней правой части топочного пространства, что благоприятно скажется на эффективности потолочно-фронтального экрана. Приведенные данные показывают потенциал и работоспособность созданной физической модели.

#### Литература:

1. Зубков М. В. Модернизация котельных агрегатов типа ТВГ-8М / М. В. Зубков, А. Н. Лебедев // *Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс]* : [материалы III Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов, 25 мая 2017 г., г. Донецк] : сборник докладов / ГОУВПО "ДОННТУ", Физ.-металлург. фак. ; редкол.: С.М. Сафьянц (пред.) и др. - Донецк : ГОУВПО "ДОННТУ", 2017. - С. 205-206.
2. Пути повышения эффективности работы водогрейных котлов типа ТВГ / А. Б. Бирюков [и др.] // *Вестник Академии гражданской защиты*. - 2019. - № 1(17) [Электронный ресурс]. - С. 103-109.
3. Монастырный, Д. А. Физическое моделирование процесса смесеобразования, протекающего в щелевых подовых горелках / Д. А. Монастырный, Ю. А. Боев, Н. М. Левшова // *Металлургия XXI столетия глазами молодых : СБОРНИК ДОКЛАДОВ V международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов, Донецк, 22 мая 2019 года* / Отв. ред. Кочура В.В.. – Донецк: Донецкий национальный технический университет, 2019. – С. 330-331.
4. Ляшенко, П. С. Об использовании прикладных программ при обработке результатов физического моделирования для оценки углового коэффициента излучения / П. С. Ляшенко, рук.: Ю. А. Боев, Д. Л. Безбородов // *Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения : Труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых, Новокузнецк, 14–16 мая 2019 года* / Под общей редакцией М. В. Темлянцева. – Новокузнецк: Сибирский государственный индустриальный университет, 2019. – С. 36-39.

## **К ВОПРОСУ О ВЫБОРЕ КОНТРОЛЬНОГО ПАРАМЕТРА ДЛЯ СИСТЕМ РЕГУЛИРОВАНИЯ ТЕПЛОЙ МОЩНОСТИ СИСТЕМ ОТОПЛЕНИЯ**

Патана Ю.Р., Монастырный Д.А., Безбородов Д.Л.  
Донецкий национальный технический университет

Для компенсации тепловых потерь и поддержания необходимой температуры внутреннего воздуха в жилых и общественных зданиях предназначена система отопления. Необходимая мощность отопительной системы определяется как разность между теплотерями и внутренними теплопоступлениями здания [1]. Регулирование отпуска тепловой энергии может осуществляться как централизованно (на источнике теплоснабжения), так и локально (местными регуляторами, установленными непосредственно на отопительных приборах) [6]. Местные регуляторы могут быть как ручными, так и автоматическими. Для корректной работы автоматических регуляторов требуется выбор правильного контролируемого параметра, по которому автоматика будет корректировать количества тепловой энергии, подаваемой в систему отопления (радиаторы отопления).

При определении нагрузки отопления жилых зданий внутренние теплопоступления рассчитываются как сумма тепловой энергии, поступающей от бытовой техники и осветительных приборов, тепловой энергии, поступающей в здание через светопрозрачные проемы, и тепловой энергии, выделяемой людьми, находящимися в этом здании.

Недостатком данной методики является то, что она позволяет вычислить искомую величину с определенной погрешностью. Погрешность вычислений объясняется тем, что все составляющие внутренних теплопоступлений определяются с некоторыми допущениями. Так, указанное в паспортных данных значение потребляемой мощности бытовых приборов обычно характеризует их пиковый режим работы. Кроме того в реальной жизни крайне редко наблюдается ситуация, когда одновременно используется вся бытовая техника и осветительные приборы. Поэтому при расчете тепловыделений, поступающих от бытовых и осветительных приборов, необходимо учитывать коэффициент одновременности работы всех приборов.

С целью исследования влияния величины внутренних теплопоступлений на температурную обстановку в жилом помещении был проведен пассивный эксперимент по контролю температуры внутреннего воздуха в условно изолированной комнате в период использования бытовой техники и осветительных приборов, а также пребывания в ней человека.

Для реализации эксперимента в период пребывания человека и использования бытовой техники в исследуемом помещении фиксировалась температура внутреннего воздуха. Измерение температуры внутреннего воздуха осуществлялось при помощи цифрового термодатчика DS18B20, подключенного к персональному компьютеру.



На рисунке 1 представлен график изменения температуры внутреннего воздуха в исследуемом помещении в период пребывания человека и использования бытовой техники.

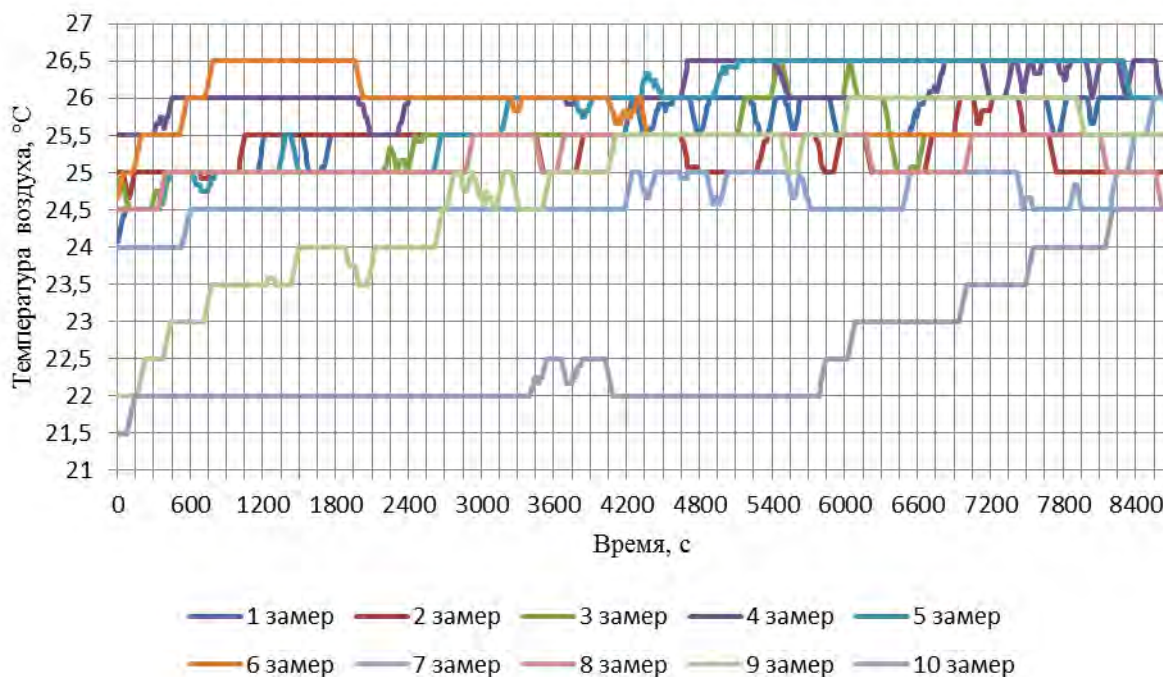


Рисунок 1 - Изменение температуры внутреннего воздуха в исследуемом помещении

Данные, приведенные на рисунке 1, свидетельствуют о том, что в начальный момент времени температура внутреннего воздуха в исследуемом помещении находилась в пределах 21,5-25,5 °C. После пребывания человека и использования бытовой техники в течение 2 часов 25 минут температура воздуха в помещении составляла 25,5-26 °C.

Таким образом, можно сделать вывод, что появление источников тепlopоступлений в исследуемом помещении способствует повышению температуры внутреннего воздуха в среднем примерно на 1-1,5 °C. В отдельных случаях наблюдается повышение температуры внутреннего воздуха на 2,5-3 °C.

Среднее значение температуры внутреннего воздуха исследуемого помещения в начальный момент времени составляло 24,1 °C, в конечный момент времени - 25,4 °C. Следовательно, пребывание в комнате источников тепlopоступлений приводит к увеличению температуры внутреннего воздуха в среднем на 1,3 °C.

На рисунке 2 приведен график изменения температуры внутреннего воздуха при наличии и отсутствии источников тепlopоступлений в исследуемом помещении.

Далее было определено количество тепловой энергии, необходимой для поддержания заданной температуры внутреннего воздуха исследуемого помещения при отсутствии внутренних источников тепlopоступлений. Для



этого был проведен расчёт тепловых потерь через ограждающие конструкции исследуемого помещения, а также расчёт тепловых потерь, обусловленных инфильтрацией.

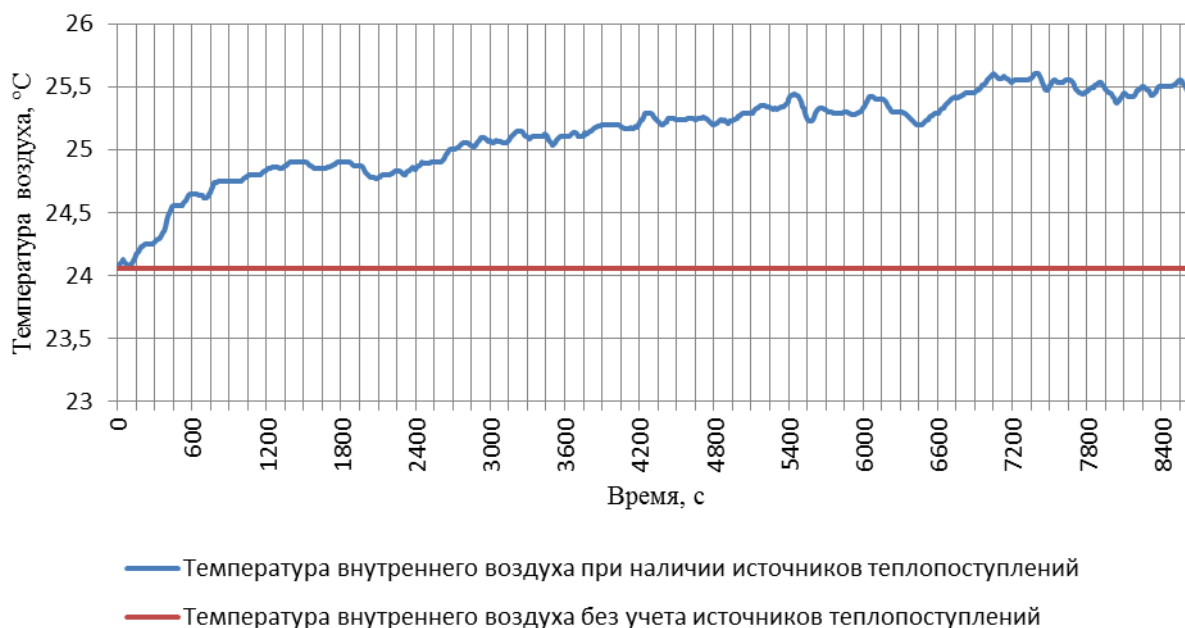


Рисунок 2 - Изменение температуры внутреннего воздуха при наличии и отсутствии источников теплоступлений в исследуемом помещении

Расчёт тепловых потерь через ограждающие конструкции проводился при условии стационарной теплопередачи через многослойную плоскую стенку. Расчёт тепловых потерь, обусловленных инфильтрацией, проводился по методике, указанной в [1].

Геометрические размеры помещения определились при помощи инструментальных измерений. Расчётные толщины слоёв материалов ограждающих конструкций были приняты согласно проектной документации. Значения теплофизических характеристик материалов ограждающих конструкций были определены по справочным данным [2, 3].

В результате расчёта было установлено, что при отсутствии внутренних источников теплоступлений для поддержания в исследуемом помещении температуры внутреннего воздуха равной 24,1 °C необходимо затратить 360,9 Вт тепловой энергии. Повышение температуры внутреннего воздуха на 1,3 °C привело к дополнительному выделению тепловой энергии в размере 25 Вт.

Следовательно, количество тепла, выделившееся в результате работы бытовой техники и пребывания человека в течение 2 часов 25 минут составляет 6,93% от количества тепла, необходимого для поддержания заданной температуры внутреннего воздуха в исследуемом помещении.

При этом величина потребляемой мощности используемой бытовой техники, указанная в технической документации, равна 418 Вт. Фактическое потребление электрической энергии в течение указанного периода времени в пересчете на 1 час работы составило 124,1 Вт, т.е. 30% от заявленного

значения. В то же время согласно [4] количество тепла, выделяемого человеком в состоянии покоя при температуре окружающего воздуха равной 24,1 °С, составляет 66,2 Вт.

Таким образом, можно сделать вывод, что величина внутренних теплопоступлений, определенная экспериментальным путём является более точным показателем воздействия внутренних источников тепла на температурную обстановку в жилом помещении, поскольку она учитывает фактический режим работы бытовой техники, а также влияние таких факторов как проникновение наружного воздуха в помещение через неплотности в ограждающих конструкциях и воздухообмен самого жилого помещения.

Актуальным вопросом становится прогнозирование динамики изменения объемов потребления тепловой энергии, что позволит и корректировать режим работы источника тепла [5].

Добиться снижения расхода тепловой энергии, необходимой для отопления жилого помещения, без нарушения условий комфорта можно при установке автоматических регуляторов, учитывающих не только температуру внутреннего воздуха в помещениях, но и величины внутренних тепловыделений.

#### Литература:

1. Сафонов А. П. Сборник задач по теплофикации и тепловым сетям: Учеб. пособие для вузов. - 3-е изд., перераб. - М.: Энергоатомиздат, 1985. - 232 с., ил.
2. Строительная теплотехника (СНиП II-3-79). - М.: Минстрой России, 1996. - 28 с.
3. СП Тепловая защита зданий. Актуализированная редакция СНиП 23-02-2003. - М.: Минстрой России, 2013. - 139 с.
4. Пособие 2.91 к СНиП 2.04.05-91 (Отопление, вентиляция и кондиционирование) Расчёт поступления теплоты солнечной радиации в помещения. - М.: Минстрой России, 1993. - 34 с.
5. Квашенко А.А. Прогнозирование тепловых нагрузок при фактических условиях окружающей среды / А. А. Квашенко, Е. Г. Малыхин, Д. Л. Безбородов // *Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс]* : VI Международная научно-практическая конференция молодых ученых и студентов, 26-27 мая 2020 г., г. Донецк : сборник докладов / ГОУВПО "ДОННТУ", Физ.-металлург. фак., Фак. металлургии и теплоэнергетики ; [редкол.: С.М. Сафьянц и др.]. - Донецк : ГОУВПО "ДОННТУ", 2020. - С. 305-307.
6. Сафронов Е.В. Анализ основных принципов управления тепловым режимом зданий / Е. В. Сафронов, В. Р. Садлова, Д. Л. Безбородов // *Охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов : сборник докладов IX международной научной конференции аспирантов и студентов, 15-16 апреля 2015г., г. Донецк / ГВУЗ "ДонНТУ", ДонНУ ; редкол.: К.Н. Маренич и др. - Донецк : ГВУЗ "ДонНТУ", 2015. - С. 81–84.*

## О СОВЕРШЕНСТВОВАНИИ КОНСТРУКЦИИ ЭЛЕВАТОРНЫХ УЗЛОВ СИСТЕМЫ ОТОПЛЕНИЯ

Попова Е.В., Карпухина И.И., Сафонова Е.К.  
Донецкий национальный технический университет

При использовании качественных способов регулирования тепловой нагрузки в системе водяного отопления с использованием температурных графиков выше  $95^{\circ}\text{C}$ , например,  $117/70^{\circ}\text{C}$ ,  $130/70^{\circ}\text{C}$ ,  $150/70^{\circ}\text{C}$  для корректировки температуры теплоносителя в местных водяных сетях используют струйные смесительные насосы (элеваторы – схема приведена на рисунке 1) или циркуляционные насосы.

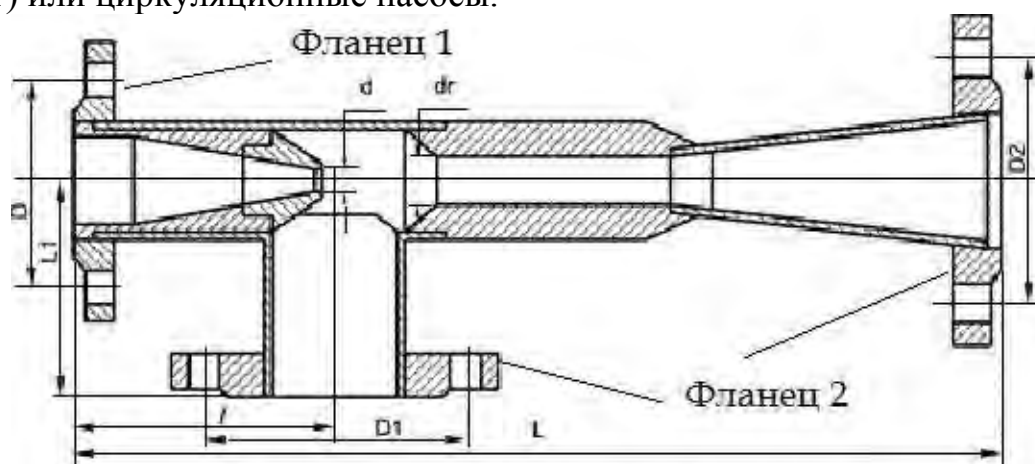


Рисунок 1 – Схема водоструйного элеватора

В настоящее время наиболее распространенными являются элеваторные узлы. Существует большое количество различных модификаций элеваторных узлов, как регулируемые, так и нерегулируемые. Последние преобладают в связи с более простой конструкцией и надежностью эксплуатации.

Вне зависимости от принятых конструктивных особенностей элеваторных узлов разных производителей можно выделить наличие основных элементов: входной, выходной и патрубков подмеса, сопло и смесительная камера.

Проведенные литературные изыскания показали распространение сопел круглой формы. Однако, как известно, форма истекающей струи влияет на распределение поля скоростей, а, следовательно, и на создаваемый коэффициент инжекции. В связи с этим поставлена задача исследовать влияние формы выходного сечения сопла на параметры работы элеваторного узла.

На рисунке 2 приведены схема и общий вид исследуемого выходного сечения сопла. Для анализа выбрано 5 различных форм, соответствующим простым геометрическим фигурам: квадрат, ромб, круг, прямоугольник и овал. Соответственно, круглое сечение является базовым элементом.

Для проверки влияния формы сопла на работу элеватора собрана простейшая физическая модель в масштабе 1:1 (рисунок 3).

а) Общий вид модели сопла



б) Схема исследуемого выходного сечения сопла

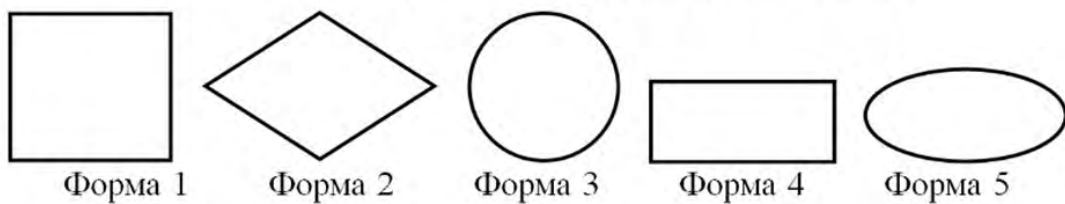


Рисунок 2 - Схема и общий вид исследуемого выходного сечения сопла



Рисунок 3 – Общий вид экспериментальной установки

В качестве рабочего тела используется воздух с различной температурой. Анализ возникающих измерений производится на основании контроля температуры термопарой в выпускном патрубке.

Полученные данные подтверждают наличие изменений коэффициента инжекции на 17-23% в зависимости от формы, а также выявлено влияние угла установки несимметричных сопел на параметры смещения. В связи с этим требуется доработка существующей модели и получения более развернутых зависимостей в дальнейших работах.

# АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ И ЭКОЛОГИЧНОСТИ ПЕРЕВОДА ПАРОВОЙ КОТЕЛЬНОЙ В РЕЖИМ КОМБИНИРОВАННОЙ ВЫРАБОТКИ ТЕПЛОВОЙ И ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ

Сидь А.И., Сафьянц С.М., Гридин С.В.  
Донецкий национальный технический университет

Анализ режимов работы энергетической отрасли показывает, что рост объемов потребления электроэнергии предприятиями может привести к энергетическому кризису, к чему сходятся и большинство ученых и экспертов. Поэтому одним из приоритетных направлений уменьшения потребления энергоресурсов является повышение энергоэффективности, в том числе путем создания собственного источника энергоснабжения для покрытия собственных нужд котельной в электроэнергии. Для этого в работе предлагается рассмотреть возможность внедрения когенерационных установок (далее КГУ), представляющих собой турбину с присоединенным электрическим приводом.

На примере существующей паровой котельной с установленными 2-мя паровыми котлами ДКВР-4-13 паропроизводительностью 4 т/ч каждый и 2-мя водогрейными котлами ТВГ-8М было проведено исследование по внедрению КГУ. Количество пара, вырабатываемого паровыми котлами на нужды потребителя, слишком мало. Решено пустить пар на паротурбинную установку (далее ПТУ), рассмотреть вариант установки газотурбинной установки (далее ГТУ) и провести сравнительный экологический анализ этих вариантов.

На основе выполненного расчета тепловой схемы существующей котельной действительный расход пара котлом ДКВР-4-13 составил 3,558 т/ч, с учетом расхода на собственные нужды и потерь.

Рассмотрим вариант с установкой ПТУ.

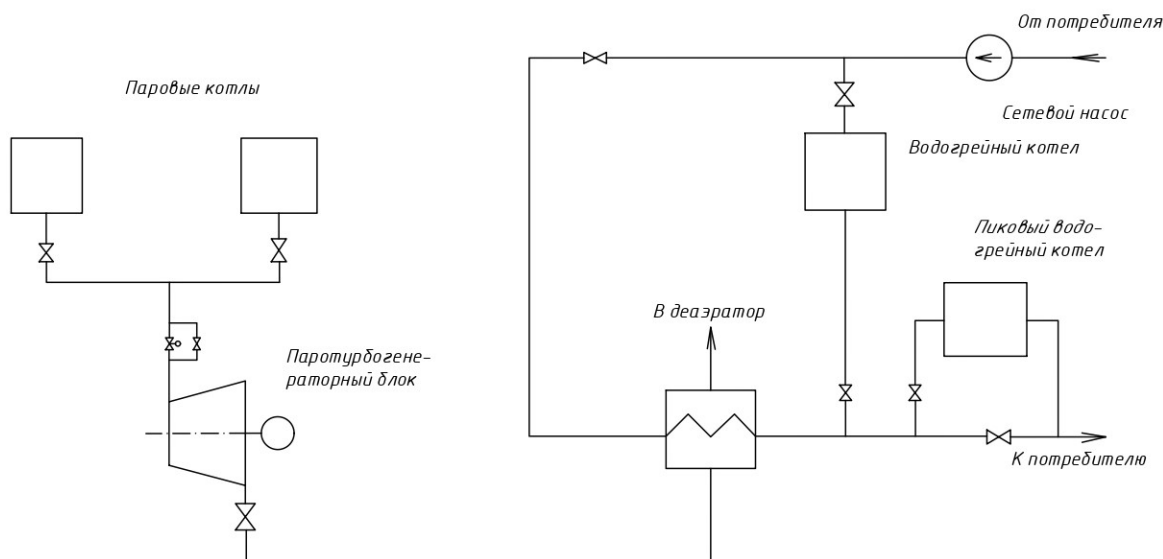
Потребителю необходимо подавать пара 0,33 т/ч, остальное количество расходуется на деаэрацию питательной и подпиточной воды в деаэрационных питательных установках атмосферного типа. Предложено внедрение ПТУ S2E II 200-700 кВт производства «Технора» с электрическим асинхронным генератором «Сименс».

Технические параметры ПТУ приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Технические параметры модульной конструкции паровой турбины с электрическим генератором

Электрическая мощность, кВт	200-700
Температура пара на входе, °С	130-420
Давление пара на входе, бар абс.	6,0-63,0
Температура пара на выходе, °С	105-280
Давление пара на выходе, бар абс.	0,5-14,0
Расход пара, т/ч	4,0-25,0
Напряжение, В/3 фазы	380
Частота, Гц	50

Принципиальная тепловая схема [1] выглядит следующим образом:



Полученная от генератора электроэнергия пойдет на производственные и собственные нужды котельной, а отработанный пар от турбины пойдет:

- в зимний (отопительный) период - на питательную и сетевую деаэрационные установки;
- в летний период - на питательную деаэрационную установку и теплообменники горячего водоснабжения.

Таким образом, в зимний период в работе будут 2 котла ДКВР-4-13, 2 котла ТВГ-8М (на нужды отопления, горячего водоснабжения и вентиляции) и паровая турбина. В летний период в работе будут только 2 котла ДКВР-4-13 и паровая турбина.

В варианте с установкой ГТУ предлагается установить газотурбинную установку МТ333 «FlexEnergy». Технические характеристики ГТУ приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Технические характеристики ГТУ МТ333

Номинальная электрическая мощность, кВт	333
Электрический КПД, %	32,5
Утилизируемая тепловая мощность, макс, кВт	469
Расход топлива на номинальном режиме $\text{нм}^3/\text{ч}$	105
Выходное напряжение, 3 фазы, Гц	50
Давление топлива на входе, мин, мм.вод.ст.	100
Давление топлива на входе, макс, кПа	965
Утилизация тепла	
Температура газов на выходе из рекуператора, °С	256
Максимальный расход воды, л/мин	379
Максимальная температура воды на входе, °С	90

При внедрении КГУ тепловая схема выглядит следующим образом:

- в зимний период в работе будет один котел ДКВР-4-13, 2 котла ТВГ-8М и КГУ, тепло от которой будет отводиться на теплообменник сырой воды;
- в летний период в работе будет один котел ДКВР-4/13 (вырабатывающий пар потребителю и на питательный деаэрактор), один котел

ТВГ-8М (на горячее водоснабжение) и КГУ, тепло от которой будет отводиться на теплообменник сырой воды.

Проведем сравнительный экологический анализ данных вариантов решения создания собственного источника энергоснабжения.

Экологическая оценка котельной как источника загрязнения воздушного пространства выполняется при работе с котлами ДКВР-4/13, ТВГ-8М для разных вариантов.

Расчёт выбросов окислов азота при внедрении паротурбогенератора показал, что максимальный объем выбросов в отопительный период котлами ТВГ-8М составит 11,16 г/с, для котлов ДКВР-4/13 в отопительный период 0,322 г/с и в летний период 0,322 г/с. Суммарные выбросы оксидов азота за год при внедрении ПТУ (первый вариант) составят:  $M_{NO_2}=11,16+2\times 0,322=11,804$  г/с.

Расчёт выбросов окислов азота при внедрении газотурбинной установки показал, что максимальный объем выбросов в отопительный период котлами ТВГ-8М составит 11,16 г/с, в летний период 3,135 г/с, для котлов ДКВР-4/13 в отопительный период 0,244 г/с и в летний период 0,105 г/с. Суммарные выбросы оксидов азота за год при внедрении ГТУ (второй вариант) составят:  $M_{NO_2}=14,294+0,244+0,105=14,643$  г/с.

Таким образом, при внедрении КГУ выбросов оксидов азота будет больше.

Расчёт выбросов оксида углерода при внедрении паротурбогенератора показал, что максимальный объем выбросов в отопительный период котлами ТВГ-8М составит 2,06 г/с, для котлов ДКВР-4/13 в отопительный период 0,556 г/с и в летний период 0,556 г/с. Суммарные выбросы оксида углерода за год при внедрении ПТУ (первый вариант) составят:  $M_{CO}=2,06+2\times 0,556=3,172$  г/с.

Расчёт выбросов оксида углерода при внедрении газотурбинной установки показал, что максимальный объем выбросов в отопительный период котлами ТВГ-8М составит 2,06 г/с, в летний период 1,027 г/с. Для котлов ДКВР-4/13 в отопительный период 0,278 г/с и в летний период 0,278 г/с. Суммарные выбросы оксида углерода за год при внедрении ГТУ (второй вариант) составят:  $M_{CO}=2,06+1,027+2\times 0,278=3,643$  г/с.

При внедрении КГУ наблюдается увеличение выбросов оксида углерода.

Таблица 3 – Количество вредных выбросов при внедрении паровой и газовой турбоустановок

	1 вариант	2 вариант
Массовое количество оксидов азота, г/с	11,804	14,643
При переводе в т/год	372,5	462
Массовое количество монооксида углерода, г/с	3,172	3,643
При переводе в т/год	100,1	115

Следовательно, вариант установки ПТУ более эффективен с точки зрения экологии.

В результате выполненного исследования можно отметить следующее. Когенерационные технологии относятся к приоритетным направлениям повышения эффективности использования первичной энергии топлива для

получения тепловой и электрической энергии [2]. Это связано с тем, что в комбинированной схеме производства тепловой и электрической энергии по сравнению с раздельной, достигается существенная, до 40%, экономия топлива. Кроме того, создание распределенной сети источников способствует повышению надежности энергоснабжения предприятия.

Несмотря на значительный энергосберегающий эффект, необходимо отметить и отрицательные стороны когенерации:

- внедрение когенерации на котельных приводит к существенному увеличению потребления природного газа и ухудшению экологической обстановки в черте города. При этом экономия топливных ресурсов происходит в масштабе области или региона, а выработка электроэнергии на тепловых электрических станциях региона снизится. Таким образом, увеличиваются закупки импортного газообразного топлива и снижается потребление твердого топлива, добываемого в стране;

- работа мини-ТЭЦ в режиме с практически постоянной нагрузкой приведет к замещению в энергосистеме электроэнергии, вырабатываемой атомными электростанциями, чего нельзя допустить. Это возможно, когда тепловая энергия, вырабатываемая когенерационной установкой, идет на покрытие нагрузки горячего водоснабжения с использованием баков-аккумуляторов [2].

Произведенный сравнительный экологический анализ внедрения ПТУ и КГУ показал, что установки на базе ПТУ более эффективны, в сравнении с ГТУ с повышенным количеством выбросов вредных веществ.

Кроме того, реализация этого мероприятия позволит снизить расход электроэнергии из общей сети на нужды котельной и, соответственно, улучшить ее технико-экономические показатели, повысить КПД оборудования, уменьшить себестоимость вырабатываемого тепла и обеспечить надежное электроснабжение котельной.

В дальнейшем будут произведены технико-экономические расчеты, позволяющие определить оптимальные параметры оборудования для конкретных объектов в различных вариантах.

Результаты исследования позволят ставить вопрос о широком внедрении установок данного типа в производственных и отопительных паровых котельных.

#### Литература:

1. Петрущенко В.А., Васькин В.В. Тепловые схемы мини-ТЭЦ на базе противодавленческих паровых турбин, применяемые в рабочих проектах // Новости теплоснабжения, №8, 2004. - С. 22-26.

2. Гридин, С.В. Исследование эффективности работы источника горячего водоснабжения с использованием комплекса КГУ-ТНУ / С.В. Гридин, Н.В. Колесниченко, А.С. Сафьянц // Техническая теплофизика и промышленная теплоэнергетика: сб.научн.тр. – Днепропетровск: Новая идеология. – 2011. – №3. –С. 62-71.



## МЕТОДЫ УТИЛИЗАЦИИ ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ

Халабуда А.Н., Суворова Т.Г., Лебедев А.Н.  
Донецкий национальный технический университет

О том, что нужно грамотно утилизировать ТБО, заговорили ещё в прошлом столетии. Уже тогда было понятно, что рост численности населения и развитие промышленного сектора скажутся на ситуации с мусором. Мало кто предполагал, что людям так скоро придётся столкнуться с проблемой.

Утилизация отходов необходима по нескольким причинам:

- свалки перестают справляться с объёмами поступающего мусора;
- на земле всё меньше места для организации новых мусорных полигонов;
- вокруг мест хранения утиля распространяется неприятный запах;
- полигоны привлекают одичавших домашних и диких животных, которые могут стать разносчиками опасных заболеваний;
- ТБО в процессе разложения отравляет окружающую среду;
- отходы часто воспламеняются, что ведёт к выбрасыванию в атмосферу токсичного дыма.

Одной из ключевой задачей перед переработкой и утилизацией ТБО – сортировка бытовых отходов. Мусор делят на две группы: органического происхождения и искусственные материалы. Органический мусор не представляет угрозу для человека и экологии, он быстро разлагается. Искусственные материалы наоборот имеют длительный срок распада. Помимо этого при хранении таких отходов выделяются вредные химические вещества. Многие отходы данной группы не подлежат дальнейшей переработке и должны сжигаться или подвергаться захоронению.

По типу опасности отходы делят на 5 классов:

К первому классу – самому опасному относят материалы, в составе которых присутствует ртуть. Они воздействуют на природу и представляют угрозу для всего живого.

Второй класс отходов разрушает экологию. Но после его воздействия природные ресурсы могут восстанавливаться. Это могут быть масла, бензин, аккумуляторы и прочие.

Третья категория отходов приносит ущерб, который восполним через десять лет. Это цемент, металл, краски и т.д.

Четвертый вид опасности – это отходы, которые можно использовать после переработки. Это ценное утильсырье: бумага, текстиль, дерево, автомобильные шины.

В пятую группу входят отходы, которые безвредны.

Для сортировки мусора существуют специальные автоматические и механические линии. Они являются неотъемлемой частью комплексов по сортировке мусорных отходов. За рубежом отлажена переработка вторичных ресурсов, в России этот процесс находится на начальной стадии. Линия

переработки выглядит следующим образом:

Сначала отходы попадают на сортировочную линию, которая разделяет отходы по категориям. Прием и сортировку производят вручную, и с каждым годом все больше линий сортировки ТБО автоматизируется. За последние годы ручной труд задействован в 10%. Далее по подающей конвейерной линии с помощью конвейера отсортированный мусор подает к прессам. Пресс для сжатия объемных материалов бывает для бытовых отходов, макулатуры и пластика. После прессования ТБО перевозятся на перерабатывающие заводы, где производится дальнейшая переработка или сжигание. Такая утилизация выгодна с точки экологии и приносит доход.

При автоматической сортировке используют методы оптической сортировки. Они основаны на работе длинноволнового сенсора, который улавливает и различает материалы по их спектру. Весь процесс автоматизирован и управляется оператором. После автоматической сортировки материалов остаются так называемые «хвосты», которые не подлежат переработке. Их прессуют и отправляют на мусорные полигоны или на заводы, на которых их сжигают. Задача сортировки – наименьшее получение хвостов ТБО.

На полигонах и заводах производится дальнейшая захоронение или переработка бытовых отходов. Избавляются от ТБО в зависимости от вида, класса опасности и возможности переработки.

*Захоронение* один из ставший традицией способ утилизации ТБО. Преимуществом такого способа утилизации минимальные финансовые затраты. Захоронению подлежат негорючий мусор, вещи не поддающиеся переработке, ТБО которое при горении выделяет токсические вещества. Для данной утилизации требуются специальные земельные участки - полигоны, к ним выдвигается ряд требований:

- наличие поблизости транспортной магистрали, позволяющей беспрепятственно привозить ТБО на полигон;
- удаленность от зон проживания людей;
- удаленность от лесных угодий;
- местность должна быть хорошо проветриваемая;
- возможность создание вокруг санитарной зоны.

Такое хранение ТБО имеет большой минус – мусор в процессе разложения будет и дальше причинять вред природе.

*Компостирование* органических отходов идеальный способ не только избавиться от них, но и преобразовать в плодородную почвенную добавку, позволяющую улучшить качество продуктов, производимых сельскохозяйственным сегментом.

Потенциалом данного метода является доступность, ведь третья часть мусора на планете – пищевые, биологические вещества, скорость разложения в течении месяца, а если в процесс добавить тепло и влажную среду готовый продукт – гумус, будет получен уже через две-три недели.

В нашей стране ликвидация путём компостирования не распространена, поскольку требует основательной сортировки. А это занимает много времени, ресурсов. Такое избавление от отходов распространено среди частных предпринимателей, подсобных хозяйств, на фермах, у дачников.

Самый старый и практикуемый до сих пор метод утилизации - *сжигание* ТБО. Применяется в виду минимальных финансовых затрат. Используют несколько методов мусоросжигания:

- в кипящем слое;
- камерное;
- слоевое.

Перед сжиганием из общей массы удаляются вредные и опасные вещества, которые в горячем состоянии будут выделять в воздух токсины. Наиболее опасный метод – сжигание при низкой температуре, если температура ниже 850 °С, нейтрализуется не все опасные вещества, находящиеся в дыме. Помимо этого сжигание негативно влияет на озоновый слой утоньшая его и образуя озоновые дыры. Образуется большое количество шлака и золы, которое сложно утилизировать из-за повышенной токсичности.

*Плазмохимическая(плазменная) газификация* отходов – один из методов обработки мусора. Исходным сырьем являются бытовые отходы в том числе опасные, стройматериалы, металлолом, уголь, биоматериал, жидкости, шламы. Метод плазменной газификации обеспечивает под действием высоких температур(порядка 5500 °С) преобразование органических и опасных соединений в газообразное вещество. В дальнейшем газ используется для выработки электрической и тепловой энергии. Из минусов необходимость очистки газа, и высокая первоначальная стоимость установки.

Преимущество плазменной переработки в том, что не нужно тщательно подготавливать сортировать и сушить мусор, в процессе переработки происходит практически полное преобразование отходов. Остаток такой переработки – инертный шлак, который охлаждается и перерабатывается в строительный материал.

*Газификация* ТБО происходит с предварительно сортированными и высушенными до необходимой влажности отходами. Далее с недостатком кислорода при температуре порядка 1100-1400 °С происходит термическое разложение. При этом имеющиеся в отходах вредные вещества параллельно с выделением летучих веществ переходят в газообразное состояние.

Последовательно происходящие при газификации сначала окислительные, затем при прохождении газами слоя раскаленного угля восстановительные процессы обеспечивают в результате термохимических реакций получение генераторного газа.

Полученный в газогенераторе газ, содержащий горючие газы (водород, окись углерода и некоторое количество метана), может использоваться как для теплового применения путем сжигания в специальных горелках, так и для производства электроэнергии после его предварительной очистки и охлаждения. При утилизации ТБО образуются следующие виды побочных

продуктов: шлак и сухая зола летучая зола, отработанная оборотная вода.

Преимуществом данного метода – меньшее количество вредных веществ выбрасываемых в атмосферу, образуется меньше золы по сравнению с обычным сжиганием. Из недостатков - необходимость низкой влажности исходного сырья, необходимость сортировки и измельчения - для газификации пригодны только отходы дробленые, сыпучие, газопроницаемые.

На основании вышеизложенного можно сделать вывод о том, что все рассмотренные способы утилизации ТБО, кроме газификации, не могут в полной мере решить проблемы утилизации имеющихся и вновь образующихся ТБО с учетом экологических требований и экономических показателей реализации проекта.

В связи с этим в магистерской работе были выполнены расчеты по газификации ТБО, приведен усредненный элементный состав ТБО по данным[4]:

$$C^p = 26,4\%, O^p = 16,43\%, H^p = 3,57\%, S^p = 0,18\%, A^p = 10,32\%, N^p = 0,72\%, W^p = 42,38\%.$$

Для расчета процесса газификации ТБО использовалась методика[1], в результате расчетов был определен состав генераторного газа:

$$CH_4 = 14,71\%, CO_2 = 8,47\%, H_2S = 0,01\%, N_2 = 25,04\%, H_2O = 38,68\%, CO = 13,09\%.$$

Полученный генераторный газ может быть использован в качестве топлива в паровых котлах и газотурбинных установках.

В дальнейшей работе планируется выполнить тепловой расчет котла ПТВМ предназначенного для выработки тепла.

#### 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. Загрутдинов Р.Ш., Никишанин М.С., Сеначин П.К. Газификация твердых бытовых отходов [Электронный ресурс]: [http://www.itp.nsc.ru/conferences/gt-2015/files/D3\\_S3-4.pdf](http://www.itp.nsc.ru/conferences/gt-2015/files/D3_S3-4.pdf)
3. Технология плазменной газификации Westinghouse Plasma Corporation [Электронный ресурс]: [http://www.cleandex.ru/articles/2016/03/07/zavody\\_po\\_pererabotke\\_othodov\\_proizvodstva\\_i\\_potrebleniya\\_v\\_elektroenergiyu](http://www.cleandex.ru/articles/2016/03/07/zavody_po_pererabotke_othodov_proizvodstva_i_potrebleniya_v_elektroenergiyu)
4. Проект регионального стратегического плана управления твердыми бытовыми отходами в Донецкой области на 2005-2009 гг. – Донецк: Тасис, - 2004. – 88с.

## О НОРМИРОВАНИИ ПОТЕРЬ ТЕПЛОТЫ ПРИ ТРАНСПОРТИРОВКЕ ТЕПЛОНОСИТЕЛЯ В ВОДЯНЫХ ТЕПЛОВЫХ СЕТЯХ

Суворова Т.Г., Халабуда А.Н., Безбородов Д.Л.  
Донецкий национальный технический университет

Анализируя СНиП 2.04.14-88 «Тепловая изоляция оборудования и трубопроводов», СНиП 41-03-2003, СП 61.13330.2012, нормативы других стран как Украина КТМ 204 Украина 244-94 «Норми та вказівки по нормуванню витрат палива та теплової енергії на опалення житлових та громадських споруд», Беларусь «Методика расчета потерь тепловой энергии в сетях теплоснабжения с учетом их износа, срока и условий эксплуатации» 2006 год, Литва «Dėl Įrenginių Ir Šilumos Perdavimo Tinklų Šilumos Izoliacijos Įrengimo Taisyklių Patvirtinimo» 2017 m. rugsėjo 18 d. Nr. 1-245 (Об утверждении правил монтажа теплоизоляции оборудования и тепловых сетей) 2017 год, очевидны общие тенденции по ужесточению требований и минимизации нормируемых потерь теплоты при транспортировке теплоносителя.

У каждой страны приведены собственные нормативы тепловых потерь. Критерии, влияющие на тепловые потери, описаны в 1988 году в СНиП 2.04.14-88 (СССР), многие из стран продолжают придерживаться описанной классификации определения норм потерь.

Нормативный документ содержит требования к теплоизоляционным материалам, изделиям и конструкциям, правилам проектирования тепловой изоляции, норм плотностей теплового потока с изолируемых поверхностей оборудования и трубопроводов с положительными и отрицательными температурами при их расположении на открытом воздухе, в помещении, непроходных каналах и при бесканальной прокладке. В документе приведены методы расчета толщины тепловой изоляции оборудования и трубопроводов.

Для исследования были определены нормы теплового потока для труб тепловой сети с наружным диаметром  $\varnothing 273$  мм, прокладка двухтрубная подземная в непроходном канале, температурный график 130/70°C, теплоноситель вода, продолжительность работы до 5000 часов. Определенная по СНиП 2.04.14-88 норма теплового потока составила 99,18 Вт/м.

В 2012 году принят свод правил СП 61.13330.2012 с учетом современных тенденций в проектировании промышленной тепловой изоляции и рекомендаций международных организаций по стандартизации и нормированию. С учетом новых требований на том же участке тепловой сети были определены нормы теплового потока, которые составили 78,64 Вт/м.

Принятый нормативный документ 1993 года в Украине КТМ 204 244-94 изменений в определении норм тепловых потерь не претерпел, в его основу был взят СНиП 2.04.14-88. Норма теплового потока составила 99,18 Вт/м.

За рубежом в Беларуси до 1995 года за основу методик определения нормируемых тепловых потерь был взят СНиП 2.04.14-88 (СССР). С 2006 года

в Беларуси действует «Методика расчета потерь тепловой энергии в сетях теплоснабжения с учетом их износа, срока и условий эксплуатации». При определении норм тепловых потерь помимо ранее описанной классификации подземной канальной прокладки трубопровода учитывается год монтажа трубопровода и влияние одного трубопровода на другой при двухтрубной прокладке. В данном случае при тех же характеристиках трубопровода, способе прокладки и времени работы нормируемые тепловые потери составили 72,1 Вт/м.

Для сравнения был так же рассмотрен нормативный документ Литвы «Об утверждении правил монтажа теплоизоляции оборудования и тепловых сетей» 2017 года. При тех же характеристиках трубопровода, способе прокладки и времени работы нормируемые тепловые потери составили 97,9 Вт/м.

Сравнительный анализ норм тепловых потерь приведен на графике 1.

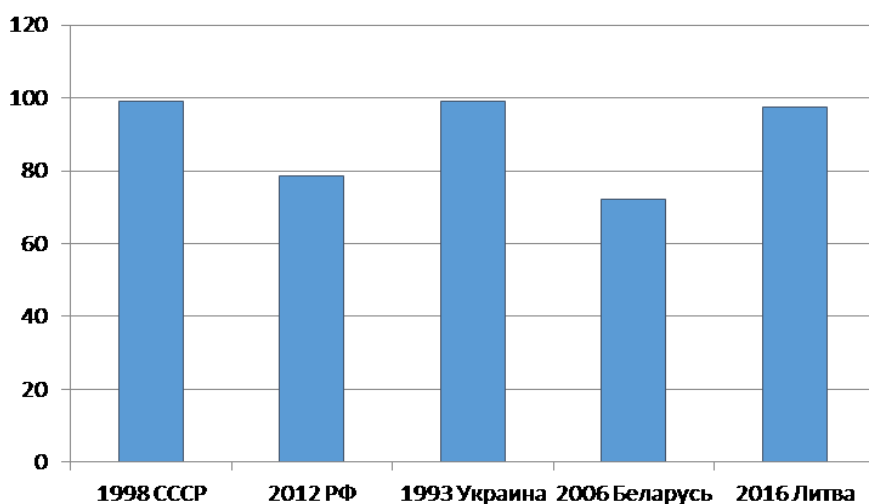


Рисунок 1 – Нормы тепловых потерь

На графике видна разница между нормируемыми тепловыми потерями принятыми в разных странах, при принятых условиях эксплуатации трубопроводов тепловой сети, наименьшие нормируемые тепловые потери приняты в Беларуси.

Важно понимать, что сложно учесть влияние всех факторов, нормируемые тепловые потери не учитывают изменения теплофизических свойств материала с течением времени, увлажнения материала в процессе эксплуатации, не учитывает тарифов на тепловую энергию и стоимость теплоизоляционных материалов. Поэтому более эффективным в современных условиях представляется переход к практике гибкого нормирования, учитывающего конъюнктуру цен на тепловую энергию и теплоизоляционные материалы, а также специфику условий эксплуатации теплоизоляционных конструкций, характерных для различных регионов страны.

Полученные данные позволяют сделать вывод, что значения нормативных документов разные, величины нормируемого теплового потока в зависимости от региона отличается и существует необходимость корректировки толщины изоляции адаптированным к нашим условиям эксплуатации.

# СРАВНЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ СИСТЕМ ИНДИВИДУАЛЬНОГО И ЦЕНТРАЛИЗОВАННОГО ОТОПЛЕНИЯ ЖИЛЫХ МНОГОКВАРТИРНЫХ ДОМОВ

Зайцева П.А., Гридин С.В.

Донецкий национальный технический университет

Актуальной проблемой систем теплоснабжения является рациональное использование энергоресурсов, в том числе снижение потребляемого топлива. Одним из относительно недорогих видов топлива является природный газ, но его мировых запасов хватит всего лишь на 50 лет. Такая же ситуация сложилась и с другими невозобновляемыми источниками энергии [1].

Поэтому правильный выбор систем теплоснабжения на основе их технико-экономического анализа можно рассматривать в качестве альтернативы роста цен на энергоносители при разработке эффективных и экономичных способов использования как природного газа, так и других топливно-энергетических ресурсов в условиях проявляющегося энергетического кризиса.

Объективными причинами широкого развития централизованных систем отопления в 20-х годах XX в. на территории стран бывшего СССР стали экономические и технические доводы, а субъективными — стремление к коллективизму, даже в такой сугубо бытовой области. Развитие теплосетей было связано с осуществлением плана ГОЭЛРО, который и по сегодняшний день считают выдающимся инженерно - экономическим проектом современности. Работа по прокладке коммуникаций не прерывалась даже во время Великой Отечественной войны.

В результате этих титанических усилий к концу XX в. (а заодно к закату существования СССР) в стране насчитывалось около 200 тыс. км тепловых сетей, обогревавших большинство крупных, средних и даже мелких городов и поселков. Вся эта инфраструктура довольно успешно управлялась и поддерживалась на работоспособном уровне. Обратной же стороной по-своему уникальной и достаточно эффективной системы стали чрезвычайно высокие тепло- и энергопотери (в основном, за счет недостаточной теплоизоляции труб и энергоемких насосных подстанций).

На сегодня теплопотери в тепловых сетях составляют до 60%, что говорит об их критическом износе. Для выхода из этой чрезвычайно сложной ситуации требуются системные решения, связанные не только с прямым вложением денег в «точечный» ремонт теплотрасс, но и с кардинальным пересмотром всей политики в отношении ЖКХ в общем и централизованного отопления - в частности. Именно поэтому и возникли проекты по переходу коммунальной отрасли на системы индивидуальных котельных [2].

Как индивидуальные, так и централизованные системы теплоснабжения характеризуются дальностью передачи тепла, числом потребителей и включают в себя источник тепла, трубопроводы и системы теплопотребления с нагревательными приборами [1-3].

Попытаемся выделить наиболее эффективные из систем индивидуального и централизованного отопления двух многоквартирных домов с относительно схожими характеристиками на основе их сравнительного технико-экономического анализа [3, 4]. Один дом отапливается за счет собственной котельной, расположенной на крыше здания, второй – с помощью централизованного теплоснабжения от районной котельной.

Для анализа были собраны данные о домах, представленные в таблице 1.

Таблица 1 - Данные о домах с различными системами отопления

Наименование характеристик	Дом с крышной котельной	Дом с централизованным теплоснабжением
Длина дома, м	44,36	86,47
Ширина дома, м	24,84	8,92
Высота дома, м	30	30
Объем дома, м <sup>3</sup>	32418,29	23139,37
Этажи	12	10
Площадь дома, м <sup>2</sup> (с паркингом)	11362	-
Площадь дома, м <sup>2</sup> (жилая)	3627	3633
Специальный отопительный котел на дизельном и газовом топливе Logano GE515	2	-

Дом с централизованным теплоснабжением обслуживает районная котельная, на которой работают 5 котлов ТВГ и 2 котла ПТВМ, подключаемые только в зимнее время года.

На рисунках 1 и 2 представлены графики сравнения среднесуточного потребления тепла двумя домами в отопительный период 2019-2020 года.



Рисунок 1. Графики сравнения среднесуточного потребления тепла двумя домами в период с октября по декабрь 2019 г.



Рисунок 2. Графики сравнения среднесуточного потребления тепла двумя домами в период с января по апрель 2020 г.



Как видно из графиков, среднесуточное потребление дома с крышной котельной ниже, чем дома с централизованным отоплением. В большинстве случаев колебания отличаются незначительно, хотя возможны и скачки. Резкие перепады в потреблении можно объяснить изменением температуры наружного воздуха.

Относительная тепловая нагрузка рассчитывалась по формуле:

$$\bar{Q}_0 = \frac{(t_{в.р.} - t_{ср.н.})}{(t_{в.р.} - t_{р.о.})}$$

где  $t_{в.р.}$  – внутренняя температура в помещениях; принимаем равной  $18^{\circ}\text{C}$ ;  $t_{ср.н.}$  – средняя температура наружного воздуха,  $^{\circ}\text{C}$ ;  $t_{р.о.}$  – расчетная температура наружного воздуха для отопления, принимаем температуры по данным котельной.

Сравнение нормы потребления тепла и фактического потребления тепла домами выполнялось по формуле  $Q_n = q_0 \cdot \alpha \cdot V_n \cdot (t_{вн} - t_{нар})$ , где  $q_0$  - удельная тепловая характеристика дома (для дома с крышной котельной  $q_0=0,3$ , для дома с централизованным отоплением  $q_0=0,33$ );  $\alpha=1$  - поправочный коэффициент;  $V_n$  - наружный объем дома;  $t_{вн}$  – температура воздуха внутри дома;  $t_{нар}$  – температура наружного воздуха.

На рисунках 3-4 представлены графики распределения нормы потребления и факта в зависимости от температуры наружного воздуха для двух домов.

Сравнение нормы потребления тепла и фактического потребления тепла многоквартирными домами с различными системами отопления выполнялось в зависимости от температуры наружного воздуха.

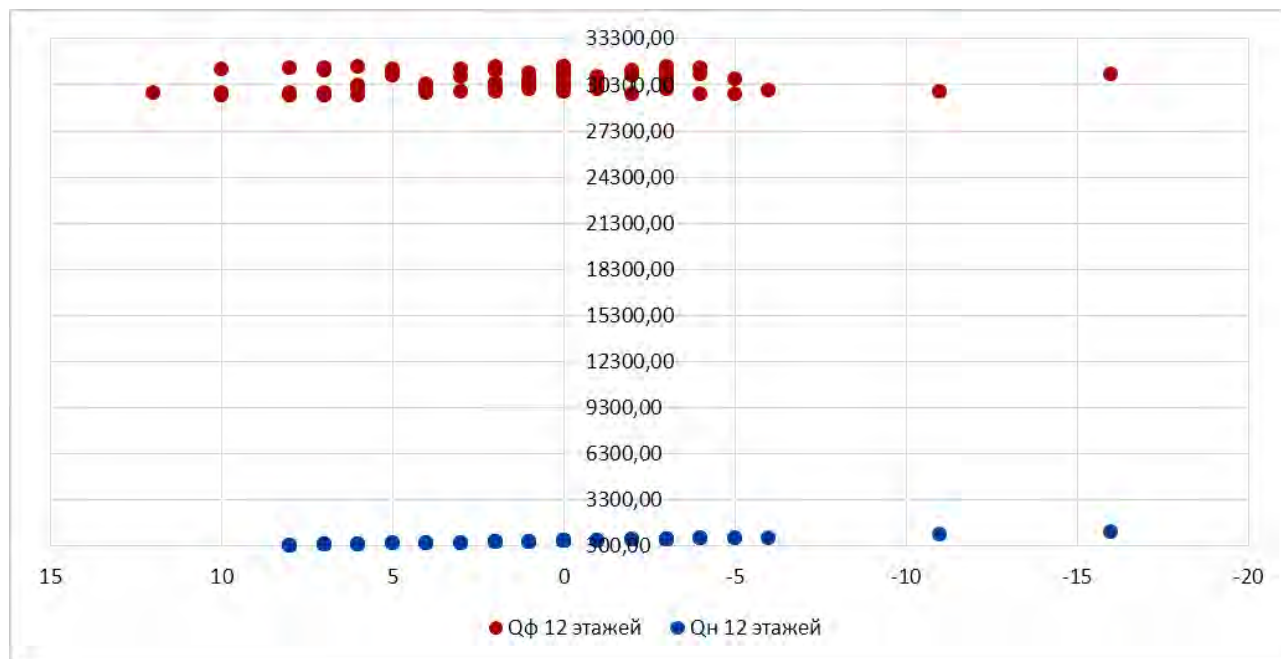


Рисунок 3 - Распределение нормы и факта потребления в зависимости от температуры наружного воздуха для дома с крышной котельной

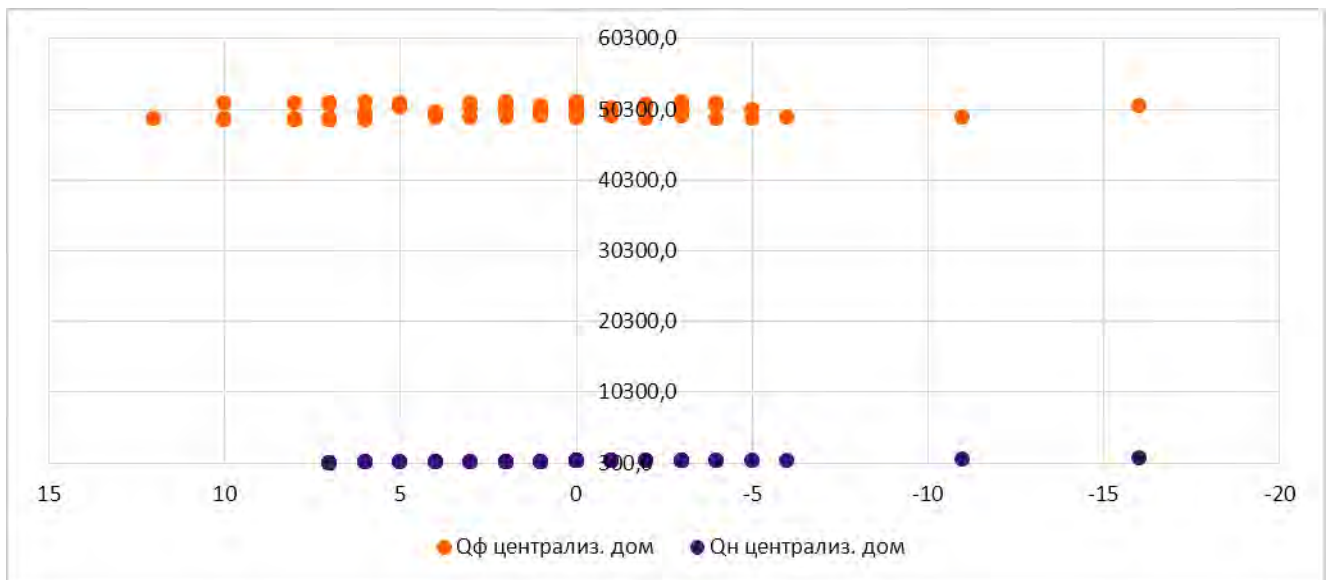


Рисунок 4 - Распределение нормы и факта потребления в зависимости от температуры наружного воздуха для дома с централизованным отоплением

Также сравнивались температуры воды в подающем и обратном трубопроводе по данным котельной, фактическими температурами для дома с централизованным теплоснабжением (по данным котельной) и рассчитанными, исходя из относительной тепловой нагрузки.

Сравнение показало незначительные отклонения всех значений температур, но это может быть связано с потерями температуры теплоносителя от котельной к дому.

#### Литература:

1. Васильев В.В., Гридин С.В. Анализ современных вариантов теплоснабжения // Сборник докладов Всеукраинской научно-практической конференции студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых» Донецк: ДонНТУ, 2012. – С. 158.
2. Назаренко Е.В., Гридин С.В. Децентрализация системы теплоснабжения путем создания индивидуальной системы отопления // Сборник докладов Всеукраинской научно-практической конференции студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых» Донецк: ДонНТУ, 2012. – С.136.
3. Вертела С.А., Гридин С.В. Техничко-экономическая оценка применения различных систем отопления // Сборник докладов Всеукраинской научно-практической конференции студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых» Донецк: ДонНТУ, 2012. – С.137.
4. Копейка, Д.В. Повышение энергоэффективности жилых и административных зданий типовых серий / Д.В. Копейка, С.В. Гридин // Энергия – 2016: материалы XI-й межд. науч.-техн. конф. студентов, аспирантов и молодых ученых, 5-7 апреля 2016г., Российская Федерация, Иваново - Иваново: Ивановский ГЭУ, 2016. – С.125-131.

## МОДЕРНИЗАЦИЯ КОТЕЛЬНЫХ АГРЕГАТОВ ТИПА ТВГ-8М

Базаря Я.А., Лебедев А.Н.

Донецкий национальный технический университет

Водогрейный прямоточный, многосекционный теплофикационный котел ТВГ широко применяется в коммунально-бытовых системах центрального отопления.

Одной из наиболее простых конструкций стальных котлов является предложенный Институтом использования газа АН УССР водогрейный котел типа ТВГ производительностью 4,7 и 8,3 МВт (4 и 8 Гкал/ч). Котел состоит из нескольких экранных секций (в том числе с двусторонним освещением) из труб с диаметром 51x2,5 мм, установленных в топочной камере, и оборудован подовыми горелками. Удачный совместный проект советских ученых и инженеров позволяет до сих пор использовать эти котлы в странах СНГ. Большинство агрегатов ТВГ значительно превысили свой расчетный период эксплуатации в 14 лет.

После выполнения капитального ремонта с заменой поверхностей нагрева, они способны еще отработать не менее десяти лет с более высоким КПД и низким расходом магистрального газа.

Горелочные устройства устанавливаемые в данный котельные котельные агрегаты имеют множество разновидностей и широко применяются в энергетике, где они используются где они используются в топках теплотехнических агрегатов при сжигании различных газовых смесей, например коксо доменной.

Например, L-образная щелевая подовая горелка сжигает топливо в виде газо-воздушной смеси, но значительным недостатком данных горелок является неполное перемешивание смеси в нижней части щелевого канала, из за этого горелочное устройство работает в «холостую». После того, как будет проведена модернизация, срок эксплуатации котельных агрегатов повышается минимум на 10 лет, при этом КПД будет составлять 89-90%.

После исследования путей модернизации котельных агрегатов ТВГ-8М, с целью повышения технико-экономических показателей работы, а конкретно повышения КПД и экономии топлива предложены следующие мероприятия:

1) Замена щелевых подовых горелок на газовые модернизированные подовые МПИГ-3 (рисунок), которые относят к горелочным устройствам нового поколения, они имеют профилированные сопла с дополнительной воздухораспределительной решеткой.

2) Установка контактного экономайзера. Экономайзер экономит расход топлива, за счет использования тепла уходящих газов из топочного пространства котлоагрегата, при этом они теряют свою температуру на нагрев воды поступающей в котел. Чем больше температура питательной воды и меньше температура уходящих газов, тем выше КПД котла.

Контактные водяные экономайзеры – это устройства для подогрева воды

в системах технологического и бытового горячего водоснабжения. Для бытового горячего водоснабжения, если есть промежуточные теплообменники, возможно использование тепла, полученного при помощи контактных экономайзеров. Данный вид оборудования устанавливают либо непосредственно за котлами, либо за поверхностными экономайзерами.

### *Горелка газовая модернизированная МПИГ-3*

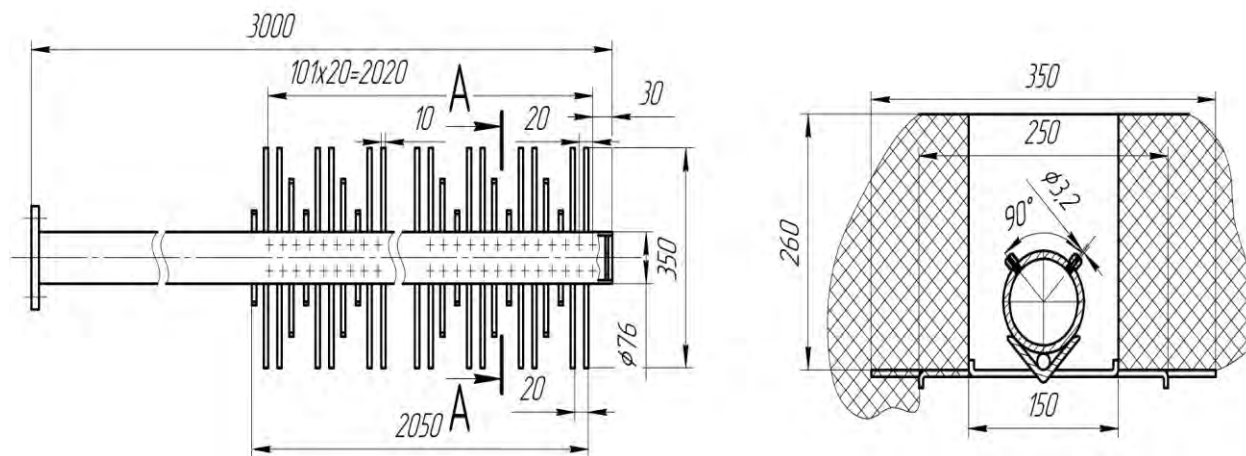


Рисунок 1 – Горелка газовая модернизированная

Способы модернизации перечисленные выше, позволят увеличить КПД до 90-95%, а так же уменьшить расход газа и снизить выброс  $CO$  с  $52 \text{ мг/м}^3$  до  $34 \text{ мг/м}^3$  а так в следствии модернизации снизится температура уходящих газов.

Затраты на модернизацию котельного агрегата окупятся приблизительно за 1,7 года. После модернизации годовая экономия газа на один котельный агрегат будет составлять около  $160-180 \text{ тыс.м}^3$ , а это значит что данная модернизация даст большую выгоду.

Цель работы заключалась в расчете данных методов модернизации для котельных города Донецка, а так же что бы понять, есть ли смысл в модернизации таких старых котельных агрегатов как ТВГ.

Во время преддипломной практики был произведен сбор первоначальных данных по котельным агрегатам ТВГ-8М. Полученные данные будут использованы в расчетах модернизации данных котельных агрегатов.

#### Литература:

1. Агарышев А.И.; Грабовой Ю.М.; Галкин А.И.; Коновалов В.Д.; Романовский В.Ф.; Долгопалов В.А.; Невраев В.П. «Щелевая подовая горелка».
2. Конструкция и устройство ТВГ и КВГ  
<https://kotle.ru/zhidkotoplivnye/kotel-tvg>

# ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ТРУДА В МЕТАЛЛУРГИИ





## СПОСОБЫ ПОЛУЧЕНИЯ ЦИНКСОДЕРЖАЩИХ ПОКРЫТИЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА ГОРЯЧЕГО ЦИНКОВАНИЯ

Карпенкин А.А., Урбанович Н.И., Барановский К.Э.  
Белорусский национальный технический университет

Наиболее широко для коррозионной защиты стальных изделий применяются цинковые покрытия. Это обуславливается многообразием технологических способов цинкования, например, горячее, гальваническое, холодное, диффузионное. В то же время, согласно последним исследованиям уже в ближайшие десятилетия возрастающий дефицит сырьевой базы многих основных металлов (в том числе и цинка) приведет к резкому повышению их стоимости. Следует отметить, что существующие в настоящий момент технологии цинкования приводят к накоплению в больших количествах цинксодержащих отходов.

Основными отходами производства горячего цинкования являются изгарь и гартцинк.

Изгарь образуется на поверхности цинковой ванны в результате взаимодействия флюса с металлом и представляет собой полурасплавленную массу, которую периодически удаляют механическим способом. После остывания изгарь имеет вид рассыпчатого порошка, в состав которого кроме цинка входят, оксид цинка и его соединения с хлором.

Гартцинк представляет собой кускообразный железоцинковый сплав, характеризующийся присутствием в нем сложных соединений железа с цинком  $Fe_nZn_m$ , в небольшом количестве оксида цинка ( $ZnO$ ) и чистого цинка, доля которого составляет ориентировочно 15 %. Внешний вид отходов производства горячего цинкования показан на рисунке 1.

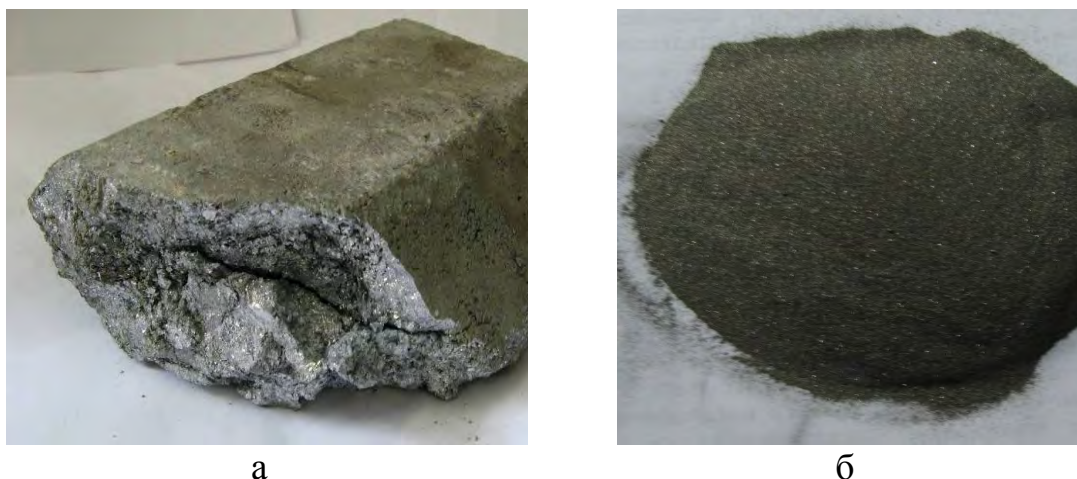


Рисунок 1 – Внешний вид отходов производства горячего цинкования:  
а – гартцинк; б – изгарь

Возможность и эффективность использования гартцинка в качестве

заменителя цинка в составе порошковой композиции для термодиффузионного насыщения стальных изделий приведена в работах [1-3]. Показано, что применение гартцинка в насыщающих смесях позволило повысить качество термодиффузионного покрытия, в том числе его коррозионную стойкость, обусловленные особенностями строения фазового и химического состава цинкового покрытия. Полученные особенности термодиффузионного цинкования изделий в насыщающей смеси на базе гартцинка авторы объясняют присутствием железа (7-9 %) в гартцинке. На рисунке 2 показаны микроструктуры цинковых покрытий, полученных методом термодиффузионного насыщения в смесях на основе цинка и гартцинка.

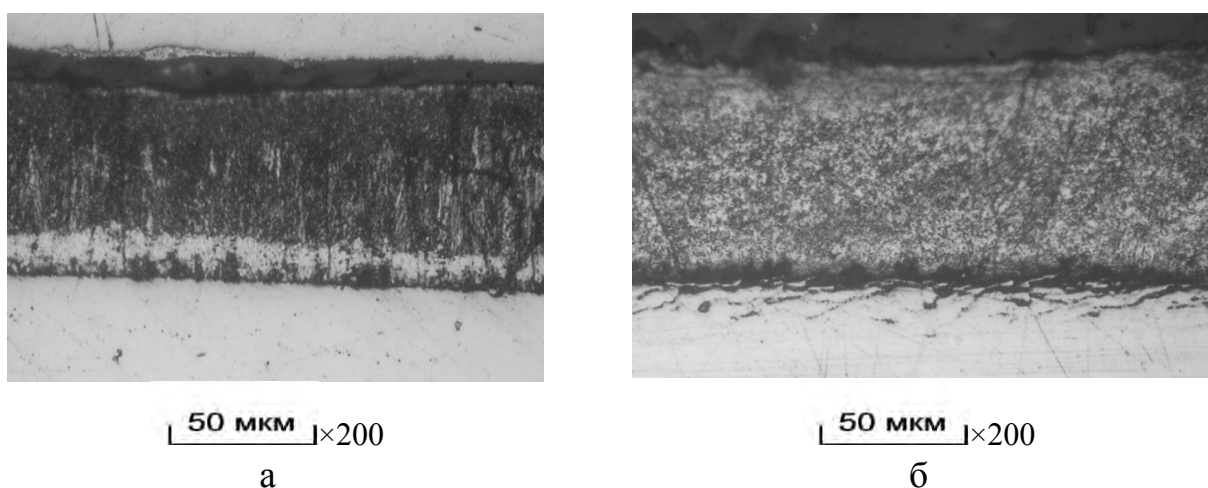


Рисунок 2 – Микроструктуры цинковых покрытий, полученных в насыщающих смесях: а – на основе порошкового цинка; б – на основе гартцинка

Из рисунка видно, что микроструктура покрытия полученного в смеси на основе гартцинка характеризуется мелкозернистой структурой, а на основе цинка – столбчатой. Наличие мелкозернистой структуры в покрытии оказало благоприятное воздействие на повышение качества покрытия.

В [1-3] отмечено также, что смеси на базе гартцинка можно использовать без наполнителя, так как температура плавления гартцинка по сравнению с чистым цинком выше, что позволяет увеличить эффективность регенерации смеси. Недостаток при использовании гартцинка в насыщающих смесях его необходимость измельчения с целью получения нужной фракции 5–250 мкм.

Возможность использования дисперсного отхода производства горячего цинкования, который образуется в результате обдувки перегретым паром труб после осуществления горячего цинкования, в качестве дешевого заменителя дорогого порошкового цинка в цинконаполненных красках приведена в [4-7]. Анализ результатов исследований гранулометрического и химического состава дисперсного отхода показал, что он состоит в основном из частиц круглой формы размером от 3 до 200 мкм, а по химическому составу в основном соответствует требованиям ISO 3549. Так как для изготовления красок

рекомендуется использовать фракцию 2–15 мкм, был проведен рассев цинковой пыли, который позволил установить, что размер фракции, представляющий интерес для использования в цинкнаполненных красках, составляет 27 % от всего фракционного состава отхода. На рисунке 3 представлена морфология и размер цинкового отхода.

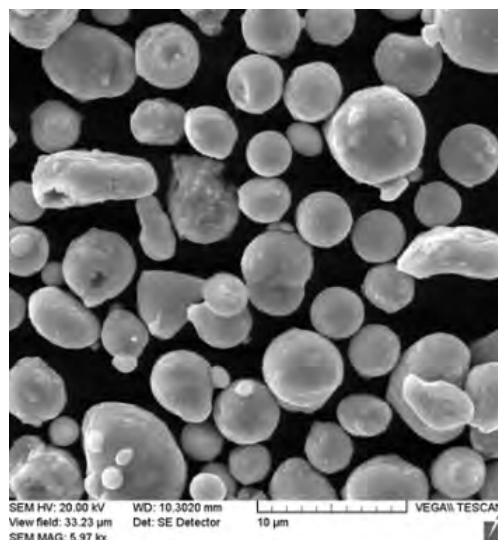


Рисунок 3 – Дисперсный отход горячего цинкования размером 2 – 15 мкм

Из цинковой пыли данной фракции и стандартного цинкового порошка изготовили краски на пленкообразователях (жидкое стекло, этилсиликат и полиакрилат). Результаты сравнительных испытаний физико-механических свойств покрытий, изготовленных с использованием разных пленкообразователей и наполнителей, показали, что по своим физико-механическим свойствам полученные покрытия практически одинаковы. Их свойства в большей степени зависят от типа и качества пленкообразователя, а лучшей адгезией и стойкостью обладают цинкнаполненные покрытия на полиакрилате [8].

Так как основной функцией цинкнаполненных красок является защита стальных изделий от коррозии, авторами данной статьи проведена оценка коррозионной стойкости покрытий, полученных на полиакрилате, где наполнителем в одном случае являлся стандартный цинковый порошок (образец 1), в другом – дисперсный отход горячего цинкования (образец 2). Испытания осуществляли в камере соляного тумана по ГОСТ 9.908–85 и 9.407–2015. На рисунке 4 показаны образцы до испытаний (а) и после испытаний (б) в камере солевого тумана в течение 500 ч.

Результаты исследований в камере соляного тумана в течение 500 ч показали, что покрытие, полученное на базе отхода горячего цинкования, обеспечивает практически такие же защитные свойства, как и покрытие, полученное на базе стандартного цинкового порошка, что, примерно,



соответствует 10 годам нахождения покрытий в атмосферных условиях. Таким образом, установлена возможность использования дисперсного отхода производства горячего цинкования в качестве дешевого заменителя стандартного порошкового цинка в цинксодержащих красках.

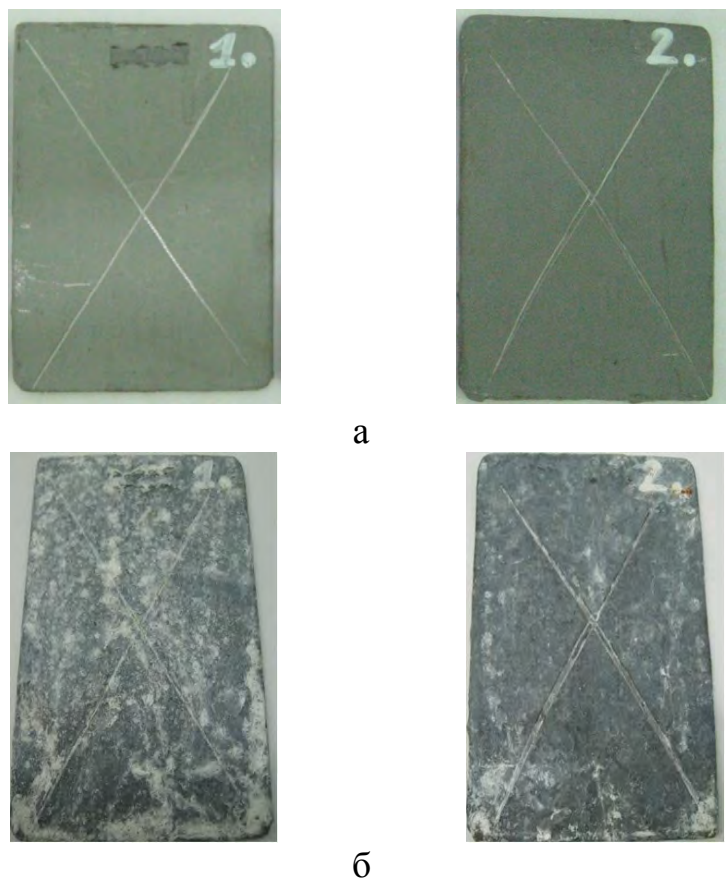


Рисунок 4 – Фотографии образцов:  
а – до испытаний; б – 500 ч в камере соляного тумана

Так как для получения цинкнаполненных красок на базе дисперсного отхода производства горячего цинкования рекомендуется использовать размер частиц от 2 до 15 мкм, что составляет только 27 % от общего фракционного состава отхода, возникает вопрос, куда девать остальные 73 % дисперсного отхода. Поэтому становится актуальным предложение о необходимости расширения области применения дисперсных цинксодержащих отходов, нахождении новых путей их использования и переработки. Таким способом может являться использование их в насыщающих смесях при получении цинковых покрытий химико-термической обработкой, что позволит не только расширить диапазон значений использования фракционного состава дисперсного отхода производства горячего цинкования, но и снизить стоимость оцинкованных изделий и обеспечить рециклинг цинка в промышленный оборот. Планируется проведение работ по оптимизации и разработке составов порошковых композиций и технологии термодиффузионного насыщения

стальных изделий на базе цинксодержащих отходов.

#### Литература:

1. Урбанович, Н.И. Влияние содержания насыщающего компонента в системе гартцинк –  $Al_2O_3$  на толщину покрытия, изменение размеров и массы образцов при термодиффузионном цинковании / Н.И. Урбанович, О.С. Комаров, А.И. Лецко, В.И. Волосатиков // Литье и металлургия. – 2011. – № 2. – С. 54-56.

2. Горецкий, Г.П. Оптимизация состава смеси, содержащей гартцинк для термодиффузионного цинкования / Г.П. Горецкий, Н.И. Урбанович, О.С. Комаров [и др.] // Современные методы и технологии создания и обработки материалов: VI Междунар. науч.-техн. конф. Минск: ФТИ НАН Беларуси, 14-16 сент. 2011. – С.103-106.

3. Патент № 15501 Республика Беларусь. Состав для диффузионного цинкования стальных изделий., МПК В23К 35/30, С23С 10/28/ Урбанович Н.И., Комаров О.С., Галушко А.М., Станишевский В.Ф., Куликов В.С., Лецко А.И.//Афіійны бюл. Нац. Цэнтр. Інтэлектуал. Уласнасці. – 2010. №1

4. Урбанович, Н.И. Оценка возможности использования отхода горячего цинкования-цинковой пыли для цинкнаполненных красок / Н.И. Урбанович, К.Э. Барановский, Е.В. Розенберг // Литье и металлургия. – 2019. – № 3. – С. 153-156

5. Урбанович, Н.И. Анализ коррозионных свойств цинксодержащих покрытий на базе дисперсного отхода горячего цинкования / Н.И. Урбанович, К.Э. Барановский, Е.В. Розенберг [и др.] // Литье и металлургия. – 2020. – № 4. – С. 106-112

6. Ашуйко, В.А. Получение и исследование коррозионных свойств цинксодержащих красок на основе отходов производства горячеоцинкованной стали / В.А. Ашуйко, Н.И. Урбанович, К.Э. Барановский, Л.Н. Новикова, В.Г. Матыс // Труды БГТУ. Серия 2: Химические технологии, биотехнология, геоэкология. – 2020. – №1(229). – С.152-159.

7. Ашуйко, В.А. Цинксодержащие краски на основе отходов горячего цинкования, определение их коррозионных свойств / В.А. Ашуйко, Л.Н. Новикова, К.Э. Барановский, Н.И. Урбанович // Интеграция и развитие научно-технического и образовательного сотрудничества - взгляд будущего: II Междунар. науч.-техн. конф. Минск: БГТУ, 11-12 дек. – 2019. – Ч.2. – С. 7-10. [электронный ресурс в 3-х частях].

8. Карпенкин, А.А. Исследование вязкости составов цинксодержащих красок на основе дисперсного отхода горячего цинкования и физико-механических свойств покрытий / А.А. Карпенкин, В.В. Миношин, Д.В. Труханович [и др.] // Литье и металлургия 2020: III Междунар. науч.-практ. интернет конф. студентов и магистрантов, Минск: БНТУ, 18-19 ноября 2020. – С. 116-118 [электронный ресурс].

## ЗАВИСИМОСТЬ СОДЕРЖАНИЯ ОКСИДОВ АЗОТА В УХОДЯЩИХ ГАЗАХ ОТ ТЕМПЕРАТУРЫ ПОДОГРЕВА ВОЗДУХА ГОРЕНИЯ

Беляков И.В., Герцык С.И.

Московский политехнический университет

Развитие всех отраслей народного хозяйства, особенно тяжелой промышленности, – черной и цветной металлургии, машиностроения, а также энергетики сопровождается ростом потребления топлива и, следовательно, увеличением количества вредных веществ, образующихся в продуктах горения и выбрасываемых в окружающую среду. С точки зрения воздействия вредных выбросов на природу и человека, одними из наиболее опасных веществ признаны оксиды азота, образующиеся в основном в результате окисления азота воздуха, поступающего на горение, кислородом. Кроме того, часть оксидов азота образуется в результате окисления топливного азота – установлено, что до 80% топливного азота переходит в оксиды. Доля оксидов азота ( $\text{NO}_x$ ) в общем балансе выбрасываемых в атмосферу вредных веществ достигает 11-15%.

Содержание  $\text{NO}_x$  в продуктах горения определяется температурой факела и образующихся продуктов горения, содержанием кислорода в газах, составом и видом топлива. Температура и концентрация окислителя в газах в свою очередь зависят от условий формирования топливо-воздушной смеси и температуры подогрева компонентов горения, коэффициента расхода воздуха, конструкции горелочных устройств, температуры печного пространства и ряда других факторов. Состав топлива определяет концентрацию «топливных» и «быстрых» оксидов азота в уходящих газах [1].

Оксиды азота интенсивно образуются на начальном участке факела горения, где происходит сгорание основного количества – до 90% – топлива и где формируется зона наиболее высоких температур [2]. На этом же участке обычно происходит интенсивное перемешивание топлива (газового) с окислителем, что определяет содержание атомарного кислорода в топливо-воздушной смеси, которое, в свою очередь, определяется концентрацией молекулярного кислорода и температурой факела, а это в конечном итоге определяет результирующую концентрацию  $\text{NO}_x$  в продуктах горения.

В самом общем случае концентрация  $\text{NO}_x$  в продуктах горения топливосжигающих устройств, которыми оснащены котлы и нагревательные печи, находится в пределах от 100 до 1000 мг/м<sup>3</sup>[1,3]; и, как указывалось, определяется температурой факела и концентрацией реагирующих веществ, причем главенствующую роль играет температура (механизм Зельдовича). Большинство способов снижения концентрации оксидов азота в уходящих газах направлено на понижение, точнее оптимизацию, максимальной температуры факела и сокращение времени пребывания реагентов в этой – наиболее высокотемпературной – зоне [2, 3].

Однако, этот, наиболее действенный, способ подавления процесса

образования оксидов азота в продуктах сгорания обычно входит в противоречие с технологией ведения процесса нагрева и плавления в печных агрегатах, направленной на форсирование теплотехнических процессов: сокращение времени нагрева (плавления), повышение производительности печного агрегата и пр.

Трудности реализации способов и методов подавления механизма образования оксидов азота в уходящих газах состоят в том, что большинство технических решений, способствующих снижению образования  $\text{NO}_x$ , ухудшают топочный процесс, и наоборот – почти все мероприятия, улучшающие горение топлива и форсирующие нагрев, одновременно ведут к возрастанию концентрации  $\text{NO}_x$  в продуктах горения.

Начиная со второй половины прошлого века, обязательным элементом оборудования печей металлургической и машиностроительной промышленности становятся теплоутилизационные теплообменники (в основном рекуперативного типа) для подогрева воздуха горения и низкокалорийного топлива. Утилизация тепла продуктов горения приводит к экономии топлива, которую можно оценить по соотношению [4]:

$$\varepsilon = \eta_{\text{ут}} \cdot \frac{\frac{I_{\text{yx}}}{I_0}}{1 - \frac{I_{\text{yx}}}{I_0} (1 - \eta_{\text{ут}})} \cdot 100\%, \quad (1)$$

где  $\eta_{\text{ут}} = Q_{\text{физ}}/Q_{\text{ух}}$  – степень утилизации тепла, характеризующая КПД рекуператора;

$Q_{\text{физ}}$  – физическое тепло подогрева воздуха;

$Q_{\text{ух}}$  – тепло, уносимое уходящими газами

$I_0 = Q_{\text{н}}^{\text{р}}/v_{\text{д}}$  – энтальпия дымовых газов при температуре горения топлива;

$I_{\text{yx}}$  – энтальпия дымовых газов, уходящих из печи.

При подогреве воздуха до 300-400°C экономия топлива составляет не менее 12 – 15%. Кроме того, использование тепла уходящих газов снижает удельные расходы тепла и топлива, повышает КПД печного агрегата, а также снижает температуру дымовых газов, выбрасываемых в атмосферу.

Вместе с тем, подогрев компонентов горения значительно повышает температуру в зоне горения (калориметрическую температуру), что не может не сказываться на механизме образования оксидов азота (термических) в уходящих газах и, как следствие этого, загрязнении продуктов горения топлива оксидами азота  $\text{NO}_x$ .

Известно, что подогрев воздуха горения существенно увеличивает концентрацию  $\text{NO}_x$  в дымовых газах, например, при температуре воздуха 400 – 500°C концентрация оксидов азота в уходящих газах возрастает в несколько раз (в 4 – 5) [1].

Таким образом, можно утверждать, что утилизация тепла дымовых газов

не всегда экономически оправдана, так как валовые выбросы оксидов азота могут оказаться выше при подогреве компонентов горения несмотря на значительную экономию топлива, поскольку очистка продуктов горения требует существенных дополнительных капитальных вложений. Поэтому представляется целесообразным выяснить, когда установка устройств, утилизирующих тепло уходящих газов, экономически безусловно выгодна, и когда необходимо оценить увеличение себестоимости продукции с учетом затрат на очистку продуктов горения.

Используя эмпирические соотношения [2,5], был выполнен прогноз образования оксидов азота в продуктах горения смешанных природно-доменных газов различной теплотворной способности ( $Q_H^p = 16-40 \text{ МДж/м}^3$ ), сжигаемых в горелках типа «труба в трубе» и плоско-пламенных конструкции Теплопроекта (ГПП). Как было показано ранее [5,6], эти горелки зарекомендовали себя как малотоксичные, т. е. в продуктах горения которых при прочих равных условиях содержится минимальное по сравнению с горелками других типов количество  $\text{NO}_x$ .

На рисунках 1 и 2 показаны зависимости концентрации оксидов азота от температуры подогрева воздуха горения для топлив различной теплотворной способности, сжигаемых в средне- и высокотемпературной печи.

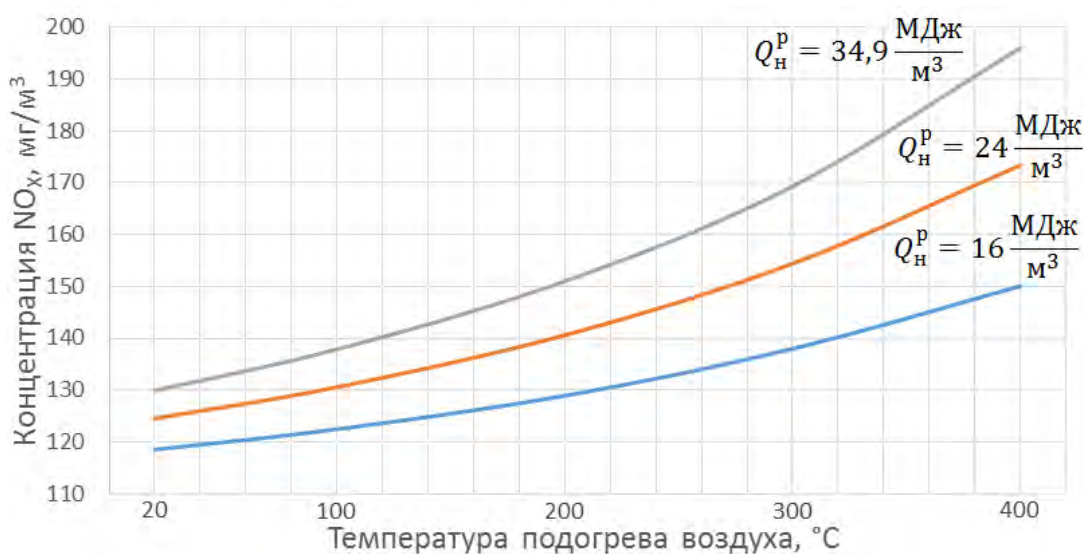


Рисунок 1 – Зависимость концентрации оксидов азота в продуктах горения газообразных топлив от температуры подогрева воздуха ( $t_{\text{печ}} = 950^\circ\text{C}$ )

Как и следовало ожидать, с ростом температуры подогрева воздуха горения и зоны нагрева (температуры печи) существенно увеличивается концентрация  $\text{NO}_x$ , причем это увеличение существенно выше при использовании высококалорийных топлив, причем важную роль играет тип печи – в высокотемпературных печах ( $t_{\text{печ}} = 1350^\circ\text{C}$ ) рост концентрации оксидов азота может быть выше почти вдвое по сравнению со среднетемпературными печами ( $t_{\text{печ}} = 950^\circ\text{C}$ ).

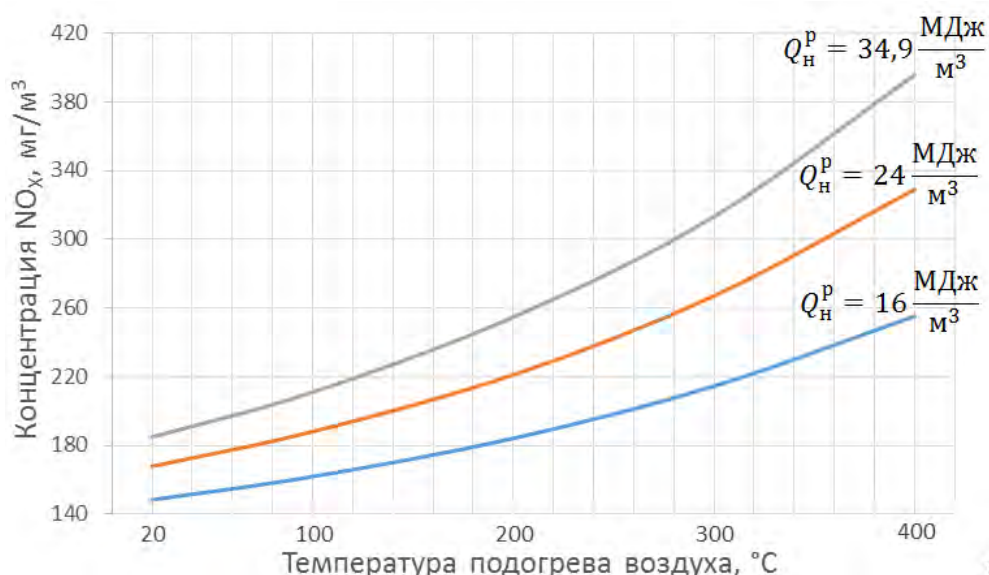


Рисунок 2 – Зависимость концентрации оксидов азота в продуктах горения газообразных топлив от температуры подогрева воздуха ( $t_{\text{печ}} = 1350^{\circ}\text{C}$ )

На рисунке 3 показана зависимость концентрации оксидов азота в продуктах горения природного газа, сжигаемого с подогревом воздуха в горелке с разомкнутым факелом ГПП ( $n = 1,05$ ).

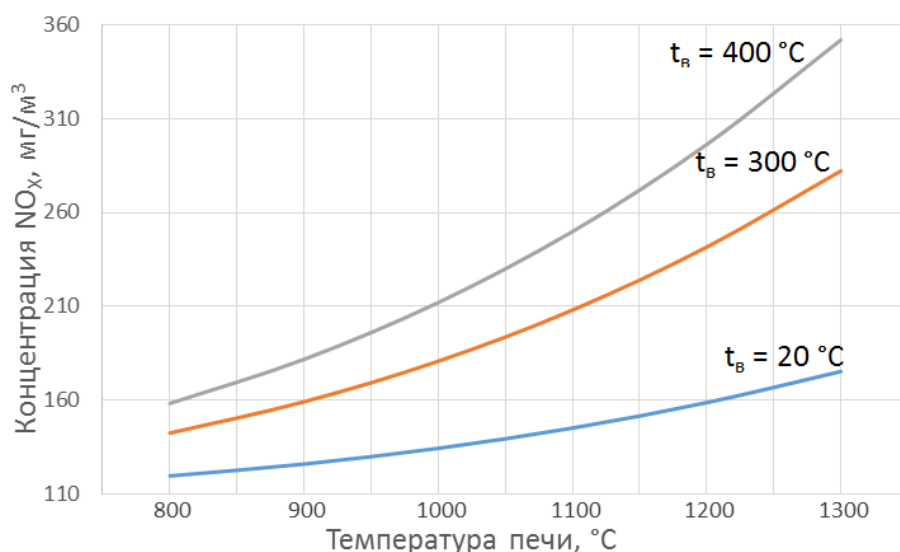


Рисунок 3 – Зависимость концентрации оксидов азота в продуктах горения природного газа  $Q_{\text{H}}^{\text{P}} = 34,9 \frac{\text{МДж}}{\text{м}^3}$  от температуры печи

Чем выше теплота сгорания топлива, тем, очевидно, выше температура горения топлива (и калориметрическая, и действительная) и, следовательно, тем больше концентрация оксидов азота в уходящих газах. Их величина определяется термическими оксидами – основной составляющей суммарного значения концентрации оксидов, которые непосредственно зависят от температуры [2,5].

Следует иметь в виду, что представленные расчеты основаны на

статистических данных и носят характер прогноза.

Полученные результаты говорят о том, что при использовании теплоутилизационных устройств в высокотемпературных печах, отапливаемых высококалорийным топливом, необходимо предпринять ряд мер, направленных на снижение образования вредных веществ в продуктах горения [2,6], а именно:

1. Использовать малотоксичные горелки – с пониженным образованием оксидов азота, к которым можно отнести горелки с разомкнутым факелом, горелки ступенчатого сжигания, горелки типа «труба в трубе» [7]. Эти горелки, характеризующиеся растянутым факелом и с теплоотводом и интенсивной рециркуляцией, позволяют приблизиться к минимально возможному уровню концентрации NO<sub>x</sub> в дымовых газах, который определяется образованием «быстрых» оксидов [1,3]. Благодаря их применению величина концентрации NO<sub>x</sub> может быть снижена на 20-30%;

2. Рециркуляция продуктов сгорания, понижающая температуру факела за счет разбавления и снижающая концентрацию реагентов. Эффективность этого мероприятия составляет около 20%;

3. Снижение в пределах допустимого коэффициента расхода воздуха и оптимизация теплового режима печи может снизить концентрацию оксидов на 10 – 40%.

4. Совокупность перечисленных мероприятий может обеспечить снижение концентрации оксидов азота в уходящих газах на 50– 60%.

#### Литература

1. Шульц, Л.А. Элементы безотходной технологии в металлургии / Л.А. Шульц. – М.: Металлургия, 1991 – 174 с.

2. Шульц, Л.А., Пути решения экологических проблем при нагреве и термической обработке стального проката и деталей / Л.А. Шульц, Ю.М. Бунзель, В.Ф. Третьяков // В сб. «Металлургия, XXI век». – М.: Металлургия, 1991. – С. 253-256.

3. Сигал, И.Я. Защита воздушного бассейна при сжигании топлива / И.Я. Сигал. – Л.: «Недра», 1988. – 311 с.

4. Филимонов, Ю.П. Топливо и печи / Ю.П. Филимонов, Н.С. Громова. – М.: Металлургия, 1987. – 320 с.

5. Беляков, И.В. Образование оксидов азота в продуктах горения газообразных топлив / И.В. Беляков, С.И. Герцык // Сб. «Металлургия XXI столетия глазами молодых». – Донецк, 2020. – С. 333-336.

6. Герцык, С.И. Оценка концентрации оксидов азота в продуктах горения топлива / С.И. Герцык, Д.Б. Туктаров // Изв. вуз. Черная металлургия. – 2014. – № 5 – С. 3-7.

7. Винтовкин, А.А. Современные горелочные устройства (конструкции и технические характеристики). Справочник / А.А. Винтовкин, М.Г. Ладыгичев, В.Л. Гусовский, А.Б. Усачев. – М., Машиностроение-1, 2001. – 496 с.



# ТРАВМАТИЗМ НА ПРЕДПРИЯТИИ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ В РОССИИ

Затынацкая Е.Ю., Васильев А.С.  
ГОУ ВПО «Донецкий национальный университет»

В настоящее время в Российской Федерации производство металлов связано с большим числом сложных технологических процессов, которые сопровождаются различными видами опасностей как для жизни и здоровья работников металлургического производства, так и для промышленной безопасности в целом. Существует много факторов, ежегодно приводящих к высоким показателям травматизма на производстве металлургии в России, одними из которых являются игнорирование руководителей и работников правил безопасности, не соблюдение регламентируемых норм и порядков, несовершенство и нарушение технологического процесса, неудовлетворительное техническое состояние зданий и т. д.

На сегодняшний день черная металлургия является одной из опасных отраслей. Кроме этого, Российская Федерация входит в десятку лидеров по количеству травматизма на производстве во всем мире. В табл. 1 приведены данные о травматизме за период восьми лет, статистика отображает, что за период с 2016 по 2020 года, количество летальных несчастных случаев в данном государстве в области черной металлургии превысило 1500 человек. Особо часто такие несчастные случаи происходят в Кемеровской, Свердловской и Челябинской областях [1].

На начало 2019 года в России работало в этой сфере 750 тысяч человек, а также было зарегистрировано 1574 опасных производственных объектов металлургических производств.

В настоящее время предприятия металлургического комплекса находятся в сложном положении из-за непрерывного старения производственных фондов, низкого технического уровня производства. На предприятиях металлургического комплекса имеет место значительный физический износ листовых линейно протяженных металлических конструкций (трубопроводы большого диаметра (более 1400 мм) для транспортирования коксового, доменного и других технологических газов), низкий уровень обеспечения технологическими средствами безопасности, что неизбежно приводит к возникновению инцидентов и аварий. За последние годы количество чрезвычайных ситуаций техногенного характера также остается на высоком уровне [2].

Данные, представленные на рисунке 1 об анализе происшедших несчастных случаев травматизма, показывают, что основными их причинами явились: неудовлетворительная организация и проведение работ (60%); неисправность оборудования (30%); нарушения технологических инструкций при ведении металлургических процессов (10%).



Таблица 1 – Статистика травматизма на производстве в Российской Федерации за период 2012-2020 гг.

Годы	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020
Численность пострадавших при несчастных случаях на производстве, тыс. чел.	46,1	47,7	43,0	40,4	35,6	31,3	28,2	26,7	25,4
Из них со смертельным исходом	1,97	2,00	1,82	1,82	1,70	1,46	1,29	1,28	1,14
Численность пострадавших при несчастных случаях на производстве на 1000 работающих	2,1	2,2	2,1	1,9	1,7	1,4	1,3	1,3	1,3
Из них со смертельным исходом	0,090	0,094	0,086	0,084	0,080	0,067	0,062	0,062	0,056
Численность дней нетрудоспособности у пострадавших на производстве, млн.	2,2	2,2	2,1	1,8	1,7	1,5	1,4	1,3	1,2
Израсходовано средств в расчете на одного работающего по охране труда, рублей	6493,1	6724,2	7966,2	8758,1	8881,3	9615,5	10930,4	11479,8	12964,7



Рисунок 1 - Основные причины травматизма и других несчастных случаев на производстве черной металлургии в России

Кроме увеличения случаев травматизма возросла и тяжесть травм, из-за чего пострадавший работник теряет трудоспособность на более длительные сроки или в отдельных случаях становится нетрудоспособным по состоянию здоровья. Среди наиболее часто встречающихся причин возникновения несчастных случаев находятся травмирование при эксплуатации подъемно-транспортных средств, занимающие до 25% всех случаев травматизма, и ожоги расплавленным металлом или шлаком (20% всех случаев травматизма), отсутствие или несовершенство предохранительной техники, недостатки оборудования и организации производства, неправильное выполнение работ, неправильные действия работающих. Следует отметить, что возникновение производственных травм на предприятии зависит от состояния рабочего места сотрудника, вида его трудовых обязанностей, условий труда, а также психологического и физического состояния работника. Единой общепринятой классификации факторов производственного травматизма на сегодняшний день не существует.

Для решения снижения травматизма на производстве черной металлургии в России можно выделить следующие аспекты:

1. Повысить мотивацию работников (материально (премии, надбавки) и нематериально (рассылка социальных роликов)) к соблюдению принципов охраны труда и правилам безопасности.

2. Внедрить систему позиционирования персонала (контроль производственного процесса в реальном времени, сбор и анализ информации о возникновении нетипичных ситуаций, также действия и перемещения рабочих, с возможностью записи и хранения архивных данных, предупреждение рабочего и диспетчера о какой-либо опасности).

3. Увеличить инновационную активность предприятий черной металлургии. В России на сегодня повышение инновационной активности становится проблемой не только самого предприятия, но и проблемой государства, так как инновационные технологии практически не развиты по всей стране.

Государство должно поддерживать внедрение инноваций следующим образом: оказать финансовую и информационную поддержку промышленным предприятиям; наладить инновационную инфраструктуру, а также нормативно-правовую базу инновационной деятельности предприятий.

1. Разработка и внедрение комплексной механизации и автоматизации вредных опасных, и монотонных работ.

2. Реализовать технические решения по нормализации условий производственного освещения, воздушной среды, шума и другое.

3. Заблаговременное предупреждение образования и удаления из рабочей зоны вредных веществ.

4. Снижение шума, вибраций, защита от вредных излучений, создание изолирующих кабин для операторов, работающих во вредных условиях, изготовление и снабжение коллективными и индивидуальными средствами защиты.

5. Внедрение компьютеризации, в частности программы «Охрана труда» для 1С.

Несмотря на то, что по статистике травматизм на предприятии черной металлургии в России в настоящее время, в сравнении с прошлыми годами, существенно снизился, проблема все еще остается актуальной и не до конца решенной.

Существует множество проблем, на которые следует обратить внимание как государству и предприятиям, так и руководителям, и их сотрудникам. Компании на сегодняшний день реализуют большой перечень мероприятий, снижающих уровень травматизма, однако число травм все же растет, как и степень тяжести последствий, следовательно, этого недостаточно. Металлургическим компаниям следует внедрять новую культуру безопасности, чтобы перейти от надзора к личной приверженности, улучшить технику и инновации в технической области, а также создать новую методику контроля, анализа и предупреждения сотрудников о возможных угрозах и опасностях на производстве.

#### Литература:

1. Федеральный закон «Об основах охраны труда в Российской Федерации» от 17 июля 1999 г. № 181-ФЗ.

2. Безопасность жизнедеятельности. Безопасность технологических процессов и производств (Охрана труда): Учеб. пособие для вузов/ П.П. Кукин, В.Л. Лапин, Н.Л. Пономарев и др. – 2-е изд., исправленное и дополненное – М.: Высшая школа, 2002 г.

## **ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ И ПОЖАРОБЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ВДУВАНИИ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА В ДОМЕННЫЕ ПЕЧИ**

Туммалия И.Р., Кочура В.В.  
Донецкий национальный технический университет

Важнейшая задача черной металлургии - снижение энергоемкости металлопродукции не может быть решена без существенного сокращения расхода кокса на выплавку чугуна. Поэтому особое значение приобретает широкомасштабное внедрение технологии доменной плавки с вдуванием в горн пылеугольного топлива (ПУТ), приготовленного из недефицитных и относительно недорогих некоксующихся марок углей с низким содержанием серы и золы. Преимуществами угля по сравнению с другими заменителями кокса является его низкая стоимость, большие запасы и высокая теплота сгорания у фурм доменной печи [1,2].

Схема установки по приготовлению и вдуванию ПУТ на Донецком металлургическом заводе приведена на рисунке.

Вопросы охраны труда, техники безопасности и пожаробезопасности играют важную роль при эксплуатации установок вдувания ПУТ в доменные печи.

Пыль каменных углей при хранении и транспортировке склонна к самовозгоранию. Опасность самовозгорания возрастает с увеличением содержания летучих в топливе. Угли с содержанием летучих 10-15 % менее опасны, а с содержанием 15-40 % очень опасны.

Взвешенная в воздухе пыль углей может образовывать взрывоопасную смесь, которая, воспламенившись, может взорваться. Наиболее опасной является пыль с содержанием частиц размером менее 0,2 мкм. Понижение влажности угольной пыли менее 0,5 % увеличивает взрывоопасность пылевоздушной смеси.

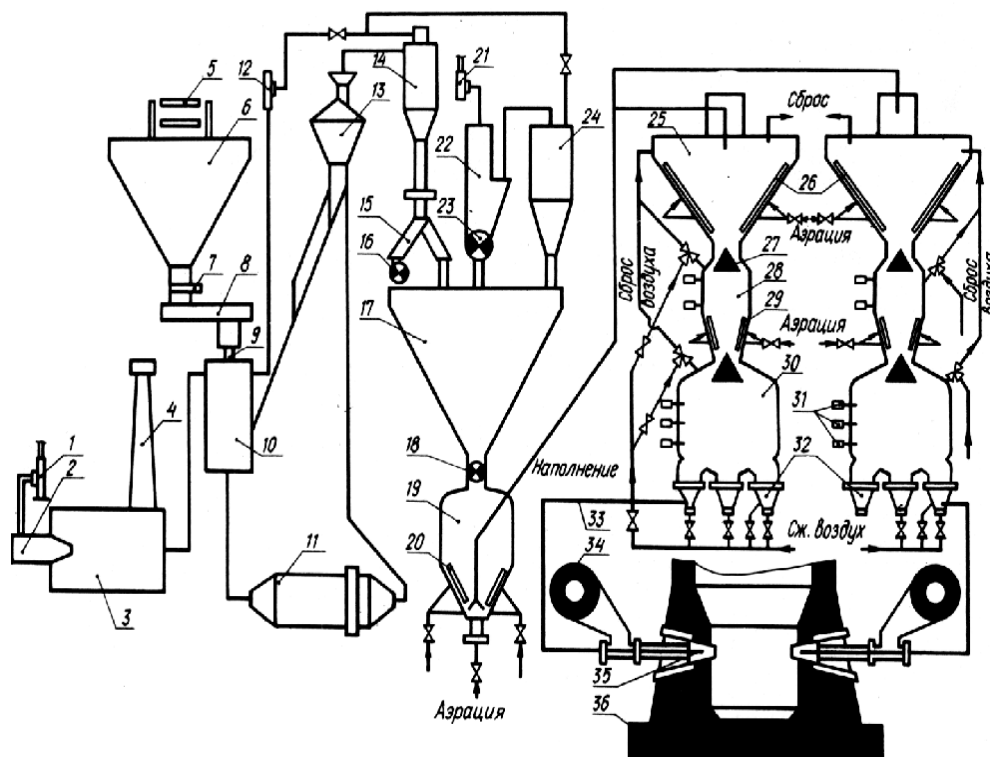
Особенно это опасно при повышении температуры среды, соприкосновении с горячими поверхностями, повышении содержания кислорода в транспортирующем агенте выше 16 %.

Взвешенная в воздухе пыль углей, за исключением антрацитов и полуантрацитов, образует взрывоопасную смесь, которая, воспламенившись, может взорваться. Наиболее опасной является пыль с содержанием частиц размером менее 0,2 мкм. Понижение влажности угольной пыли менее 0,5% увеличивает взрывоопасность пылевоздушной смеси.

Основным источником воспламенения пылевоздушной смеси в пылеприготовительных установках являются тлеющие отложения пыли. Особую опасность представляет взрыхление и взвихривание этих отложений как на работающей, так и на остановленной в резерв или ремонт пылесистеме.

В пылеприготовительной установке наиболее опасными в отношении загораний являются пуск и останов пылесистемы, возможные перебои в подаче

топлива в мельницу и выхлащивание мельницы при завале топливом.



1 – вентилятор дутьевой; 2 – горелка; 3 – топка; 4 – труба; 5 – конвейер ленточный; 6 - бункер сырого топлива; 7 – шибер; 8 – питатель скребковый; 9 – тракт сырого угля; 10 - топка; 11 – шаровая мельница; 12 – дымосос; 13 – сепаратор; 14 – циклон; 15 - клапан перекидной; 16 – винтовой конвейер (шнек); 17 – бункер пыли; 18 – питатель шлюзовой; 19 - пневмокамерный насос; 20 – аэратор; 21 – дымосос; 22 – рукавный фильтр; 23 - конвейер винтовой; 24 – циклон; 25 – бункер запаса; 26 и 29 - аэраторы; 27 – клапан конический; 28 - промежуточный резервуар; 30 - питательный резервуар; 31 – уровнемеры; 32 – питатель аэрационный; 33 – пылепровод; 34 – фурменный прибор; 35 – устройство ввода топлива в доменную печь; 36 – горн доменной печи.

Рисунок – Схема промышленной установки для приготовления и вдувания ПУТ в горн доменной печи

Для снижения взрывоопасности пылевоздушной смеси в тракт пылесистемы подается сухой азот, снижая содержание кислорода в сушильном агенте до  $\leq 8\%$ .

На бункерах запаса угля предусматривается пневмообрушение сжатым воздухом только при работе на углях марок «А» и «Г». При работе на углях марок «К» и «Г» пневмообрушение сжатым воздухом запрещено.

Для транспортирования пыли от пылеприготовительного отделения к распределительно-дозировочному (РДО) используется азотовоздушная смесь с содержанием кислорода  $\leq 16\%$ .

Азот является инертным газом, он не токсичен и не пожаро - и взрывоопасен, без цвета и запаха. Опасность при работе с этим газом возникает при разбавлении им воздуха и понижении объемной доли кислорода в воздухе,

что приводит к кислородной недостаточности – удушью.

В зонах обслуживания и ремонта, где возможны утечки азота, объемная доля кислорода в воздухе рабочей зоны должна быть не ниже 19%.

При снижении содержания кислорода в атмосфере обнаруживаются следующие симптомы:

- учащение дыхания и пульса;
- потеря равновесия, головокружение;
- чувство тяжести в лобной части головы, стук в висках;
- чувство жара во всем теле;
- чувство покалывания в языке, кончиках пальцев рук и ног;
- затруднение речи;
- провалы в памяти и потеря сознания.

При попадании в атмосферу со сниженным содержанием кислорода пострадавшему должны быть оказаны меры первой помощи: при обнаружении зоны с пониженным содержанием кислорода и человека в этой зоне необходимо немедленно вызвать газоспасателей; пострадавшего необходимо эвакуировать из загазованной зоны на свежий воздух; пострадавшему расстегнуть рубашку, пояс брюк, создать покой; при потере сознания – немедленно сделать искусственное дыхание и вызвать врача.

В помещениях шаровых мельниц, бункеров сырого угля, бункеров пыли и в топочном отделении должна предусматриваться аварийная приточная вентиляция, обеспечивающая в помещениях восьмикратный воздухообмен в течение часа.

В помещении топок устанавливается газоанализатор, который определяет содержание кислорода в воздухе помещений. Индикаторы утечки азота и природного газа в помещениях выводятся на панель основного технологического экрана.

При получении сигнала о загазованности сменный мастер должен принять меры для приведения содержания кислорода к нормальному (закрытие источника загазованности, проветривание, усиление вентиляции).

В помещениях пылеприготовительной установки необходимо поддерживать чистоту, периодически убирать пыль со всех частей оборудования, строительных конструкций, трубопроводов.

Для гашения тлеющей пыли в рукавном фильтре или бункере пыли подведен азот. Азот подводится рассредоточено параллельно потолку бункера, во избежание взвихривания пыли.

Запрещается работа пылесистемы и рукавного фильтра, если из них наблюдается выбивание запыленного воздуха. Все электрооборудование системы пылеприготовления и рукавный фильтр должны быть надежно заземлены.

Производство ремонтных работ на оборудовании системы пылеприготовления разрешается только по наряду-допуску после обеспечения мер безопасности, указанных в наряде.

При производстве работ внутри емкостей (пневмокамерных насосах, мельнице, рукавном фильтре и т.д.) необходимо исключить попадание азота внутрь, на всех трубопроводах подачи азота установить заглушки, затем отобрать анализ воздуха из емкости на достаточность кислорода (содержание кислорода должно быть более 20 % по объему).

Для осмотра элементов пылеприготовительной установки, в том числе и бункеров, разрешается пользоваться только взрывозащищенными светильниками напряжением не более 12 В.

В момент пуска мельницы запрещается находиться против полумуфта, а также против коробок выводов электродвигателя.

При замене броневых плит мельницы из барабана должны быть обязательно удалены шары. Работать внутри мельницы разрешается только после анализа воздуха в ней на отсутствие окиси углерода и достаточность кислорода.

Перед растопкой топка должна быть тщательно провентилирована в течение 10-15 минут.

Угольная пыль из отделения пылеприготовления на РДО может транспортироваться по трем пылепроводам от каждого пневмокамерного насоса на первый или второй блок РДО.

Распределительно – дозирочное отделение предназначено для приема, хранения и дозированной подачи ПУТ в горн доменной печи и состоит из двух автономных блоков. Каждый блок осуществляет подачу ПУТ на 8 фурм доменной печи (1-й блок на нечетные фурмы, 2-й – на четные).

Подача ПУТ к 16 фурмам доменной печи осуществляется по 16-ти пылепроводам, подсоединенным попарно к восьми питателям обоих блоков. Расход пыли по каждому пылепроводу регулируется изменением расхода транспортирующей аэровоздушной смеси, подаваемой в пылепроводы через питатели с помощью расходомера ПУТ с неравномерностью распределения по фурмам  $\pm 5\%$ , что вполне отвечает требованиям технологии и соответствует лучшим мировым аналогам.

В помещениях РДО: бункеров запаса пыли, промежуточных и питающих резервуаров, предусмотрена приточная аварийная вентиляция, обеспечивающая в помещениях восьмикратный воздухообмен в течение 1 часа.

Таким образом, рассмотренные мероприятия по охране труда и пожаробезопасности при вдувании ПУТ в доменные печи обеспечивают надежную и безопасную работу не только установки пылевдувания, но и безаварийную работу доменной печи.

#### Литература:

1. Ярошевский, С.Л. Пылеугольное топливо – реальная и эффективная альтернатива природному газу в металлургии / С.Л. Ярошевский // Металл и литье Украины. – 2006. – № 3. – С. 15-20.

2. Ярошевский, С.Л. Эффективность и ресурсы пылеугольной технологии выплавки чугуна / С.Л. Ярошевский, В.В. Кочура, А.М. Кузнецов и др. // Металл и литье Украины. – 2018. – № 9-10. – С. 5-19.

## **ПЕРСПЕКТИВЫ СНИЖЕНИЯ СОЦИАЛЬНО-ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ НАПРЯЖЕННОСТИ В ЗОНЕ РАСПОЛОЖЕНИЯ АГЛОМЕРАЦИОННОГО ПРОИЗВОДСТВА**

Шедловский Д.В., Асламова Я.Ю.  
Донецкий национальный технический университет

Отдельные производства металлургического комплекса, и в большей степени, подразделения аглококсодового производства, наносят громадный ущерб окружающей среде, повышая социально-экологическую напряженность в зонах их расположения.

По данным мониторинговых исследований [1] зоны влияния крупных металлургических заводов распространяются на несколько сотен километров. Под зоной влияния предприятия следует понимать пространственную область вокруг него, внутри которой концентрации веществ в газообразных выбросах превышают их фоновые концентрации в невозмущенной атмосфере. Таким образом, с учетом территориального положения Енакиевского металлургического завода (ЕМЗ), зона его влияния распространяется на весь г. Енакиево и за его пределы.

В г. Енакиево первостепенными источниками токсичных и зловонных выбросов являются агломерационный цех ЕМЗ, а также коксохимический завод. Отметим, что несовершенство технологических процессов, негерметичное оборудование, устаревшие газоочистные аппараты циклонного типа с низкой эффективностью очистки газов от пыли, отсутствие современных аппаратов пылеулавливания, а также аппаратов сорбционной очистки выбросов от токсичных газообразных ингредиентов – причины такой ситуации.

Проблемы отечественного агломерационного производства из научно-технической и экономической сфер перешли в проблему общественно значимую – социальную. Опасные токсичные выбросы вызывают рост легочных и онкологических заболеваний среди населения г. Енакиево. Это требует усиления внимания общественности и правительства к социально-экологическим проблемам города. Необходимы дополнительные немалые затраты на контроль, охрану и улучшение состояния объектов окружающей среды.

В данном исследовании рассмотрена часть проблемы повышения качества жизни граждан ДНР, проживающих в г. Енакиево, в частности, за счет снижения экологической нагрузки, оказываемой агломерационным цехом ЕМЗ на прилегающие территории. Даже частичное решение названной проблемы позволит улучшить общую эколого-экономическую ситуацию и снизить социальную напряженность.

Социально-эколого-экономическая ситуация – это положение конкретной территории, характеризующееся состоянием трех реальных составляющих: населения, природы и производства, а также условиями и обстоятельствами, определяющими обстановку, положение человека, его поведение в обществе,



пространстве и времени. Глубокое рассмотрение теоретических основ управления социально-эколого-экономической ситуацией содержится в работе [2].

Проблема оценки влияния агломерационного производства на состояние окружающей природной среды рассмотрена достаточно широко. По результатам исследований [3] на предприятиях полного металлургического цикла агломерационные цеха занимают первое место по выбросам пыли и токсичных газов – CO и SO<sub>2</sub> и NO<sub>x</sub>.

Опираясь на современные данные об источниках образования вредных выбросов в аглопроизводстве [3, 4] и на результаты, полученные в ходе обобщения и анализа существующей в аглоцехе ЕМЗ ситуации, связанной с работой газоочистного оборудования, можно констатировать следующее.

Масса газообразных загрязнителей атмосферы в составе отходящих агломерационных газов примерно в четыре раза превышает массу пылевых загрязнителей. Если пылевые выбросы частично улавливаются газоочистными аппаратами (ГА) аглоцеха (батареями мультициклонами типа ЦГ-1, содержащими по 495 трубчатых элементов), то газообразные и тонкодисперсные токсичные вещества удаляются через дымовые трубы в атмосферу.

По данным [3] в составе пылевых выбросов агломерации обнаружены супертоксицидные органические вещества – диоксины (ПХДД) и фураны (ПХДФ), которые практически не улавливаются даже в современных ГА и попадают в атмосферу, обладая токсичностью в 10<sup>5</sup> раз выше бенз(а)пирена (C<sub>20</sub>H<sub>12</sub>), который, в свою очередь, токсичнее CO в 10<sup>6</sup> раз. Все газы, содержащие угарный газ – CO, как правило, содержат и бенз(а)пирен, малые концентрации которого сложно определяются методами аналитической химии.

Еще одна серьезная проблема агломерационного производства – выбросы токсичной смеси дыма, тумана с высокой концентрацией SO<sub>x</sub> и частиц пыли [5]. Такие смеси, выбрасываемые из дымовой трубы аглоцеха ЕМЗ, формируют длинный горизонтальный шлейф смога коричневого или сизого цвета, который направлен на жилые районы г. Енакиево.

В отходящих газах присутствуют соединения серы в концентрациях, превышающих ПДК, что связано не только с поступлением серы в шихту с сырьем и топливом, но и с нестабильностью процесса спекания.

Проблема загрязнения окружающей природной среды Донбасса стойкими органическими загрязнителями (СОЗ), присутствующими в выбросах агломерационных, а также коксохимических предприятий, носит латентный характер из-за высокой стоимости практического определения концентраций этих веществ и отсутствия возможности мониторинга их образования и распространения.

Подавляющая часть выбросов агломерации – токсичные газы, образующиеся в процессе горения твердого топлива. Поэтому основным технологическим направлением снижения вредных выбросов является привлечение самых разнообразных способов сокращения удельного расхода

твердого топлива на процесс спекания агломерационной шихты. Такие технологические решения закреплены в европейской концепции ВАТ (Best Available Technology) – «Наилучшие доступные технологии». Снижению расхода твердого топлива, а, следовательно, выбросов, образующихся вследствие его сжигания, способствуют такие решения, предложенные в работе [6]:

- совершенствование операций загрузки за счет формирования рационального слоя шихты в загрузочной воронке и на паллетах агломашин;
- повышение высоты слоя спекаемой шихты;
- оптимизация распределения топлива по высоте и ширине слоя;
- обеспечение стабильной работы агломашин.

Количественная оценка перспектив повышения экологической безопасности аглоцеха ЕМЗ при внедрении доступных и не требующих значительных инвестиций мероприятий по совершенствованию технологии загрузки шихты на агломашинны приведена в таблице. Анализ выполнен на основе справочных данных о влиянии технологических факторов на удельный расход топлива и вредные выбросы аглопроизводства, обобщенных в монографии [3].

Таблица. - Ожидаемое влияние мероприятий по совершенствованию технологии загрузки аглошихты на расход твердого топлива и газопылевые выбросы

Предлагаемые направления совершенствования технологии агломерации	Снижение удельного расхода твердого топлива, %	Снижение газопылевых выбросов, %			
		пыль	СО	SO <sub>2</sub>	NO <sub>x</sub>
Увеличение основности аглошихты на 0,5 абс.ед.	н.св.	н.св.	н.св.	18,3	н.св.
Загрузка шихты КЗУ с двухступенчатым загрузочным лотком и СПШ	3	15	3	н.св.	н.св.
Применение слоя естественной защитной постели	н.св.	30	н.св.	н.св.	н.св.
Увеличение средней высоты спекаемого слоя на 10 мм	0,8-1,0	3,5	1,8	1,1	1,59
Уменьшение массовой доли FeO в агломерате на 1,0-1,5 % при оптимизации температурно-тепловых условий спекания высокоосновной шихты за счет рационального распределения топлива по ширине и высоте слоя	4,2	н.св.	4,2	2,5	н.св.

Особо подчеркиваем необходимость комплексной реализации технологических и технических средств защиты окружающей среды от выбросов аглофабрик. Техническими средствами защиты окружающей среды, ориентированными на концепцию ВАТ для аглопроизводства, являются [7]:

- рециркуляция отходящих газов;
- установка рукавных или электрических фильтров;
- инъекция соответствующих адсорбентов в отходящие газы агломашины для сокращения выбросов SO<sub>x</sub>, NO<sub>x</sub>, диоксинов и фуранов.
- аспирация мест образования неорганизованных выбросов.

Таким образом, внедрение приведенных технологических мероприятий позволит повысить экологическую безопасность агломерационного цеха ЕМЗ за счет сокращения потребления коксика на 10-15 %, снижения выбросов пыли и вредных газообразных соединений на 12-15%. Это способствует снижению эколого-экономического ущерба. В денежной форме снижение экологического ущерба в результате внедрения мероприятий по совершенствованию технологии загрузки аглошихты – это сокращение материальных и финансовых потерь, связанных с уменьшением заболеваемости населения, со снижением биопродуктивности природных и сельскохозяйственных комплексов, преждевременным износом зданий и сооружений, затратами на очистку территорий, что особенно актуально для центрального района г. Енакиево, находящегося в непосредственной близости от агломерационного цеха ЕМЗ.

#### Литература:

1. Орелкина, Д.И. Газовые выбросы металлургических предприятий. Зоны влияния в приземных слоях атмосферы / Д.И. Орелкина [и др.] // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. – 2016. – № 4. – С. 1062-1068.
2. Папенков, К.В. Экономика природопользования. – Москва: ТЕИС, ТК Велби, – 2006. – 928 с.
3. Мищенко, И.М. Черная металлургия и охрана окружающей среды: учебное пособие. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2013 – 452с.
4. Фролов, Ю.А. Агломерация: технология, теплотехника, управление, экология. – Москва : Металлургиздат, 2016. – 672 с.
5. Состояние и перспективы развития технологии производства агломерата. Часть 10. Борьба с вредными выбросами агломерационных фабрик. Текущие выбросы агломерационных фабрик / Ю.А. Фролов, Л.И. Каплун, И.М. Мищенко, Я.Ю. Асламова // Бюллетень «Черная металлургия». – 2018. - №1. – С.37-48.
6. Фролов, Ю.А. Состояние и перспективы развития технологии производства агломерата. Часть 11. Технологические методы защиты окружающей среды от вредных выбросов агломерационных фабрик / Ю.А. Фролов, Л.И. Каплун, И.М. Мищенко, Я.Ю. Асламова // Бюллетень «Черная металлургия». – 2018. - № 2. – С. 17-31.
7. 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 // Бюллетень «Черная металлургия». – 2018. - № 3. – С. 24-36.

## СОДЕРЖАНИЕ

### 1. МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

1	Носков М.Н., Диментьев А.О. СОДЕРЖАНИЕ MgO В ШЛАКЕ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ №5 ФИЛИАЛА №12 ЗАО «ВНЕШТОРГСЕРВИС» .....	6
2	Геворгян Г.А., Гуцин В.Н. ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ МОДИФИЦИРОВАНИЯ ЧУГУНОВ ПУТЕМ ИМПУЛЬСНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА РАСПЛАВ .....	8
3	Халеев Р.А., Симоненко В.И. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ВЫПЛАВКИ ЖАРОПРОЧНОГО КОРРОЗИОНСТОЙКОГО ЧУГУНА МАРКИ ИЧХ28Н2 ДЛЯ ФАСОННОГО ЛИТЬЯ.....	11
4	Минеев Я.А., Герцык С.И. ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ 12Х18Н10Т В ИНДУКЦИОННЫХ ПЕЧАХ МЕТОДОМ ПЕРЕПЛАВА ЛЕГИРОВАННЫХ ОТХОДОВ .....	15
5	Попова А.А., Попов В.Г., Ратиев С.Н. УДАЛЕНИЕ ФОСФОРА В ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫХ УСЛОВИЯХ .....	20
6	Володин А.А., Падалка Н.А., Кочура В.В. ТЕХНОЛОГИЯ ПОДГОТОВКИ ШЛАМОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА С ПОСЛЕДУЮЩИМ ИХ ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ В АГЛОШИХТЕ .....	24
7	Романчук Я.А., Романчук А.Н., Куберский С.В. ИССЛЕДОВАНИЕ МАСООБМЕННЫХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ОБРАБОТКЕ МЕТАЛЛА ИНЕРТНЫМ ГАЗОМ В СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОМ КОВШЕ .....	30
8	Симонов А.Ю., Жук В.Л., Симоненко В.И. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ СПЕЦИАЛЬНЫХ СТАЛЕЙ НА ПРОЦЕССЫ ЗАТВЕРДЕВАНИЯ В ИЗЛОЖНИЦЕ МЕТОДОМ ИМИТАЦИОННО - МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ .....	34
9	Абакумов И.А., Первухин Д.В., Бабанин А.Я. ВЛИЯНИЕ СКОРОСТ И УДЕЛЬНОГО ПОДВОДА ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ В ДСП СИСТЕМЫ «DANARK» НА ДЛИТЕЛЬНОСТЬ ПЕРИОДА «ПЛАВЛЕНИЯ 1» ПРИ ПРИМЕНЕНИИ РАЗЛИЧНЫХ ШЛАКООБРАЗУЮЩИХ МАТЕРИАЛОВ .....	39
10	Ильин А.Л., Заика В.И. ЛАБОРАТОРНАЯ УСТАНОВКА ЭЛЕКТРОШЛАКОВОГО ПЕРЕПЛАВА В КОНТРОЛИРУЕМОЙ АТМОСФЕРЕ .....	43
11	Ульянцев Я.Э., Якимов Б.В., Кузин А.В. ПОДГОТОВКА КОКСА ПО ФРАКЦИОННОМУ СОСТАВУ В УСЛОВИЯХ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ЗАВОДА .....	46
12	Бабий А.С., Троянский А.А., Симоненко В.И. ИССЛЕДОВАНИЕ	

	ЗАТВЕРДЕВАНИЯ ДЕТАЛИ ТИПА «ЗУБ ПОГРУЗЧИКА» С ЦЕЛЬЮ МИНИМИЗАЦИИ ДЕФЕКТОВ ЛИТЬЯ .....	50
13	Константинов И.В., Чеберяк О.И. ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ЧУГУНА С ВЕРМИКУЛЯРНОЙ ФОРМОЙ ГРАФИТА .....	53

## **2. ЦВЕТНАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ, ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО И СВАРКА**

1	Мартыненко А.Н. МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕПЛОВЫХ ПОЛЕЙ ЭЛЕКТРОШЛАКОВОГО ПЕРЕПЛАВА НЕКОМПАКТНЫХ АЛЮМИНИЕВЫХ ОТХОДОВ .....	57
2	Бондарь А.Ю., Корицкий Г.Г. КАК ИЗМЕРИТЬ ОБЪЕМ АТОМА ...	61
3	Сенин А., Пасечник А. Ю. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ВЫПЛАВКИ СПЛАВА НИТИНОЛ .....	64
4	Колодин И.И., Семенов Д.О., Корицкий Г.Г. ЗАДАЧИ ФОРМИРОВАНИЯ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ВТОРИЧНОЙ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ .....	67
5	Палкин О.О., Пасечник А. Ю. АНАЛИЗ СПОСОБОВ ПОЛУЧЕНИЯ БИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ СЛИТКОВ .....	70
6	Плаксина А.О., Бредихин В.Н. ХАРАКТЕР ЗАТВЕРДЕВАНИЯ ЗАГОТОВКИ ПРИ ГОРИЗОНТАЛЬНОМ НЕПРЕРЫВНОМ ЛИТЬЕ	73
7	Афошин А.А., Гутько Ю.И. ОЦЕНКА ОТЕЧЕСТВЕННОГО РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦИАЛА ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ЛИТЕЙНЫХ ФОРМ И СТЕРЖНЕЙ НА ОСНОВЕ АДДИТИВНЫХ ПРОЦЕССОВ .....	76
8	Багно Д.М., Афошин А.А. АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА АДДИТИВНОГО ИЗГОТОВЛЕНИЯ ЛИТЕЙНЫХ ФОРМ И СТЕРЖНЕЙ .....	79
9	Иванченко Ю.Ю., Афошин А.А. ОСОБЕННОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ САПР ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ЛИТЕЙНЫХ ФОРМ И СТЕРЖНЕЙ ПО 3D-ТЕХНОЛОГИИ .....	82
10	Павлюк К.И., Тараненко Н.А. ВИРТУАЛЬНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ЛИТЕЙНОЙ ТЕХНОЛОГИИ .....	84
11	Слота Д.В., Тараненко Н.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛОВЫХ РЕЖИМОВ ПРИ ИЗГОТОВЛЕНИИ МОДЕЛЕЙ ИЗ ПЕНОПОЛИСТИРОЛА .....	88
12	Тараненко Н.А., Гутько Ю.И. РЕСУРСБЕРЕГАЮЩИЕ ЛИТЕЙНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ .....	92
13	Свинооров Ю.А. УНИВЕРСАЛЬНЫЕ СУХИЕ СМЕСИ ДЛЯ МЕЛКОГО И СРЕДНЕГО ЛИТЬЯ В УСЛОВИЯХ ЕДИНИЧНОГО И МЕЛКОСЕРИЙНОГО ПРОИЗВОДСТВА .....	94
14	Свинооров Ю.А., Гутько Ю.И. РЕГУЛИРОВАНИЕ ОТВЕРЖДЕНИЯ СМЕСЕЙ С ТЕХНИЧЕСКИМИ ЛИГНОСУЛЬФОНАТАМИ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ЛИТЬЯ .....	99

15	Родионов А.В., Свинороев Ю.А. РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕХНИЧЕСКИХ ЛИГНИНОВ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЛИТЕЙНЫХ СВЯЗУЮЩИХ .....	104
16	Караминадик И. Демченко Е.Б. ТЕХНОЛОГИЯ КОНТАКТНОЙ ТОЧЕЧНОЙ СВАРКИ АЛЮМИНИЯ СО СТАЛЬЮ .....	109
17	Снитко Д.В., Гольцова М.В. ИСТОРИЯ РАЗВИТИЯ СВАРКИ И ПЕРСПЕКТИВЫ СВАРОЧНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ .....	113
18	Ширшин Г.А., Леушина Л.И. СПЛАВЫ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА МЕТАЛЛИЧЕСКИХ ТАРЕЛОК УДАРНОГО МУЗЫКАЛЬНОГО ИНСТРУМЕНТА .....	116
19	Огурцова Е.О., Леушина Л.И. ОСВОЕНИЕ ФОСКОН-ТЕХНОЛОГИИ В УСЛОВИЯХ ДЕЙСТВУЮЩЕГО ПРОИЗВОДСТВА ПАО «ГАЗ» .....	119
20	Рязанцев А.Д., Печенкина Л.С. АНАЛИЗ И ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ МЕХАНИЗАЦИИ И АВТОМАТИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПРОЦЕССА ПОЛУЧЕНИЯ ОТЛИВКИ МЕТОДОМ ЛИТЬЯ В КОКИЛЬ .....	122

### **3. ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ**

1	Бревнов Н.П., Кожевников А.В. РАЗРАБОТКА ПРОГНОЗНОЙ МОДЕЛИ ДЛЯ ДИАГНОСТИКИ ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКОЙ ПРИВОДНОЙ СИСТЕМЫ ПРОКАТНОГО СТАНА НА ОСНОВЕ СТАТИСТИЧЕСКОГО АНАЛИЗА ТОКОВОГО СИГНАЛА .....	127
2	Горбачева В.П., Митичкина Н.Г. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА КОМБИНИРОВАННОЙ ВЫТЯЖКИ В ПРОГРАММНОМ КОМПЛЕКСЕ АВАQUS .....	132
3	До Ань Ту, Панфилов Г.В. ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ЗАГОТОВКИ ПРИ ВЫДАВЛИВАНИИ ДЕТАЛЕЙ КАТУШЕЧНОЙ ФОРМЫ.....	136
4	Кайнов В.М., Леушин И.О. ВИБРАЦИОННОЕ БРИКЕТИРОВАНИЕ МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ СТРУЖКИ .....	139
5	Клименко В.В., Руденко Е.А., Юрченко Ю.И. ДЕФОРМАЦИОННЫЕ ПАРАМЕТРЫ ПРОКАТКИ КЛИНОВИДНЫХ ЛИСТОВ .....	143
6	Косарев Д.Ю., Горецкий Ю.В., Денищенко П.Н. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ БЕСКАЛИБРОВОЙ ПРОКАТКИ КРУПНЫХ СОРТОВЫХ ЗАГОТОВОК В УСЛОВИЯХ КРУПНОСОРТНЫХ СТАНОВ .....	146
7	Нгуен Ван Тинь. ОСОБЕННОСТИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ШТАМПОВОЙ ОСНАСТКИ ДЛЯ ВЫРУБКИ-ПРОБИВКИ ТРЕХСЛОЙНЫХ УПЛОТНИТЕЛЬНЫХ ПРОКЛАДОК С МЕТАЛЛИЧЕСКИМИ И КОМПОЗИТНЫМИ СЛОЯМИ .....	151
8	Рассамаха Т.О., Юрченко Ю.И., Закарлюка С.В. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПРИКОНТАКТНОГО УШИРЕНИЯ НА ФОРМУ	

	КОНЦОВ РАСКАТА .....	155
9	Рассамаха Т.О., Митьев А.П., Гончаров В.Е., Юрченко Ю.И. О ПРОДОЛЬНОЙ РАЗНОТОЛЩИННОСТИ ТОЛСТОЛИ СТОВОГО ПРОКАТА .....	158
10	Токарь А.А., Снитко С.А., Шевелев А.И. АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ШТАМПОВКИ ЗАГОТОВОК ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ КОЛЕС .....	162
11	Ярош Д.А., Закарлюка С.В., Шевелев А.И. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИ УПРУГОМ РАСТЯЖЕНИИ ПОЛОС С СИММЕТРИЧНОЙ ВОЛНИСТОСТЬЮ ..	167

#### **4. ПРИКЛАДНОЕ МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ**

1	Басенко Л.М., Алимов В.И. РАСШИРЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПРОИЗВОДСТВА ИГЛ РАЗЛИЧНОГО НАЗНАЧЕНИЯ .....	173
2	Венжега К.В., Штыхно А.П. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ АРМИРУЮЩЕГО СЛОЯ НАПОЛНИТЕЛЯ НА ТЕПЛОВЫЕ СВОЙСТВА ПОЛИПРОПИЛЕНОВЫХ ТРУБ ДЛЯ СИСТЕМ ОТОПЛЕНИЯ .....	177
3	Волков С.А., Штыхно А.П. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ СВАРКИ НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВА СТАЛЬНЫХ ТРУБОПРОВОДОВ.....	179
4	Ворожева Е.Л., Хлыбов А.А. МЕТАЛЛОГРАФИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ДЕНДРИТНОЙ СТРУКТУРЫ НЕПРЕРЫВНОЛИТОГО СЛЯБА.....	181
5	Воронин В.В., Горбатенко В.П. ВЛИЯНИЕ УСЛОВИЙ ОХЛАЖДЕНИЯ В ПРОЦЕССЕ КОНТРОЛИРУЕМОЙ ПРОКАТКИ ЛИСТОВ НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВ ТРУБНОЙ СТАЛИ .....	186
6	Гладкова М.С., Алимов В.И. ОСОБЕННОСТИ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА СОРБИТНУЮ СТРУКТУРУ КАТАНКИ И ПЕРЕДЕЛЬНОЙ ЗАГОТОВКИ ДЛЯ КАНАТНОЙ ПРОВОЛОКИ ИЗ НИЗКОЛЕГИРОВАННОЙ МАРГАНЦЕМ СТАЛИ .....	190
7	Зими́на В.Ю., Маслов К.А. ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ИЗДЕЛИЙ, ПОЛУЧАЕМЫХ ИЗ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ ПОРОШКОВ МЕТОДОМ ГОРЯЧЕГО ИЗОСТАТИЧЕСКОГО ПРЕССОВАНИЯ .....	195
8	Красилич В.И.; Знаменский Н.А., Шульгин А.В. ИЗГОТОВЛЕНИЕ ЗАГОТОВОК ЭЛЕКТРОКОНТАКТНЫХ ИЗДЕЛИЙ МЕТОДОМ ПОРОШКОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ .....	197
9	Мажитова Д.Б, Еремеева Ж.В. ВЛИЯНИЕ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИХ СОСТАВОВ ПОРОШКОВОЙ СТАЛИ 60Х5Г10 НА ЕЁ СВОЙСТВ .....	201
10	Макарова Е.Н., Егоров Н.Т. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ	

	РЕЖИМОВ ЗАКАЛКИ НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВА ТЕРМОУПРОЧНЕННОЙ ТОЛСТОЛИСТОВОЙ СТАЛИ 10ХСНД	206
11	Назина Н.С., Крымов В.Н. ИССЛЕДОВАНИЕ КОРРОЗИОННОЙ СТОЙКОСТИ СВАРНЫХ СОЕДИНЕНИЙ ЦЕЛЕВЫХ СИТ ИЗ СТАЛИ 20Х13.....	209
12	Петрив М.М., Горбатенко В.П. О ВЛИЯНИИ РЕЖИМА ЗАКАЛКИ НА ЭФФЕКТ УПРОЧНЕНИЯ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОЙ СР-НІ-СТАЛИ ПРИ АБРАЗИВНОМ ИЗНАШИВАНИИ.....	213
13	Савула Е.А., Алимов В.И. СПЛАВЫ ТВЕРДОФАЗНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ .....	217
14	Штычно Т.А., Марчук С.И. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ДЕФЕКТОВ СВАРНЫХ СОЕДИНЕНИЙ НА КАЧЕСТВО СТАЛЬНЫХ ГАЗОПРОВОДНЫХ ТРУБ .....	222
15	Чижик В.В., Штычно А.П. ОСОБЕННОСТИ ФАЗОВЫХ И СТРУКТУРНЫХ ПРЕВРАЩЕНИЙ В СВАРНОМ СОЕДИНЕНИИ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОЙ СТАЛИ .....	225

## 5. ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА

1	Бонсевич Д.Р., Гнитиев П.А. ИССЛЕДОВАНИЕ РАБОТЫ КОТЛА-УТИЛИЗАТОРА В УСЛОВИЯХ КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОГО ЦЕХА .....	229
2	Квиткин И.А., Захаров Н.И. ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ТЕПЛОМАССОПЕРЕНОСА ПРИ МИКРОЛЕГИРОВАНИИ СТАЛИ КАЛЬЦИЕМ .....	232
3	Лиханова Е.С., Новикова Е.В., Заика А.А. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ И КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОЛПАКОВЫХ ПЕЧЕЙ.....	234
4	Туманенко А.И., Сапронова Е.В. ПОВЫШЕНИЕ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ТРЁХЗОННОЙ МЕТОДИЧЕСКОЙ ПЕЧИ С ЦЕЛЬЮ СОКРАЩЕНИЯ РАСХОДА ТОПЛИВА .....	237
5	Волынцев В.В., Гнитиев П.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ СТАЛИ В ДСП С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГАЗОКИСЛОРОДНЫХ ГОРЕЛОК.....	239
6	Юдин А.А., Кашаев В.В. ОБЗОР СИСТЕМ ФИЛЬТРАЦИИ РАСПЛАВА АЛЮМИНИЯ.....	241
7	Зайцев В.А., Кашаев В.В. КАМЕРНАЯ ПЕЧЬ БАРАБАННОГО ТИПА.....	246

## 6. ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА

1	Белицкий В.О., Беднев Д.С., Колесниченко Н.В. УДОВЛЕТВОРЕНИЕ НАГРУЗКИ ГОРЯЧЕГО ВОДОСНАБЖЕНИЯ
---	--



	ОТ МИНИ-ТЭЦ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ТЕПЛОВЫХ НАСОСОВ КОМПРЕССИОННОГО ТИПА .....	250
2	Морозов А.К., Бородин А.А., Сафьянц С.М. ИССЛЕДОВАНИЕ БИВАЛЕНТНОЙ СХЕМЫ ИСТОЧНИКА ОТОПЛЕНИЯ НА БАЗЕ ТЕПЛОВОГО НАСОСА .....	253
3	Патана Ю.Р., Маточка М.В, Колесниченко Н.В. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СУТОЧНОЙ НЕРАВНОМЕРНОСТИ ВОДОПОТРЕБЛЕНИЯ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАБОТЫ СИСТЕМЫ ГОРЯЧЕГО ВОДОСНАБЖЕНИЯ .....	256
4	Бондаренко Т.Н., Мищенко К.В., Безбородов Д.Л. ОЦЕНКА ДОСТОВЕРНОСТИ УЧЕТА ПОТРЕБЛЕНИЯ ТЕПЛОВОЙ ЭНЕРГИИ.....	260
5	Михеев А.В., Сафьянц С.М., Гридин С.В. АНАЛИЗ МЕТОДОВ ГАЗИФИКАЦИИ ТВЁРДОГО ТОПЛИВА С ЦЕЛЬЮ РАЗРАБОТКИ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНЫХ МЕРОПРИЯТИЙ ПО ЗАМЕЩЕНИЮ ПРИРОДНОГО ГАЗА .....	262
6	Мирошниченко И.О., Литвинов О.В., Попов А.Л. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ТЕПЛОФИКАЦИОННЫХ ТУРБОАГРЕГАТОВ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ТЭЦ НА БАЗЕ ПАРОВЫХ КОТЕЛЬНЫХ....	266
7	Монастырский Д.А., Мирошниченко И.О., Боев Ю.А. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ГЕОМЕТРИИ ПОВЕРХНОСТЕЙ НАГРЕВА КОТЕЛЬНЫХ АГРЕГАТОВ НА ОСНОВЕ ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ.....	268
8	Патана Ю.Р., Монастырский Д.А., Безбородов Д.Л. К ВОПРОСУ О ВЫБОРЕ КОНТРОЛЬНОГО ПАРАМЕТРА ДЛЯ СИСТЕМ РЕГУЛИРОВАНИЯ ТЕПЛОВОЙ МОЩНОСТИ СИСТЕМ ОТОПЛЕНИЯ.....	271
9	Попова Е.В., Карпухина И.И., Сафонова Е.К. О СОВЕРШЕНСТВОВАНИИ КОНСТРУКЦИИ ЭЛЕВАТОРНЫХ УЗЛОВ СИСТЕМЫ ОТОПЛЕНИЯ .....	275
10	Сидь А.И., Сафьянц С.М., Гридин С.В. АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ И ЭКОЛОГИЧНОСТИ ПЕРЕВОДА ПАРОВОЙ КОТЕЛЬНОЙ В РЕЖИМ КОМБИНИРОВАННОЙ ВЫРАБОТКИ ТЕПЛОВОЙ И ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ.....	277
11	Халабуда А.Н., Суворова Т.Г., Лебедев А.Н. МЕТОДЫ УТИЛИЗАЦИИ ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ.....	281
12	Суворова Т.Г., Халабуда А.Н., Безбородов Д.Л. О НОРМИРОВАНИИ ПОТЕРЬ ТЕПЛОТЫ ПРИ ТРАНСПОРТИРОВКЕ ТЕПЛОНОСИТЕЛЯ В ВОДЯНЫХ ТЕПЛОВЫХ СЕТЯХ .....	285
13	Зайцева П.А., Гридин С.В. СРАВНЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ СИСТЕМ ИНДИВИДУАЛЬНОГО И ЦЕНТРАЛИЗОВАННОГО ОТОПЛЕНИЯ ЖИЛЫХ	

	МНОГОКВАРТИРНЫХ ДОМОВ .....	287
14	Базаря Я.А., Лебедев А.Н. МОДЕРНИЗАЦИЯ КОТЕЛЬНЫХ АГРЕГАТОВ ТИПА ТВГ-8М .....	291

## **7. ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ТРУДА В МЕТАЛЛУРГИИ**

1	Карпенкин А.А., Урбанович Н.И., Барановский К.Э. СПОСОБЫ ПОЛУЧЕНИЯ ЦИНКСОДЕРЖАЩИХ ПОКРЫТИЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА ГОРЯЧЕГО ЦИНКОВАНИЯ .....	294
2	Беляков И.В., Герцык С.И. ЗАВИСИМОСТЬ СОДЕРЖАНИЯ ОКСИДОВ АЗОТА В УХОДЯЩИХ ГАЗАХ ОТ ТЕМПЕРАТУРЫ ПОДОГРЕВА ВОЗДУХА ГОРЕНИЯ.....	299
3	Затынацкая Е.Ю., Васильев А.С. ТРАВМАТИЗМ НА ПРЕДПРИЯТИИ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ В РОССИИ.....	304
4	Туммалия И.Р., Кочура В.В. ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ И ПОЖАРОБЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ВДУВАНИИ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА В ДОМЕННЫЕ ПЕЧИ.....	308
5	Шедловский Д.В., Асламова Я.Ю. ПЕРСПЕКТИВЫ СНИЖЕНИЯ СОЦИАЛЬНО-ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ НАПРЯЖЕННОСТИ В ЗОНЕ РАСПОЛОЖЕНИЯ АГЛОМЕРАЦИОННОГО ПРОИЗВОДСТВА.....	312

**Научное издание**

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

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ  
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

**Материалы конференции**

**Компьютерное редактирование и верстка Кочура В.В.**

Донецкий национальный технический университет  
83001, г. Донецк, ул. Артема, 58.