

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



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

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ  
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

**24-25 МАЯ 2022 года**

**ДОНЕЦК – 2022**

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



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

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ  
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

**СБОРНИК ДОКЛАДОВ**

**ДОНЕЦК – 2022**

УДК 669.18:621.7

Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс] : [материалы VIII 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: 7 Мб). – Донецк : ДОННТУ, 2022. – Систем. требования: Acrobat Reader.

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

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

***Редколлегия:***

д.т.н., проф. Сафьянц С.М. (председатель); Асламова Я.Ю. (отв. редактор); д.т.н., проф. Бирюков А.Б.; к.т.н., доц. Егоров Н.Т.; к.т.н., доц. Закарлюка С.В.; к.т.н., доц. Заика В.И.; к.т.н., доц. Кочура В.В.; к.т.н., доц. Пасечник С.Ю.

***Ответственный за выпуск:***

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

Статьи напечатаны с авторских экземпляров

Адрес редакционной коллегии:

Донецкий национальный технический университет

83001, г. Донецк, ул. Артема, 58, 5-й учеб. корпус, к.5.256

© Авторы материалов, 2022

© Изд-во ДОННТУ, 2022

*Уважаемые молодые ученые и студенты!*



В 2022 г. в VIII Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых» принимают участие молодые ученые и студенты из 8 высших и 2 средних профессиональных образовательных учебных заведений Донецкой Народной Республики, России и Белоруссии.

В сборнике представлены результаты 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, теплоэнергетики, экологии и охраны труда в металлургии.

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, научная интеграция студенческого сообщества и молодых ученых.

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

Декан  
факультета металлургии  
и теплоэнергетики  
Донецкого национального  
технического университета,  
профессор, д.т.н.

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

С.М. Сафьянц

# МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ



# ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СТЕПЕНИ ИЗНОСА РАБОЧЕГО СЛОЯ МНОГОСЛОЙНОЙ ФУТЕРОВКИ СТАЛЕРЕЗЛИВОЧНОГО КОВША НА ЕЕ ТЕПЛОВЫЕ ПОТЕРИ

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

Футеровку сталеразливочных ковшей выполняют штучными формованными огнеупорами или монолитной с использованием неформованных масс и бетонов [1]. Условия службы футеровки ковшей весьма тяжелые, так как она работает в условиях знакопеременных тепловых нагрузок в области высоких температур разливаемой стали (от 1530 до 1700 °С) при наполнении и разливке. Совместное воздействие различных факторов (химический состав разливаемой стали, минералогический состав и свойства огнеупоров, температура расплава и футеровки, масса расплава, длительность пребывания расплава в ковше, способ внепечной обработки и другие факторы) влияет на интенсивность износа и стойкость футеровки.

В статье приведены результаты математического моделирования на языке Visual Basic for Application (VBA) [2] температурных полей и тепловых потерь через многослойную футеровку 130 тонного сталеразливочного ковша с использованием кирпичных огнеупоров. Фрагмент устройства футеровки ковша показан на рисунке 1.

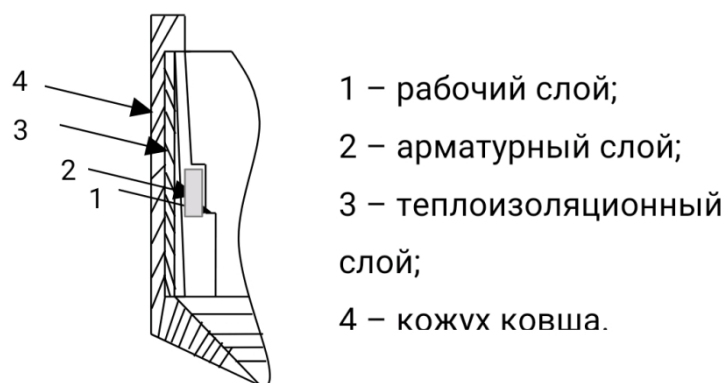


Рисунок 1 – Устройство кирпичной футеровки ковша

Тепловой расчет футеровки сталеразливочного ковша на ЭВМ для условий работы в стационарном режиме с помощью программы на языке VBA позволяет определить тепловые потери в слоях, требуемую толщину слоев кладки и другие показатели.

Для проведения расчета по программе VBA приняты следующие исходные данные:

- рабочий слой (1) – из типовых уплотненных кирпичей марки МЛУ-62 ( $Al_2O_3 > 62\%$ ) толщиной 0,200 м;
- арматурный слой (2) – из шамотных уплотненных кирпичей марки ШКУ – 37 толщиной 0,120 м;
- теплоизоляционный слой (3) – из асбестового картона толщиной 0,005 м;

- кожух ковша (слой 4) – из листовой углеродистой стали Ст 25 толщиной 0,022 м;
- внутренний диаметр ковша по футеровке – 2,947 м;
- коэффициент формы стенки футеровки – 2;
- радиус стенки (для пластины это ширина) – 1,474 м;
- высота стенки (для пластины это длина) – 3,3 м;
- угол раскрытия 360 град;
- разливаемая сталь Ст25 следующего химического состава, %: С -0,24; Mn– 0,50; Si – 0,27; Cr – 0,06; Ni – 0,05; Cu – 0,09; S – 0,011; P – 0,009;
- температура перегрева расплава – 100 °С;
- температура ликвидуса расплава, определяемая по формуле:

$$T_{\text{ликв}} = 1537 - (88C + 8Si + 5Mn + 4Ni + 1,5Cr + 5Cu + 2Mo + 2V + 25S + 30P), \quad (1)$$

где С, Si, Mn... – содержание элементов в стали, %;

- коэффициенты теплопроводности слоев, определяемые по формуле вида [1]:

$$\lambda_i = A_i + B_i \cdot 10^{-5} \cdot t_{\text{ср}i} \quad (2)$$

где:  $A_i$ ,  $B_i$  – экспериментальные коэффициенты (А для слоев 1, 2, 3, 4 соответственно равны 1,12; 0,851; 0,106; 50; В для слоев 1, 2, 3, 4 соответственно равны 44,4; 1,1; 3; 4);  $t_{\text{ср}i}$  – средняя температура  $i$ -го слоя, °С.

По приведенным исходным данным исследовали влияние величины износа рабочего слоя (от 0 до 100 % по сечению футеровки (радиусу R). Полученные результаты для основных показателей приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Плотность теплового потока и средняя температура кожуха ковша при различной степени износа футеровки

Степень износа, %	0	25	50	75	100
Плотность теплового потока, Вт/м <sup>2</sup> К	7993	8662	9452	10416	11616
Средняя температура кожуха, °С	398	426	460	500	550

Из полученных результатов можно сделать следующие выводы:

- при 100% износе рабочего слоя футеровки происходит увеличение тепловых потерь с 7993,8 до 11616,9 Вт/м<sup>2</sup>К, т.е. в 1,45 раза;
- температура кожуха возрастает с 398 до 550 °С, т.е. на 155 °С.

Таким образом, чтобы обеспечить оптимальную длительность работы футеровки сталеразливочного ковша, необходимо тщательно подходить к выбору материала слоев футеровки и их толщины, проводя предварительно необходимые расчеты.

#### Литература:

1. Стариков В.С. Огнеупоры и футеровки вковшевой металлургии: учебное пособие для вузов / В.С. Стариков, М.В. Темлянцев, В.В. Стариков. Москва: МИСИС, 2003.-328 с.
2. Гайнанова Р.Ш. Программирование на Visual Basic for Application в Excel: учебное пособие / З.Ш. Гайнанова, О.А. Широкова.- Казань: КФУ, 2012.- 153с.

# МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ МАССЫ СЛИТКА СПЕЦИАЛЬНЫХ СТАЛЕЙ НА ВЕЛИЧИНУ УСАДОЧНОЙ РАКОВИНЫ

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

В работе [1] с помощью программы Nova Flow & Solid CV было исследовано влияние температурных параметров и химического состава сталей марок 08X18N10, 40ХФА и У8 на величину усадочной раковины в слитках квадратного сечения массой 2,5 т. Стали этих марок затвердевали в изложницах из серого чугуна марки СЧ30. По результатам моделирования при выбранных значениях 40,70 и 100% было установлено увеличение объема усадочной раковины с повышением содержания углерода в исследованных сталях (в порядке приведенных выше марок) при одинаковых температурах. Минимальный объем усадочной раковины раковины составлял 0,84%, а максимальный — 2,34%.

В настоящей работе аналогичные исследования проведены для тех же марок стали, но уже с массой слитков 1,5; 2,0; 2,5; 3,0; 3,5 т.

Цель исследования — установить влияние массы слитка специальных сталей одинаковой марки на величину усадочной раковины. На рисунке 1 показаны буквенные обозначения размеров слитка, а численные значения приведены в таблице 1.

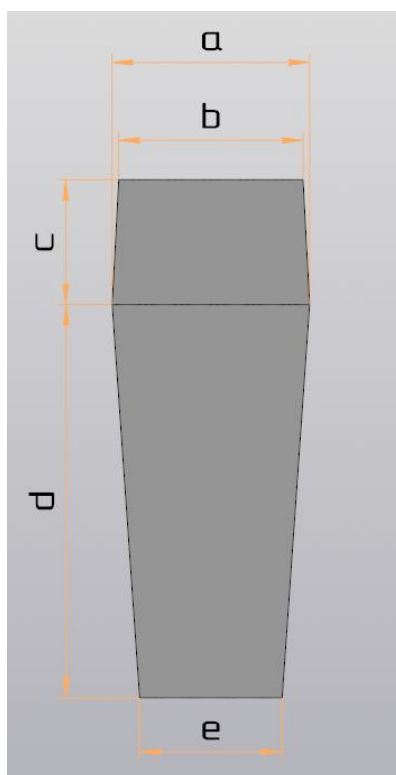


Рисунок 1 – Слиток стали



Таблица 1 – Размеры слитков, мм

Масса, т	Размер, мм				
	a	b	c	d	e
1,5	475	444	301	948	343
2	514	480	326	1026	371
2,5	553	516	350	1103	399
3	592	552	375	1180	427
3,5	630	589	400	1257	455

В процессе моделирования были получены данные, которые приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты исследований

Марка стали	Масса слитка, т	Твёрдая фаза, %	Объемная усадка, %	Время полного затвердевания, мин
08X18H10	1,5	40	1,21	75
		70	1,87	
		100	2,33	
	2	40	1,24	87
		70	1,87	
		100	2,33	
	2,5	40	1,19	100
		70	1,87	
		100	2,34	
	3	40	1,20	111
		70	1,87	
		100	2,35	
3,5	40	1,22	125	
	70	1,87		
	100	2,36		
40XФА	1,5	40	1,07	63
		70	1,65	
		100	2,09	
	2	40	1,07	77
		70	1,66	
		100	2,11	
	2,5	40	1,02	83
		70	1,66	
		100	2,11	
	3	40	1,05	92
		70	1,65	
		100	2,11	

Марка стали	Масса слитка, т	Твёрдая фаза, %	Объемная усадка, %	Время полного затвердевания, мин
	3,5	40	1,05	104
		70	1,66	
		100	2,14	
У8	1,5	40	1,13	60
		70	1,65	
		100	1,91	
	2	40	1,11	72
		70	1,64	
		100	1,91	
	2,5	40	1,11	81
		70	1,64	
		100	1,92	
	3	40	1,12	88
		70	1,64	
		100	1,92	
3,5	40	1,10	100	
	70	1,63		
	100	1,94		

Исходя из полученных данных, было установлено, что с повышением массы слитка от 1,5 – 3,5 т. (соответственно марки стали 08Х18Н10, 40ХФА, У8) объем усадочной раковины незначительно увеличивается во всех исследованных вариантах.

Таким образом, для доли твердой фазы 100% объем усадочной раковины при массе слитка 1,5 тонны составит 2,33; 2,09; 1,91%. С повышением массы слитка до 2; 2,5; 3; 3,5 тонны этот показатель составит: (2,33; 2,11; 1,91%), (2,34; 2,11; 1,92%), (2,35; 2,11; 1,92%), (2,36; 2,14; 1,94%). Время полного затвердевания слитка с изменением массы возрастает и составит: (75; 63; 60 мин), (87; 77; 72 мин), (100; 83; 81 мин), (111; 92; 88 мин), (125; 104; 100 мин) соответственно для тех же марок стали.

#### Литература:

1. Симонов А.Ю., Жук В.Л., Симоненко В.И. // Исследование влияния технологических факторов специальных сталей на процессы затвердевания в изложнице методом имитационно - математического моделирования // Металлургия XXI столетия глазами молодых – 2021. – С. 34-38.

## РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ВЫПЛАВКИ СТАЛИ СТЗСП В ДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ

Егоров Д.Н., Герцык С. И.  
Московский политехнический университет

Сталь конструкционная углеродистая обыкновенного качества СтЗсп – наиболее распространенный конструкционный материал. По объему применения стали этого класса превосходят все остальные. Химический состав этой стали нормируется ГОСТ 380-2005К углеродистым относятся стали с содержанием 0,1- 0,7% С при содержании остальных элементов не более: 0,8% Mn; 0,4% Si; 0,05% P; 0,05% S; 0,5% Cu; 0,3% Cr; 0,3% Ni [1].

Из этой марки стали выполняются изделия следующего назначения: несущие элементы сварных и несварных конструкций и деталей, работающих при положительных температурах; фасонный и листовой прокат (5-ой категории) толщиной до 10 мм для несущих элементов сварных конструкций, находящихся под воздействием переменных нагрузок в интервале температур от -40 до +425°C; прокат толщиной от 10 до 25 мм для несущих элементов сварных конструкций, работающий в диапазоне температур от -40 до +425°C при условии поставки с гарантируемой свариваемостью.

Выплавка практически всех марок стали в электродуговых печах (ДСП) на свежей шихте идет по обычной схеме: заправка печи, подготовка и завалка шихты, ее расплавление, проведение окислительного и восстановительного периодов, рафинирование (при необходимости), выпуск металла. Как правило, такая технология характеризуется высоким угаром металла, довольно высоким удельным расходом кислорода и неблагоприятной экологической обстановкой в цехе, особенно в период продувки жидкой ванны кислородом [2,3].

Очевидно, что современные электросталеплавильные печи должны обеспечивать выплавку металла требуемого качества при максимально возможной производительности и минимальной себестоимости жидкого продукта. Значительные потери металла – угар – который может достигать 10% от водимой массы шихты, характерен для периода жидкой ванны (расплавление и продувка).

По расплавлению на поверхности зеркала ванны формируются три круговые области, симметричные относительно вертикальных осей электродов, на поверхность которых приходится около 90% всей излучаемой на ванну энергии – так называемые «горячие пятна» [3], размеры которых довольно слабо зависят от диаметра электродов и в основном определяются длиной дуги [4]. Области под электродами практически мгновенно нагреваются до температуры, близкой к температуре кипения металла, что вызывает интенсивное испарение расплава.

Для снижения температуры поверхности «горячих пятен» на серии опытно-промышленных плавов, проводимых в дуговой сталеплавильной печи ДСП-30Н2 было опробовано введение около 15 -20% общей массы шихты –

мелкий лом, окатыши (при наличии) - через отверстие всводе между электродами в период жидкой ванны. Вводимая таким образом шихта нагревается, забирая часть тепла из области «горячих пятен», понижая их температуру, что приводило к сокращению угара металла.

Традиционный способ проведения окислительного периода в ДСП различной вместимости реализуется путем продувки металла кислородом через устройства, расположенные над уровнем зеркала ванны (фурма, манипулятор, инжектор). Обычно используется фурма (одна!), вводимая через рабочее окно. В таком случае зеркало ванны по сути «обдувается» кислородной струей, так как она располагается над поверхностью расплава примерно на расстоянии 200 - 250 мм.

В области контакта кислородной струи с поверхностью жидкой ванны формируется поверхностная реакционная зона сравнительно небольшого размера, в которой выделяется большое количество теплоты в результате экзотермических реакций окисления компонентов расплава, существенно превышающее величину теплоты, отводимой вглубь ванны за счет теплоемкости, значения которой для различных марок сталей находятся в пределах 1.....2,3 кДж/(кг·К), относительно низкой теплопроводности расплава  $\lambda = 29 - 27$  Вт/(м·К) [5] и слабо развитой конвекции. В силу этих причин массообмен в ванне металла недостаточен для выравнивания температуры по объему жидкого металла. Поверхность этой зоны практически мгновенно нагревается до температуры кипения металла, что приводит к его интенсивному испарению аналогично процессам, происходящим в зонах контакта дуг с поверхностью расплава («горячие пятна»); образующиеся пары металла, отрываясь от поверхности зеркала ванны, окисляются в атмосфере печи и уносятся с уходящими газами в систему дымоудаления.

Этими процессами объясняется высокий угар металла в окислительный период и низкая эффективность использования кислорода в качестве окислителя (поскольку его значительная часть уносится вместе с уходящими газами), что приводит к высокому удельному расходу (до 25 м<sup>3</sup>/т в печах небольшой вместимости и до 50 м<sup>3</sup>/т в крупнотоннажных печах). Низкие значения эффективности использования кислорода объясняются еще и отражением кислородной струи от поверхности расплава, из-за чего значительная часть кислорода уносится с уходящими газами. Кроме того, такой способ ведения окислительного периода приводит к активному выбиванию плавильной пыли через неуплотняемые отверстия печи, что, в свою очередь, ухудшает экологическую обстановку в цехе [5, 6].

Таким образом, высокий угар металла в окислительный период главным образом определяется тем, что только небольшая часть теплоты, получаемой ванной в результате протекания экзотермических реакций окисления элементов расплава, усваивается массой жидкого металла. По предварительным расчетам эта величина составляет не более 40%.

Была проведена серия опытно-промышленных плавок стали СтЗсп на электродуговой печи ДСП-30Н2 (характеристика печи приведена в табл.) с

продувкой кислородом, задачей которых было опробование усовершенствованной технологии проведения окислительного периода с тем, чтобы снизить угар металла, сократить удельный расход кислорода и улучшить экологическую ситуацию в цехе (рис.1) [7].

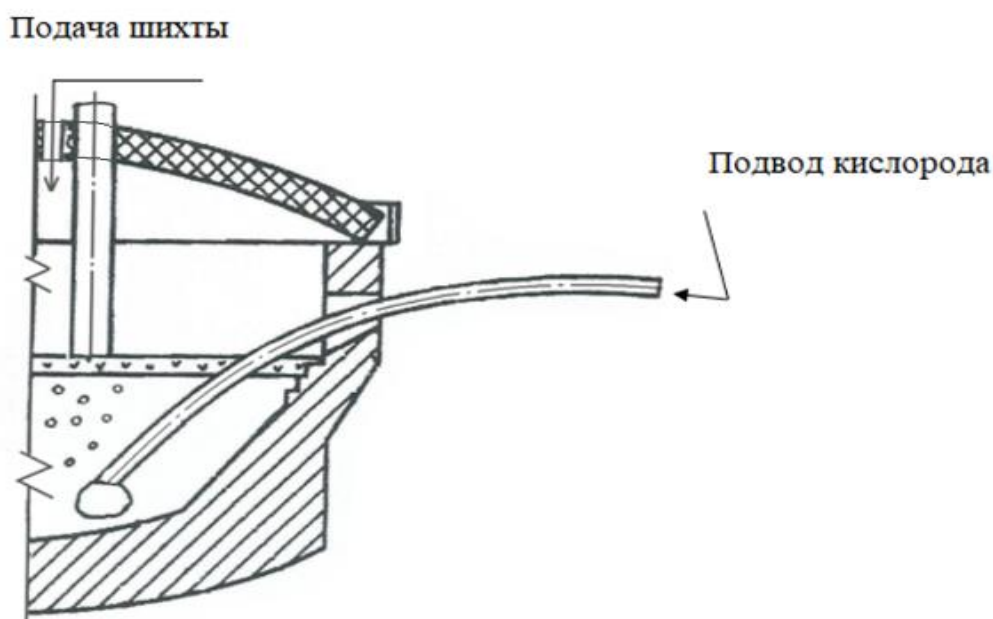


Рисунок 1 – Схема ввода кислорода в расплав ДСП

Таблица 1 – Характеристики ДСП-30Н2

Наименование показателя	ДСП-30Н2
Номинальная ёмкость по жидком металлу, т	30
Максимальная ёмкость, т	35
Диаметр ванны на уровне откосов (внутренний), мм	3950
Диаметр графитированного электрода, мм	400
Число электродов, шт	3
Диаметр распада электродов, мм	1100
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	350 – 360
Удельный расход кислорода, м <sup>3</sup> /т	35 – 40
Выход годного, %	93 – 94

Очевидно, что для снижения уга́ра металла необходимо увеличить зоны контакта кислородной струи с металлом. Это было достигнуто следующим образом: в окислительный период плавки ввод кислорода в расплав осуществлялся тремя неохлаждаемыми металлическими трубками, которые имели возможность перемещаться в вертикальной и горизонтальной плоскостях с помощью специального механизма роликового типа. Это устройство обеспечивало определенную скорость подачи кислорода при его постоянном (расчетном) расходе. Расстояние выходных сечений трубок от футеровки

подины определялось экспериментально, и составило 0,3 – 0,4 глубины ванны. Этот диапазон обеспечил сохранность футеровки подины и откосов печи.

Таким образом зоны реакции кислорода с расплавом оказались рассредоточенными, изолированными от зеркала ванны, так как переместились с поверхности в объем расплава. Образующиеся пузырьки

СО создают активное кипение ванны, что способствует быстрому нагреву металла, удалению газов из расплава (водорода и азота), а также неметаллических включений. Продувку кислородом заканчивали, когда содержание углерода становилось несколько ниже заданного предела (по данным экспресс-анализа). В конце окислительного периода из печи удаляли шлак.

*Выводы.* Рассредоточение зоны контакта кислород – металл и увеличение зоны реакционной поверхности, перемещенной в объем расплава, позволило интенсифицировать процесс продувки, сократить общее время плавки, увеличить скорость нагрева металла за счет вынужденной конвекции и в значительной мере усреднить температуру жидкой ванны, что контролировалось термопарами погружения.

Такой способ проведения периода продувки привел существенному сокращению удельного расхода кислорода (на 30–40%), благодаря усреднению температуры расплава практически ликвидировались поверхностные зоны («горячие пятна») с температурой, равной температуре кипения металла; все указанные мероприятия привели к сокращению угара металла на 7 – 10%.

#### Литература:

1. Сорокин В. Г., Волосникова А. В., Вяткин С. А. и др. Марочник сталей и сплавов. М., Машиностроение, 1989, – 640 с.
2. Каблуковский А.Ф. Производство стали и ферросплавов в электропечах. М., Metallurgy, 1991, – 335 с.
3. Огороков Н.В. Дуговые сталеплавильные печи. М., Metallurgy, 1971, - 344 с.
4. Герцык С.И., Владимиров В.А. Сталь №1, 1998, с.28 – 31. Распределение тепловых потоков по поверхности металла электродуговой печи в период жидкой ванны.
5. Бигеев А.М., Бигеев В.А. Metallurgy стали. Магнитогорск, МГТУ, 2000, – 544с.
6. Владимиров В.А., Герцык С.И. Определение размеров горячих пятен на поверхности жидкой ванны электродуговой печи. Изв. Вузов Черная Metallurgy № 11, 1987, с.51 – 53
7. Патент № 2309182, Б.И.№30, 2007 «Способ выплавки стали в дуговой сталеплавильной печи и устройство для его осуществления». Авт. Сосонкин О.М., Герцык С. И., Шишимиров М.В.

# МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПЕРЕМЕШИВАНИЯ ЖИДКОЙ СТАЛИ В КОНВЕРТЕРЕ И СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОМ КОВШЕ

Мовчан А.Ю., Салмаш И.Н.

Донецкий национальный технический университет

Учитывая особенности компьютерного моделирования, в пакете ANSYS была разработана математическая модель перемешивания жидкой стали в конвертере и сталеразливочном ковше. Модель рассматривалась как нестационарная, турбулентная, с однофазной подачей расплава стали.

Исходной информацией для создания геометрической модели расчетной области выступали чертежи ковша агрегата ковш-печь и кислородного конвертера. В качестве расчетной области при создании геометрической модели принят внутренний объем, занимаемый жидкой сталью. Причем модель строилась в двумерной и трехмерной постановке.

За решение задачи в двумерной постановке на основании чертежей, сначала по координатам создавались ключевые точки области, на основе которых формировались линии и плоские области. Далее путем логических операций «объединения» и «приклеивания» формировалась совокупность четырехсторонних областей с общими границами, что необходимо для получения в дальнейшем регулярной конечно-элементной сетки.

За решение задачи в трехмерной постановке в качестве основы использовалась двумерная расчетная область, что потом, путем применения операции «вращение» вокруг вертикальной оси превращалась в совокупность объемов, соответствующие объему, занимаемому сталью. На рисунке 1 показаны геометрические модели, отвечающие двумерной и трехмерной расчетной области.

В модуле Flotran предусмотрено два типа конечных элементов: двухмерные 4-х узловые - 2D FLOTRAN 141 и трехмерные 8-ми узловые - 3D FLOTRAN 142, соответственно использованы в постановках задач.

Для каждой линии, образующей расчетную область, в ручном режиме задавалось количество делений, соответствующих числу элементов. Для создания регулярной сетки стремились, чтобы расчетная область была ограничена 4 линиями (для двумерной задачи) или 6 площадями (для трехмерной задачи). В отдельных случаях использовалась произвольная разбивка на конечные элементы. В результате сформировалась конечно-элементная модель расчетной области.

Количество итераций, используемых при решении системы уравнений, принималось равным 12. Интервал времени, для которого осуществлялся поиск решения (продолжительность продувки), составлял от 600 до 1800 с (в обеих моделях).

Математическая модель перемешивания расплава учитывала следующие свойства стали: плотность, вязкость, теплопроводность (только для ковша) и теплоемкость (только для ковша). Плотность и вязкость рассматривались

зависимыми от температуры, для выражения этих зависимостей на основании справочных данных были рассчитаны коэффициенты в уравнениях, описывающих рассмотрены свойства. Теплопроводность и теплоемкость стали считались постоянными, не зависящими от температуры в рассматриваемом диапазоне.

Для моделирования перемешивания расплава использовались следующие нагрузки и граничные условия, задаваемые для расчетной области жидкой стали:

а) составляющие скорости на линиях (или поверхностях), соответствующие слоям, прилегающих к стенкам и днищу равны нулю:

$$V_{ст.}(v_x, v_y, v_z) = 0 \text{ для } x, y, z \in l_{ст} (A_{ст}); \quad (1)$$

$$V_{дн.}(v_x, v_y, v_z) = 0 \text{ для } x, y, z \in l_{дн} (A_{дн}); \quad (2)$$

б) вертикальная составляющая скорости на линии (или поверхности), что соответствует продувочному отверстию, равнялась значению рассчитанному через расход газа  $Q$  и диаметр отверстия  $d_{отв}$ , другие составляющие равнялись нулю.

$$V_x = 0; V_z = 0; V_{отв.} = V_y = \frac{4Q}{\pi d_{отв}^2} \text{ для } x, y, z \in l_{отв} (A_{отв}); \quad (3)$$

в) на линиях (или поверхностях), соответствующие слоям, прилегающих к стенкам и днищу (только для ковша), задавалось значение теплового потока (которое описывается законом Ньютона-Рихмана):

$$q_{ст.} = \alpha_{ст.-с} \cdot (T_{Ме} - T_{ст}) \text{ для } x, y, z \in l_{ст} (A_{ст}); \quad (4)$$

$$q_{дн.} = \alpha_{дн.-с} \cdot (T_{Ме} - T_{дн}) \text{ для } x, y, z \in l_{дн} (A_{дн}), \quad (5)$$

где  $\alpha_{ст.-с}$  – коэффициент теплоотдачи от стали стенкам ковша;

$\alpha_{дн.-с}$  – коэффициент теплоотдачи от стали днищу ковша;

$T_{Ме}, T_{ст}, T_{дн}$  – температура расплава стали, стенок и днища ковша;

г) на верхней границе области, которая контактирует со шлаком, задавалась постоянная температура или тепловой поток (только для ковша):

$$T = T_{шл} \text{ для } x, y, z \in l_{шл} (A_{шл}) \quad (6)$$

$$\text{или } q_{шл.} = \alpha_{шл.-с} \cdot (T_{шл} - T_{Ме}) \text{ для } x, y, z \in l_{шл} (A_{шл}) \quad (7)$$

д) кроме того, задавалась начальная температура во всех узловых точках расплавленной стали в ковше:

$$T = T_{Ме} \text{ для всех } x, y, z, \text{ кроме } x, y, z \in l_{шл} (A_{шл}) \quad (8)$$

Для каждого из параметров, рассчитываемых (составляющие скорости, давление, температура и др.) Задавались методы решения системы уравнений и погрешность для поиска их сходимости. Далее автоматически выполнялось решение систем уравнений для каждого временного шага.

На рисунках приведены некоторые примеры полученных результатов математического моделирования.

Результатами расчета были значения векторов скорости и суммарной скорости, температуры, теплового потока, избыточных давлений в каждой узловой точке расчетной области для каждого временного шага, которые



можно представить в табличной и графической форме (в виде векторных или контурных).

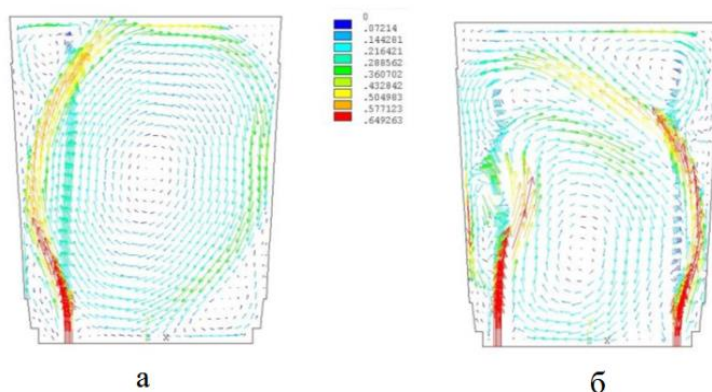


Рисунок 1 – Типовые векторные картины скоростей потоков расплава, полученные в двухмерной модели ковша при продувке через:  
а) один узел; б) два узла

Также есть возможность оценить кинетическую энергию и ее диссипацию, ламинарную и эффективную вязкость расплава (для ковша), касательные напряжения и турбулентность в пристеночной зоне [1-3].

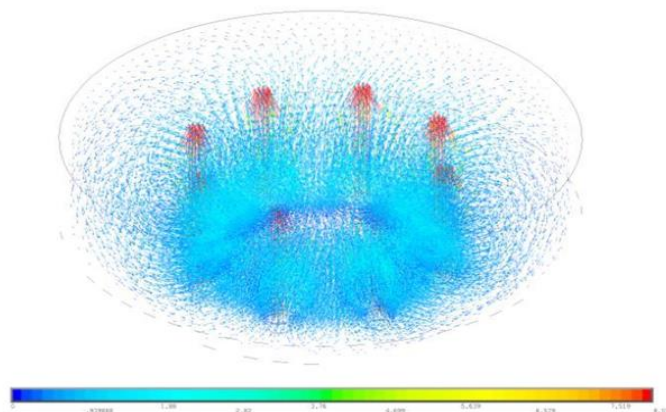


Рисунок 2 – Поле распределения векторов скоростей потока в жидкой ванне конвертера (объемная модель)

Разработанная математическая модель в достаточной мере позволяет оценить гидродинамическое и тепловое состояние расплава в процессе продувки, а также определить зоны футеровки, подвергающихся повышенному эрозивному износу.

Так результаты математического моделирования гидродинамики жидких ванн указывают на высокую вероятность опережающего эрозивного износа футеровки ковша по стенкам над продувочным блоком за счет пристеночного эффекта восходящих потоков металла.

Установлено, что в объеме ковша восходящими потоками, отклоняются к стенкам, формируются две основные зоны циркуляции расплава. В зоне шлакового пояса футеровки и в нижней придонной части ковшей с внешней

стороны каждого из восходящих потоков образуются небольшие малоскоростные зоны циркуляции. При любом расположении продувочных фурм наиболее сильно расплав влияет на среднюю часть рабочей футеровки стен ковшей [1-3].

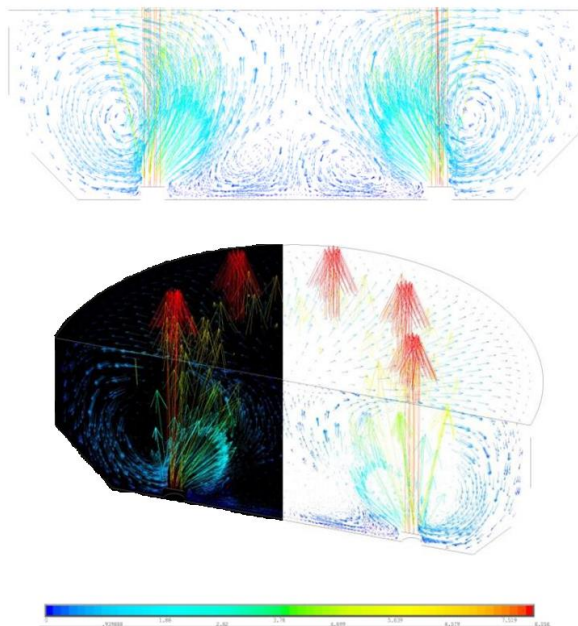


Рисунок 3 – Поля распределения векторов скоростей потока в жидкой ванне (тороид) конвертера

Ускоренный износ нижнего конуса и «зоны стали» в кладке конвертера объясняется эрозией за счет тороидоподобного движения потоков, наглядно подтверждается результатами математического моделирования (рисунки 1-3).

**Выводы.** Благодаря полученным векторным картинам скоростей движения потоков расплава на двухмерных и трехмерных моделях, возможно количественно оценивать характер перемещения жидкости. Кроме того, в разработанных моделях оценивается распределение температуры расплава и турбулентной кинетической энергии по объему жидкой ванны ковша

#### Литература:

1. Смирнов А.Н. Математическое моделирование процесса перемешивания стали в агрегате ковш-печь / А.Н. Смирнов, Е.В. Ошовская, В.С. Седуш, И.Н. Салмаш // Научные работы ДонНТУ. Серия «Металлургия». Выпуск 102. – 2005. - С. 71-81.
2. Ошовская Е.В. Моделирование процесса перемешивания расплава в сталеразливочном ковше с двумя продувочными отверстиями / Е.В. Ошовская, И.Н. Салмаш // Metall and Casting of Ukraine, №1, 2006г.С. 62-65.
3. Смирнов А.Н. Оптимизация параметров продувки металла в ковше при различных режимах работы агрегата ковш-печь / А.Н. Смирнов, Е.В. Ошовская, И.Н. Салмаш // Труды 3-й международной научно-технической конференции «Прогрессивные технологии в металлургии стали: XXI век». Донецк-2007. – С. 171-177.

**РАСЧЕТ ЭКОНОМИЧЕСКОГО ЭФФЕКТА ОТ ВНЕДРЕНИЯ  
РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО СОВЕРШЕНСТВОВАНИЮ  
КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ФУТЕРОВКИ ДЛЯ АГРЕГАТА  
«КОВШ - ПЕЧЬ»**

Мовчан А.Ю., Салмаш И.Н.  
Донецкий национальный технический университет

Для повышения устойчивости и прочности футеровки сталеразливочных ковшей предложен мультизональный принцип конструкции ее рабочего слоя предполагаем применение огнеупоров с более высокими показателями температуропроводности  $\alpha = (2 - 2,2) \cdot 10^{-6} \text{ м/с}^2$ , коэффициента температурного расширения огнеупоров шлакового пояса  $\alpha_t = (6 - 7) \times 10^{-6} \text{ град.}^{-1}$ , увеличение толщины кладки с 180 до 190 мм, увеличение высоты шлакового пояса с 6 до 10 слоев кирпича в зонах повышенного износа.

Масса шлакового пояса до реконструкции рассчитывается по формуле:

$$\begin{aligned} M_d &= \rho \cdot \left( 3,14/4 \cdot \left( d_d^2 - (d_d - z_d)^2 \right) \right) \cdot h_d = \\ &= 3 \cdot (3,14/4 \cdot ((3,008)^2 - (3,008 - 0,18)^2)) \cdot 0,6 = 1,484328 \text{ т} \end{aligned} \quad (1)$$

где  $M_d$  - масса шлакового пояса до реконструкции, т;

$\rho$  - плотность огнеупоров, т/м<sup>3</sup>;

$d_d$  - диаметр шлакового пояса до реконструкции, м;

$z_d$  - толщина шлакового пояса до реконструкции, м;

$h_d$  - высота шлакового пояса до реконструкции, м.

Масса шлакового пояса после реконструкции рассчитывается по формуле:

$$\begin{aligned} M_n &= \rho \cdot \left( 3,14/4 \cdot \left( d_n^2 - (d_n - z_n)^2 \right) \right) \cdot h_n = \\ &= 3 \cdot (3,14/4 \cdot ((2,908)^2 - (2,908 - 0,19)^2)) \cdot 1,0 = 2,51735 \text{ т} \end{aligned} \quad (2)$$

где  $M_n$  - масса шлакового пояса после реконструкции, т;

$\rho$  - плотность огнеупоров, т/м<sup>3</sup>;

$d_n$  - диаметр шлакового пояса после реконструкции, м;

$z_n$  - толщина шлакового пояса после реконструкции, м;

$h_n$  - высота шлакового пояса после реконструкции, м.

Масса стенки рассчитывается по формуле:

$$\begin{aligned} M_{ст} &= \rho \cdot \left( 3,14/4 \cdot \left( d_d^2 - (d_d - z_d)^2 \right) \right) \cdot (h_n - h_d) = \\ &= 3 \cdot (3,14/4 \cdot (3,008^2 - (3,008 - 0,18)^2)) \cdot (1,0 - 0,6) = 0,98955 \text{ т} \end{aligned} \quad (3)$$

где  $M_{cm}$  – масса стенки, т

Стоимость шлакового пояса до реконструкции рассчитывается по формуле:

$$P_{\partial} = C_{шл} \cdot M_{\partial} + C_{oz} \cdot M_{cm} = \\ = 90200 \cdot 1,484328 + 82000 \cdot 0,98955 = 215029,66 \text{ руб.} \quad (4)$$

где  $P_{\partial}$  - стоимость шлакового пояса до реконструкции, руб.

$C_{шл}$  - цена огнеупоров шлакового пояса, руб.

$C_{oz}$  - цена огнеупоров стен ковша, руб.

Стоимость шлакового пояса после реконструкции рассчитывается по формуле:

$$P_n = C_{шл} \cdot M_n = 90200 \cdot 2,51735 = 227065,304 \text{ руб.} \quad (5)$$

где  $P_n$  - стоимость шлакового пояса после реконструкции, руб.

Удельный расход шлакового пояса до реконструкции рассчитывается по формуле:

$$q_{шл,д} = P_{\partial}/N_{\partial} = 215029,66/25 = 8601,19 \text{ руб./т} \quad (6)$$

где  $q_{шл,д}$  - удел. расход шлакового пояса до реконструкции, руб./т;

$N_{\partial}$  - количество плавов до реконструкции, шт.

Удельный расход шлакового пояса после реконструкции рассчитывается по формуле:

$$q_{шл,п} = P_n/N_n = 227065,304/27 = 8409,83 \text{ руб./т} \quad (7)$$

где  $q_{шл,п}$  - удел. расход шлакового пояса после реконструкции, руб./т;

$N_n$  - количество плавов после реконструкции, шт.

Суммарные удельные затраты рассчитываются по формуле:

$$Y_{\Sigma} = q_{шл,д} - q_{шл,п} = 8601,19 - 8409,83 = 191,36 \text{ руб./т} \quad (8)$$

Новая конструкция футеровки обеспечила снижение расходов на 191,36 руб./т

Экономический эффект в этом случае определяется по формуле:

$$E_{\text{эф.}} = Y_{\Sigma} \times \Pi = 191,36 \times 55000 = 10524800 \text{ руб.} \quad (9)$$

где П – объем стали, разлитой из ковша емкостью 160 т  
 Все расчеты мы свели в таблицу 1.

Таблица 1 – Расчет суммарных удельных затрат

1.	Количество плавов до реконструкции, шт.	25
2.	Количество плавов после реконструкции, шт.	27
3.	Цена огнеупоров шлакового пояса, руб. 1100\$	90200
4.	Цена огнеупоров стен ковша, руб. 1000\$	82000
5.	Диаметр шлакового пояса до реконструкции, м	3,008
6.	Диаметр шлакового пояса после реконструкции, м	2,908
7.	Высота шлакового пояса до реконструкции, м	0,6
8.	Высота шлакового пояса после реконструкции, м	1,0
9.	Толщина шлакового пояса до реконструкции, м	0,18
10.	Толщина шлакового пояса после реконструкции, м	0,19
11.	Плотность огнеупоров, т/м <sup>3</sup>	3
12.	Масса шлакового пояса до реконструкции, т	1,484328
13.	Масса шлакового пояса после реконструкции, т	2,51735
14.	Масса стенки, т	0,98955
15.	Стоимость шлакового пояса до реконструкции, руб.	215029,7
16.	Стоимость шлакового пояса после реконструкции, руб.	227065,3
17.	Удел. расход шлакового пояса до реконструкции, руб./т	8601,19
18.	Удел. расход шлакового пояса после реконструкции, руб./т	8409,83

Вывод. Экономический эффект от внедрения рекомендаций по совершенствованию конструктивных параметров футеровки для агрегата «ковш - печь» составил 10524800 руб. за 1 год.

## ЗАДУВКА ДОМЕННОЙ ПЕЧИ: ПОДБОР ЗАДУВОЧНОЙ ШИХТЫ

Безух И.В., Кочура В.В.

Донецкий национальный технический университет

С задувки начинается кампания доменной печи (ДП), продолжительность которой достигает 15-20 лет и более. От правильности выполнения технологических операций по задувке во многом зависит продолжительность кампании, а также безаварийная и высокопроизводительная ее работа. Особое значение имеет подбор материалов для составления задувочной шихты [1-5].

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

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

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

Имеется так называемая нулевая шихта, состоящая только из кокса и выполняющая роль дренажной коксовой насадки. Этой шихтой заполняются "зумпф", объем горна от уровня чугунной летки до уровня воздушных фурм.

Первая шихта состоит из кокса и шлакообразующих. Шлакообразующие используются для ошлакования золы кокса, снижения концентрации глинозема в шлаке, повышенная концентрация которого обусловлена составом золы кокса. Без ввода шлакообразующих возможно повышение содержания в шлаке  $Al_2O_3$  свыше 17 %, что делает шлаки тугоплавкими и вязкими. В качестве шлакообразующих материалов используются известняк, доменный шлак, конвертерный шлак, бедные железные руды.

Вторая и последующие шихты помимо кокса и флюсующего материала включают и железорудный материал. Рудная нагрузка в каждой последующей загружаемой в печь шихте постепенно возрастает.

После проведения расчета задувочной шихты перед загрузкой ее в печь определяются объемы отдельных частей профиля печи для уточнения общего пространства, подлежащего заполнению. Намечается порядок заполнения материалов по высоте ДП в зависимости от схемы загрузки печи. Определяются уровни в печи, занимаемые каждой шихтой. После этого задувочную шихту можно загружать в ДП.

Для оценки влияния состава задувочной шихты на технико-экономические показатели доменной плавки выполнены расчеты задувочных шихт различного состава для ДП полезным объемом  $1033 \text{ м}^3$ . Расчеты выполнялись по методу

профессора Днепропетровского государственного института подготовки и переподготовки кадров промышленности С.Т. Плискановского [6].

Во всех расчетах принимался постоянный химический состав чугуна (табл.1) и основность шлака ( $\text{CaO/SiO}_2$ )=1,14.

Таблица 1 – Химический состав чугуна, %:

Si	Mn	S	P	C	Fe	$\Sigma$
3,3	0,4	0,1	0,06	4	92,14	100,0

Распределение семи шихт по высоте ДП принималось в следующей последовательности:

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

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

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

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

Химический состав материалов загрузочных шихт, используемых в расчетах, приведен в табл. 2.

Таблица 2 – Химический состав компонентов шихты

Материал	Содержание, %								
	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	FeO	MnO	S	$\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}$
Руда	49,37	15,87	1,64	1,36	3,00	11,50	-	0,04	0,09
Агломерат	52,40	10,02	1,34	12,50	1,30	10,72	0,93	0,02	1,25
Окатыши	62,0	7,44	1,28	0,37	0,48	1,48	-	0,027	0,05
Зола кокса	19,16	44,74	20,22	3,92	1,26	-	-	-	0,09
Конвертер- ный шлак	19,65	18,10	1,7	42,55	4,40	18,10	5,30	0,12	2,35
Гранулиро- ванный шлак	0,4	36,0	7,1	46,5	5,9	0,5	0,38	0,1	1,29
Известняк	0,21	1,57	-	53,83	0,58	-	-	0,05	34,3

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

Были выполнены расчеты трех вариантов задувочных шихт, отличающихся составом железорудной части:

1-ая шихта: кокс, агломерат, железная руда, конвертерный шлак

2-ая шихта: кокс, железная руда, конвертерный шлак;

3-ая шихта: кокс, окатыши, гранулированный шлак, известняк

В таблице 3 приведен состав 1-ой задувочной шихты (кокс, агломерат, железная руда, конвертерный шлак) и распределение ее по высоте ДП.

Таблица 3 – Количество шихтовых материалов первой задувочной шихты

Шихта	Расход материалов, т				Кол-во подач	Рудная нагрузка, т/т кокса	То же с учетом флюса, т/т кокса
	кокс	агломерат	жел. руда	конв. шлак			
0	75,58	-	-	-	9	0	0
1	113,95	-	-	-	6	0	0
2	60,05	-	-	39,39	10	0	0,65
3	48	24	24	19,52	16	0,5	1,4
4	48	24	24	20,56	8	1,0	1,42
5	54	27	27	22,74	6	1,5	1,42
6	48	24	24	20,4	4	2,0	1,42
7	52,8	26,4	26,4	22,28	4	2,2	1,42
Итого	500,38	125,4	125,4	144,89	63		

Выход чугуна из загруженной шихты составил 177,88 т.

Выход шлака из первого объема загруженной шихты составил 183,4 т.

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

- кокс – 2,81;
- агломерат – 0,7;
- железная руда – 0,7;
- конвертерный шлак – 0,81.

В таблице 4 приведен состав 2-ой надувочной шихты (кокс, железная руда, конвертерный шлак) и распределение ее по высоте ДП.

Таблица 4 – Количество шихтовых материалов второй задувочной шихты

Шихта	Расход материалов, т			Кол-во подач	Рудная нагрузка, т/т кокса	То же с учетом флюса, т/т кокса
	кокс	жел. руда	конв. шлак			
0	75,58	-	-	9	0	0
1	113,95	-	-	6	0	0
2	60,05	-	39,39	10	0	0,65
3	45	45	36,45	15	0,5	1,81
4	42	42	34,16	7	1,0	1,81
5	45	45	36,35	5	1,5	1,8
6	48	48	39,04	4	2,0	1,81
7	39,6	39,6	27,84	3	2,2	1,7
Итого	469,18	219,6	213,23	59		



Выход чугуна из загрузочной шихты составил 171 т.

Выход шлака из первого объема загруженной шихты составил 216,16 т.

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

- кокс – 2,74;
- железная руда – 1,28;
- конвертерный шлак – 1,24.

В таблице 5 приведен состав 3-ей задувочной шихты (кокс, окатыши, гранулированный шлак, известняк), применяемой на доменных печах Донецкого металлургического завода (ДМЗ), работающих на 100 % окатышей в шихте.

Таблица 5 – Состав задувочной шихты на ДМЗ

Номер слоя	Расход материалов в подачу, т				Кол-во подач
	Кокс	Гран. шлак	Окатыши	Известняк	
1	10	-	-	0,9	10
2	-	20	-	-	2
3	10	2	-	0,5	20
4	-	20	-	-	1
5	10	2	15	0,5	14
<b>Итого</b>	<b>440</b>	<b>128</b>	<b>210</b>	<b>26</b>	<b>47</b>

Выход чугуна из загрузочной шихты составил 149,037 т.

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

- кокс – 2,95;
- окатыши – 1,409;
- гранулированный шлак – 0,85;
- известняк – 0,17.

В таблице 6 приведены расходы материалов каждой из трех задувочных шихт и их стоимость.

Таблица 6 – Расходы шихтовых материалов и стоимость задувочных шихт

Материалы	Варианты задувочных шихт		
	1-ая	2-ая	3-ая
Кокс, т	500,38	469,18	440
Железорудная руда, т	125,4	219,6	-
Агломерат, т	125,4	-	-
Окатыши, т	-	-	210
Конвертерный шлак, т	144,89	213,23	-
Известняк, т	-	-	26
Гран. шлак, т	-	-	128
Масса задувочной шихты, т	896,07	902,08	804
Стоимость задувочной шихты, млн. руб	7,136	6,241	7,124

Из таблицы видно, что наименьшую массу из рассчитанных задувочных шихт имеет 3-я шихта (804 т) с использованием железорудных окатышей с высоким содержанием железа (62 % Fe), а наибольшую (902,08 т) – 2-ая с железной рудой (49,37 % Fe). Шихта, состоящей из 50 % агломерата и 50 % железной руды (1-ая), имеет массу 896,07 т. Расчеты показали, что наименьшую стоимость имеет 2-ая шихта.

Таким образом, выполненные расчеты показали важность состава задувочной шихты для доменной плавки. Долгое время считалось, что задувка ДП на сырой кусковой руде наиболее рациональна. Но современная практика показала, что даже частичная замена сырой руды и известняка офлюсованным агломератом приводит к улучшению условий образования и формирования необходимого состава шлака, облегчает регулирование теплового режима горна и получение чугуна заданного состава. Использование окатышей в задувочной шихте менее эффективно в связи с их низкой «горячей» прочностью при восстановлении. Рассмотренные варианты задувочных шихт показали, что наименее затратной по стоимости является 2-ая шихта, железорудная часть которой состоит из железной руды и конвертерного шлака.

#### Литература:

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

# ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА И ПРИРОДНОГО ГАЗА НА ПОКАЗАТЕЛИ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ

Туммалия И.Р., Кочура В.В.

Донецкий национальный технический университет

Снижение расхода кокса на выплавку чугуна – основной путь повышения эффективности доменной технологии. Одним из наиболее эффективных мероприятий по снижению расхода кокса является его частичная замена пылеугольным топливом (ПУТ) и природным газом (ПГ).

С использованием метода расчета показателей доменной плавки, разработанного профессором Ленинградского политехнического института А.Н. Раммом [1], выполнены расчеты изменения технико-экономических показателей доменной плавки при изменении расхода ПГ от 72 до 140 м<sup>3</sup>/т чугуна и ПУТ до 200 кг/т чугуна при использовании следующих компенсирующих факторов: вывод ПГ, повышение температуры дутья до 1150 и 1200 °С и повышение содержания кислорода в дутье до 26 %.

В качестве базового периода расчета принята работа доменной печи №5 полезным объемом 1517 м<sup>3</sup> Енакиевского металлургического завода. Используемые шихтовые материалы: свой агломерат, окатыши Госрезерв, кокс Енакиевского, Макеевского и Ясиновского КХЗ. В качестве пылеугольного топлива использовали кузнецкий слабоспекающийся уголь марки СС: зола – 7,04 %, сера – 0,19 %, летучие – 20,71 %, влага – 6,87 % [2, 3].

Данные расчетов эффективности вдувания ПГ приведены в табл. 1.

В таблице указаны режимы работы доменной печи: базовый режим 1 (расход ПГ составляет 71,8 м<sup>3</sup>/т чугуна), повышение температуры дутья до 1150 и 1200 °С (соответственно режим 2 и 3) и после достижения температуры дутья 1200 °С повышение содержания кислорода в дутье до 24, 25 и 26 % (режимы 4, 5, 6).

В расчетах тепловой режим в печи определялся теоретической температурой горения. На основании промышленного опыта и расчетов принимали, что при различных режимах доменной плавки теоретическая температура сохраняется на базовом уровне [2, 3].

Повышение расхода ПГ во 2-м и 3-м режимах (до 80 и 85 м<sup>3</sup>/т чугуна) при повышении температуры дутья до 1150 и 1200 °С позволило повысить производительность доменной печи на 1 и 2,1 % и снизить расход кокса на 15,3 кг/т чугуна (3,35 %) и 27,9 кг/т чугуна (6,12 %). Себестоимость чугуна снизилась на 89 и 187 руб/т чугуна по сравнению с базовым режимом.

С увеличением расхода ПГ (до 110 м<sup>3</sup>/т чугуна) при компенсации кислородом дутья (режимы 4, 5, 6) производительность доменной печи повышается соответственно до 104,3, 106,2 и 107,6 %; расход кокса плавно снижается до 423,3 кг/т чугуна (-32,4 кг/т чугуна, -7,1 %), 421,9 кг/т чугуна (-33,8 кг/т чугуна, -7,4 %), 417,3 кг/т чугуна (-38,4 кг/т чугуна, -8,42 %). Изменение себестоимости чугуна с выпуска в указанных режимах составляет

-86, -18 и +76 руб/т чугуна по сравнению с базовым режимом. Ухудшение себестоимости объясняется высокой стоимостью кислорода.

Таблица 1 - Расчет эффективности вдувания ПГ

Наименование	База	Компенсация температурой дутья, С		Компенсация кислородом, %		
		1150	1200	24	25	26
<b>Режимы доменной плавки</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>	<b>5</b>	<b>6</b>
Производительность, %	100,0	101,0	102,1	104,3	106,2	107,6
Кокс сухой скиповой, кг/т чугуна	455,7	440,4	427,8	423,3	421,9	417,3
Коксовый орешек, кг/т чугуна	35,1	35,1	35,1	35,1	35,1	35,1
Сумма кокса и коксового орешка, кг/т	490,8	475,5	462,9	458,4	457,0	452,4
Агломерат ЕМЗ, кг/т чугуна	794	794	793,5	793,5	793,5	793,5
Окатыши Госрезерв, кг/т чугуна	748,9	749	748,9	748,9	748,9	748,9
Конвертерный шлак, кг/т чугуна	65,6	66	65,6	65,6	65,6	65,6
Известняк обычный, кг/т чугуна	6,9	5,8	4,85	4,55	4,4	4,1
Расход сухого дутья, м <sup>3</sup> /т чугуна	1406	1378	1349,	1299	1257	1224
Температура дутья, °С	1100	1150	1200	1200	1200	1200
<b>ПГ, м<sup>3</sup>/т чугуна</b>	<b>71,8</b>	<b>80,0</b>	<b>85</b>	<b>95</b>	<b>100</b>	<b>110</b>
<b>ПУТ, кг/т чугуна</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>
Содержание кислорода в дутье, %	22,8	22,8	22,8	24,0	25,0	26,0
Выход сухого колошникового газа, м <sup>3</sup> /т чугуна	1914	1882	1847	1805	1768	1743
Температура колошникового газа, °С	167	166	165	156	149	143
Степень использования СО, доли	0,402	0,399	0,400	0,392	0,386	0,378
Степень использования Н <sub>2</sub> , доли	0,746	0,740	0,742	0,727	0,716	0,701
Степень прямого восстановления,	0,284	0,275	0,270	0,258	0,252	0,241
Выход горновых газов, м <sup>3</sup> /т чугуна	1902	1883	1858	1831	1801	1792
Выход восстановительных газов, м <sup>3</sup> /т	816	819	816	844	858	886
Выход шлака, кг/т чугуна	311	309	307	306	306	305
Приход серы с шихтой, кг/т чугуна	6,2	6,0	5,9	5,9	5,8	5,8
Теоретическая температура горения,	2092	2091	2100	2101	2112	2104
Расход условного топлива, кг/т чугуна	579,4	573,80	567,0	574,3	578,92	586,1
Изменение себестоимости чугуна, руб/т	0	-89	-187	-86	-18	76
Определяющие показатели:						
Рудная нагрузка, т/т кокса	3,31	3,41	3,51	3,54	3,55	3,59
Выход шлака, кг/т кокса	633	649	662	667	669	674
Выход горнового газа, м <sup>3</sup> /т кокса	3875	3961	4015	3995	3941	3961
Скорость газа в распаре, м/с	9,88	10,23	10,54	10,68	10,70	10,87

Выполнены расчеты эффективности доменной технологии при замене природного газа пылеугольным топливом (табл.2).

Вдувание ПУТ в количестве 160 кг/т чугуна позволило полностью вывести из состава дутья ПГ (режим 2 табл.2). При этом по сравнению с базовым режимом (режим 1) производительность печи снизилась до 98,96 %, расход кокса уменьшился до 354,59 кг/т чугуна (-101,1 кг/т чугуна; -22,18 %), расход

условного топлива снизился до 554,2 кг/т чугуна (-25,23 кг/т чугуна, -4,35 %), теоретическая температура горения повысилась до 2114 °С (+22 °С), себестоимость чугуна снизилась на 593 руб/т чугуна.

Таблица 2 - Расчет эффективности вдувания ПУТ

Наименование	База	Вывод од ПГ	Компенсация температурой дутья, °С		Компенсация кислородом, %		
			1150	1200	24	25	26
			3	4	5	6	7
<b>Режимы доменной плавки</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>	<b>5</b>	<b>6</b>	<b>7</b>
Производительность, %	100,0	99,0	100,0	101,0	103,	10	107,1
Кокс сухой скиповой, кг/т чугуна	455,7	354,	336,1	318,0	311,	30	306,1
Коксовый орешек, кг/т чугуна	35,1	35,1	35,1	35,1	35,1	35,	35,1
Сумма кокса и коксового орешка, кг/т	490,8	389,	371,2	353,1	346,	33	341,2
Агломерат ЕМЗ, кг/т чугуна	794	794	793,5	793,5	793,	79	793,5
Окатыши Госрезерв, кг/т чугуна	748,9	749	748,9	748,9	748,	74	748,9
Конвертерный шлак, кг/т чугуна	65,6	66	65,6	65,6	65,6	65,	65,6
Известняк обычный, кг/т чугуна	6,9	5,5	4,45	3,5	3,4	3,2	3,4
Расход сухого дутья, м <sup>3</sup> /т чугуна	1406	1336	1303	1272	1217	11	1137
Температура дутья, °С	1100	1100	1150	1200	1200	12	1200
<b>ПГ, м<sup>3</sup>/т чугуна</b>	<b>71,8</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>
<b>ПУТ, кг/т чугуна</b>	<b>0,0</b>	<b>160,</b>	<b>170</b>	<b>180</b>	<b>190</b>	<b>20</b>	<b>200</b>
Содержание кислорода в дутье, %	22,8	22,8	22,8	22,8	24,0	25,	26,0
Выход сухого колошникового газа,	1914	1826	1785	1745	1693	16	1618
Температура колошникового газа, °С	167	161	159,5	154	146,	13	131
Степень использования СО, доли	0,402	0,44	0,453	0,457	0,45	0,4	0,450
Степень использования Н <sub>2</sub> , доли	0,746	0,83	0,840	0,848	0,84	0,8	0,835
Степень прямого восстановления, доли	0,284	0,30	0,300	0,297	0,30	0,2	0,287
Выход горновых газов, м <sup>3</sup> /т чугуна	1902	1771	1736	1704	1657	16	1585
Выход восстановительных газов, м <sup>3</sup> /т	816	737	728	719	729	73	740
Выход шлака, кг/т чугуна	311	310	308	306	306	30	306
Приход серы с шихтой, кг/т чугуна	6,2	5,5	5,3	5,1	5,1	5,0	5,0
(S)	1,15	0,95	0,91	0,87	0,85	0,8	0,84
Теоретическая температура горения,	2092	2114	2128	2140	2164	21	2210
Коэффициент замены кокса ПУТ, кг/кг		0,63	0,70	0,76	0,76	0,7	0,75
Расход условного топлива, кг/т чугуна	579,4	554,	545,6	537,6	540,	54	545,7
Изменение себестоимости чугуна, руб/т чугуна	0,00	-593	-729	-859	-825	-	-758
Определяющие показатели:							
Рудная нагрузка, т/т кокса	3,31	4,16	4,38	4,60	4,69	4,7	4,76
Выход шлака, кг/т кокса	633	795	830	866	883	90	896
Выход горнового газа, м <sup>3</sup> /т кокса	3875	4545	4681	4826	4789	47	4646
Скорость газа в распаре, м/с	9,88	13,9	15,69	18,00	19,5	20,	20,05

При замене ПГ углем теоретическая температура горения сохранялась на базовом уровне.

После повышения расхода ПУТ свыше 160 кг/т чугуна теоретическую температуру повышали исходя из теоретических соображений и

промышленного опыта работы доменных печей [2, 3].

Увеличение расхода ПУТ (свыше 160 кг/т чугуна) осуществляли за счет внедрения компенсирующих мероприятий: повышения температуры дутья до 1150 и 1200 °С (соответственно режим 3 и 4) и повышения содержания кислорода в дутье до 24, 25 и 26 % (режимы 5, 6, 7). Результаты расчетов (табл. 4) показывают, что вдувание ПУТ в 3-м и 4-м режиме (170 и 180 кг/т чугуна) при повышении температуры дутья до 1150 и 1200 °С позволило снизить расход кокса на 119,6 кг/т чугуна (26,25 %) и 137,7 кг/т чугуна (30,2 %) при незначительном повышении производительности печи (на 1 %). Расход условного топлива при этом снизился на 33,75 кг/т чугуна (5,82 %) и 41,61 кг/т чугуна (7,22 %). Себестоимость чугуна снизилась на 729 и 859 руб/т чугуна.

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

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

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

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

Подтверждена высокая экономическая эффективность использования ПГ и ПУТ в технологических условиях доменного цеха Енакиевского металлургического завода.

Высокая эффективность применения ПУТ объясняется меньшей его стоимостью по сравнению с ПГ, химическим составом, прежде всего, высоким содержанием углерода и значительно меньшим влиянием на теоретическую температуру горения и другие технологические показатели.

#### Литература:

1. Рамм, А.Н. Современный доменный процесс. – М.: Металлургия, 1980. – 303 с.
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.
3. Ярошевский, С.Л. Эффективность вдувания природного газа и пылеугольного топлива при выплавке чугуна / С.Л. Ярошевский, В.В. Кочура В.В., А.М. Кузнецов и др. // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2019. – Том 62. – № 11. – С. 833-839.

# ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ВОДОРОДА В ЧЁРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Кожокарь И.М., Малахова О.И.

Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова

Водород является одним из наиболее перспективных видов топлива, эффективным и экологически чистым энергоносителем. Низшая теплота сгорания – 10,8 МДж/м<sup>3</sup>, плотность при нормальных условиях 0,009 кг/м<sup>3</sup>. При горении водорода продуктом реакции является водяной пар. Применение водорода в энергетике и металлургической промышленности, снизит углеродный след, и будет способствовать устойчивому развитию экологически чистых технологий. В развитых странах – Германии, Китае, США разрабатываются и внедряются металлургические технологии с использованием водорода. Наша страна также выбирает путь устойчивого развития «зеленых технологий» [1-3].

Применение водорода в бескоксовой металлургии имеет особенное значение на сегодняшний день. Прежде всего, это касается экологических аспектов развития чёрной металлургии. Конечно, полный отказ от углеводородов – это перспектива не ближайшего будущего

Водородная энергетика является одним из главных направлений развития отечественной атомной энергетики. В настоящее время государственная компания «Росатом» настроена на разработки и воплощение пилотных проектов, на территории Российской Федерации, и за её пределами; готова развивать собственные технологии получения, способы хранения и доставки водорода потребителю. А также планирование партнёрства в этой области в аспектах технологии и менеджмента. В октябре 2020 года Правительство РФ утвердило План мероприятий на тему «Развитие водородной энергетики в РФ до 2024 года». Российская атомная отрасль владеет значительным технологическим и научно-исследовательским потенциалом развития основных методов производства водорода — это паровая конверсия метана и электролиз.

Паровая конверсия природного газа (процесс реформинга совместно с технологией CCUS). Сейчас этот способ является самым распространенным методом получения водорода и дешевле, чем электролиз. Но из-за высокого углеродного следа не отвечает критериям «зелёных технологий».

CCUS – технология улавливания, утилизация и хранение CO<sub>2</sub>

CH<sub>4</sub> + H<sub>2</sub>O → CO<sub>2</sub> + H<sub>2</sub> (в присутствии катализаторов Ni-Al/Pt-Pd)

Конверсия происходит в реформере, представляющая собой топку из огнеупорного материала с подовым подогревом горелками. Внутри реформера расположены реакционные трубы с катализатором, в которых происходит, конверсия природного газа при температуре 650–900 °С. Выход водорода составляет 60-70% от всего реформированного газа. После получения водорода таким методом, требуется его очистить от вредных и нежелательных компонентов, а также от CO, CO<sub>2</sub>, и H<sub>2</sub>O. После всех этапов очистки

реформированного газа от вредных примесей, процентное содержание водорода планируется увеличить до 97–98%.

Электролиз.

Высокотемпературный электролиз - технология получения водорода из воды путём протекания в ней окислительно-восстановительных реакций под действием электричества при высоких температурах. Под действием электрического тока вода разделяется на составляющие её молекулы: водород и кислород.

Электрохимическая реакция, протекающая на электродах, выглядит следующим образом:

Реакция на аноде:  $2\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{O}_2 + 4\text{H}^+ + 4\text{e}^-$  - выделение кислорода;

Реакция на катоде:  $2\text{H}_2\text{O} + 2\text{e}^- \rightarrow \text{H}_2 + 2\text{OH}^-$  - выделение водорода.

Способ является полностью экологически чистым, при котором получается «зеленый водород». Способ требует затрат большого количества электроэнергии: на производство 1 кубометра «зелёного водорода» требуется [7] затратить от 2,5 до 8 кВт·ч.

В качестве источников электроэнергии государственная корпорация «Росатом», рассматривает АЭС (АЭС + электролиз), ВИЭ (возобновляемые источники энергии + электролиз). Объём производства водорода такими методами будут исходить из расчетов на нужды конкретных потребителей, в зависимости от сферы применения водорода. Для таких потребителей как металлургическая промышленность, целесообразнее производство водорода расположить в непосредственной близости к потребителю, так как капитальное вложение, необходимое для создания трубопровода, делают этот метод наиболее дорогим.

Переход на «зеленую металлургию» - это цель многих стран, которые активно развивают металлургическую промышленность. Стоит заметить, что в таких странах как Китай, Германия, Австралия, США уже разрабатывают «зелёные технологии» в металлургии и, более того, уже есть заводы, которые работают практически на одном водороде и выпускают металлизированную, прямовосстановленную, преимущественно чистым водородом, продукцию.

Рассмотрим примеры инновационных технологий с применением водорода в металлургии [5, 6]: Кастелланца, 17 декабря 2020 г. — Salzgitter Flachstahl GmbH, крупнейшее сталелитейное дочернее предприятие группы Salzgitter, поручило, ведущей компании «Tenova», специализирующейся на инновационных решениях для металлургической и горнодобывающей промышленности, построить демонстрационный завод  $\mu\text{DRAL}$  для производства железа прямого восстановления (DRI) с использованием до 100% водорода в качестве восстановителя. Завод основан на технологии ENERGIRO<sup>®</sup> и будет установлен на территории сталелитейного завода «Salzgitter» в Зальцгиттере, Германия.



Процесс ENERGIRO<sup>®</sup>, совместно разработанный компаниями Tenova и Danieli, представляет собой основу конструкции установки и представляет собой наиболее осуществимую из имеющихся высокоинтенсивных систем H2 DR, уже рассчитанных на чрезвычайно низкие выбросы CO<sub>2</sub> при переработке железорудных окатышей. Это позволяет компании Salzgitter достичь долгосрочных целей по сокращению выбросов CO<sub>2</sub>, определенных с помощью подхода SALCOS<sup>®</sup>

Решение ENERGIRO<sup>®</sup> также недавно было выбрано HBIS Group для первого в истории газового завода прямого восстановления в Китае и ОМК в России для производства стали высочайшего качества. Мировая сталелитейная промышленность ищет интеллектуальные инновационные технологии для уменьшения своего углеродного следа, и ENERGIRO<sup>®</sup> является наиболее надежной и проверенной технологией, которая проложит этот устойчивый и экологически чистый путь к использованию водорода в качестве замены угля в интегрированном процессе, производства стали.

μDRAL будет иметь номинальную производственную мощность 100 кг/ч и будет работать на водороде и природном газе, демонстрируя гибкость технологии с точки зрения колебаний наличия восстановителей, включая 100% водород. ПВЖ производства μDRAL будет использоваться как в доменном процессе для экономии инжектируемого угля, так и в электродуговой печи завода в Пайне.

Установка прямого восстановления ENERGIRO<sup>®</sup> на основе водорода мощностью 1млн. т. в год (DR) сократит выбросы углекислого газа для устойчивой сталелитейной промышленности в «Baosteel Zhanjiang» в Китае.

«Sinosteel Engineering & Technology Co., Ltd.», расположенная в Пекине, Китай, недавно заключила контракт с «Tenova» на проектирование и поставку установки прямого восстановления ENERGIRO<sup>®</sup> (DR) на основе водорода мощностью 1млн. т. в год.

Завод будет установлен в «Baosteel Zhanjiang Iron & Steel Co.», Ltd, расположенной в Экономической и технологической зоне Чжаньцзян, провинция Гуандун, Китай. Мощность завода в 1млн. т. в год сделает его крупнейшим предприятием DRI на основе водорода в КНР.

Новая установка ENERGIRO<sup>®</sup>, основанная на технологии, совместно разработанной компаниями «Tenova» и «Danieli», будет работать в основном на водороде в качестве восстановительного газа с возможностью смешивания его с природным газом (NG) и коксовым газом (COG). Фактически установка обладает гибкостью для использования различных восстановительных газов в любой комбинации или пропорции, используя одну и ту же схему ENERGIRO<sup>®</sup> ZR [5].

Так же идут разработки способов улавливания выбросов CO<sub>2</sub> и хранения для продажи на коммерческом рынке, что еще более сократит выбросы CO<sub>2</sub> и будет приносить дополнительный капитал от работы завода.

LIBERTY Steel Group, входящая в состав GFG Alliance британского миллиардера Санджива Гупты, подписала Меморандум о взаимопонимании с

люксембургской машиностроительной компанией Paul Wurth и технологической группой SHS - Stahl-Holding-Saar (SHS) с целью строительства и эксплуатации водородного металлургического завода промышленного масштаба в Дюнкерке во Франции. В случае реализации проекта завод в Дюнкерке станет одним из первых предприятий такого типа во Франции.

Водородная энергетика, преимущественное применение водорода в традиционной и бескоксовой металлургии – важнейшая стратегическая задача любой промышленно – развитой страны. Современный мир требует новых, передовых технологий, улучшения качества выпускаемой металлургической продукции и сохранения благоприятной экологической обстановки.

#### Литература:

1. Экология металлургии. Источник: [www.urm-company.ru/about-us/blog/155-ekologiya-metallurgii/?sphrase\\_id=1186](http://www.urm-company.ru/about-us/blog/155-ekologiya-metallurgii/?sphrase_id=1186).

2. От каких экологических проблем страдает черная металлургия.

Источник: <https://musorish.ru/ot-kakih-ekologicheskikh-problem-stradaet-chernaya-metallurgiya/>.

3. Теплоэнергетика - 2020, №4, с. 1-14. Сможет ли водород стать топливом будущего? 2020 г. В. А. Кулагин, Д. А. Грушевенко, Институт энергетических исследований РАН, Нагорная ул., д. 31, корп. 2, Москва, 117186 Россия, Национальный исследовательский университет “Высшая школа экономики”. <https://www.eriras.ru>.

4. Современные методы производства водорода. Источник: <https://www.rosatom.ru/index.html> - режим доступа.

5. Современные технологии водородной металлургии. Технология ENERGIRON Источник: <https://www.energiron.com/>.

6. Водородный металлургический завод во Франции – Liberty Steel Group. <https://metallurgprom.org/news/europe/7183-liberty-steel-group-postroit-vodorodnyj-metallurgicheskij-zavod-vo-francuzskom-dunkerke.html> - режим доступа.

7. Известия высших учебных заведений/ Т. 52 (2) Химия и химическая технология 2009.

А.М. Дубинин, Г.Р. Кагарманов, А.В. Финк энергетическая эффективность ряда способов получения водорода <https://cyberleninka.ru/article/n/energeticheskaya-effektivnost-ryada-sposobov-polucheniya-vodoroda/viewer>.

# ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ УТИЛИЗАЦИИ ЗАМАСЛЕННОЙ ОКАЛИНЫ

Володин А.А.<sup>1</sup>, Падалка Н.А.<sup>1</sup>, Савченко В.Н.<sup>1</sup>, Падалка В.П.<sup>2</sup>

<sup>1</sup>Енакиевский металлургический техникум

<sup>2</sup>Енакиевский металлургический завод

В прокатном переделе при обработке металла образуется один из отходов металлургического производства – окалина. Окалина является продуктом окисления заготовки в процессе ее нагрева в нагревательных печах. Она в основном состоит из оксидов двух и трехвалентного железа с добавками других химических компонентов в зависимости от степени легирования стали и сплава.

В зависимости от мест накопления, окалину разделяют на первичную и вторичную. Первичная окалина образуется непосредственно в отстойниках прокатных цехов. Вторичная окалина образуется в общезаводских отстойниках.

Первичная окалина представляет собой, как правило, пластины оксидов железа крупностью до 3-х мм. Вторичная окалина более дисперсная и имеет крупность менее 1 мм.

Первичная окалина имеет порядка 70 % железа и менее 1 % каждого из остальных химических компонентов входящих в ее состав (кроме оксидов железа). Вторичная окалина более замусорена, она имеет меньшее содержание железа, повышенное содержание  $\text{SiO}_2$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$  (табл. 1)

Таблица 1 – Химический состав окалины.

Окалина	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	S	Fe
Первичная	0,32	0,99	53,10	0,60	0,43	45,23	0,048	72,32
Вторичная	4,15	1,51	49,80	1,48	0,78	30,39	0,18	58,48

Первичная окалина, в силу своих физико-химических свойств является ценным металлургическим сырьем и полностью утилизируется через агломерацию. Она не накапливается в отвалах, ее остатки на металлургических предприятиях минимальны.

Вторичная окалина имеет в своем составе масла, которые используются для работы прокатных станов. На разных предприятиях содержания масел во вторичной окалине колеблется в широких пределах от 0,5% до 25,0%. Оно зависит от типа прокатных станов, состояния оборудования, выхода самой окалины и др.

Основная причина, мешающая использовать замасленную окалину в аглопроцессе - возгонка масел из аглослоя во время спекания. Масла оседают в коллекторе агломашины на роторах эксгаустера, что приводит к уменьшению срока использования последних, ухудшению показателей аглопроцесса.

Попытки термической обработки окалины перед ее подачей в аглошихту, с целью возгонки масел, приводят к удорожанию конечного продукта

(агломерата). Поэтому широкого распространения технологии термической обработки окалина не получили.

Следует отдельно остановиться на технологии утилизации замасленной окалина внедренной на заводе компании “SVAI” в городе Доноветц (Австрия). По отдельному технологическому тракту замасленная окалина подается слоем до 10 мм на загруженную на палеты аглошихту перед зажигательным горном. Проходя под зажигательным горном, масла находящиеся в окалине воспламеняются и выгорают, внося дополнительное тепло в баланс аглопроцесса. При последующем дроблении и грохочении аглоспека, термообработанная окалина, уже не содержащая масел, попадает в возврат и затем с возвратом в аглошихту. Недостатком данной технологии является то, что на большинстве отечественных и зарубежных агломерационных фабриках подача окалина на слой загруженной на палеты аглошихты перед зажигательным горном затруднена.

В качестве попытки упростить утилизацию замасленной окалина через агломерацию следует упомянуть способ подготовки шихты к спеканию [39], согласно которому в состав аглошихты, которая содержит замасленную окалина, вводят концентрат бурых железняков с удельной поверхностью  $30 + 180\text{м}^2 / \text{грамм}$  для обеспечения соотношения между массовым содержанием масел в окалине и кристаллизационной водой в кристаллогидраты  $0,02 + 0,5$ . Окалина и концентраты руд бурых железняков окомковываются и спекаются с другими компонентами шихты. Масла, которые испаряются в зоне подогрева и сушки, при спекании аглошихты конденсируются в порах руд бурых железняков, а затем почти полностью выгорают в зоне горения аглотоплива.

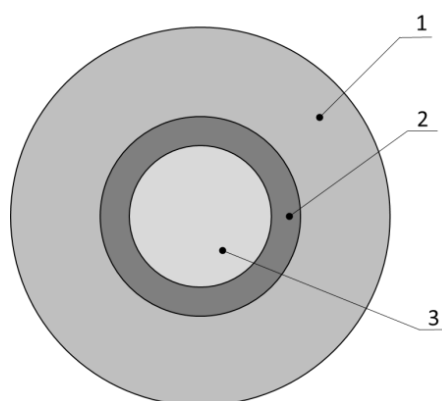
Основным недостатком этого способа является то, что для разложения кристаллогидратов бурых железняков необходимы дополнительные теплотраты, что влечет за собой перерасход аглотоплива. Кроме того, происходит снижение содержания железа в агломерате, поскольку концентраты руд бурых железняков имеют пониженные по сравнению с магнетитовыми концентратами, содержание железа.

Достаточное распространение, по причине простоты осуществления и минимального влияния на технологические показатели аглопроцесса, получил способ подготовки шихты к спеканию, который включает предварительное смешивание замасленной окалина влажностью 10-30% с комкующей составляющей шихты, расходы которой составляют 10-40% от объема шихты, смешивание их с другими компонентами шихты и окомкование. При этом окалина с содержанием масел 0,3 – 25,0 мас.% смешивают с комкующей составляющей шихты, в соотношении по твердым 0,01-0,6, а затем выполняют выдержку смеси в течение 12-48 часов.

Данная технология позволяет перенести процесс возгонки масел при агломерации из зоны интенсивного нагрева шихты (температура равна 300-500°C), где возгорание масел невозможно, в зону горения аглопалива (температура более 700-800°C).

В процессе смешивания окалины и комкующей составляющей шихты, происходит формирование слоя высокодисперсной окалины на частицах комкующей составляющей шихты. Полученные таким образом активные центры комкования вводятся в аглошихты. В процессе смешивания и окомкования аглошихты на поверхности активных центров окомкования формируется составляющая шихты и, таким образом, масла окалины оказываются в центре гранул аглошихты (Рис. 1). Градиент температур, который образуется между центром и поверхностью в процессе спекания и адсорбция масел на поверхности пор аглогранул позволяют перенести процесс возгонки масел в зону горения топлива.

Возгораясь в аглошихте (в зоне горения топлива), масла вносят дополнительное тепло к балансу аглопроцесса и, таким образом, приводят к экономии топлива.



1 – комкуемая составляющая аглошихты; 2 – замасленная окалина;  
3 – комкующая составляющая аглошихты

Рисунок 1 – Аглогранула

Минимальный размер зерна комкуемой составляющей шихты равен более 1,6 мм. В качестве комкующей составляющей шихты могут использоваться аглоруда, отсеvy агломерата и окатышей, возврат агломерата и тому подобное. Перечисленные материалы имеют открытую пористость порядка 15 - 25%. Оптимальный размер гранул аглошихты не превышает 6-8мм. Таким образом, в центре аглогранул находится материал со значительным объемом пор, на поверхности которых способны адсорбироваться масла. Микрорельеф поверхности пор имеет впадины, выступы, щели и создает значительные затруднения для перемещения масел. Поэтому для создания адсорбированного слоя на поверхности пор комкующей составляющей шихты, после принудительного смешивания ее с замасленной окалиной, необходима выдержка смеси, в процессе которой будет происходить насыщение комкующей составляющей маслами.

Таким образом, адсорбция масел на поверхности пор комкующей составляющей шихты позволяет обеспечить в предложенном способе подготовки шихты к спеканию полное выгорание масел в зоне горения топлива, использовать окалинu с большим содержанием масел.

Слой адсорбированной жидкости, который наиболее связан с поверхностью пор как правило, не превышает  $5 \cdot 10^{-6}$  мм. Удельная поверхность пор в аглогранулах, с учетом зародышей окомкования, представленным комкующей составляющей шихты составляет 250 - 350  $\text{см}^2 / \text{г}$ . Два названных показателя определяют "емкость" аглогранул, которая позволяет принять связанные с поверхностью пор адсорбированные масла. Из этих соображений верхний предел содержания масел в окалине берется равным 25 мас.%; верхняя граница массового соотношения замасленной окалины с комкующей составляющей - 0,6 (по твердому). В случае превышения этих показателей толщина слоя адсорбированных на поверхности пор аглогранул масел превысит оптимальные границы. Часть масел будет возгоняться до температуры горения аглотоплива.

При содержании масел в окалине меньше 0,3 мас.% они существенно не влияют на процесс агломерации и поэтому реализация предложенного способа подготовки шихты до спекания в данном случае не целесообразна.

Нижняя граница соотношение замасленной окалины и комкующей составляющей шихты должна быть больше 0,01 (по твердому) потому, что при снижении этого показателя окалины оказывается недостаточно для равномерного покрытия поверхности составляющей шихты, которая имеет комкующие свойства. В результате нарушаются процессы формирования активных центров окомкования и накатки на них комкуемой составляющей шихты. Это приводит к возгонке масел до зоны горения аглотоплива.

В случае, когда время выдержки смеси замасленной окалины и комкующей составляющей шихты будет меньше 12 часов, насыщения последней маслами будет не полным. Часть масел остается не адсорбированной в порах комкующей составляющей и в процессе спекания аглослое не сторит, а возгонится в зоне интенсивного подогрева.

Выдержка замасленной окалины и комкующей составляющей шихты более 48 часов не является целесообразной, поскольку в случае превышения указанного показателя, дальнейшего снижения расхода агломерационного топлива не происходит.

Эксперименты по определению эффективности предложенного способа подготовки шихты к спеканию на полноту выгорания масел из окалины проводились в лабораторных условиях.

Окалину с содержанием масел 0,3 - 25 мас.% и влажностью 10 - 30% смешивали в барабане с комкующей составляющей шихты, расходы которой составили 10 - 40% от объема шихты, в течение 2-х минут. Диаметр барабана - 0,6 м, длина - 1,0 м. В качестве комкующей составляющей шихты была использована аглоруда Михайловского ГОКа. Соотношение окалины с аглорудой - 0,01-0,6. После смешивания барабан останавливали и в течение 12-48 часов выполняли выдержку полученной смеси. После этого в смесительный барабан подавали другие компоненты шихты. В барабане в течение 2 минут осуществляли смешивания компонентов шихты, а затем, после подачи воды - окомковывание в течение 1,5 минуты. Данные испытаний указанного способа

подготовки шихты к спеканию (исследования 4, 5, 6) и спеканий выходящих за рамки предлагаемого способа (1, 2, 3, 7, 8) приведены в таблице 2.

Спекания окомкованной шихты проводили на установке типа "аглочаша" с колосниковой решеткой площадью 0,1м<sup>2</sup>. Наличие паров масел в отходящих газах, определили с помощью водоохлаждаемой пластины из нержавеющей стали, введенной в коллектор аглоустановки.

Если на индикаторной пластине масла отсутствуют, это свидетельствует об их полном сгорании в аглослое в процессе спекания. Сгорания масел позволило достичь низкого уровня затрат аглотоплива на процесс спекания. Таким образом, была подтверждена высокая эффективность способа подготовки шихты к спеканию (исследование 4, 5, 6).

Для исследований 1,2,3,7 и 8 были взяты параметры шихты и выдержки за пределами способа подготовки шихты к спеканию. Наблюдалось наличие масел на индикаторной пластине.

Таблица 2 – Эксперименты по определению эффективности способа подготовки шихты к спеканию

№ опыта	Содержание масел в окалине, мас. %	Соотношение окалины к комкующей составляющей шихты, ед	Влажность окалины, %	Продолжительность выдержки смеси, час.	Содержание аглотоплива в шихте, мас. %	Наличие масла на индикаторной пластине
1	0,3	0,01	10	0	4,0	Легкий налет
2	10,0	0,3	15	0	3,9	Легкий налет
3	25,0	0,6	30	0	3,95	Сплошное покрытие
4	0,3	0,01	10	12	3,85	Отсутствует
5	10,0	0,3	15	30	3,8	Отсутствует
6	25,0	0,6	30	48	3,7	Отсутствует
7	0,2	0,005	8	10	4,3	Легкий налет
8	26,0	0,65	36	20	4,0	Сплошное покрытие

Литература:

1. А.с. СССР №1407979, с 22В1/14, БИ №25, 1989 г
2. Спосіб підготовки шихти до спікання. Деклараційний патент на винахід, №64261 А, С21В 1/14, Бюл.№2, 16.02.2004.

## МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕМЕШИВАНИЯ И УСРЕДНЕНИЯ МЕТАЛЛА В КОВШЕ

Якимишин С.А., Салмаш И.Н.

Донецкий национальный технический университет

Одним из наиболее распространенных способов ковшовой металлургии является продувка расплава в ковше инертным газом с целью его гомогенизации по химическому составу и температуре, а также рафинирования от неметаллических включений эндогенного и экзогенного происхождения. Как правило, такой способ внепечной обработки предусматривает вдувание в расплав через пористые пробки, расположенные в днище ковша, или погружные фурмы определенного количества инертного газа (аргона) в единицу времени.

В ходе физического моделирования процесса аргонной продувки было установлено, что при использовании традиционной схемы обработки расплава в сталеразливочном ковше через две донные пробки с расходом 2 л/мин модельный газ образует две вращающихся газожидкостных струи, раскрывающиеся в верхней части модели.

При этом происходит оголение зеркала воды и находящегося на ее поверхности масла, моделирующих сталь и шлак, что на реальном объекте приводит к развитию процессов вторичного окисления, а также к захвату шлака и вовлечению его нисходящими потоками в объем металлического расплава.

Площадь раскрытия поверхности модельной жидкости для рассмотренных условий продувки колебалась в пределах 17–25% от площади зеркала модели, что вызывает интенсивное вторичное окисление расплава в течение всей технологической операции. Кроме того, отмечено, что объем жидкости, находящийся между газожидкостными струями, практически не подвергается гомогенизации, представляя собой застойную зону. Поэтому можно утверждать, что при таком расходе инертного газа традиционный способ продувки с целью гомогенизации расплава и его рафинирования от неметаллических включений является малоэффективным.

С целью повышения эффективности аргонной продувки расплава был исследован режим пульсирующей подачи модельного газа с частотой 120 импульсов/мин и аналогичным приведенному выше расходом. При таком способе внепечной обработки было отмечено, что раскрытие вдуваемого потока газа происходит в средней части модели и к зеркалу модельной жидкости доходит поток, имеющий небольшую кинетическую энергию. Такой характер поведения вдуваемого газа способствует улучшению перемешивания жидкости в средней части модели и обеспечивает значительно меньшее раскрытие зеркала (2–3 % от общей площади), что позитивно влияет на процессы гомогенизации и снижение интенсивности вторичного окисления (рис. 1).





Рисунок 1 - Характер раскрытия зеркала металла при традиционной схеме продувки (а) и с использованием пульсирующей подачи газа (б).

Пульсирующая подача газа позитивно влияет на снижение не только площади, но и времени контакта расплава с атмосферой. Это обусловлено тем фактом, что чередующиеся импульсы приводят к периодическому раскрытию и закрытию зеркала металла над каждой из продувочных пробок, тогда как при традиционном способе продувки непосредственный контакт расплава и атмосферы наблюдается в течение всей обработки. Также было отмечено, что при пульсирующей подаче газа в результате раскрытия вдуваемого потока в средней части объема жидкости образуются потоки, способствующие выносу неметаллических включений к поверхности раздела металл – шлак (рис. 2).

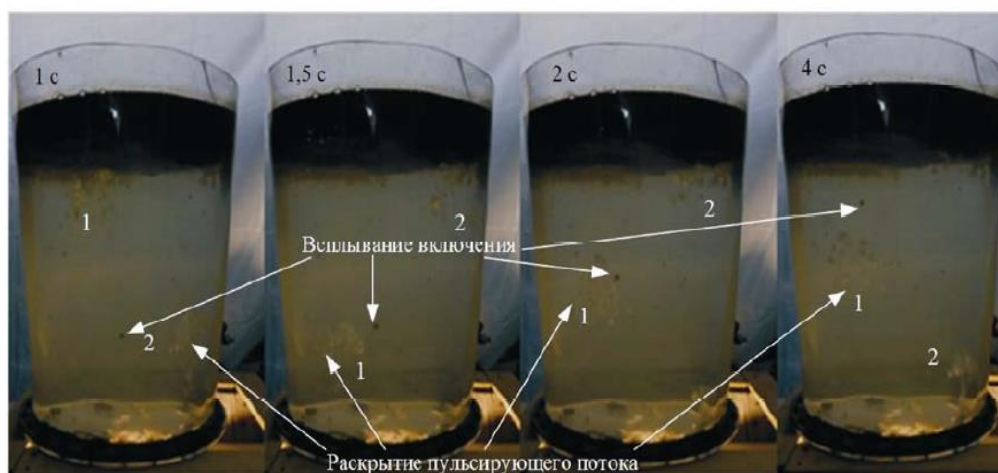


Рисунок 2 - Характер поведения жидкости и неметаллических включений при пульсирующей схеме продувки через 1; 1,5; 2 и 4 с от начала опыта:  
1, 2 — динамика перемещения потока вдуваемого газа

#### Литература:

1. Поволоцкий Д.Я., Кудрин В.А., Вишкарев А.Ф. Внепечная обработка стали: - М.: «МИСИС», 1995 – 256 с.
2. Гнездов, Е.Н. Энергосберегающая технология перемешивания сталеплавильной ванны на основе физического моделирования // Известия ВУЗов Черная металлургия. 2004. - №5. С. 64-66.

# МЕТОДИКИ ИССЛЕДОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ВЫСОКООСНОВНОЙ ШИХТЫ В ЗАГРУЗОЧНОЙ ВОРОНКЕ КОМБИНИРОВАННОГО ЗАГРУЗОЧНОГО УСТРОЙСТВА И НА АГЛОМАШИНЕ

Шедловский Д.В., Асламова Я.Ю., Мищенко И.М.  
Донецкий национальный технический университет

Во многом эффективность спекания шихты определяется качеством ее подготовки, в частности ее загрузкой на паллеты агломашин. В работе [1] обоснованы рациональные параметры слоя высокоосновной шихты на агломерационных машинах Енакиевского металлургического завода (ЕМЗ) и отмечена важность рационального и относительно стабильного во времени распределения по высоте и ширине слоя гранулометрического и химического составов шихты, основности, горючего углерода.

Получить информацию об особенностях формирования слоя шихты на всех ключевых этапах загрузки от бункера окомкованной шихты, загрузочного лотка комбинированного загрузочного устройства (КЗУ) до паллеты агломерационной машины можно путем отбора проб шихты в характерных точках и определения её свойств. Для оценки качества формируемого слоя в бесчелноковой загрузочной воронке и на агломашине необходимы сведения:

- о вещественном составе шихты по ширине и высоте слоя;
- об особенностях сегрегации шихты по высоте паллеты;
- об объемной неоднородности структуры слоя.

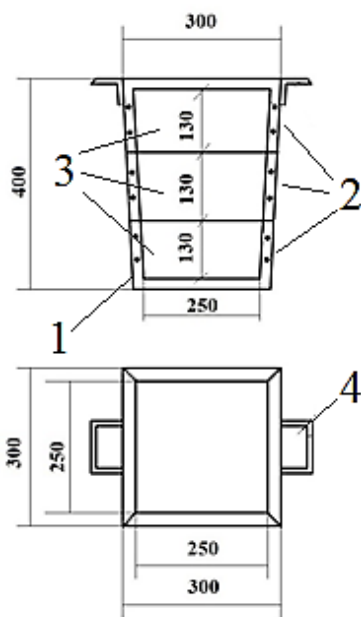
Для агломерационного цеха ЕМЗ предлагаются следующие методики отбора проб шихты и исследования формы слоя шихты, образующегося в бесчелноковой загрузочной воронке.

Отбор проб влажной шихты следует проводить в два последовательных приема. Вначале пробы шихты отбирают специально изготовленным совком из потока шихты, ссыпающейся с плоскости лотка вибрационного питателя, в пяти зонах: осевой, на расстоянии 650 мм от бортов лотка и у его бортов. Данные ситового анализа проб дают представление об изменениях гранулометрического состава шихты по ширине загрузочной воронки. Пробы отбирают 3 раза с периодичностью 1 час.

Далее следует отбирать пробы шихты, ссыпающейся с загрузочного лотка на агломашину. Пробы можно отбирать с помощью специально сконструированных пробоотборных ящичков, которые устанавливаются на паллету.

Схема металлического пробоотборного ящичка показана на рис. 1. Он представляет собой емкость 1 в виде правильной четырехугольной усеченной пирамиды, дном которой является меньшее основание. Такая форма облегчает извлечение пробоотборника из паллеты. Высота пробоотборника 400 мм, что соответствует высоте бортов паллеты агломашины. В одной из граней емкости предусмотрены шибера 3 высотой 130 мм каждый, которые делят

пробоотборник на три отсека 2. Для извлечения пробоотборника из слоя предусмотрены захваты 4.



1 – металлический ящик; 2 – отсек; 3 – шибер; 4 – ручные захваты  
Рисунок 1 - Схема пробоотборника агломерационной шихты

Исследование распределения аглошихты на паллете по гранулометрическому и химическому составам можно осуществлять в такой последовательности:

1. Останавливают на короткий срок агломашину.

2. На произвольно выбранную (опытную) паллету до ее прохождения под загрузочным лотком, устанавливают три пробоотборника (рис. 1). Один пробоотборник размещают в осевой зоне паллеты и по одному – у ее бортов (слева и справа).

3. Включают привод агломашин.

4. После загрузки шихты на опытную паллету и в пробоотборники, расположенные в ней, агломашину останавливают. Привод агломашин переключают в реверсивный режим, чтобы паллеты двигались в направлении головной части до момента вывода опытной паллеты из-под загрузочного лотка.

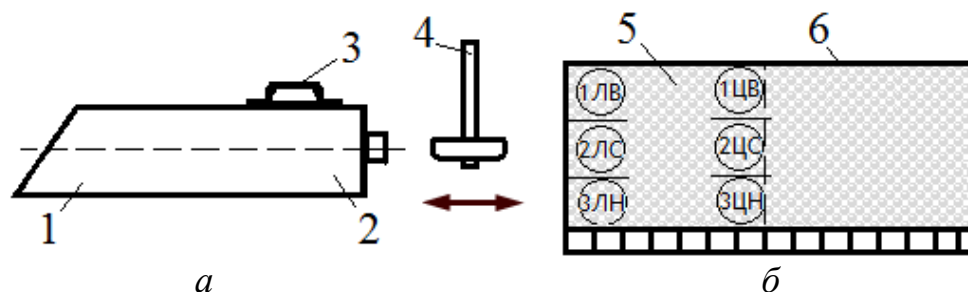
5. Пробоотборники вытаскивают из слоя вручную путем их подъема с помощью ручных захватов.

6. Порции шихты весом 3-5 кг для отсева и химического анализа отбирают совком из отсеков 2 (рис. 1), отодвигая поочередно шиберы 3. Таким образом удастся отобрать пробы шихты по высоте слоя на уровнях 130, 260 и 390 мм от верха.

7. Пробы массой около 10 кг ссыпают в емкости, затем готовят к химическому и ситовому анализам.

Данные ситового и химического анализов шихты из трех пробоотборников создают представление об изменениях свойств шихты по высоте и ширине сформированного на паллете агломашины слоя и в загрузочной воронке КЗУ.

Также отбор проб шихты по высоте слоя можно произвести с помощью стального лотково-трубчатого пробоотборника, изображенного на рис. 2.



1 – пробоотборник; 2 – торцевой брус для восприятия ударов кувалдой по пробоотборнику; 3 – ручка для управления отбором проб; 4 – кувалда; 5 – слой шихты с уровнями ввода пробоотборника – верх, середина, низ левой центральной части слоя (1ЛВ, 2ЛС, 3ЛН, 1ЦВ, 2ЦС, 3ЦН);  
б – паллета (вид спереди)

Рисунок 2 - Схема лотково-трубчатого пробоотборника (а) и схема отбора проб шихты по высоте слоя (б) на паллете (вид паллеты спереди):

Во время коротких остановок агломашины трубчатый пробоотборник вводят вручную в откос слоя под загрузочным лотком на трех уровнях, соответствующих верху, середине, низу слоя. Серии отборов проб производят в осевой и периферийных частях паллет. Выполняют три серии опытов. Результаты измерений усредняют.

В лабораторных условиях можно исследовать форму слоя шихты, образующегося в загрузочной воронке, при разных способах загрузки для разработки рекомендаций по совершенствованию технологии загрузки. Опыты проводят на специально сконструированной модели загрузочной воронки, схема которой приведена на рисунке 3.

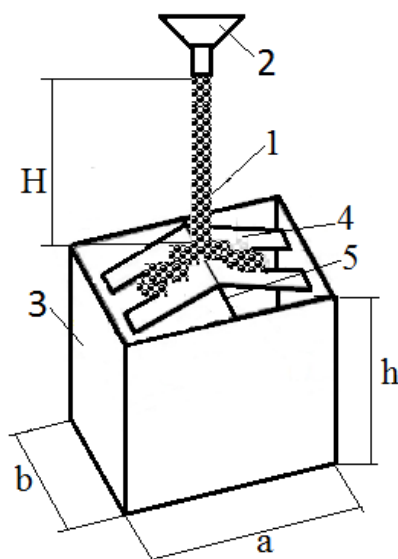
В качестве критерия подобия при физическом моделировании выбрано соответствие линейных размеров загрузочной воронки и ее модели. Лабораторная установка выполнена в масштабе 1:15 согласно критерию подобия, выраженного симплексом:

$$\frac{L}{l} = 15 \quad (1)$$

где  $L, l$  – линейные размеры загрузочной воронки и ее модели.

Модель загрузочной воронки 3 имеет размеры  $a \times b \times h = 170 \times 100 \times 170$  мм. Для выполнения симплекса (1) с целью имитации подготовленной к спеканию шихты можно использовать гранулированный материал с крупностью частиц

менее 3 мм. При проведении эксперимента принимается допущение, что ввиду малых по сравнению с оригиналом размеров модели и материала, форма и масса частиц не оказывают влияние на образование поверхности слоя.



1 – поток шихты; 2 – течка; 3 – загрузочная воронка; 4 – распределитель потока шихты; 5 – опорная ось

Рисунок 3 - Схема лабораторной модели загрузочной воронки агломашины

Проводят две серии экспериментов. В первую серию из течки 2 с диаметром выпускного отверстия 10 мм, установленной на высоте  $H=250$  мм от верхней кромки модели 3, сыпают материал 1 до заполнения загрузочной воронки на высоту около  $2/3$  высоты модели. Затем оценивают форму слоя, образовавшегося в воронке, измеряют и фиксируют высоту его центральной и пристеночной зон.

Вторую серию экспериментов проводят с установленным в загрузочной воронке 3 распределителем шихты 4. Его выполнили в виде двух плит, состыкованных под углом  $140-150^{\circ}$ , и монтировали с помощью опорной оси 5. После заполнения воронки шихтой, визуально оценивают изменение формы слоя.

По результатам экспериментов, проведенных по предложенным методикам, можно определить гранулометрический и химический составы шихты по высоте и ширине слоя в бесчелноковой загрузочной воронке КЗУ и на агломашине, оценить рациональность загрузки шихты и выработать рекомендации по модернизации загрузочного устройства агломерационной машины.

#### Литература:

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

# ИССЛЕДОВАНИЕ МЕХАНИЗМА ОКИСЛЕНИЯ ГРАФИТИРОВАННЫХ ЭЛЕКТРОДОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ АГРЕГАТОВ

Пирогова Н.А., Фещенко Р.Ю.  
Санкт-Петербургский горный университет

В настоящее время углеродные материалы находят масштабное применение в различных отраслях промышленности, при этом наиболее широкое их использование приходится на металлургию, где они используются в качестве электродов дуговых и руднотермических печей, а также электролизеров для получения алюминия и магния. Треть всего объема стали получают в дуговых печах, которые отличаются высоким качеством продукции. Энергоэффективность таких агрегатов обеспечивается высокой удельной мощностью, что обуславливает необходимость применения электродов марки УНР, получаемых на основе игольчатого кокса [1]. Затраты на электроды данной марки могут составлять до 5-6% от себестоимости стали. По причине закрытия ряда мощностей по производству кокса в Китае существенно увеличились затраты на электроды, что повысило актуальность задачи повышения их срока службы.

Основные причины расхода электродов связаны с двумя наиболее значимыми факторами – окисление и механические разрушения. Причем окислительные процессы оказывают большее влияние на изменение поверхности электрода, что влечет за собой его последующее механическое растрескивание из-за дефектов структуры [2].

Задачей для экспериментальных исследований явилась оценка кинетики окисления графита на образцах четырех марок RP, HP, SHP, UHP. Анализ механизмов окисления проводился на образцах кубической формы с ребром длиной 40 мм при варьировании воздушного потока от 0,5 м<sup>3</sup>/ч до 2,5 м<sup>3</sup>/ч и температуры в интервале от 700 до 1100 °С с шагом 100 °С, что соответствует условиям эксплуатации электродного графита в дуговых печах (рисунок 1) [3,4]. Выбранная форма образцов позволяла учитывать морфологию их поверхности.

Эксперименты проводили на разработанной экспериментальной установке, которая представляла собой печь сопротивления с цилиндрической камерой внутри, закрытой с верхнего торца. Образец графита помещался в камеру на шток, внутри которого была размещена регулирующая термopара. Через рычаг шток соединялся с весовым тензодатчиком, данные об изменении массы с которого регистрировались в автоматическом режиме. Сверху в камеру через змеевик подавался регулируемый поток воздуха.

При обработке полученных экспериментальных данных рассчитывали скорость окисления  $v_{o,yd}$ , как удельную потерю массы  $\Delta m_{yd}$  с единицы поверхности  $S_n$  в единицу времени  $t$  (уравнение 1). Площадь поверхности определяли, как функцию от массы образца при известной кажущейся

плотности образца  $\rho_{каж}$ , исходя из предположения, что геометрическая форма образца в процесс окисления сохраняется.

$$v_{о.уд.} = \frac{\Delta m_{уд.}}{S_{п.}} \cdot t. \#(1)$$

Функциональная зависимость скорости окисления образцов от времени для каждого участка, соответствующего постоянному расходу воздуха, может быть аппроксимирована линейной зависимостью, свободный член в уравнении которой и будет характеризовать данную величину. Полученные экспериментальные данные могут быть описаны уравнением равномерно сжимающейся сферы, прогнозирующей расход электрода в производственных условиях. Обратная величина коэффициента угла наклона линейризованных прямых показывает время до полного сгорания образцов. Полученные зависимости скорости окисления от температуры при варьировании воздушного потока для образцов четырех марок электродного графита представлены на рисунке 1.

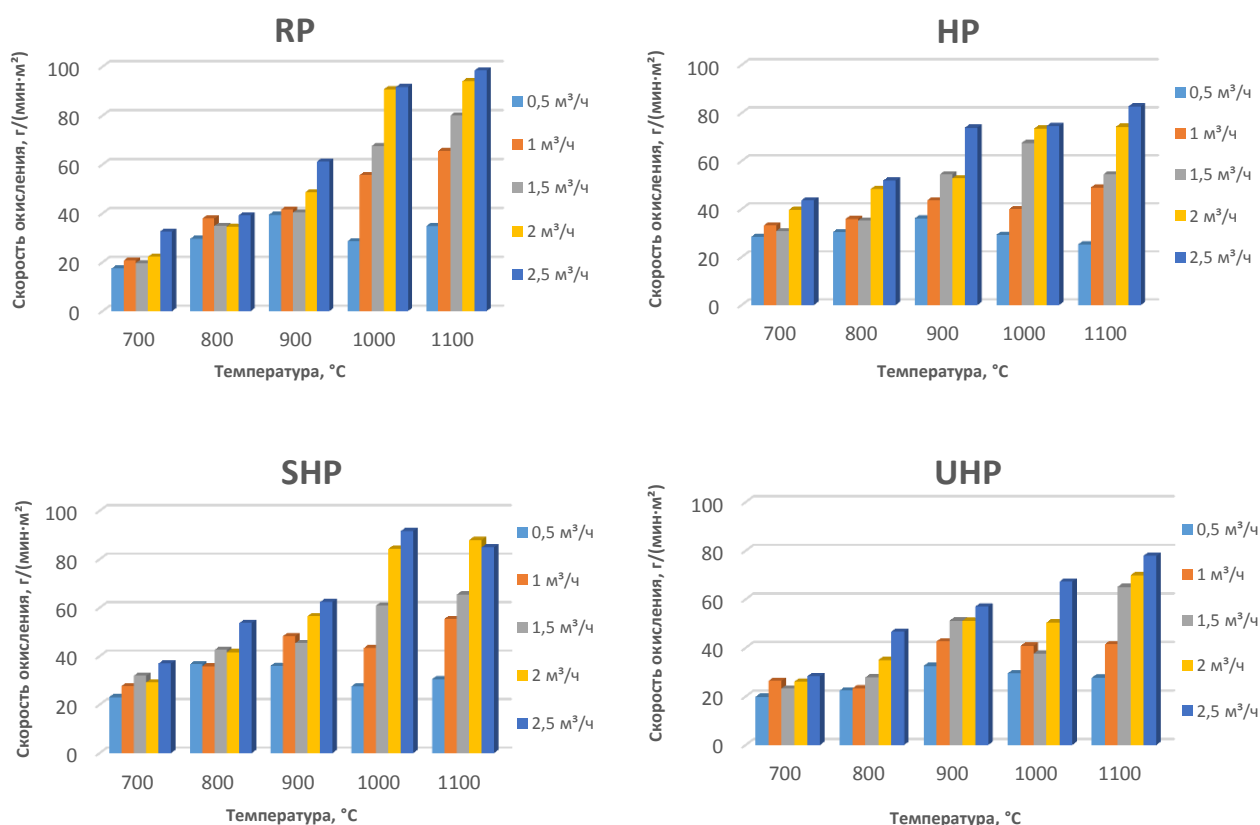


Рисунок 1 – Графики зависимости скорости окисления графита RP, HP, SHP, UHP с повышением температуры при различных расходах воздуха

Построение данных в координатах Аррениуса (рисунок 2) позволило определить энергию активации процесса, составившей 15,29 кДж/моль. По

полученной величине можно судить о том, что процесс окисления образцов графита лимитируется диффузионной стадией.

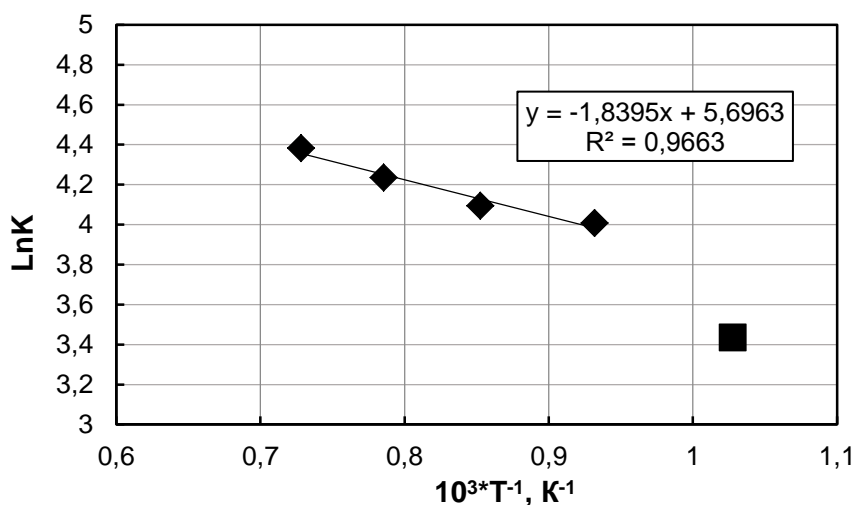


Рисунок 2 – Зависимость расчетных скоростей окисления образцов электродного графита в «Аррениусовских» координатах, где 1 – значения, характерные для диапазона температур 800 – 1100 °С, 2 – 700 °С

Выпадение точки, соответствующей 700 °С, объясняется тем, что при данной температуре окисление зерен – первичного игольчатого кокса практически не происходит, в отличие от первичного связующего, после выгорания которого происходит выкрашивание зерен.

Разработанную модель равномерно сжимающейся сферы можно использовать в металлургических процессах для прогнозирования скорости выгорания конструкционных и электродных материалов на основе графита. По построенной кинетической модели возможно спрогнозировать поведение крупногабаритных изделий из искусственного графита в высокотемпературных окислительных условиях технологических аппаратов.

#### Литература:

1. Rafiei, R., Kermanpur, A., & Ashrafizadeh, F. (2008). Numerical thermal simulation of graphite electrode in EAF during normal operation. *Ironmaking & Steelmaking*, 35(6), 465-472.
2. Odenthal, H.J., Kemminger, A., Krause, F., Sankowski, L., Uebber, N., & Vogl, N. (2018). Review on modeling and simulation of the electric arc furnace (EAF). *steel research international*, 89(1), 1700098.
3. Moghadam, H.A., Jabbari, M., Daneshmand, S., Jazi, S.R., & Khosravi, A. (2021). Effects of TiO<sub>2</sub>/SiC/SiO<sub>2</sub> coating on graphite electrode consumption in sublimation and oxidation states as determined by EAF simulation and experimental methods. *Surface and Coatings Technology*, 127340.
4. Guo, W.M., Xiao, H.N., & Zhang, G.J. (2008). Kinetics and mechanisms of non-isothermal oxidation of graphite in air. *Corrosion science*, 50(7), 2007-2011.



# ИССЛЕДОВАНИЕ СКОРОСТИ ПЛАВЛЕНИЯ РАСХОДУЕМОГО ЭЛЕКТРОДА ПРИ ЭЛЕКТРОШЛАКОВОМ ПЕРЕПЛАВЕ ПОД ФЛЮСАМИ С РАЗЛИЧНЫМ СОДЕРЖАНИЕМ МЕТАЛЛИЧЕСКОГО КАЛЬЦИЯ

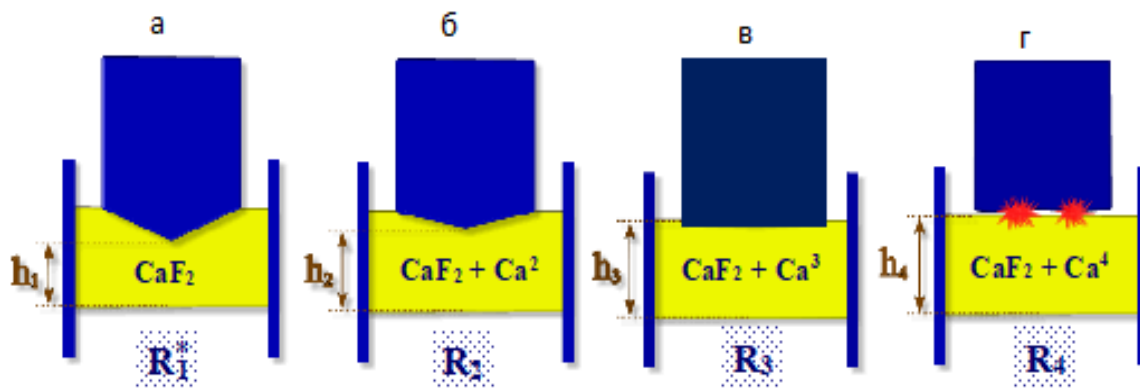
Ищук Е.И., Троянский А.А., Ратиев С.Н.  
Донецкий национальный технический университет

Металлический кальций находит широкое применение в металлургии. Его используют для десульфурации чугуна, глубокого раскисления стали, модификации растворённых в ней неметаллических включений [1]. Также успешно он применяется для рафинирования металла при электрошлаковом переплаве (ЭШП). Под шлаками системы  $\text{CaF}_2\text{-Ca}$ , в установках ЭШП, оборудованных защитной камерой [2] возможно рафинирование алюминотермических хрома и титана от кислорода, рафинирование титана от обогащённых азотом включений, рафинирование стали от основных вредных примесей: серы, фосфора, кислорода [3].

Вместе с тем кальций в шлаковой ванне при ЭШП оказывает влияние не только на процесс рафинирования. В первую очередь он значительно повышает электропроводность флюса [4], что вместе со стабилизирующим действием кальция устойчивости электрической дуги может являться причиной изменения механизма тепловыделения с электрошлакового на дугошлаковый [5]. В первом случае (рис.1 а, б, в) электрод заглублён в шлаковую ванну и его плавление происходит за счёт выделения тепла в её объёме. Во втором случае (рис.1 г) электрод находится над её поверхностью и его плавление происходит в основном от тепла электрической дуги, горящий между его торцом и поверхностью шлака. Несмотря на одинаковые ток и напряжение переплава плавление электрода в дугошлаковом режиме является более эффективным и может происходить со скоростью в два раза большей, чем в случае электрошлакового плавления [6]. Изменением механизма тепловыделения с электрошлакового на дугошлаковый и объясняется увеличение скорости плавления электрода при одинаковых электрических параметрах переплава.

Однако, как показали исследования, выполненные в ДонНТУ, увеличение скорости плавления электрода при ЭШП под кальцийсодержащим флюсом может происходить не только при изменении механизма тепловыделения. Так на плавках, проведенных с добавками металлического кальция в шлак, но идущих в режиме сопротивления (рис. 1 б, в), также наблюдается увеличение скорости плавления электрода. По сравнению с дугошлаковым режимом (рис. 1 г) увеличение скорости плавления не такое значительное и составляет до 10-20%, но наблюдается регулярно. Вместе с тем механизм этого явления не связан с возникновением дуговых разрядов, что подтверждается видом осциллограмм тока переплава, которые не имеют искажений и остаются синусоидальными. Так как во всех случаях ток и напряжение переплава являются одинаковыми, а изменяется лишь заглубление электрода в шлаковую

ванну, то предположили, что увеличение скорости переплава в случаях, представленных на рис. 1 б, в по сравнению со случаем, представленным на (рис. 1 а) связано с перераспределением тепловыделения в её объёме.



$R_1 \dots R_4$  – удельное сопротивление шлака ( $R_1 > R_2 > R_3 > R_4$ );

$I_1 \dots I_4$  – ток переплава ( $I_1 = I_2 = I_3 = I_4$ );  $h_1 \dots h_4$  – расстояние между торцом электрода и зеркалом металлической ванны ( $h_1 < h_2 < h_3 < h_4$ );

$Ca^2 \dots Ca^4$  – содержание металлического кальция в шлаке ( $Ca^2 < Ca^3 < Ca^4$ )

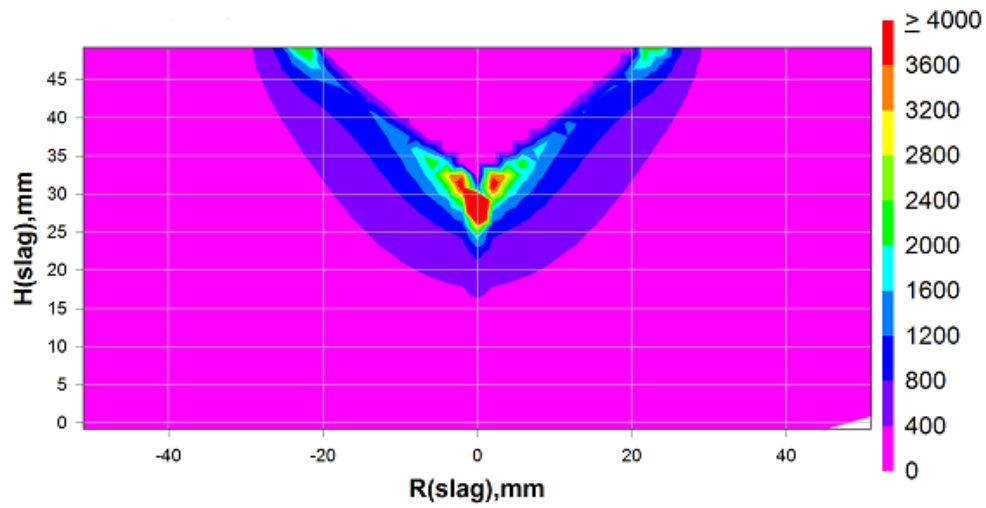
Рисунок 1 – Положение электрода в шлаковой ванне в зависимости от содержания в ней металлического кальция [5,7]

Для проверки этого предположения провели компьютерное моделирование распределения мощности внутренних источников тепла в шлаковой ванне. Использовали компьютерную модель собственной разработки [8]. Выполнили три расчёта, которые отличались удельным сопротивлением шлака. Этим имитировали различную концентрацию металлического кальция. Подбором глубины погружения электрода в шлаковую ванну добились одинакового значения тока переплава (с небольшой погрешностью) во всех трёх случаях.

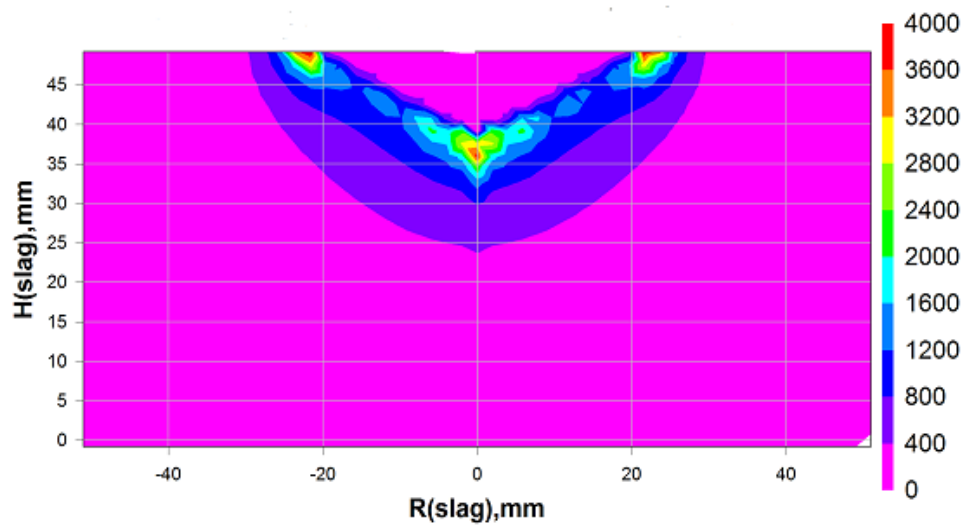
В табл. 1 представлены исходные данные и результаты моделирования. Распределение мощности внутренних источников тепла в шлаковой ванне представлено на рис. 2.

Таблица 1 – Исходные данные и результаты моделирования

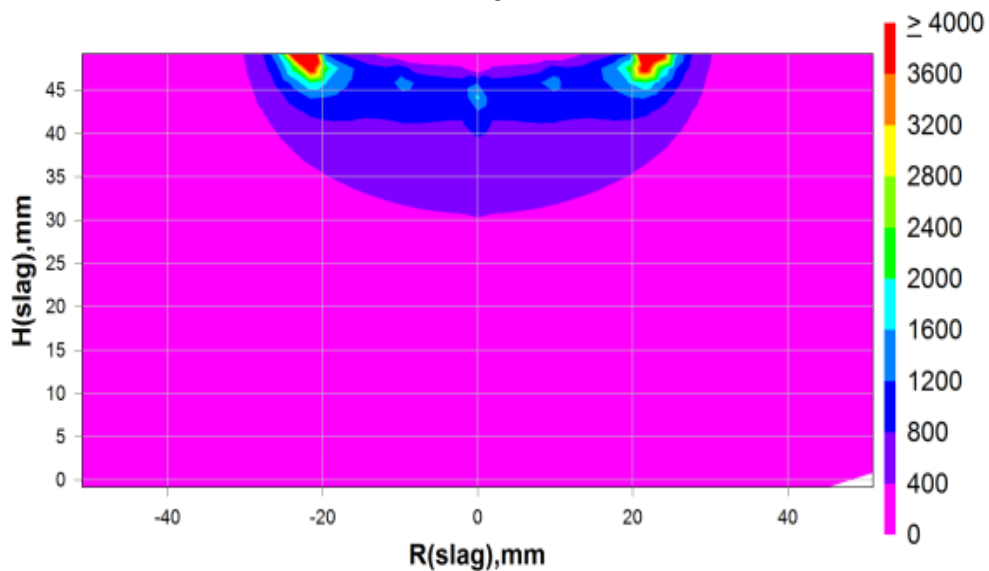
Вариант расчёта	1	2	3
Исходные данные			
Удельное сопротивление шлака, Ом·мм	2,45	2,20	2,00
Высота шлаковой ванны, мм	50		
Диаметр шлаковой ванны, мм	100		
Диаметр электрода, мм	45		
Напряжение на шлаковой ванне, В	40		
Результаты расчёта			
Заглубление электрода по оси, мм	20	11,7	3,4
Сопротивление шлаковой ванны, Ом	0,0207	0,0208	0,0205
Ток переплава, А	1933	1924	1949
Тепловыделение в шлаковой ванне, кВт	77,32	76,96	77,96



a



б



в

Рисунок 2 – Распределение мощности внутренних источников тепла в шлаковой ванне при удельном сопротивлении шлака 2,45 (а), 2,2 (б), 2,0 (в)  $\text{Om} \cdot \text{mm}$

Результаты расчетов (табл. 1) подтверждают, что поддержание одинакового значения тока переплава (и одинаковой мощности) на шлаковых ваннах с различным удельным сопротивлением, обеспечивается различным заглублением в них расходуемых электродов.

Вместе с тем результаты моделирования, представленные на рис. 2 не позволяют сделать однозначного вывода о заметном увеличении тепловыделения в приэлектродной области при уменьшении заглубления электрода в шлаковую ванну. Более того, известно, что меньшему заглублению электрода в шлаковую ванну соответствует более равномерный характер тепловыделения в её объёме, а большему – концентрация тепловыделения под электродом. Следовало бы ожидать увеличения скорости плавления электрода при большем его заглублении в шлаковую ванну. У нас же наблюдается противоположная картина.

Вероятно, увеличение скорости плавления электрода при уменьшении его заглубления в шлаковый в ванну связано другими явлениями. Так в работе [9] приводится, что при ведении электрошлаковой наплавки без проплавления в токопроводящем кристаллизаторе наблюдается оплавление наплавляемой поверхности при температуре шлаковой ванны значительно меньшей чем температура плавления металла. Отмечается что причина этого явления не связана с образованием легкоплавкой эвтектики. Делается предположение что повышенная тепловыделение в зоне соприкосновения металла со шлаком связано с контактным сопротивлением границы раздела металл-шлак. Вероятно, и в нашем случае на скорость переплава расходуемого электрода оказывают влияние явления на границе электрод-шлак.

Из рис. 1 а, б, в видно, что с увеличением содержание кальция в шлаковой ванне площадь контакта торца электрода со шлаком уменьшается. При одинаковом значении тока переплава, это приведёт к возрастанию плотности тока через торец расходуемого электрода и вероятно к росту тепловыделения на границе электрод-шлак.

Таким образом увеличение скорости плавления электрода под флюсом с добавками металлического кальция по сравнению с переплавом под флюсом без кальция может происходить не только по причине изменения механизма тепловыделения с электрошлакового на дугошлаковый.

Увеличение скорости плавления электрода под флюсом с металлическим кальцием при плавлении электрода в электрошлаковом режиме возможно связано с увеличением тепловыделения на границе электрод-шлак в связи с ростом плотности тока через торец расходуемого электрода.

#### Литература:

1. Смирнов А.Н. Внепечное рафинирование чугуна и стали [Электронный ресурс]: учебное пособие для вузов / А.Н. Смирнов, А.М. Зборщик // Донецк: ГВУЗ "ДонНТУ", 2012.

2. Рябцев А.Д. Электрошлаковый переплав металлов и сплавов под флюсами с активными добавками в печах камерного типа / А.Д. Рябцев, А.А. Троянский // *Электromеталлургия*. – 2005 – № 4. – С. 25-32.

3. Рябцев А.Д. Производство слитков титана, хрома и сплавов на их основе в камерных электрошлаковых печах под активными металлосодержащими флюсами / А.Д. Рябцев, А.А. Троянский // *Пробл. спец. электromеталлургии*. - 2001. - №4. - С.6

4. Рябцев А.Д. Об электропроводности флюсов системы  $\text{CaF}_2\text{-Ca}$  / А.Д. Рябцев, А.А. Троянский, М.В., Самборский, В.Ю. Мастепан // *Современ. электromеталлургия*. -2003. - №1. -С.3-4.

5. Особенности плавления расходуемого электрода при камерном ЭШП под кальцийсодержащим шлаком / Троянский А. А., Рябцев А. Д., Ратиев С. Н., Димитренко В. С. // *Актуальные проблемы металлургии чугуна и стали: сборник тезисов докладов международной научно-практической конференции (г. Алчевск, 20 мая 2021 г.)*. – Алчевск: ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ», 2020. — 105 с.

6. Стависюк Е. Ю. Исследование влияния добавок металлического кальция на механизм плавления расходуемого электрода при камерном электрошлаковом переплаве / Е. Ю. Стависюк, В. В. Бондарев, А.Д. Рябцев // *Донецкий национальный технический университет*, 2010.

7. Нестеренко Б.В. О месте горения дуги при камерном электрошлаковом переплаве под активными шлаками / Б.В. Нестеренко, С.Н. Ратиев // *Металлургия XXI столетия глазами молодых // Материалы Международной научно-практической конференции студентов*. – Донецк: ДонНТУ, 2015. – С. 28-29.

8. Уткин А.С. Моделирование электрических процессов в шлаковой ванне печи электрошлакового переплава / А.С. Уткин, А.Д. Рябцев // *Металлургия XXI столетия глазами молодых // Материалы Всеукраинской научно-практической конференции студентов*. – Донецк: ДонНТУ, 2012. – С. 37-38.

9. Цыкуленко К.А. О роли контактных сопротивлений в процессе электрошлаковой наплавки / К.А. Цыкуленко, В. Г. Шмаков, Г. Ф. Федотенков, Н. М. Колесник, Ю.З. Махлин // *(Ин-т электросварки им. Е. О. Патона НАН Украины 2008*.

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



## РЕТРОСПЕКТИВА ВОЗНИКНОВЕНИЯ МАТЕРИИ

Бондарь А.Ю., Корицкий Г.Г.

Донецкий национальный технический университет

Начало жизненного цикла материального мира следует искать в эпохе, когда Космическое Пространство было заполнено высокоэнергетическими продуктами Большого Взрыва, такими элементарными частицами как протоны, нейтроны, электроны. Возможное присутствие античастиц подпитывало эту систему энергией за счет процессов аннигиляции. Если о времени начала и продолжительности этого события мы никогда не узнаем, то о его локализации в пространственной можем говорить уверенно. Наша галактика, наверняка, является крошечным участком того пространства. Признание этого факта позволяет нам предпринять попытку определить характер и последовательность процессов, потенциально имевших место в той далекой ретроспективе, в результате которых окружающий нас мир обрел современный вид.

Процесс зарождения материального мира в том виде, который известен на данный момент, можно интерпретировать следующим образом. Элементарные частицы, обладающие значительной массой (протоны и нейтроны), теряя энергию хаотического движения, под действием ядерных сил объединялись в более крупные ассоциации, которые мы называем атомными ядрами, в результате чего теряли свой суверенитет. Их стабильность зависит от соотношения составляющих компонентов. Нестабильные ассоциации разрушались, а относительно стабильные принимали участие в создании новых конструкций. Сейчас мы знаем, что все атомы, имеющие одинаковый заряд ядра, но различающиеся лишь количеством нейтронов, являются изотопами одного и того же вещества (химического элемента) с оригинальными свойствами.

Стабильные ядра, обладая положительным электрическим потенциалом, становились центром притяжения электронов, формировавших электронную оболочку, которая не всегда уравнивала положительный заряд ядра. С определённой вероятностью могли возникать конструкции, которые называются ионами (анионы и катионы), в результате чего в массиве новообразований появляется дополнительный ориентирующий признак – заряд иона. Разнополярные ионы с равными по величине зарядами получают возможность создавать новые конструкции – нейтральные молекулы. Так могли быть сформированы суверенные, индифферентные атомы и молекулы. Данную ситуацию можно считать фактом зарождения газообразной материи как в атомарном, так и в молекулярном виде. В общих чертах она представлена на рисунке 1.

Полный ассортимент химических элементов мы наблюдаем в Таблице Д.И. Менделеева, в которой они ранжированы по количеству протонов в ядре, то есть по величине его положительного заряда. В этом списке значится 118 элементов. Некоторые из них известны человечеству с незапамятных времен,

некоторые были обнаружены и идентифицированы человеком в процессе освоения ноосферы. Элементы, составляющие заключительную часть списка, крайне нестабильны и были синтезированы в ядерных реакторах в количествах, недостаточных для детального изучения. Было высказано предположение, что список синтезированных элементов может быть продолжен с использованием высокоэнергетических технологий «горячего ядерного синтеза» в ядерных реакторах типа Токамак [1].

$P^+ + N^0$		электроны
ядерный синтез		
ядра изотопов		
ассоциирование		
плазма		
изотопы	ионы	электроны
ассоциирование		
атомы		молекулы
смешивание		
газообразное вещество		

Рисунок 1 - Схема формирования газообразного вещества из продуктов Большого взрыва

Одно и то же вещество может существовать в любом из четырех состояний, различающихся физическими, в первую очередь механическими свойствами. Такие состояния называют агрегатными. Это известные всем твердое, жидкое, газообразное и плазменное состояния. Плазма является самым распространённым состоянием вещества во Вселенной, так как из неё состоит большинство звёзд, но там же встречаются такие специфические разновидности плазмы как нейтронная жидкость (из неё состоят нейтронные звезды) и вырожденная плазма, состоящая из полностью ионизированных ядер и электронов. Эти состояния существуют лишь при сверхвысоких давлениях и температурах. [2]. В земных условиях плазма представляет собой сильно разогретый, частично ионизированный газ, возникающий, преимущественно, в процессе горения или в электрическом разряде.

В жизненном цикле любого вещества происходят события, состоящие в его переходе из одного термодинамического состояния в другое при изменении внешних условий. Подобные события называют фазовыми переходами. На начальном этапе формирования науки о материалах их называли «переходами в иное агрегатное состояние». Наиболее часто рассматривают переходы,



происходящие с изменением температуры, но при постоянном давлении, именуемые переходами первого рода. Они включают последовательные переходы газообразного вещества в жидкое (конденсация), а затем в твердое состояние (кристаллизация). В обратном направлении вещество претерпевает обратные фазовые переходы - плавление и испарение. В природе известен ещё один фазовый переход из газообразного состояния в твердое и наоборот - сублимация и десублимация (возгонка). В результате указанных фазовых переходов скачкообразно изменяются самые главные параметры материи - удельный объём, количество запасённой внутренней энергии.

Если при фазовом превращении теплота не выделяется и не поглощается, но скачкообразно изменяется теплоёмкость, температурный коэффициент расширения, магнитная проницаемость или сжимаемость вещества, то в таком случае говорят о фазовом переходе второго рода. Примерами такого перехода являются переход магнитного сплава из ферромагнитного состояния в парамагнитное, переход металла или сплава в сверхпроводящее состояние, переход жидкого гелия в сверхтекучее состояние. [1].

Судьба любого материала складывается из ряда последовательных фазовых переходов, происходящих под воздействием внешних факторов и отражающих особенности атомарного и молекулярного состава. Фрагментарно система таких событий для конкретного вещества может быть представлена подобно рисунку 2.

Стартовым, структурообразующим событием в образовании вещества является фазовый переход, именуемый конденсацией, когда в неупорядоченной, хаотичной массе свободных и индифферентных атомов и молекул возникает ближний порядок и газ превращается в конденсированную среду – жидкость

газообразное вещество	
фазовый переход	
простая жидкость	сложная жидкость
	смешивание
	растворы   эмульсии
фазовый переход	
жидкость	кристаллический конгломерат
смешивание, трансформирование	
жидкость	минеральная масса

Рисунок 2 - Схема структурных превращений вещества в фазовых переходах первого рода

Одна из современных теорий конденсированного состояния предполагает наличие в жидкостях устойчивых комплексов — кластеров с характерной внутренней структурой и определенным жизненным циклом, [2, 3].

Кластерная модель строения жидких сред позволяет прогнозировать не только зависимость термодинамических, микроструктурных и релаксационных процессов в веществе от параметров состояния внешней среды, но и их взаимосвязи. Полагают, что в неупорядоченных конденсированных средах в результате флуктуаций плотности случайным образом возникают комплексные образования – кластеры. Они могут содержать от нескольких до бесконечно большого количества частиц. В жидких металлах с сильным межмолекулярным взаимодействием прогнозируют формирование мощных кластерных систем, содержащих до нескольких сотен тысяч частиц. В упорядоченной, (равновесной) среде устанавливается закономерное распределение кластеров по количеству содержащихся в них частиц. [4, 5].

Идея оболочечной структуры кластера возникла недавно, поэтому пока еще не имеет четкого обоснования и требует дальнейшего развития и совершенствования. В частности, не решенным остается вопрос о причинах и факторах, побуждающих определенные группы нейтральных атомов или молекул из всего хаотического скопления одновременно активизироваться, искать и находить ближайших соседей, вступать с ними в контакт и создавать на основе ближнего порядка стабильные конструкции.

#### Литература:

1. «Агрегатные состояния вещества. Условия равновесия фаз. Явления на границе раздела газа, жидкости и твердого тела. Капиллярные явления. Фазовые переходы первого и второго рода. Диаграммы состояния. Критические явления при фазовых переходах», 1-й курс, 2-й семестр, лекция 17, с.10;

2. Г.А. Мельников, Ю.Ф. Мелихов, В.Н. Вервейко, М.В. Вервейко. Кластеры в простых и органических жидкостях. Вестник МГТУ им. Н.Э. Баумана. Сер. “Естественные науки”. 2008. № 2.

3. Кластерное строение конденсированных сред. Г.А. Мельников, В.Н. Вервейко, В.Г. Мельников, Д.В. Вервейко, А.Ю. Верисокин. Вестник Московского Университета. Серия 3. Физика. Астрономия. 2011. №5.

4. Структурные свойства конденсированных сред в рамках кластерной модели. Г.А. Мельников, В.Н. Вервейко, В.Г. Мельников, Д.В. Вервейко, А.Ю. Верисокин. Ученые записки: электронный научный журнал Курского государственного университета. 2011. № 4 (20).

5. С.Д. Захаров, И.В. Мосягина. Кластерная структура воды (обзор). Учреждение Российской академии наук, Физический институт им. П.Н. Лебедева РАН. Препринт. –М., 2011.

## ФОРМИРОВАНИЕ КРИСТАЛЛИЧЕСКОГО ТЕЛА

Бондарь А.Ю., Корицкий Г.Г.

Донецкий национальный технический университет

Современные познания о твердом веществе сложились в результате использования человеком различных металлов и не только. Закономерным результатом явилось создание отдельного направления в науке под общим названием - «Материаловедение». Реализуя опыт и знания о материалах, человек неуклонно совершенствует технологические процессы не только изучения и получения, но и использования твердого вещества – преобразования и формообразования. При этом он установил, что первичным является структура материала.

Твёрдые вещества бывают – аморфными и кристаллическими. Аморфные вещества (от греч.  $\alpha$  «не-» +  $\mu\omicron\rho\phi\acute{\eta}$  «вид, форма») представляют собой разновидность конденсированных веществ, структура которых ограничена лишь ближним порядком. Их структурные элементы относительно неподвижны, но их взаимное расположение хаотично и не поддается строгому описанию. Различают: стабильно-аморфные и условно-аморфные вещества.

Стабильно-аморфные - не претерпевают фазового перехода, то есть затвердевают без образования кристаллических конструкций даже при очень медленном охлаждении. Их свойства изотропны, то есть одинаковы в разных направлениях и не зависят от направления действия возмущающего фактора. При повышении температуры стабильно-аморфные твердые вещества постепенно размягчаются и выше температуры стеклования переходят в жидкое состояние. Температурой стеклования называют такую температуру, при которой вязкость жидкости достигает  $10^{13}$  Па. Согласно эмпирическим правилам, значение температуры стеклования приравнивают к  $\approx 2/3$  от температуры плавления.

Условно-аморфные - вещества, охлажденные с очень высокими скоростями до температур, значительно ниже температуры их кристаллизации. Их структура может перейти в кристаллическую при последующем нагревании или с течением времени. При описании условно-аморфных веществ уместно пользоваться критерием условности, который должен отражать соотношение технологических параметров, соблюдение которых обеспечивает получение вещества с конечными признаками аморфности.

Кристаллические вещества (от греч.  $\kappa\rho\upsilon\sigma\tau\alpha\lambda\lambda\omicron\varsigma$  первоначально – «лёд» , в дальнейшем — «горный хрусталь; кристалл») — твёрдые вещества, в которых структурные элементы (ионы, атомы, молекулы, формульные единицы) расположены закономерно, образуя трёхмерную, периодически повторяющуюся пространственную укладку - кристаллическую решётку. Благодаря этому, рафинированные кристаллические вещества, кристаллы имеют оригинальные внешние очертания правильных симметричных многогранников, отражающие особенности их внутренней структуры.

Впервые представление о кристаллическом строении твёрдого вещества было высказано Н. Стено (1669г.) и Р.Ж. Аюи (1784г.), но в окончательном виде сформулировано только в 1848г. Огюстом Браве. В 1890г. Е.С. Фёдоров и А. Шёнфлис независимо друг от друга доказали возможность существования 230 вариантов схем взаимного расположения частиц в твердом теле.

Известно, что структура твердого вещества формируется в результате фазового перехода жидкости при снижении её температуры до критического уровня. Однако, даже авторы кластерной теории строения жидкости не раскрывают информации о кластерах, их природе, устройстве и возможностях [1-3].

Структура твердого вещества может быть сформирована только на базе кластеров с сохранением преемственности форм и параметров, принципов термодинамики. Поэтому, сложно ожидать наличия ионов в структуре жидкости, но достаточно правдоподобно формирование кластеров, состоящих из видоизмененных структурных единиц, получивших собственные магнитные системы и названные магнионами.

Опираясь на принцип преемственности в фазовом переходе, можно считать, что кластеры, сформировавшиеся в жидкости, служат строительным материалом при построении пространственной конструкции, называемой кристаллической решеткой. Единственным условием реализации подобной ситуации является одномоментное возникновение в магнионах всех кластеров дополнительной магнитной системы, нормальной к плоскости кластера. Так как рассматриваемый фазовый переход происходит в результате снижения температуры до критического значения, то подобная ситуация вполне вероятна и у всех кластеров одномоментно появляется связь, «сшивающая» кластеры в пространственную конструкцию. Безусловно, в каждом конкретном случае «сшивающая» связь имеет свои параметры – характер магнитных систем и их направление, что приведет к формированию кристаллических решеток различных конфигураций в рамках определенного жидкостного кластера. Такая модель формирования кристаллической решетки поможет понять процесс зарождения и формирования кристаллического тела при различных физических условиях.

#### Литература:

1. Мельников, Г.А. Кластеры в простых и органических жидкостях. // Г.А. Мельников, Ю.Ф. Мелихов, В.Н. Вервейко, М.В. Вервейко / Вестник МГТУ им. Н.Э. Баумана. Сер. “Естественные науки”. - 2008. - № 2.

2. Мельников, Г.А. Кластерное строение конденсированных сред. // Г.А. Мельников, В.Н. Вервейко и др. // Вестник Московского Университета. Серия 3. Физика. Астрономия. - 2011. - №5.

3. Мельников, Г.А. Структурные свойства конденсированных сред в рамках кластерной модели / Г.А. Мельников, В.Н. Вервейко, В.Г. Мельников и др. // Ученые записки: электронный научный журнал Курского государственного университета. - 2011. - № 4 (20).

## МЕХАНИЗМ ОБРАЗОВАНИЯ И МЕРЫ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ГАЗОВЫХ ДЕФЕКТОВ В СТОПОЧНОМ ЛИТЬЕ СТАЛЬНЫХ ОТЛИВОК

Бистина Л.М., Коровин В.А.

Нижегородский государственный университет имени Р.Е. Алексеева

Газовые раковины и ситовидная пористость, поражающие чаще поверхностные и реже глубинные зоны отливок, вызываются повышенной газонасыщенностью стали. Механизм поглощения газов жидкой сталью и их выделения в процессе кристаллизации подробно изложен в классических монографиях по металлургии стали [1, 2], но для стопочного литья стальных отливок он рассмотрен очень мало [3]. Ниже на рисунке 1 представлены фото отливок из стали 20Х13Л – дисков, залитых в нижнем ряде стопочной формы.



Рисунок 1 - Фото дискообразных отливок, полученных в стопочной литейной форме

На рисунке 2 представлена стопочная литейная форма.



Рисунок 2 - Стопочная литейная форма

Газовая раковина представляет собой дефект в виде полости, образованной выделившимися из металла или внедрившимися в металл газами. Имеет обычно сферическую или округлую форму с гладкой чистой поверхностью, иногда

окисленной. На содержание газов и степень поражения отливки газовыми дефектами оказывают влияние: содержание газов в шихтовых материалах; состав газовой среды в плавильном агрегате; особенности взаимодействия жидкого металла с окружающей средой при обработке сплава в жидком состоянии, транспортировке, заливке в форму; особенности процесса формирования отливки [4].

Ниже приведены фотографии газовых раковин в отливке «диск» (см. рисунок 1) из стали 20Х13Л при различных увеличениях (рисунок 3).

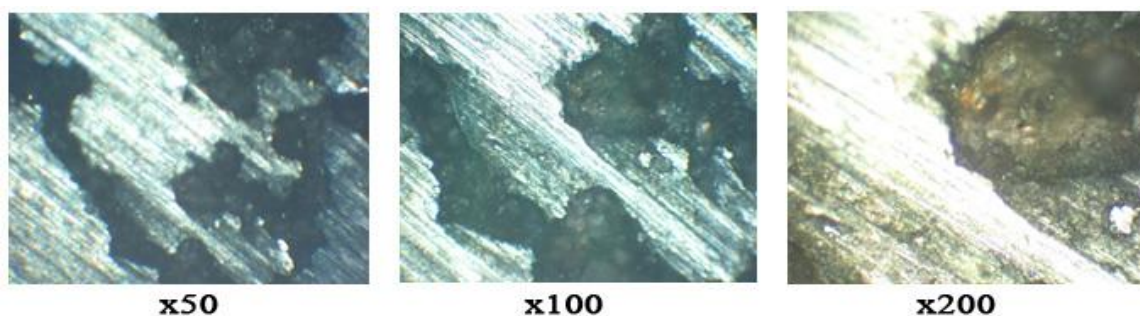


Рисунок 3 - Фотографии газовых раковин

Получение отливок без газовых раковин и пористости является одной из самых трудных задач литейного производства. При уменьшении температуры растворимость газов уменьшается, поэтому при охлаждении жидкого металла происходит зарождение газовых пузырьков и их выделение [4].

В нижний ряд отливок стопочной формы попадает охлажденный жидкий металл, а выше в следующие слои попадает более горячий металл, что объясняет наличие газовых раковин в нижнем ряду отливок.

Правильно выполненная конструкция литниковой системы и соблюдение правил заливки (быстрое заполнение литниковой системы металлом, недопущение прерывности заливки и температурный режим расплава) являются необходимыми условиями предотвращения газовых раковин.

#### Литература:

1. Нехендзи, Н.Ю. «Стальное литье», Metallurgizdat, 1948
2. Явойский, В.И. «Теория процессов производства стали» Издательство «Металлургия», 1967
3. Пат. № RU 2746869 РФ. МПК В22С 9/20. Стопочная литейная форма / П.А. Слuzов, В.К. Седунов, В.А. Коровин, Л.М. Бистина, А.С. Романов; патентообладатель ФГБОУ ВО «Нижегородский государственный технический университет им. Р.Е. Алексеева», Открытое акционерное общество «Литейно-механический завод»; заявл. 16.12.2019; опубл. 21.04.2021, Бюл. №12. – 7 с.
4. Коровин, В.А. Механизм образования и меры предотвращения дефектов чугуновых и стальных отливок: учеб. пособие / В.А. Коровин, И.О. Леушин; Нижегород. гос. техн. ун-т. – Н. Новгород, 2006. – 84 с.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЧНОСТИ СОЕДИНЕНИЙ НА СРЕЗ ПОЛУЧЕННЫХ КОНТАКТНОЙ ТОЧЕЧНОЙ СВАРКОЙ МАТЕРИАЛОВ НА ОСНОВЕ Al-сталь

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

Прочность соединений, выполненных точечной сваркой, определяется размерами литой зоны, свойствами литого металла и околошовной зоны, геометрией сварного соединения и условий его нагружения в реальной конструкции. Из размеров литой зоны наибольшее влияние на прочность сварных соединений оказывает диаметр литой зоны в плоскости соединения. Прочность соединений растёт примерно пропорционально площади сечения литого ядра, а величина проплавления деталей не оказывает существенного влияния на прочность сварных соединений.

В зависимости от условий эксплуатации конструкций назначают способы испытаний. Механические испытания сварных образцов на срез и отрыв проводят обычно при определении нового режима сварки.

Исследование прочностных характеристик сварных соединений проводили по следующей методике [1]. Сварные соединения, выполненные точечной сваркой, испытывали на срез путём растяжения образца. Для механических испытаний точек на срез образцы выполнялись односточечными, а их размеры были выбраны по ГОСТ 6996-66. При испытании определяли разрушающую нагрузку на сварную точку.

В таблице 1 представлены значения средних усилий при испытании на срез соединений Al (1,0 мм) + «Al-сталь» (0,5+0,5) мм + сталь «08 кп» (0,8 мм) [2]. Режимы сварки: сварочный ток  $I_{св}=(10...14)$  кА; время сварки  $t_{св}$  изменяли от 0,16 до 0,36 с при постоянном значении  $P=1000$  Н, а усилие сжатия электродов – от 500 до 2000 Н при постоянном значении  $t_{св}=0,24$  с.

Таблица 1 – Средние усилия при испытании на срез разнородных образцов

Параметры сварки		Усилие на срез, Н	
Al (1,0 мм)+ +«Al-сталь» (0,5+0,5) мм+ +сталь «08 кп» (0,8 мм)	$t_{св}, с$	0,16	530
		0,20	550
		0,24	590
		0,28	620
		0,32	710
		0,36	730
	$P, Н$	500	630
1000		610	
1500		520	
2000		500	

При проведении испытаний сварного соединения разнородных материалов

на срез необходимо учитывать то, что разрушение образцов будет происходить на границе раздела контакта «Al»-«Al-сталь» в районе пластического пояса околосшовной зоны, т.к. прочность соединения «алюминий-сталь» - «сталь» всегда выше.

Анализ геометрии формы и структуры точек показал, что с увеличением времени протекания сварочного тока происходит увеличение прочности соединения «Al»-«Al-сталь» (рисунок 1). Такой характер объясняется увеличением диаметра ядра за счёт выделения большего количества тепла в зоне контакта свариваемых деталей. При уменьшении  $t_{ce}$  увеличивается пластичность алюминия, а прочность снижается. Ядро сдвинуто в сторону алюминия биметалла, форма эллипсоидная. При оптимальном режиме сварки  $t_{ce}=0,24$  с усилие на срез составляет порядка 600 Н. Прочность образцов на срез при этом составила порядка 5 кг/мм<sup>2</sup>.

Увеличение усилия сжатия электродов (рисунок 2) приводит к незначительному снижению прочности и увеличению пластичности материалов соединения. Это следствие уменьшения по высоте ядра зоны соединения. При этом практически не меняется диаметр ядра (3,5...4,2) мм и незначительно уменьшается высота с 0,9 до 0,5 мм. При таких нагрузках образование литого ядра в контакте «алюминий-биметалл» протекает стабильно, непроваров деталей не наблюдается. Ядро симметрично относительно поверхности контакта, форма эллипсоидная, при увеличении нагрузки практически не изменяется. Оптимальный режим процесса сварки определён при усиллии сжатия 500 Н. Прочность образцов на срез при этом составила порядка 4,5 кг/мм<sup>2</sup>.

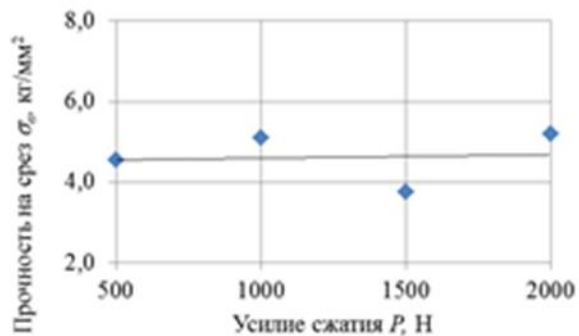
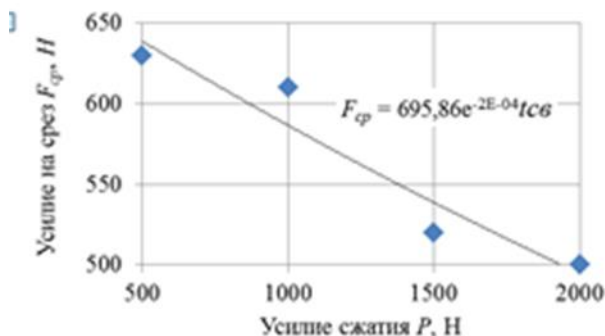
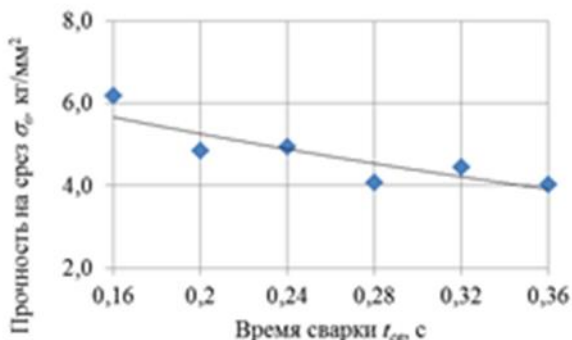
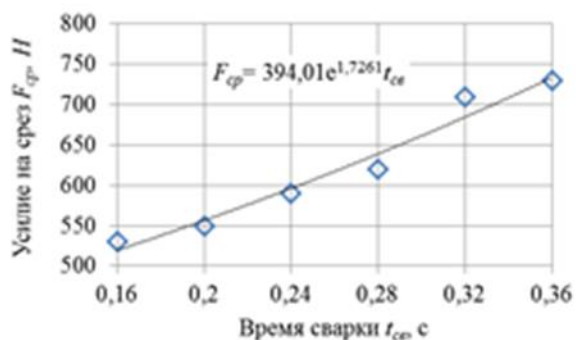


Рисунок 1 – Влияние времени сварки и усилия сжатия электродов на усилие на срез

Рисунок 2 – Влияние времени сварки и усилия сжатия электродов на прочность на срез



При исследовании зоны контакта «биметалл-сталь» установлена возможность образования качественного соединения одновременно с формированием расплавленного ядра сварной точки в контакте «Al»-«Al-сталь» при оптимальных значениях параметров сварки ( $t_{св} < 0,24$  с;  $P < 1000$  Н). Как было установлено, при отклонении параметров сварки от оптимальных прочность соединений изменяется.

Установлено, что при увеличении времени протекания сварочного тока происходит незначительное увеличение прочности соединений, что объясняется увеличением диаметра ядра стали за счёт выделения большего количества тепла в зоне контакта свариваемых деталей.

Проведённые исследования формирования соединений «алюминий–переходник–сталь» показали принципиальную возможность получения качественных соединений при правильном расчёте и выборе параметров режима сварки.

#### Литература

1. Методика исследования процесса контактной точечной сварки соединений материалов «алюминий-сталь» / Караминадик, И. Демченко Е.Б. // Литьё и металлургия 2021 [Электронный ресурс]: сборник научных работ IV Международной научно-практической интернет конференции студентов и магистрантов, 14 апреля 2021 года / ред.: А.П. Бежок, И.А. Иванов. – Минск: БНТУ, 2019. – С.22-24.

2. Караминадик, И. Демченко Е.Б. Технология контактной точечной сварки алюминия со сталью / Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс] : [материалы VII Международной научно-практической конференции молодых учёных 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. - С.109-112.

# ВЫСОКОЭНТРОПИЙНЫЕ СПЛАВЫ: ПРИРОДА, ПРИМЕНЕНИЕ, СОЗДАНИЕ СВАРНЫХ СОЕДИНЕНИЙ

Митин П.А., Кончак А.А., Гольцова М.В.  
Белорусский национальный технический университет

Традиционные сплавы в их классическом понимании состоят из основного металла и незначительных добавок различных легирующих элементов. В качестве основы используется всего 2-3 десятка наиболее используемых традиционных металлов, включая, прежде всего, железо, алюминий, медь, никель, титан, олово, свинец, цинк, магний, ниобий, цирконий, бериллий, а также благородные, тугоплавкие, радиоактивные и некоторые другие металлы. Выбор каждого зависит от нужных в определенной ситуации технологических свойств металлов.

На данный момент существует множество многокомпонентных сплавов, где за основу взят один элемент. Например, различные стали, алюминиевые и медные сплавы, чугуны и так далее. Около 20-ти лет назад было начато производство и изучение нового класса сплавов, так называемых высокоэнтропийных сплавов. Впервые они были представлены двумя учеными – Кантором и Йе в 2004-ом году. Что же такое высокоэнтропийные сплавы?

Высокоэнтропийные сплавы (ВЭС) – это сплавы, содержащие в себе от 5-ти до 10-ти различных компонентов в приблизительно одинаковой пропорции. Данные сплавы имеют ряд важнейших преимуществ перед обыкновенными, поэтому представляют большой интерес в их подробном изучении. Сейчас есть большой перечень ВЭС, которые активно используются в различных видах промышленности [1].

В ВЭС, естественно, невозможно формирование матрицы на основе определенного компонента, как в обыкновенных традиционных сплавах, ведь каждый из элементов добавляется в равной пропорции. Также в ВЭС формируются однофазные твердые растворы что объясняется высокой энтропией смешения. Кристаллическая решетка сплавов сильно искажена. Каждый атом любого элемента, входящего в композицию, имеет равный шанс занять определенный узел кристаллической решетки. Что, в свою очередь, увеличивает твердорастворное упрочнение и стабильность термодинамических свойств.

Проанализировав результаты исследований физико-механических характеристик высокоэнтропийных сплавов [2], можно заметить, что зачастую при определенной электронной концентрации (приблизительно 5.4-7.0эл\ат), ВЭС имеют высокие жаропрочные свойства, но обладают пониженной пластичностью в условиях комнатной температуры (рис.1).

Как мы можем заметить из рис.1, ВЭСы на основе ОЦК решетки более жаропрочны, нежели на основе ГЦК. Сплав на основе ОЦК при испытании на сжатие показал уровень прочности 450 МПа при температуре 1300°C.

В работе [3] оценены возможности применения ВЭС в конкретных наукоемких отраслях. ВЭС являются хорошими функциональными материалами, некоторые из них биосовместимы и могут использоваться в медицине, другие обладают каталитическими свойствами, третьи – в электронных преобразователях и в качестве анодов и катодов в Li-ионных и Na-ионных аккумуляторах. Известны примеры применения ВЭС в качестве покрытий деталей судов, разнородных сварных соединениях, деталях ядерных реакторов [3].

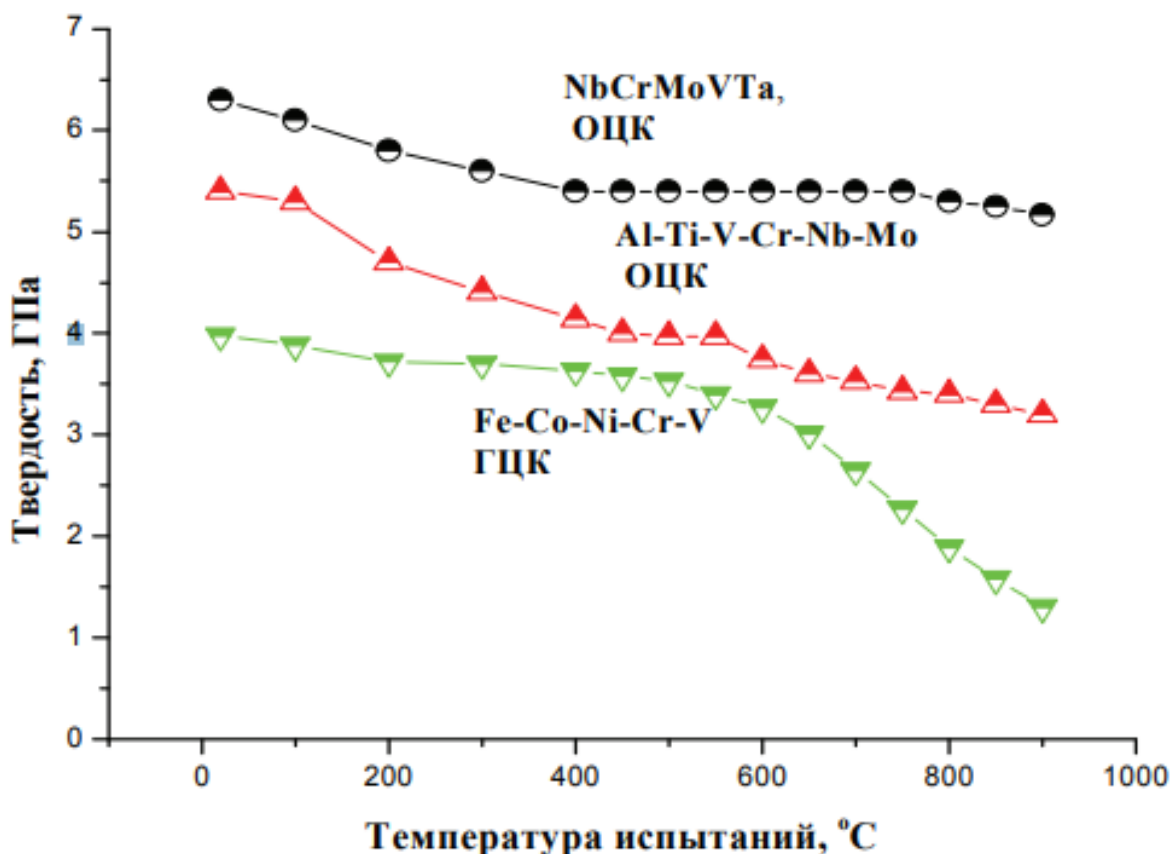


Рисунок 1 – Характеристики твердости для высокоэнтропийных сплавов с ОЦК и ГЦК решеткой в зависимости от температуры испытаний [1].

Нагрузка на индентор – 1кг

При этом, покрытия из высокоэнтропийных сплавов именно за счет высоких значений твердости в литом состоянии, будут обладать существенно более высокими значениями твердости и значительно лучше сохранять характеристики твердости и жаростойкости (табл.1). Так, металлические покрытия на основе ГЦК решетки достигли твердости в 18 ГПа при модуле упругости в 190 ГПа, в то время как покрытия на основе высокоэнтропийных сплавов смогли показать результат в твердости около 50-60 ГПа при модуле упругости в области 600-660 ГПа.

Естественно, что каждый высокоэнтропийный сплав имеет свои свойства и особенности. Для примера рассмотрим некоторые из них:

$Al_{0,5}CoCrCuFeNi$  – данный сплав имеет высокий предел усталостной прочности и выносливости, превышающие аналогичные показатели некоторых стальных и титановых сплавов. Но, данный сплав крайне чувствителен к дефектам, в особенности к микротрещинам.

Таблица 1 - Влияние температуры отжига и среды напыления на физико-механические характеристики высокоэнтропийных покрытий полученных из сплава Ti-V-Zr-Nb-Hf

Среда получения покрытия	Исходное			Отжиг 1000°C – 1 ч		
	H, ГПа	E, ГПа	a, нм	H, ГПа	E, ГПа	a, нм
Вакуум	8,1	102	0,3390	9,2	112	0,3367
Азот	64,0	450	0,4462	66,0	454	0,4406
Азот	57,0	400	0,4483	50,0	370	0,4495

$Al_{20}Li_{20}Mg_{10}Sc_{20}Ti_{30}$  – однофазный нанокристаллический сплав, имеет плотность  $2,67 \text{ г/см}^3$  и микротвердость 4,9-5,8 ГПа, благодаря чему его соотношение прочности к весу сравнимо с керамическими материалами. Однако, Sc (скандий) – дорогой металл, что ограничивает частое использование данного сплава.

$CoCrCuFeNi$  – парамагнитный сплав. При добавлении в него титана образуется сложная микроструктура, состоящая из твердого раствора, аморфных областей и наночастиц фазы Лавеса, что приводит сплав к суперпарамагнитному поведению – особой форме магнетизма.

В связи с широкими возможностями варьирования долей исходных компонентов ВЭС, и влиянием изменения композиций на свойства, для моделирования свойств ВЭС в зависимости от составов широко используются компьютерное моделирование, включая методы machine learning.

Как и другие материалы, ВЭС поддаются различным видам сварки. Это может быть холодная сварка, диффузионная сварка, сварка трением с перемешиванием. При этом исследуют как собственно сварку собственно ВЭС, так и композитов на основе ВЭС. Так, в работе [4] исследовали сварные соединения сплава  $CoCrFeNiMnAl$ , а в работе [5], был исследован жаропрочный композиционный материал, полученный диффузионной сваркой пакета ВЭС/Al(Si), собранного из фольг алюминия и высокоэнтропийных сплавов  $FeCoNiMnCr$  и  $FeCoNi_2MnCrCu$ , под давлением. После сварки при 950°C на месте Al слоев формировались диффузионные зоны, состоящие из интерметаллических соединений  $MeAl$  (упорядоченного ОЦК твердого раствора элементов ВЭС в моноалюминиде  $MeAl$ ) и  $Me_3Al$ , чередующихся со слоями твердого раствора Al и Si в ВЭС [4]. Контроль качества сварных соединений проводили методом микроиндентирования.

Таким образом, высокоэнтропийные сплавы – это новая сфера науки и металлургии. Эти сплавы открывают множество новых возможностей и

вариантов сочетания компонентов. Благодаря их уникальным свойствам, сфера их применения неуклонно расширяется, а, следовательно, расширяются и методы обработки. В этом небольшом обзоре рассмотрена лишь малая часть направлений разработки и исследования ВЭС.

#### Литература:

1. Ремпель А.А. Высокоэнтропийные сплавы: получение, свойства, практическое применение / Ремпель А.А., Гельчинский Б.Р. // Известия высших учебных заведений. Черная Металлургия. 2020(3-4):248-253. <https://fermet.misis.ru/jour/article/view/1868>

2. Трофименко Н.Н. Жаропрочные стали и сплавы / Трофименко Н.Н., Ефимочкин И.Ю., Большакова А.Н. // <https://cyberleninka.ru/article/n/problemny-sozdaniya-i-perspektivy-ispolzovaniya-zharoprochnyh-vysokoentropiynyh-splavov/viewer>

3. Громов В.Е., и др. Применение высокоэнтропийных сплавов. Известия высших учебных заведений. Черная Металлургия. 2021;64(10):747-754. <https://doi.org/10.17073/0368-0797-2021-10-747-754>

4. Шайсултанов Д.Г. и др. Влияние режимов сварки трением с перемешиванием на структуру и механические свойства сплава CoCrFeNiMn-0.9%C // Международная конференция «Перспективные материалы с иерархической структурой для новых технологий и надежных конструкций», 2019, Томск, Россия, с.599-600. DOI: 10.17223/9785946218412/399

5. С.А. Фирстов и др. Структура и механические свойства жаропрочного композита на основе высокоэнтропийного сплава // Заводская лаборатория. Диагностика материалов. 2015. Т. 81, №6, С. 60-69.

# ИССЛЕДОВАНИЕ СТОЙКОСТИ ВОДООХЛАЖДАЕМЫХ ПОДОВЫХ ЭЛЕКТРОДОВ

Палкин О.О., Пасечник А.Ю.

Донецкий национальный технический университет

Электрошлаковые тигельные печи, предназначенные для получения отливок из вторичного сырья в своей конструкции имеют подовый металлический электрод. Данный элемент, работая в условиях интенсивного теплового воздействия, определяет продолжительность переплава и производительность агрегата – при увеличении вводимой мощности, происходит интенсивное оплавление электрода. Стоит задача определения условий, при которых не будет происходить интенсивное оплавление подового электрода.

В качестве критерия устойчивой работы подового электрода предлагается использовать выражение

$$\lambda_{\text{расч}} = \frac{Q \cdot \delta}{F \cdot (T_1 - T_2)}$$

где  $-Q$  - тепловой поток, Вт;

$\delta$  - длина электрода, м;

$F$  - площадь сечения электрода, м<sup>2</sup>;

$T_1$  - температура расплава, °С;

$T_2$  - температура «холодного» конца электрода, °С;

Таким образом, коэффициент теплопроводности определяется для конкретного случая, в отдельные моменты времени (учитывая размеры подового электрода, величину теплового потока). Далее, рассчитанную величину сравнивают с табличным коэффициентом теплопроводности для материала подового электрода (в данном случае стали). При температуре 1400-1500°С (температура подового электрода в зоне контакта с жидкой сталью) коэффициент теплопроводности равен 34Вт/м град. [1].

Для выявления закономерностей изменения состояния электрода была собрана установка на базе аппарата для электрошлаковой сварки А-550, трансформатора ОСО-900, футерованного тигля емкостью 200кг жидкого металла. Установка позволяет проводить эксперименты на рабочих токах до 5000А. Исследовалась конструкция подового электрода, состоящая из охлаждаемого стального электрода и охлаждаемого колодца (рис. 1).

Для контроля температуры в зазор между электродом и колодцем помещена термopара.

Роль «колодца» - создать дополнительное охлаждение футеровки, которое должно повысить устойчивость огнеупорной кладки в области интенсивного размывания футеровки в зоне, непосредственно примыкающей к подовому электроду.

Эксперименты проводились на токах 2100А и 2300А, при плотностях тока на подовом электроде (0,2... 2,0) А/мм<sup>2</sup> соответственно.

Длительность экспериментов 1 час 30 мин.

Расход охлаждающей воды – 10 л/мин, при температуре на выходе не более 40 градусов.

В ходе эксперимента контролировали ток на электроде, температуру электрода, глубину проплавления колодца. ( Таблица 1 ).

Первая часть эксперимента (70 минут) проходила на рабочем токе 2,1кА. Наблюдали рост температуры электрода. Глубина проплавления колодца составляла 80мм в начальный период с постепенным увеличением до 170мм в конце опыта. С 40-вой минуты эксперимента длина электрода стабилизировалась, несмотря на увеличение тепловой мощности в конце эксперимента.

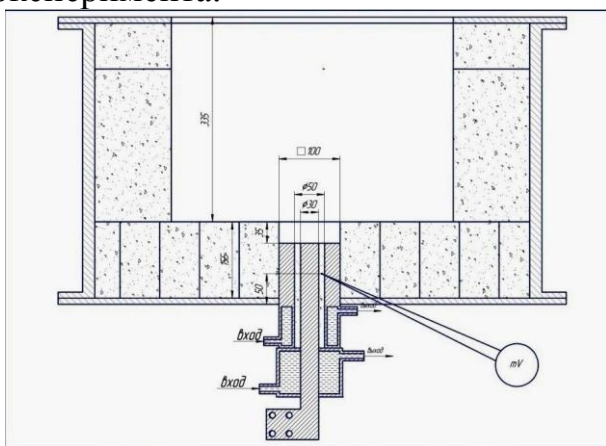


Рисунок 1 – Подовый водоохлаждаемый электрод

По полученным данным (ток и напряжение переплава, длина подового электрода, контролировалась стальным щупом) проводился расчет  $\lambda_{расч}$ , который сравнивали с табличным.

Из результатов опытов видно, что в случае, если  $\lambda_{расч} \geq \lambda_{табл.}$ , происходит оплавление электрода.

Процесс оплавления прекращается в момент, когда за счет уменьшения длины подового электрода, действующий (расчетный) коэффициент теплопроводности становится равным или меньше табличного -  $\lambda_{расч} \leq \lambda_{табл.}$

В ходе экспериментов значение удельного теплового потока изменялось в диапазоне  $(3,24 \cdot 10^6 \dots 4,14 \cdot 10^6) \text{Вт/м}^2$ . В условиях эксперимента удельный тепловой поток через электрод превышает данный показатель для сверхмощных дуговых печей  $(2 \cdot 10^6 \dots 2,5 \cdot 10^6) \text{Вт/м}^2$ . При этом оплавление электрода прекращается, когда его длина достигает значения 0,01 м.

Предложенный способ позволяет корректировать вводимую тепловую мощность таким образом, чтобы не допустить проплавления подового электрода. Также выявленные закономерности помогут при проектировании новых электрических печей, в конструкции которых используются подовые электроды.

Таблица 1 – Условия эксперимента и расчет коэффициента теплопроводности

Время, мин	Ток, I (А)	Мощность, (Ватт)*	Температура электрода	Глубина колодца м	Высота электрода h, м	Расчетный коэф. теплопередачи Вт м/м <sup>2</sup> град	Плотность теплового потока Вт/м <sup>2</sup>
0	1800	32400					
10	1800	32400	100				3240000
12	2100	37800	159				3780000
15	2100	37800	245				3780000
20	2100	37800	284	0,08	0,16	387,6923	3780000
25	2100	37800	307				3780000
28	2100	37800	340	0,11	0,08	193,8462	3780000
30	2100	37800	334				3780000
35	2100	37800	352	0,12	0,07	169,6154	3780000
40	2100	37800	426	0,15	0,03	72,69231	3780000
45	2100	37800	499	0,16	0,02	48,46154	3780000
50	2100	37800	574	0,16	0,02	48,46154	3780000
55	2100	37800	634	0,16	0,02	48,46154	3780000
60	2100	37800	665	0,16	0,02	48,46154	3780000
62	2100	37800	684	0,16	0,02	48,46154	3780000
65	2100	37800	719				3780000
70	2100	37800	764	0,17	0,01	24,23077	3780000
73	2100	37800	760	0,17	0,01	24,23077	3780000
75	2300	41400	772	0,17	0,01	26,53846	4140000
77	2300	41400	786	0,17	0,01	26,53846	4140000
79	2300	41400	822	0,17	0,01	26,53846	4140000
	1200	21600	822	0,17	0,02	27,69231	2160000

Примечания:

1. \*W = 0,6 IU [2] Здесь «0,6» – доля тепла, расходуемого на плавление шихты, передаваемого электроду;
2. Напряжение U = 30В;
3. Разность температур (T<sub>1</sub> – T<sub>2</sub>) = 1600 - 40 = 1560;
4. Площадь сечения электрода = 0,01м<sup>2</sup>

Литература:

1. Зиновьев В.В. Теплофизические свойства металлов при высоких температурах. / В.В.Зиновьев. –Москва :Металлургия, 1989. –384с.
2. Медовар Б. И. Электрошлаковая тигельная плавка и разливка металла / Б. И. Медовар, В. Л. Шевцов, В. Л. Мартын и др. –Киев :Наук. думка, 1988. – 216 с.



# ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ПОЛУЧЕНИЯ ОТЛИВКИ ИЗ БРОНЗЫ БрА9Ж4Л МЕТОДОМ ЛГМ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРОГРАММЫ LVMFlow

Палкин О.О., Пасечник С.Ю., Симоненко В.И.  
Донецкий национальный технический университет

Получение отливок способом ЛГМ является более удобным методом, так как этим самым методом можно точно воспроизвести конфигурацию детали. [1]. Главная особенность этого технологического процесса — применение не извлекаемой перед заливкой металла модели — определяет основные его преимущества:

- повышается точность отливок благодаря неразъемной форме;
- можно изготавливать отливки сложной конфигурации без применения стержней, так как формовка осуществляется по «чистой» модели;
- упрощается процесс изготовления литейной формы, отпадает необходимость применения отъемных частей, стержней и т.д.

Для модели отливки по способу ЛГМ был выбран пенополистирол марки F-MS.

*Режимы заливки.* Для получения качественной отливки по способу ЛГМ плавление-литейные блоки вакуумируют с целью обеспечения быстрого и полного заполнения расплавом литейной формы. Расплав на начальной стадии литья заполняет форму только под действием собственного веса. С целью минимизации сопротивления, оказываемого движущемуся расплаву оставшимся в форме воздухом, плавление-литейный блок вакуумируют. Вакуум в специальной опоке составляет  $-0,5\text{Па}$ , разливка БрА9Ж4л происходит при температуре  $1000...1100^{\circ}\text{C}$ .

*Назначение литниковой системы.* Транспортировка жидкого расплава без разрушения стенок, равномерное заполнение полости формы с постоянной скоростью.

*Сборка литниковой системы.* Литниковая система состоит из следующих компонентов: Стояк с литниковой чашей, к которому крепятся питатели. После сборки происходит покраска уже собранной литниковой системы.

После всех процедур изготавливают и оценивают экспериментальную отливку. Полученные результаты используют для корректирования технологии, например, изменения конструкции литниковой системы. В случае получения дефектов процедура повторяется, и для получения оптимального результата требуется от 3 до 5 плавов что приводит к расходу материалов, времени, для получения отливки наилучшего качества.

Упростить задачу такого проектирования позволяет программа LVMFlow[2].

*Пакет программ LVMFlow*—это система компьютерного моделирования тепловых и гидродинамических процессов литья, ориентированная на платформу РСсWindows98/NT/2000/XP. Ядром пакета являются уравнения

теплопереноса.[3,4]

В основе модели кристаллизации сплавов в пакете прикладных программ LVMFlow лежит макроскопическая феноменологическая теория квазиравновесной двухфазной зоны. Главное предположение этой теории, что состояние двухфазной зоны можно описать с помощью макроскопических функций аналогично полям температуры, скорости и так далее.

Уравнения модели решаются методом FDM (конечных разностей) на регулярной прямоугольной разностной сетке. При этом решаются не сами уравнения, а их конечноразностные аналоги.

*Моделирование затвердевания.* В основе модели кристаллизации сплавов пакета LVMFlow лежит квазиравновесная теория. Это макроскопическо-феноменологическая теория. В отличие от чистых металлов сплавы кристаллизуются в температурном интервале от температуры ликвидуса до температуры солидуса. В этой зоне, называемой двухфазной зоной, присутствуют как жидкая, так и твердая фаза. При этом образующаяся твердая фаза находится в равновесии с жидкой фазой. Низкие значения коэффициентов диффузии элементов в сравнении с коэффициентом теплопроводности сплавов и слабость конвективного смешивания позволяют пренебречь процессами диффузии в твердой и в жидкой фазах.

Конвективным теплопереносом можно пренебречь для небольших отливок, где тепловая конвекция не может развиваться в результате охлаждения металла, и нагревания формы во время заполнения формы пренебрежимо малы.

*Модель образования усадочных дефектов* основана на теории перколяции: если локализованное жидкое ядро содержит литниковую точку, тогда считается, что эта зона питается расплавом через литниковую точку и усадочные полости не образуются в этой зоне (бесконечная поставка питающего металла).

*Модель LVMFlow.* При расчетах течения расплав металла в очень хорошем приближении можно считать несжимаемой жидкостью. Если принять, что жидкий металл по своим свойствам близок к идеальной жидкости, то при заливке металла в форму характерное безразмерное число Рейнольдса имеет очень большие значения, для которых при определенных условиях может наблюдаться весьма развитая турбулентность. Турбулентность развивается с границ, особенно с негладких. Пакет LVMFlow рассчитывает ламинарное течение металла «вблизи» к оптимальной технологии в приближении идеальной несжимаемой жидкости, вязкость которой учитывается только как добавка.

В начале проектирования в программе компас строится 3D-модель детали (см.рисунок 2).

*Начальные установки для проектирования процесса затвердевания выбранной отливки:* задаются материалы литейной конфигурации, начальные значения теплофизических параметров, технологическая оснастка, формируется разностная сетка, создается или редактируется существующий паспорт для сохранения результатов моделирования.

*Порог Niyama* – это значение доли жидкой фазы для расчета критерия Niyama, который используют для предсказания усадочной пористости в отливке. Во время расчета затвердевания отливки критерий Niyama рассчитывают для узлов, где доля жидкой фазы достигла значение CLFN. [5]

Для оптимизации выявления предполагаемых дефектов при кристаллизации отливки в графической программе КОМПАС 3D 20v, была построена 3D модель отливки с разными вариантами литниковыми системами (см. рис.1).

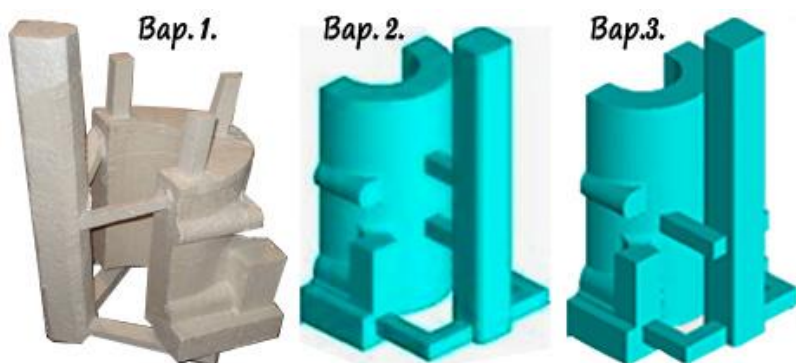


Рисунок 1 – 3D модель отливки с различными вариантами литниковой системы

В качестве материалов для создания формы был выбран кварцевый формовочный песок с массовой долей глинистой составляющей от 0,2% до 0,5%, массовой долей диоксида кремния не менее 99,0%, коэффициентом однородности от 60,0% до 70,0% и средним размером зерна от 0,19 до 0,23 мм. Для отливки был выбран медный сплав - бронза БрА9Ж4л. Толщиной покрытия, образуемого краской для окрашивания, в данном расчете пренебрегаем.

На рис.2 показаны посчитанные в программе LVMFlow возможные дефекты отливки

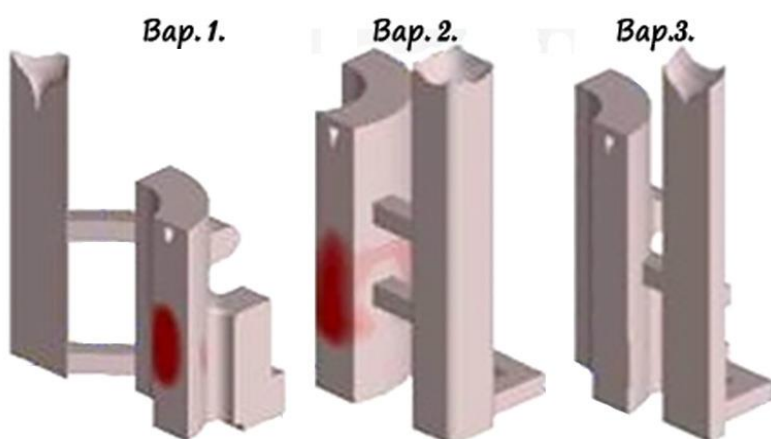


Рисунок 2 – Результаты расчета процесса затвердевания отливки в программе LVMFlow с расположением литниковой системы по рис. 1. Красным выделены возможные зоны пористости, белым – усадочные раковины.

По результатам расчетов в программе *LVMFlow* и визуализации полученных дефектов видно, что наиболее качественная отливка получается при расположении литниковой системы по варианту 3.

Выбранная литниковая система и была рекомендована для использования в опытных плавках. Для сравнения на рис.3 показана отливка при использовании литниковой системы варианта 1. В теле отливки, в центральной части, наблюдаются трещины и рыхлости, что согласуется с результатом, полученным в программе *LVMFlow* с литниковой системой вариант 1 (см. рис.1, 2)



Рисунок 3 – Дефекты отливки, полученной по модели вар. 1

Полученные экспериментальные данные показывают что программа *LVMflow* позволяет довольно точно прогнозировать, при корректном задании начальных условий, такие дефекты отливок как усадочная раковина и где образуется пористость (что визуально отображается в программе изменением критерия *Niyama* в процессе кристаллизации). Кроме того, она весьма практична как в опытном, так и промышленном применении в технологии литейного производства, так как позволяет без большого количества натуральных экспериментов просчитать оптимальные размеры и расположение литниковых систем для отливок любой конфигурации.

Литература:

1. Шуляк, В.С. Литье по газифицируемым моделям– СПб.: НПО «Профессионал», 2007.–408 с.
2. Огородникова, О.М. Компьютерное моделирование литейной технологии в программной среде *LVMflow* [Электронный ресурс] / Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та, 2018. – 38 с. Режим доступа: <https://cae.urfu.ru> свободный.
3. [http://www.wp\\_lvm.mkmssoft.ru](http://www.wp_lvm.mkmssoft.ru)
4. <https://cae.urfu.ru> .
5. Бабий А.С., Троянский А.А., Симоненко В.И. Исследование затвердевания детали типа «зуб погрузчика» с целью минимизации дефектов литья // «Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс] : [материалы VII Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов]: сборник докладов – Донецк: ДОННТУ, 2021. – Систем. требования: Acrobat Reader. – С. 50.

# РАСЧЁТ ШИХТОВКИ ПРИ ВЫПЛАВКЕ ЛИГАТУРЫ БрАЖ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ АЛЮМИНИЕВОГО ЛОМА

Плаксина А.О., Брусов А.Л.

Донецкий национальный технический университет

В последние годы стандарты на лом алюминия по максимально допустимому содержанию железа были существенно ужесточены. Если по прежним стандартам доля железа в алюминиевом ломе не должна превышать 3%, то по новым [1] не более 1,5 %. Это ужесточение объяснимо. Железо плохо растворяется в алюминии (0,03 % при 600°C), а всё остальное застывает в слитке в виде мелких тонких игл. Эти включения существенно ухудшают потребительские свойства алюминия, а технология их удаления из расплава сложная и затратная. Однако, алюминиевый лом содержит много стальных приплавов, которые трудно отделимы. Логично предположить, что в процессе рециклинга доля железа во вторичном алюминии и его сплавах со временем будет возрастать.

В то же время, широко используемый в промышленности, сплав на основе меди (безоловянная бронза марки БрАЖ) содержит и алюминий, и железо в качестве легирующих элементов [2]. Рассмотрим возможность использования алюминиевого лома, некондиционного по железу, в качестве лигатуры при изготовлении БрАЖ.

Железо плохо расплавляется в меди, но хорошо растворяется в ней. Процесс растворения в расплавленной меди кусков технически чистого железа занимает много времени. Можно предположить, что железо в алюминиевом слитке из лома, как и алюминий в твердом растворе железа (до 15%), будут усваиваться медным расплавом значительно быстрее.

Задача данной работы: смоделировать в электронных таблицах (Microsoft Excel) шихту для выплавки безоловянной бронзы марки БрАЖ, используя алюминиевый лом с превышением доли железа. Цель: подобрать оптимальный состав шихты, используя возможности Microsoft Excel, а после проведения экспериментальной плавки, подкорректировать расчёт по её итогам.

Использование электронных таблиц для инженерных расчётов и для расчетов, связанных с материальным и тепловым балансом плавки, в частности, представляется обоснованным. Как 40 лет назад было невозможно представить инженера-исследователя без калькулятора, а ещё раньше без логарифмической линейки, так и сейчас трудно решить большинство инженерных задач без использования электронных таблиц. В случае расчетов, связанных с материальным балансом: по простоте составления и изменения расчётной таблицы; по наглядности представления результатов и по возможности расчёта оптимального состава шихты с использованием стандартных функций эта программа превосходит другие. Скорость расчёта позволяет решать эту задачу с «начала», а не с «конца». А именно, задать массу компонентов шихты, сравнить рассчитанный химический состав сплава с заданным,

подкорректировать массы компонентов. Если в шихте нет компонентов с близким химическим составом, то расчётный состав сплава за несколько итераций совпадёт с заданным с требуемой точностью. В противном случае, эти компоненты, в рациональном соотношении, нужно объединить в один, пересчитав его химический состав. В дальнейших расчетах учитываем общую массу этого объединённого компонента.

Коротко опишем таблицу для расчёта шихты в нашем случае (табл. 2). Занесём в таблицу исходные данные. Первые три столбика это: название компонента; его масса в наличии; рассчитываемый необходимый расход компонента для выплавки сплава. В остальные столбцы заносят химический состав компонентов шихты (в %). Затем, используя функцию «Сумма произведений» ниже рассчитывают строку, в ячейках которой по столбцам суммируется масса каждого вещества в сплаве (за вычетом угара) и строку его химического состава (в %). Под ней строки с заданным химическим составом сплава (в %) и массой каждого вещества в сплаве, исходя из его процентного содержания и заданной массы сплава. Ниже, расположим строку с разницей между расчётной массой вещества в сплаве и заданным ее значением. Для корректной работы функции «Поиск решения», лучше использовать квадрат этой разницы для вещества, содержание которого задано интервалом. Если содержание вещества в сплаве ограничено сверху («не более»), то используют квадрат разницы только при положительном её значении и «ноль» при любом отрицательном значении. Результат расчёта удобно контролировать по самой нижней строке, где рассчитается разница в процентах с соответствующим знаком. Плюс (+) – нужно убавить, минус (-) – прибавить компонент шихты, в котором данного вещества больше всего.

Рассмотрим, для примера, расчёт вариантов шихтовки для выплавки БрАЖ из имеющегося шихтового материала. Используем в качестве основного компонента смесь медного и бронзового лома в соотношении 3:2. В качестве алюминиевой лигатуры – алюминиевый лом, сильно загрязнённый железом (принимаем – 4 %). Предварительный расчёт показывает, что внести с ним достаточное количество железа нельзя. Недостающее железо вносим сплавом Алфер или Металлой. Это магнитомягкий сплав железа и алюминия (от 12,5 до 13,8 %), который можно изготовить из железа и алюминиевого лома методом спекания. В табл. 1 приведен пересчёт двух основных компонентов шихты близкого состава (взятых в соотношении 3:2) к общему химическому составу. В табл. 2 показан результат расчёта шихты на 180 кг готового сплава.

Пример использования функции «Поиск решения» для автоматизации поиска оптимального решения нашей задачи. Используем ту же таблицу. Назначим «целевую ячейку», в которой рассчитывается сумма ячеек в строке с квадратами разницы между расчётными и заданными значениями массы каждого вещества в сплаве. После чего нужно вызвать функцию «Поиск решения», в меню которой задать, что «целевая ячейка» должна принять минимальное значение. Найденный состав шихты, фактически будет означать, что заданная и расчетная масса сплава и его химический состав полностью

совпадают. Нужно ввести ограничения, что цифры в третьем столбце больше нуля и меньше, чем во втором. Потом запустить поиск значений в третьем столбце. Через несколько секунд программа подберёт их так, чтобы расчетное значение химического состава максимально совпадало с заданным. Задача будет решена для заданной массы компонентов шихты и сплава. Изменяя их, можно получить решение, которое соответствует максимальной массе сплава или наиболее полному использованию имеющихся компонентов.

Таблица 1 – Общий химический состав для основных компонентов шихты

Основные компоненты шихты	Доля, %	<i>Cu</i>	<i>Al</i>	<i>Fe</i>	Другие примеси, не более	Сумма, %
Лом меди (3 части)	60%	97,0%	0%	1,0%	2,0%	<b>100,0%</b>
Лом бронзы безоловянной (2 ч.)	40%	86,0%	9,0%	4,0%	1,0%	<b>100,0%</b>
Лом: медь+бронза	100%	92,6%	3,6%	2,2%	1,6%	<b>100,0%</b>

Таблица 2 – Расчёт шихты для выплавки бронзы марки БрАЖ

Заданный угар элементов из шихты, %		2%	3%	2%	5%		
Суммарная масса шихты, кг		184,0	Хим. состав компонентов, %				
Расчётная масса компонентов шихты, кг↓			<i>Cu</i>	<i>Al</i>	<i>Fe</i>	Другие при- меси, %	Σ
Масса компонента в наличии, кг↓							
Название компонента							
Лом: медь + бронза	200	<b>170,5</b>	92,6	3,6	2,2	1,6	100,0
Лом алюминия	50	<b>12,0</b>	6,0	87,0	4,0	3,0	100,0
Сплав Алфер	5	<b>1,5</b>	0,0	13,0	86,0	1,0	100,0
Переходит в расплав, кг			155,4	16,3	5,4	2,9	180,1
Химический состав (расчёт), %			86,3	9,0	3,0	1,7	100,0
Химический состав (заданный), %			86,3	9,0	3,0	1,7	100,0
Состав сплава (заданный), кг			155,4	16,2	5,4	3,1	180,1
Разница в массе элементов в квадрате			0,001	0,004	0,000	0,000	0,006
Разница между расчётным и заданным составом, %			0,02	0,04	0	-0,06	

Таким образом, в электронных таблицах (Microsoft Excel) реализована модель расчёта шихты для выплавки безоловянной бронзы марки БрАЖ. Используя эту расчётную модель, подобран оптимальный состав шихты, в которой включен алюминиевый лом с превышением доли железа. После проведения экспериментальной плавки, и по её итогам, модель позволяет скорректировать расчёт.

Литература:

- ГОСТ Р 54564-2011. Лом и отходы цветных металлов и сплавов
- ГОСТ 18175-78. Бронзы безоловянные, обрабатываемые давлением. Марки.

## ОСОБЕННОСТИ ОРГАНИЗАЦИИ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ВТОРИЧНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

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

Научившись пользоваться металлическими орудиями, человек обнаружил значительное их преимущество перед каменными, костяными, деревянными и прочими изделиями. Возникла потребность в металле и целая группа технологий, связанных с поиском нужных минералов и извлечением из них металла, переработкой полученного таким образом и найденного самородного металла в пригодный для изготовления орудий труда и охоты материал. Так зародилась металлургия. Однако металл, как и все прочие материалы, не только не вечен, но и «теряется» в процессе его получения, переработки, изготовления изделия и даже при его использовании, а сами изделия иногда ломаются, становятся непригодными или просто лишними. Образуется и накапливается металлический «хлам», который постепенно наполняет среду обитания и затрудняет производственную деятельность человека. Необходимость непрерывно восполнять убывающие запасы металла побуждает человека постоянно искать и разрабатывать новые рудные месторождения, создавать запасы руд, формировать рудные ресурсы.

Широкое внедрение технологий и систем, воспроизводящих принципы живой природы, позволит человечеству перейти на более экономичные и безопасные принципы потребления природных ресурсов. Именно об этом говорил Президент Российской Федерации В. В. Путин в своем выступлении на 70-й сессии Генеральной Ассамблеи ООН 28 сентября 2015 г.: «...Нам нужны качественно иные подходы. Речь должна идти о внедрении принципиально новых природоподобных технологий, которые не наносят урон окружающему миру, а существуют с ним в гармонии и позволят восстановить нарушенный человеком баланс между биосферой и техносферой. Это действительно вызов планетарного масштаба... Нам необходимо объединить усилия и прежде всего тех государств, которые располагают мощной исследовательской базой, заделами фундаментальной науки...».

Большие трудности, связанные с поиском и добычей металлических руд, их переработкой в металлический сплав, а затем в конкретное изделие, хроническая потребность в металле побудили человека не только производить металл «про запас», но и сохранять, накапливать весь «хлам» для использования в перспективе. Так формируется группа материальных ресурсов с особым статусом - «вторичное сырье» или «консервы промышленности».

Практика показала, что металл, произведенный из руды и металлолома не имеет принципиальных различий, однако его затратность существенно изменяется (иногда на порядок). В таблице 1 приведены сравнительные затраты на производство одной тонны наиболее ходовых металлов из рудного и вторичного сырья.



Таблица 1 – Основные показатели производства наиболее ходовых цветных металлов из рудного (числитель) и вторичного (знаменатель) сырья [1].

Показатели	Металлы		
	Алюминий	Медь	Свинец
Среднее содержание в сырье, %	39,6 / 80	0,76 / 75	1,39 / 50
Степень извлечения, %	87 / 92,4	80 / 94	80 / 95
Расход условного топлива на 1т продукции, т	9,0 / 2,7	1,3 / 2,0	0,7 / 0,5
Количество отходящих газов на 1т, металла, тыс.м <sup>3</sup>	30 / 5	40 / 4	20 / 5

Подавляющее большинство стран мира уделяют значительное внимание вовлечению в оборот вторичного сырья, полагая, что государство, не способное перерабатывать (утилизировать) вторичное сырье, не имеет будущего.

В промышленно развитых странах прирост производства цветных металлов из вторичного сырья за последнее десятилетие составил (в процентах): алюминия – 13,0; меди – 30,0; свинца – 15,0; цинка – 8,0.

В зависимости от того, в какой форме металл находится в отходах, последние подразделяют на металлические и металлсодержащие. Между этими группами отходов имеются, однако, многообразные переходные формы. При этом следует учесть, что имеются значительные экономические и технические преимущества при использовании вторичного сырья по сравнению с рудным. Эти преимущества заключаются в следующем:

- уменьшение общих производственных затрат в связи со значительным сокращением технологических операций;
- снижение удельного потребления энергии на производство единицы продукции;
- сокращение вредных выбросов и факторов, оказывающих неблагоприятное воздействие на человека и окружающую среду.

Использование металлического лома при производстве металла выгодно не только экономически, но и технологически. Однако, его исходное состояние в большинстве случаев исключает прямой переплав, т.е. он должен быть предварительно подготовлен с использованием различных технологических процессов и оборудования.

Широкое многообразие видов металлических отходов позволяет рассматривать их как единую систему, а также диктует необходимость четкой их классификации с разделением на классы, группы и сорта по физическим признакам, химическому составу и засоренности. С этой целью на государственном уровне разработаны, согласованы со всеми заинтересованными отраслями и организациями и утверждены межгосударственные и национальные стандарты, например, ГОСТ 1639, ГОСТ Р 54564, ДСТУ 3211.

На рис. 1 в общих чертах представлена структура металлической компоненты этой системы. Наиболее существенную его часть составляют отходы производства и лом различного происхождения.

Потребителями цветных металлов являются: транспортное и общее машиностроение, авиа- и судостроение, электротехника, строительство, химическая промышленность, сельское хозяйство. Однако увеличение производства цветных металлов из рудного сырья сопряжено со значительными трудностями.



Рисунок 1 – Укрупненная структура металлургического вторичного сырья

По источникам образования отходы укрупнено делят на три группы: промышленные (в том числе транспортные и сельскохозяйственные); военные (самолетные, корабельные, ракетные, боеприпасы и другое военное имущество); бытовые, образующиеся у населения (предметы домашнего обихода).

По способу использования различают отходы текущие, оборотные, отвальные и безвозвратные (потери):

- текущие и оборотные отходы образуются и используются на предприятиях в процессе производства;
- отвальные отходы на современном этапе развития технологических процессов перерабатывать экономически не целесообразно;
- безвозвратные (потери) возникают в результате коррозии, абразивного износа, чистовой механической обработки (полировки), угара при пожарах, в процессе недобросовестного сбора и хранения отходов. Безвозвратные потери составляют 8...10% от выпуска цветных металлов.

По источникам образования различают:

- отходы металлургического производства и передела (шлаки, золы, съёмы, сплесь и др.);
- отходы прокатного и литейного производства (технологический брак, обрезь, облой, окалина, литники, прибыли и др.);
- технологические отходы, связанные с механической обработкой заготовок, а также готовых изделий (стружка, опилки, высечка, и др.);
- отходы проволоки и кабельной продукции (обрывки, путанка и др.);
- отходы химического и гальванического производства (шламы, отработанные катализаторы и электролиты);

По физическим признакам различают отходы:

- взрыво- и пожароопасные - в структуре которых имеются взрывчатые и легковоспламеняющиеся вещества; герметически закрытые полые изделия, содержащие лёд, влагу, масла, специальные жидкости, а также любые отходы, не прошедшие пиротехнический контроль;

- обезвреженные - освобождённые от взрывоопасных и пожароопасных предметов, ядовитых и токсичных веществ;
- габаритные и негабаритные - размеры которых соответствуют или не соответствуют требованиям загрузки в плавильные агрегаты;
- легковесные - с низкой объёмной плотностью (фольга, стружка);
- компактные и порошкообразные;

Стремительное расширение номенклатуры сплавов цветных металлов, а также сферы их применения способствуют расширению сырьевой базы, что нашло отражение в нормативных документах – стандартах, отраслевых нормалях и инструкциях. Например, в соответствии с рекомендацией СЭВ РС 5380-76 стандарты классифицируют лом и отходы цветных металлов и сплавов по наименованиям металлов, по физическим признакам, по химическому составу.

Отходы цветных металлов, не отвечающие требованиям нормативных документов, но направляемые на переработку, относят к низкокачественным. Сложный лом представлен освинцованным кабелем и проводами с медной или алюминиевой жилами, кабелем с алюминиевой оболочкой и медной жилой. Наиболее многокомпонентные из сложных видов представлены ломом или браком радиоаппаратуры и электротехнических изделий.

Отнесение отходов к какой-либо классификационной группе требует его опробования, которое включает комплекс операций по отбору и подготовке пробы для определения засоренности, металлургического выхода и химического состава.

Эффективность использования вторичного сырья тесно связана с его подготовкой и переработкой, тем более что свыше 60% заготавливаемых лома и отходов цветных металлов сдается как низкокачественное сырье. Для получения качественных металлов и сплавов оно должно быть подвергнуто первичной обработке, под которой понимают операции пиротехнического и радиационного контроля, а также совокупность процессов сортировки, разделки и приведения лома и отходов к соответствующей массе и размерам.

Эффективность использования вторичного сырья тесно связана с его подготовкой и переработкой, тем более что свыше 60% заготавливаемых лома и отходов цветных металлов сдается как низкокачественное сырье. Для получения качественных металлов и сплавов оно должно быть подвергнуто первичной обработке, под которой понимают операции пиротехнического и радиационного контроля, а также совокупность процессов сортировки, разделки и приведения лома и отходов к соответствующей массе и размерам.

#### Литература:

1. Алюминий вторичный:/ Бредихин В.Н., Корицкий Г.Г., Кушнеров В.Ю., Шевелев А.И. -Донецк: ДонНТУ, 2019 -444 с.

## ЭЛЕКТРОПРОВОДНОСТЬ ШЛАКА ДЛЯ ВЫПЛАВКИ БИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ СЛИТКОВ СТАЛЬ-МЕДЬ

Семенов Д.О., Пасечник А.Ю.

Донецкий национальный технический университет

Электропроводность флюсовых систем при электрошлаковых процессах является основным критерием, определяющим процесс тепловыделения в шлаковой ванне.

Повышенная электропроводность способствует увеличению тока процесса, снижает тепловыделяющую способность шлака.

Электропроводность флюсов определяется размерами и подвижностью ионов, входящих в состав флюса. Наивысшей электропроводностью обладают флюсовые системы на основе фторидов и хлоридов, так как при диссоциации этих соединений образуются подвижные катионы хлора и фтора, а также анионы металлов. При добавлении в состав окислов, происходит снижение электропроводности за счет образования крупных комплексов типа  $Me_xO_yF_z^{n-}$ , в случае использования окислов металлов. При добавлении в шлак кремнезема, в составе появляются малоподвижные катионы  $SiO_4^{4-}$ . Оптимальной считается электропроводность в диапазоне рабочих температур  $3 \pm 0,5 \text{ Ом}^{-1}\text{см}^{-1}$  [1].

Как правило, рабочий диапазон температур при электрошлаковом переплаве определяется температурой плавления металла. В случае, когда проводится выплавка биметаллического слитка, требуется более широкий диапазон, зависящий от разности температур плавления компонентов биметалла.

В ДОННТУ разработан способ выплавки биметаллических слитков сталь-медь [2]. Технологическая схема предполагает использование стальной затравки, которая является частью будущего слитка (рис. 1).

Технологический процесс состоит из следующих стадий:

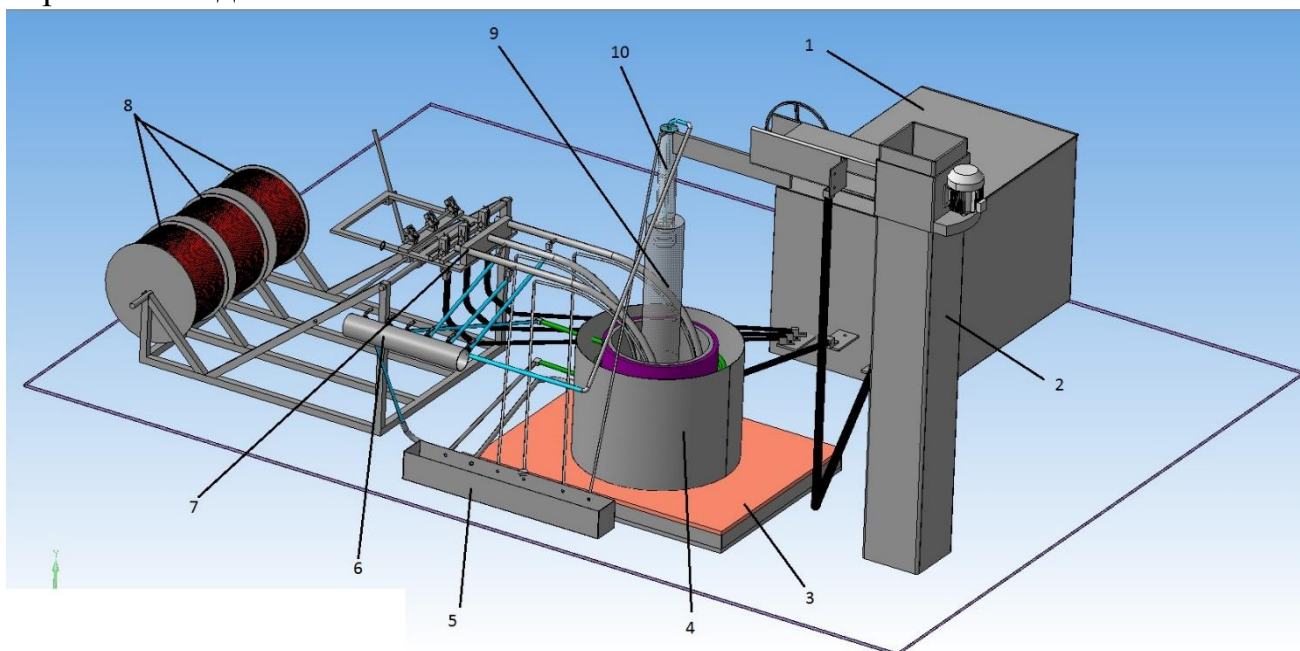
- подогрев стальной затравки графитовым электродом до температуры  $1350^{\circ}\text{C}$ , которая обеспечивает образование прочного соединения стали и меди;
- переплав меди (катанка диаметром 8 мм), подаваемой с помощью трайбаппарата при температуре  $1100-1200^{\circ}\text{C}$ . В этот период недопустимо увеличение температуры медной части слитка. Повышенная температура приводит к значительному увеличению растворения железа в меди. [3]

Подобная схема требует регулирование температуры шлаковой ванны в пределах  $400-500^{\circ}\text{C}$ , что при постоянном составе шлака осуществить сложно.

Для переплава меди находят применение следующие флюсовые системы [4,5]

Для выплавки предлагается использовать флюсовую систему  $CaF_2$ - $Na_3AlF_6$ . В зависимости от содержания  $CaF_2$  температура плавления составляет

940-1450<sup>0</sup>С, что позволяет использовать её как для подогрева стали, так и переплава меди.



1.Источник питания; 2. Механизм перемещения графитового электрода;  
 3. Водоохлаждаемый поддон; 4. Кристаллизатор с установленной затравкой;  
 5. Коллектор сбора охлаждающей воды; 6. Коллектор системы подачи охлаждающей воды; 7. Трайбаппарат; 8. Бухты с медной катанкой;  
 9. Графитовый электрод; 10. Электрододержатель с системой охлаждения.  
 Рисунок 1 - Схема выплавки биметаллического слитка

Зависимость электропроводности от температуры для концентраций CaF<sub>2</sub> (20-40-60%) по данным работы [6] представлена на рисунке 2.

Таблица 1 – Марки и состав флюсов, применяемых для электрошлакового переплава меди

Марка флюса	Содержание компонентов, %										
	MgF <sub>2</sub>	BaF <sub>2</sub>	NaF	LiF	CaF <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO	Na <sub>3</sub> AlF <sub>6</sub>	BaCl	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
АНМ-3					80				20		
АНМ-5					66-76	0.2			16-20	2-5	0.005
АН-10М			50-70	10-20	10-20	5-10	до 3				
АН-М1	55	5	40								
АН-М2					20			80			
КВ-1							20-30	70-80			

Для определения параметров (ток и напряжение) нагрева затравки и переплава меди необходимы значения электропроводности во всем диапазоне концентраций CaF<sub>2</sub>. Для этого на основе экспериментальных данных [6] методом экстраполяции, были построены зависимости электропроводности как

от температуры, так и от концентрации  $\text{CaF}_2$  (диапазоне температур 1200...1800 К, диапазон концентраций (10...80)%  $\text{CaF}_2$ ).

Полученные зависимости позволяют выбрать состав шлака в зависимости от требуемой температуры процесса.

В первый период плавки (температура 1300...1400)<sup>0</sup>С для эффективного нагрева стальной заправки, без значительного перегрева шлака требуется увеличение доли  $\text{CaF}_2$  до 80% (температура плавления 1300<sup>0</sup>С).

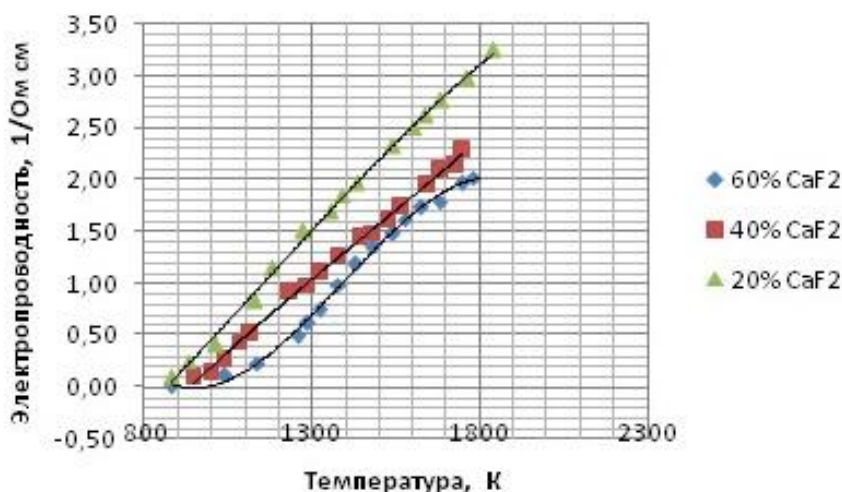


Рисунок 2 - Зависимость электропроводности флюсовой системы  $\text{CaF}_2 - \text{Na}_3\text{AlF}_6$  от температуры

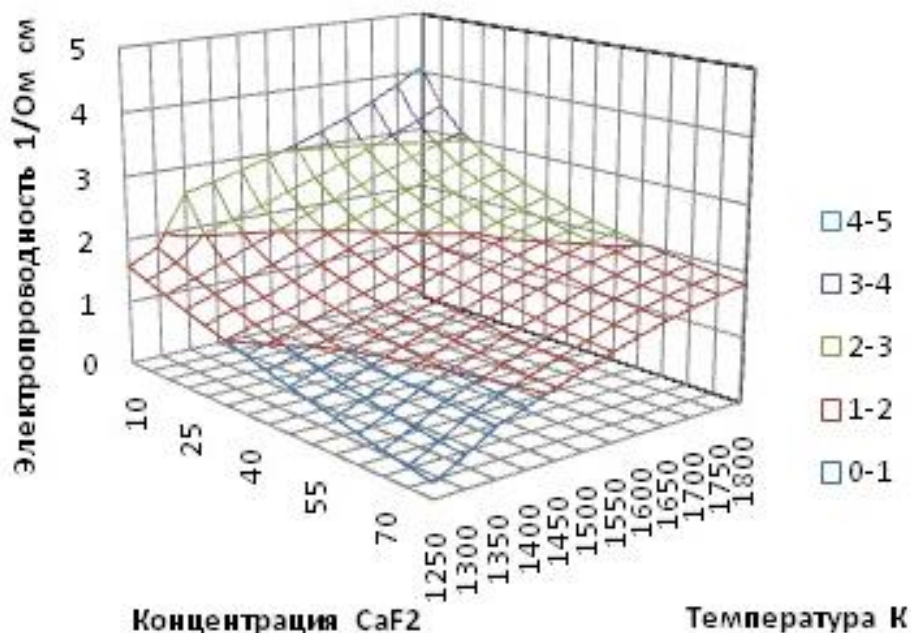


Рисунок 3 – Влияние концентрации  $\text{CaF}_2$  и температуры на электропроводность флюсовой системы  $\text{CaF}_2 - \text{Na}_3\text{AlF}_6$ .

Переplав меди (температура процесса 1100-1200<sup>0</sup>С) проводится под флюсом с повышенным содержанием криолита (80%, температура плавления такой композиции 950<sup>0</sup>С) путем его добавки после достижения заданной температуры затравки, что позволяет эффективно снизить вводимую тепловую мощность для недопущения перегрева стальной затравки. В обоих случаях электропроводность составляет 1,5-1,8 Ом<sup>-1</sup> см<sup>-1</sup>. При этом постоянство электропроводности делает протекание процесса электрошлакового переplава устойчивым.

Выводы: Изменение химического состава шлака по ходу процесса является дополнительным фактором (помимо тока и напряжения переplава), для эффективного регулирования тепловой мощности в широком диапазоне температур при выплавке биметаллических слитков из разнородных компонентов. Полученные зависимости электропроводности от температуры и концентрации компонентов шлаковой системы CaF<sub>2</sub>-Na<sub>3</sub>AlF<sub>6</sub> позволяют определить оптимальный состав шлака для конкретной температуры процесса.

#### Литература:

1. Молдавский, О.Д. Электрошлаковый переplав тяжелых цветных металлов / О.Д. Молдавский. – Москва : «Металлургия», 1980. – 200 с.

2. Патент № 104262 Украина, МПК (2013.01) В23К 9/00 В23К 9/23 (2006.01) В23/С 703/22 (2006.01). Способ электрошлаковой наплавки меди и её сплавов на сталь : № а 201303105 : заявл. 14.03.2013 : опубл. 10.10.2013 / Корицкий Г. Г., Пасечник С. Ю., Пасечник А. Ю. ; заявитель ДонНТУ. – 6 с.: ил.

3. Пасечник, С. Ю., Пасечник А. Ю. Технологические особенности получения биметаллических заготовок сталь-медь с применением электрошлаковой технологии / С. Ю. Пасечник, А. Ю. Пасечник. // Промышленное производство и металлургия : мат-лы международной науч.-техн. конф. (18–19 июня 2020 г.) ; Мин-во науки и высш. обр. РФ, УрФУ им. первого Президента России Б. Н. Ельцина. – Нижний Тагил : НТИ (филиал) УрФУ, 2020. – стр.244-246.

4. Илюшенко В.М. Новые сварочные материалы для сварки меди и хромовой бронзы. Информ. письмо АН УССР. Ин-т электросварки им.Е.О. Патона; №2-Киев, 1978.-4с.

5. Лычко И.И. Электрошлаковая сварка толстолистовой меди. / И.И. Лычко, В.М. Илюшенко, А.П.Алексеев // Автоматическая сварка. – 1967. - №10 - С. 80-85.

6. Степанов В. В. Электропроводность шлаковых систем CaF<sub>2</sub>-MgF<sub>2</sub>, CaF<sub>2</sub>-Na<sub>3</sub>AlF<sub>6</sub>, CaF<sub>2</sub>-NaF-Na<sub>2</sub>B<sub>4</sub>O<sub>7</sub> / В. В. Степанов, Р. В. Балябин, Б.М.Липинский // Специальная электрометаллургия. 1971. - № 12 – С.12-15.

## С ЧЕГО НАЧИНАЕТСЯ КОСМИЧЕСКАЯ РАКЕТА ...

Сотников А.Л., Пасечник С.Ю., Крымов В.Н.  
Донецкий национальный технический университет

29 апреля 2022 года с космодрома Плесецк в Архангельской области РФ состоялся успешный запуск легкой версии космической ракеты «Ангара-1.2» со спутником военного назначения на борту, тем самым в очередной раз подтверждая, что Россия продолжает поступательно развивать космическую и военную отрасли промышленности, несмотря на все попытки США и её союзников дискредитировать достижения ненавистной им страны [1].

Легкая версия ракеты «Ангара-1.2» имеет две ступени и способна выводить на низкую околоземную орбиту до трех тонн полезного груза.

Космические ракеты проектируются так, чтобы выдерживать суровые и требовательные условия космоса. Практически все современные ракеты изготавливаются из легких конструкционных металлов и сплавов с применением различных способов сварки. Последние несколько десятилетий преимущественно используется технология сварки трением с перемешиванием (сокращенно – СТП) для сварки корпусных элементов (рисунок 1) и топливных баков ракет. Это



Рисунок 1 – Внешний вид переходника Launch Vehicle Stage Adapter ракеты-носителя Space Launch System (США), изготовленного с применением технологии СТП [2]

процесс соединения деталей в твердом состоянии, в котором для соединения материалов используется тепло трения, выделяемое вращающимся инструментом [2-4]. Из-за возникающих сил трения в местах соприкосновения свариваемых деталей происходит очень быстрый разогрев и переход материала в пластичное состояние с последующим его перемешиванием. Процесс сварки происходит в пластической фазе ниже точки плавления соединяемых материалов, что позволяет исключить любую возможность появления дефектов затвердевания.

С помощью технологии СТП сваривают заготовки из металлов и сплавов из алюминия, титана, магния, меди, никеля, кобальта, молибдена, тантала и прочих сплавов (в т.ч. таких, которые затруднительно или невозможно сваривать другими способами сварки), заготовки из различных марок стали (в т.ч. нержавеющей), детали из полимеров и композитов. Применение

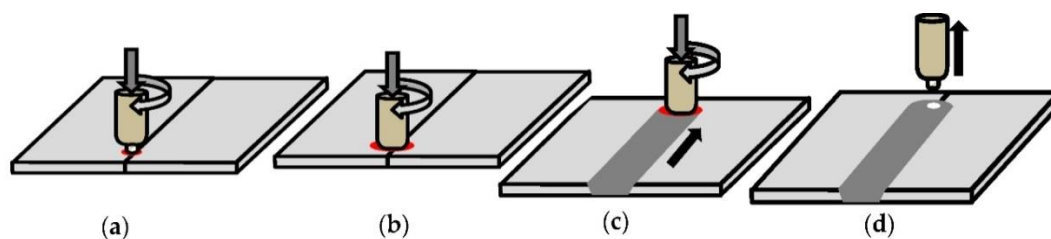


технологии СТП возможно практически для всех металлов и сплавов с температурой плавления до 1800 °С (включая жаропрочные и огнеупорные металлы и сплавы), а также деталей из разнородных металлов.

Технология СТП обеспечивает следующие преимущества [3,4]:

- высокое качество и прочность сварного соединения при постоянстве механических свойств металла сварного шва и сварного соединения;
- исключает процессы расплавления и кристаллизации металла, а также связанные с ними такие дефекты, как поры, непровары и горячие трещины;
- энергопотребление в 2...5 раз меньше, чем при других видах сварки;
- позволяет соединять материалы и металлы, не свариваемые никакими другими способами сварки, например, алюминиевые и стальные детали;
- не используются присадочные материалы и защитные газы;
- отсутствуют разбрызгивание жидкого металла и выделение вредных газов и дыма;
- не нужна предварительная подготовка деталей – очистка кромок соединения, так как оксидная плёнка удаляется в процессе трения;
- небольшие остаточные напряжения в материале шва и низкая степень деформации после сварки;
- не требуется термическая обработка после сварки;
- высокий коэффициент использования металла.

В основе технологии СТП используется специальный сварочный инструмент в форме стержня, состоящий из двух основных частей: заплечика (утолщенная часть) и наконечника (выступающая часть). Вращающийся с высокой скоростью сварочный инструмент (рисунок 2) вводится с усилием в соприкосновение с поверхностью свариваемых заготовок в месте стыка так, чтобы наконечник внедрился в заготовки под небольшим углом на глубину, примерно равную их толщине, а заплечик касался поверхности заготовок [3]. После этого инструмент перемещается по линии соединения заготовок с заданной скоростью сварки. В результате работы сил трения, происходит нагрев металла до пластического состояния, перемешивание его вращающимся инструментом с вытеснением в освобождающееся пространство позади движущегося по линии стыка инструмента. Заплечик инструмента выполняет функции ограничения сверху пространства, в котором формируется шов. По окончании сварки вращающийся инструмент выводят из стыка за пределы полученного сварного соединения.



*a* – внедрение инструмента в материал заготовок; *b* – разогрев материала в зоне стыка; *c* – процесс сварки; *d* – окончание сварки и вывод инструмента

Рисунок 2 – Схема процесса СТП

В процессах СТП может использоваться специально разработанное оборудование или модифицированные конструкции существующих станков (рисунок 4). Процессы сварки также поддаются автоматизации и могут быть адаптированы для использования промышленных сварочных роботов.

Таким образом, СТП сопровождается процессом, при котором механическая энергия, подводимая к свариваемым деталям, преобразуется в тепло. При этом генерирование теплоты происходит непосредственно в месте будущего соединения. Теплота выделяется при перемещении вращающегося сварочного инструмента между деталями.



Рисунок 3 – Подготовка оборудования и процесс СТП заготовок из алюминия

Основным преимуществом СТП является то, что металл сваривается в пластичной фазе, но не расплавляется. Соответственно, из-за отсутствия литой структуры в металле не происходят процессы расплавления и кристаллизации металла, не возникают типичные для таких фазовых переходов дефекты, как поры, непровары и горячие трещины. Сварное соединение, полученное СТП, имеет прочность выше, чем у основного металла (рисунок 4).



Рисунок 4 – Образцы сварного соединения из алюминия, полученные по технологии СТП

В то же время, как показали ранее проведенные исследования [4],

существует ряд проблемных вопросов применения СТП:

- недостаточно изучены причины образования дефектов сварных соединений, характерных только для процесса СТП;
- не полностью определена степень влияния дефектов на работоспособность сварного шва, не определены критические значения тех или иных дефектов, как следствие не в полном объеме установлены нормы допустимых дефектов, характерных для процесса СТП;
- слабая отечественная нормативная и технологическая база;
- недостаточно высокая стойкость инструмента.

В исследования по освоению СТП и решение обозначенных проблемных вопросов в 2021 году включились ученые Донецкого национального технического университета (рисунок 4 и 5). Первые результаты исследований подтвердили преимущества СТП деталей из алюминия и показали принципиальную возможность использования существующих металлообрабатывающих станков для изготовления сварных конструкций с помощью СТП.

Подводя итог всему вышесказанному, можно с уверенностью сказать, что будущее космических ракет заключается в использовании новых инновационных способов сварки на основе технологий СТП, которые являются более эффективными, менее затратными и экологически безопасными. А строительство космических ракет начинается с организации подготовки квалифицированных инженеров, способных не только конструировать ракетаносители, но и разрабатывать инновационные технологии сварки.

Инженеры представляют наивысшую ценность для любой страны, заинтересованной в своем инновационном развитии, т.к. являются одной из необходимых предпосылок для возникновения успеха. В современном мире любая машина, любой механизм, невозможен без вмешательства человека. Человек не только их создает – он еще и управляет ими. Без инженеров машины и механизмы – это просто «железки», недостойные внимания.

#### Литература:

1. Justin Mooney. Russia launches first orbital Angara 1.2 rocket with military payload. – Электрон. дан. – Режим доступа: <https://www.nasaspaceflight.com/2022/04/first-angara-1-2/> – Дата обращения: 30.04.2022.
2. Martin Burkey. A (much) Closer Look at How We Build SLS. – Электрон. дан. – Режим доступа: <https://blogs.nasa.gov/Rocketology/tag/friction-stir-welding/> – Дата обращения: 30.04.2022.
3. Marta Danylenko. What Is Friction Stir Welding and How Have SpaceX Embraced It? – Электрон. дан. – Режим доступа: <https://matmatch.com/resources/blog/friction-stir-welding-spacex/> – Дата обращения: 30.04.2022.
4. Афанасьев, Н.Ю. Сварка трением с перемешивание алюминиевых сплавов при изготовлении РКТ / Н.Ю. Афанасьев, В.И. Кулик // РИТМ машиностроения. – 2019. – №7. – С. 38-41.

## ИЗГИБЫ ПАЛЛАДИЕВОЙ ПЛАСТИНЫ ПРИ ОДНОСТОРОННЕМ НАСЫЩЕНИИ ГАЗООБРАЗНЫМ ВОДОРОДОМ

Бычек А.Б., Гольцова М.В.

Белорусский национальный технический университет

То, что водород в сварных швах является вредной примесью – известно давно. Ряд авторов, например, [1], высказывали мнение, что в формировании сварных трещин особую роль играют внутренние напряжения, индуцированные в металлах именно водородом. В данной работе, с использованием модельного материала – палладия, – мы изучали поведение металлической пластины под влиянием внутренних напряжений при неравномерном растворении водорода.

В работе использовали видеозаписи коробления металлической палладиевой пластины размерами (68×5,5×0,27) мм. Предварительно эта пластина была отожжена в вакууме (~1,33 Па) при температуре 700°С в течение 1ч. Затем на одну сторону пластины наносили электролитическое медное покрытие, его толщина составила ~0,75 мкм. Эксперименты проводили в специально сконструированной водородо-вакуумной установке.

Эксперименты проводили в следующем порядке.

Образец нагревали со скоростью 3 К/мин до температуры эксперимента и выдерживали при этой температуре 20 мин. После этого в рабочую камеру подавали диффузионно очищенный водород до равновесного данной температуре давления. Регистрацию изменений стрелы прогиба свободного торца образца осуществляли через кварцевое окно, для этого использовали катетометр с подсоединенной к нему видеокамерой Samsung. Затем результаты эксперимента расшифровывали по видеозаписям, в различных программах обработки видео.

Пример зарегистрированной экспериментальной кривой представлен на рис. 1. Из этого рисунка видно, что с момента подачи газообразного водорода в рабочую камеру пластина сразу начинает изгибаться: через 10 с после начала подачи водорода стрела прогиба пластины составляет 2,5 мм. Далее пластина начинает распрямляться, причем вначале быстро (до времени 100 с, когда значения отклонения достигают менее 0,5 мм), а затем, на последних этапах распрямления – медленно, когда за последующие 50 с пластины уменьшает остаточное отклонение всего лишь на 0,1 мм.

В других экспериментах поведение пластины в целом было аналогичным.

Результаты экспериментов при различных температурах представлены в табл. 1.

В эту таблицу сведены основные параметры, характеризующие процесс реакции пластины на напуск в рабочую камеру газообразного водорода: время напуска, значение максимального отклонения, время полного распрямления пластины и остаточное отклонение, если таковое было.

Анализ результатов, представленных в таблице, показывает следующее. Время напуска водорода в рабочую камеру варьировали от эксперимента к

эксперименту с учетом технических особенностей установки. Значения максимального отклонения торца пластины и остаточного отклонения изменялись немонотонно, демонстрируя экстремальные значения в районе температур 200-220°C. При этом время распрямления пластины, напротив, изменялось монотонно, логично уменьшаясь с повышением температуры.

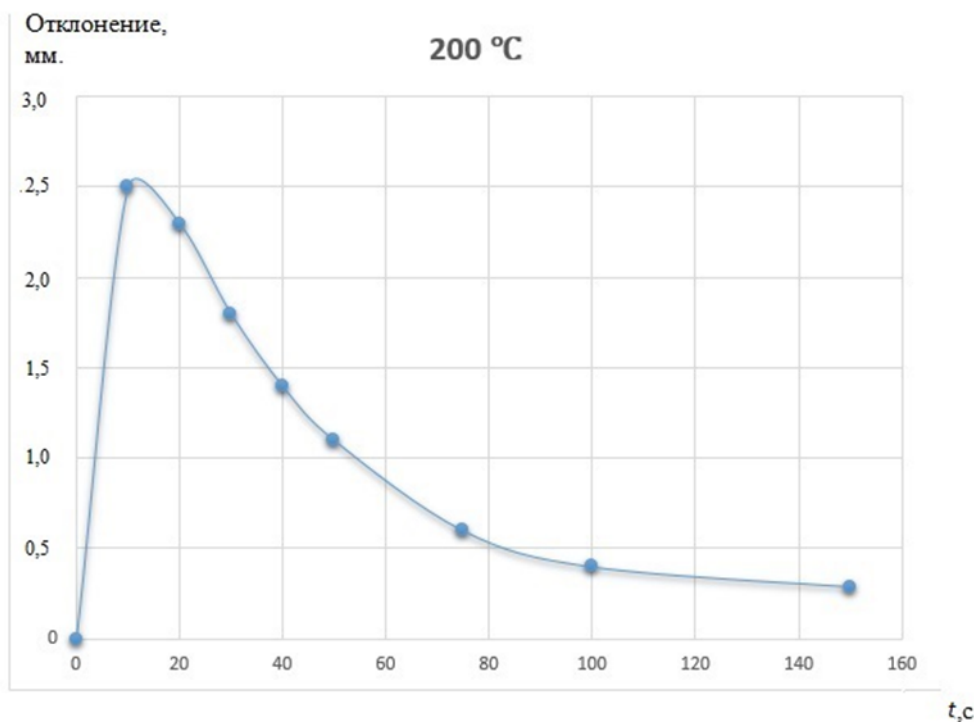


Рисунок 1 – Отклонение пластины от равновесного положения при напуске в рабочую камеру газообразного водорода

Таблица 1 – Экспериментальные результаты

T, °C	Время напуска H <sub>2</sub> Δt, c	Максимальное отклонение Y <sub>max</sub> , мм	Время распрямления пластины τ <sub>p</sub> , c	Остаточное отклонение Δy, мм
160	0,63	1,1	290	0,22
200	7,47	2,6	140	0,29
220	8,61	2,3	90	0,32
300	7,96	1,9	44	0,17
320	8,05	2,0	30	0,21

Обсудим причины наблюдаемых явлений.

Формирование контролируемых изгибов палладиевой пластины под воздействием одностороннего насыщения газообразным водородом осуществляется в полном соответствии с моделью, разработанной в работе [2]. Согласно этой модели [2], в насыщаемом водородом образце формируется временно существующий градиентный материал Pd-PdH<sub>x</sub>. Время его существования ограничено выравниванием концентрации водорода по сечению

образца. Именно он несет ответственность за коробление (изгибы) пластины, в результате того, что формирующиеся в нем на начальных этапах слои Pd и PdH<sub>x</sub> имеют разные удельные размеры (растворение водорода в металле приводит к дилатации кристаллической решетки). Изгиб пластины – это релаксационный ответ на возникающие между слоями внутренние напряжения, и при выравнивании концентрации по сечению образца разница в дилатации решетки слоев снижается и внутренние напряжения уменьшаются – соответственно, пластина распрямляется. Существование в одном образце слоев с разной величиной периода кристаллической решетки представляет собой аналогию с биметаллическими пластинами, работа которых основана на неодинаковой дилатации кристаллической решетки слоев, обладающих разным коэффициентом температурного расширения [3].

Обсудим теперь наблюдающиеся температурные зависимости 1-го (колонка «максимальное отклонение») и 2-го (колонка «время распрямления») этапов.

На 1-м этапе факторами, которые могут оказать влияние на величину и скорость изгиба, являются скорость напуска и величина конечного давления водорода. Однако, очень примечательно, что наблюдаемый экстремум приходится на 200°C. Согласно [4], при температуре 200-220°C в термодинамически открытой системе Pd-H наблюдается изменение растворимости водорода в палладии, о чем свидетельствует изменение наклона изобарических линий, (а также изменяется наклон бинодали, ограничивающей купол двухфазного состояния). Таким образом, наблюдаемая немонотонность изменения максимального отклонения пластины может быть связана с этим эффектом.

Что касается времени распрямления пластины (2-й этап изгиба), то оно полностью коррелирует с изменением коэффициента диффузии водорода в палладии: чем выше температура эксперимента, тем больше коэффициент диффузии, тем быстрее пластина распрямляется.

#### Литература:

1. Pohodnya, I.K. Hydrogen in welding processes / I.K. Pokhodnya and V.I. Shvachko // Hydrogen Treatment of Materials. Ed.: V.A. Goltsov. Donetsk-Coral Gables. – 2001. – pp. 473 – 494.

2. Гольцова М.В. Особенности формирования градиентного сплава палладий-водород и формоизменение палладиевой пластины в процессе одностороннего насыщения водородом / М.В. Гольцова, Е.Н. Любименко // Физика металлов и металловедение. 2011. Т.112. №4. С. 393-403.

3. Гольцова, М. В. Градиентный материал Pd-PdH<sub>x</sub> = Gradient material PD-PDH<sub>x</sub> / М. В. Гольцова, Г. И. Жиров, Д. А. Назаров // Литье и металлургия. – 2018. – № 3 (92). – С. 110-117.

4. Водород в металлах / Под ред. Г.Алефельда, И.Фелькля. М.: Мир, 1981. – 912 с.

# МЕТОДИКА СИНТЕЗА ТВЕРДЫХ РАСТВОРОВ В СИСТЕМЕ СаО- Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>-CO<sub>2</sub>-H<sub>2</sub>O С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ХИМИЧЕСКИ ОСАЖДЕННОГО КАРБОНАТА КАЛЬЦИЯ

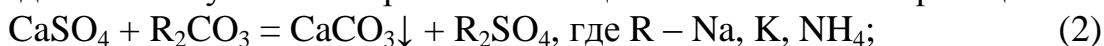
Максимова Р.И., Бричкин В.Н.  
Санкт-Петербургский горный университет

В современном мире повышение эффективности переработки минерального сырья является одной из главных задач, поставленных перед обогатительными и химико-металлургическими предприятиями. При переработке алюмосиликатного сырья достижение поставленной задачи возможно путем применения твердых растворов на основе сложных алюминатов щелочноземельных металлов. Данные растворы выполняют функцию ионообменников, коагулянтов, активирующих добавок в вяжущих композициях, а также химически активных реагентов для разделения и селективного выделения компонентов в системах глиноземного производства и в их близких аналогов. Синтез твердых растворов с перечисленными свойствами является инновационной технологией, разработанной профессором В.М. Сизяковым и его учениками [1]. В настоящее время данная технология внедрена на Пикалевском глиноземном заводе, что обеспечило получение глинозема высокого качества, соответствующего марке Г-000 по действующему ГОСТу. Особое внимание в технологии сфокусировано на режимах синтеза химически активных соединений – гидрокарбоалюминатов кальция (ГКАК) с применением известкового молока. Кристаллизация гидрокарбоалюмината кальция протекает в широком диапазоне температур (20-100°C), при концентрации Na<sub>2</sub>O<sub>к</sub> до 300г/л и значении каустического модуля раствора α<sub>к</sub> = 1,5-33,0. Время существования данного химического реагента уменьшается при повышении температуры проведения синтеза и составляет от 1 мин. до 12-16 ч. При увеличении времени термостатирования ГКАК переходит в термодинамически устойчивое соединение C<sub>3</sub>AH<sub>6</sub> (трехкальциевый гидроалюминат) [2].

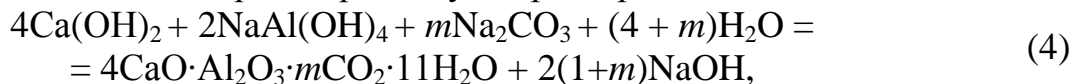
В научных исследованиях, направленных на повышение активности ГКАК в сочетании с ресурсосберегающим режимом его получением, обнаружена возможность синтезирования данного реагента с применением химически осажденного карбоната кальция [3,4]. Это способствует рациональному использованию известкового компонента в составе технологических полупродуктов и отходов, а также снижению выбросов парникового газа. Получение химически осажденного карбоната кальция из фосфогипса, металлургических шлаков и шламов возможно методом гидрохимической конверсии. Например, осаждение карбоната кальция при конверсионной переработке белитового шлама глиноземного производства осуществляется по реакции:



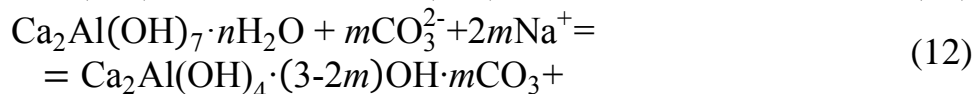
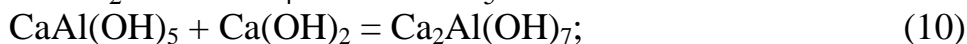
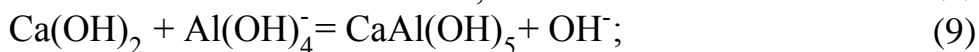
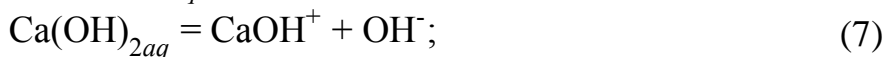
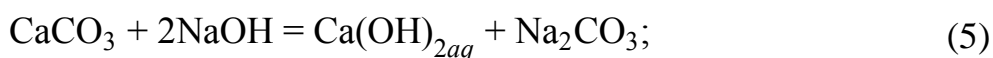
Переработка фосфогипса и других гипсовых отходов техногенного происхождения с получением карбоната кальция выполняется по реакциям:



В отличие от синтеза ГКАК с использованием известкового молока и алюминатно-щелочного раствора по суммарной реакции:



взаимодействие химически осажденного карбоната кальция с алюминатным раствором является сложным и многостадийным процессом. Предполагаемая последовательность протекания такого процесса, при условии реализации элементарных стадий не выше второго порядка, может быть представлена следующей схемой:



Исследования, направленные на синтезирование гидрокарбоалюмината кальция, проводились исключительно на натриевых алюминатных растворах. Однако в составе алюмосиликатного сырья помимо натрия содержится калий, что вызывает необходимость в изучении влияния данного элемента на технологический процесс производства глинозема и в выявлении свойств ГКАК, синтезированного из калиевых алюминатных растворов.

Синтез ГКАК осуществляется в лабораторном масштабе путем взаимодействия оксида кальция с калиевыми алюминатными растворами. Приготовление концентрированного алюминатного раствора проводится путем растворения гидроксида алюминия марки ГД8 в растворе щелочи КОН («хч»), с использованием в качестве источника анионов  $\text{CO}_3^{2-}$  поташ  $\text{K}_2\text{CO}_3$  («хч»). Раствор содержит  $[\text{Al}_2\text{O}_3] = 160,00$  г/л,  $[\text{K}_2\text{O}_к] = 443,47$  г/л,  $[\text{K}_2\text{O}_{\text{угл}}] = 60,00$  г/л, каустический модуль  $\alpha_к = 3,00$ . Аликвота концентрированного раствора для получения разбавленных растворов составляет 250 мл. Осуществляется доведение содержания исходных компонентов в растворах до заданных концентраций:  $[\text{Al}_2\text{O}_3] = 80,00$  г/л,  $[\text{K}_2\text{O}_{\text{угл}}] = 15,00$  г/л. Содержание  $[\text{K}_2\text{O}_к]$  в разбавленных растворах является варьированным параметром и составляет 80, 100, 120, 140 г/л. Полученные алюминатные растворы (4 шт.) анализируются на содержание  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{K}_2\text{O}_к$  и  $\text{K}_2\text{O}_{\text{общ}}$  по известным отраслевым методикам.



Получение оксида кальция путем двойного прокаливания  $\text{CaCO}_3$  («хч» или «чда») при  $950^\circ\text{C}$  в муфельной печи Nabertherm LHT 08/17/P470. Время каждой прокалики составляет 4ч., скорость нагрева печи – 10-20 градусов/мин. Активность  $\text{CaO}$  после первого прокаливания равна 75-80%, после второго – 96-98%. Оценка активности  $\text{CaO}$  осуществляется методом определения количества углерода на анализаторе общего и органического углерода ТОС-L с приставкой для анализа твердых образцов и методом титрования по ГОСТ 4530-76. Хранение прокаленного продукта осуществляется в эксикаторе без доступа воздуха.

Условия синтеза ГКАК:

$$\text{м.о.} \frac{\text{CaO}}{\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ р-р}} = 1.$$

Синтезирование ГКАК выполняется в AutoMate Reactor System фирмы NEL. Процесс выполняется при температурах  $50^\circ\text{C}$ ,  $60^\circ\text{C}$ ,  $70^\circ\text{C}$  и  $80^\circ\text{C}$ . Время синтезирования ГКАК составляет 30, 60, 90 мин, что позволяет определить наилучшие условия и снять кинетику проведения процесса.

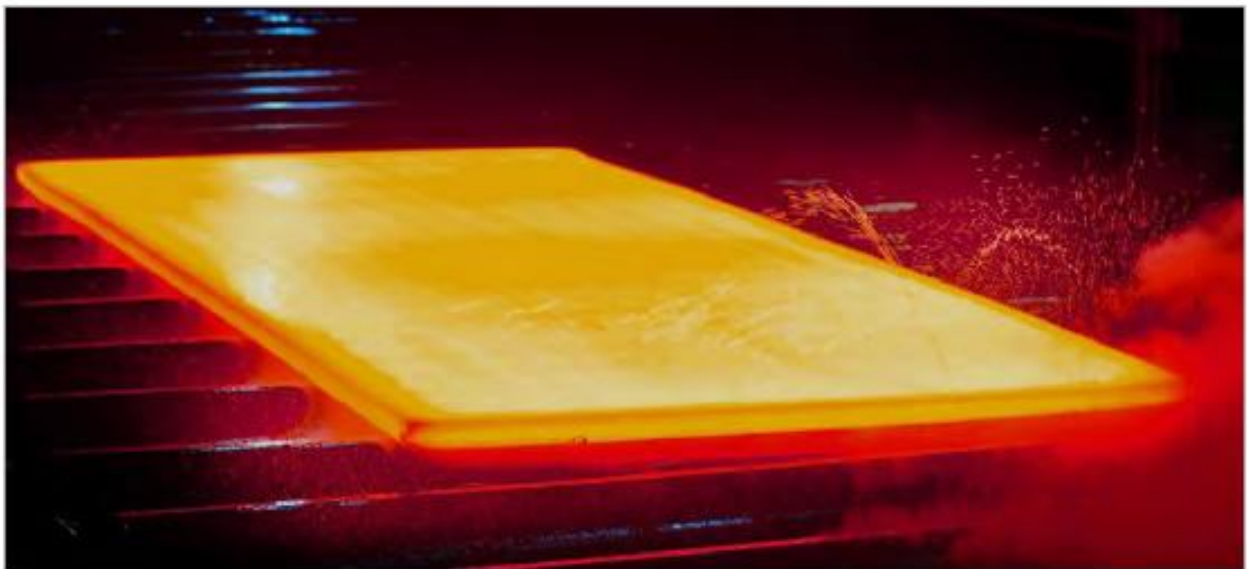
По окончании синтезирования ГКАК осуществляется его фильтрация (под вакуумом), проводится промывка осадков на фильтре горячей водой. Маточные растворы анализируются на  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{K}_2\text{O}_\text{к}$  и остатки  $\text{K}_2\text{O}_\text{угл.}$

Полученные осадки сушатся в сушильном шкафу при  $t=220^\circ\text{C}$ , также для разложение  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ , содержащегося в материале, они подвергаются прокалике при  $600^\circ\text{C}$  в муфельной печи МИМП-10-ПУ в течение 2 ч. Полученный материал хранится в эксикаторе (над парами  $\text{CaCl}_2$ ). Пробы 30 и 90 минут исследуются методами РФА, РСА, ИКС, ДТА, электронной микроскопии, проводится гранулометрический анализ твердой фазы.

Литература:

1. Сизяков В.М. Повышение качества глинозема и попутной продукции при комплексной переработке нефелинов / В.М. Сизяков, В.И. Корнеев, В.В. Андреев. М., 1986. - С.117-118.
2. Сизяков В.М. О роли гидрокарбоалюминатов кальция в усовершенствовании технологии комплексной переработки нефелинов / В.М. Сизяков, В.Н. Бричкин // Записки Горного института. 2018. - Т. 231. - С. 292-298. DOI:10.255115/PMI.2018.3.292
3. Сизяков В.М. Модернизация технологии комплексной переработки кольских нефелиновых концентратов на Пикалевском глиноземном комбинате // Цветные металлы – 2010. - С. 367-378.
4. Сизякова Е.В. Применение сульфо- и карбоалюминатов щелочно-земельных металлов в металлургии и химической технологии / Е.В. Сизякова, В.Н. Бричкин, В.М. Сизяков // Научные основы химии и технологии комплексного сырья и синтеза на его основе функциональных материалов. Апатиты, 2008. - Ч.1. - С.164-167.
5. Сизяков В.М. Повышение комплексности переработки нефелинового сырья на основе содовой конверсии белитового шлама / В.М.Сизяков, В.Н.Бричкин, Р.В.Куртенков // Обогащение руд. - 2016. - № 1. - С. 34-39.

# ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ



# СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОКАТКИ КРУГЛЫХ ПРОФИЛЕЙ НА НЕПРЕРЫВНОМ СТАНЕ 390, ОБЕСПЕЧИВАЮЩЕЕ ПОВЫШЕНИЕ ТОЧНОСТИ РАЗМЕРОВ

Бондарь Т.Ю., Яковченко А.В.  
Донецкий национальный технический университет

Существующие способы прокатки круглых профилей в чистовых пропусках в момент захвата не обеспечивают одновременный по периметру круглого калибра контакт с поверхностью овального профиля. При незначительном отклонении оси овала от оси калибра снижается устойчивость раската в калибре, что способствует возникновению дефектов. С целью исключения «сваливания» овального профиля при подаче в круглый калибр его направляют и удерживают в процессе прокатки при помощи вводных линеек. Чем теснее устанавливаются линейки относительно профиля раската, тем устойчивее его положение в калибре. Однако при этом возникает возможность труднопроходимости раската между линейками, появление «заусениц» по поверхности чистового профиля [1, 2].

Поставленная задача повышения устойчивости раската при прокатке круглых профилей диаметром 40 мм (по ГОСТ 2590-2006) в условиях непрерывного стана 390 ООО «ЮГМК» осуществляется за счёт того, что боковые участки овального профиля располагают симметрично относительно главных осей чистового калибра и при этом их обжимают на величину, обеспечивающую в момент захвата одновременный по их ширине контакт металла с калибром.

Обжатие, во-первых, должно быть переменным по ширине профиля, и, во-вторых, должно обеспечить необходимый коэффициент вытяжки в чистовом круглом калибре (на рисунке 1 в окне специализированной компьютерной программы коэффициент вытяжки задан равным  $\mu = 1.27$ ).

Способ [1, 2] обеспечивает реализацию механизма самоцентрирования предчистового овального раската при обжатии в чистовом круглом калибре, показанном на рисунках 1, 2. При наклоне овального профиля относительно вертикальной оси чистового круглого калибра первоначально происходит контакт профиля с калибром на участках, расположенных по диагонали. В зонах контакта возникают силы, которые направлены к вертикальной оси калибра. Они и выравнивают овальный профиль в круглом калибре, и предупреждают его от «сваливания».

На рисунках 1 - 3 рассмотрена прокатка круга диаметром 40 мм в предчистовом и чистовом пропусках. Заготовку, полученную в овальном калибре (на рисунках рассмотрена  $\frac{1}{4}$  часть профиля) с боковыми участками, симметрично расположенными относительно главных осей чистового круглого калибра, у которых крайние точки ограничены центральными углами  $\alpha_1 = 28^\circ$  и  $\alpha_2 = 47^\circ$ , после кантовки обжимают в чистовом круглом калибре с обжатиями, показанными в окне контрольного построения на рисунке 1 и на рисунке 3.

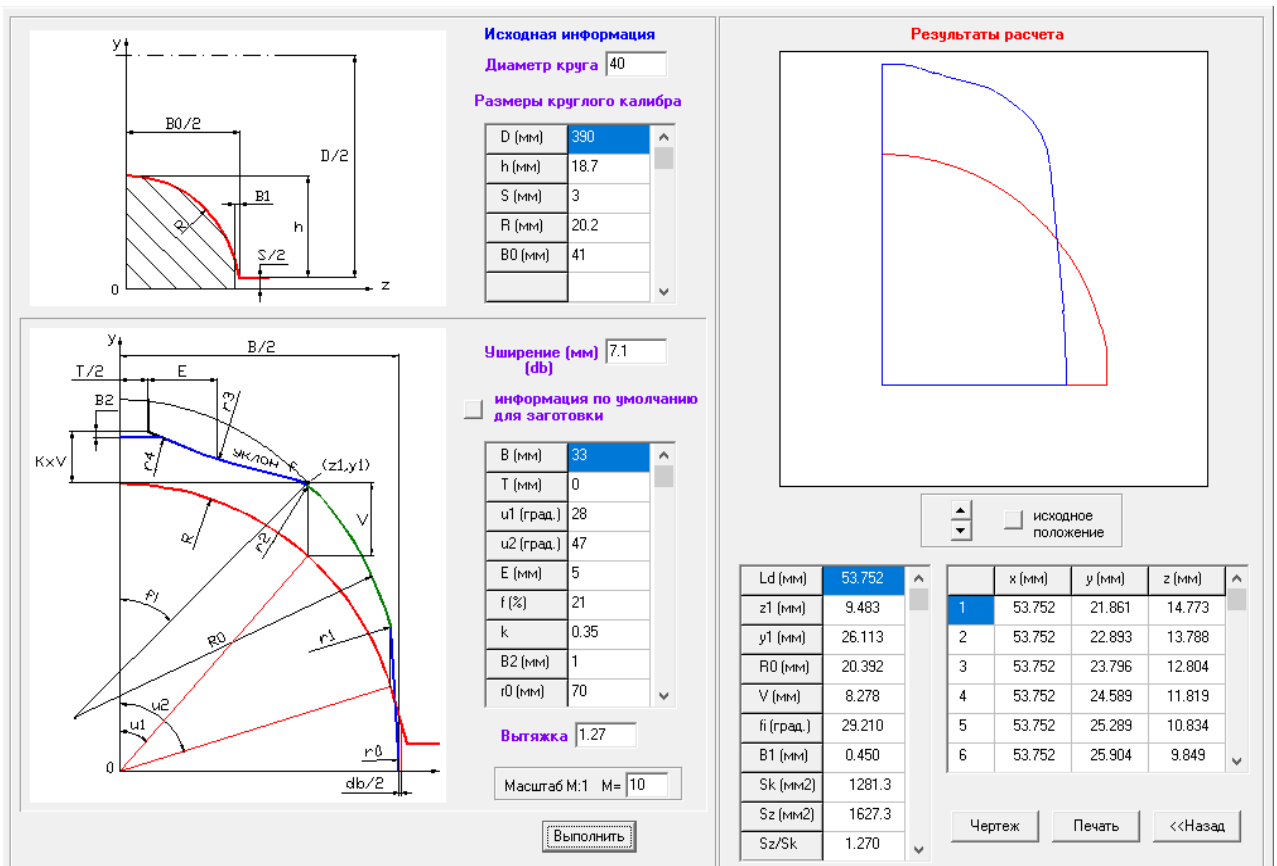


Рисунок 1 – Расчёт параметров предчистового специального овального калибра для прокатки круглых профилей диаметром 40 мм

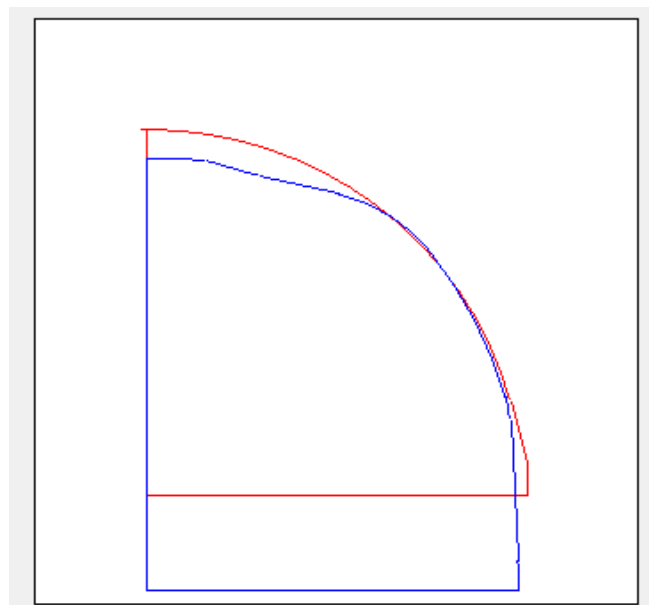


Рисунок 2 – Контрольное построение круглого калибра и овального раската в первый момент контакта металла с валками (для круга диаметром 40 мм)

Боковой участок предчистового овала, выполненный радиусом  $R_0 = 20,4$  мм, обеспечивает на всей его протяженности одновременный захват металла в круглом калибре (см. рисунок 2).

По всей длине указанных боковых участков овального профиля соблюдается равенство длины очага деформации (53,8 мм, см. рисунок 1).

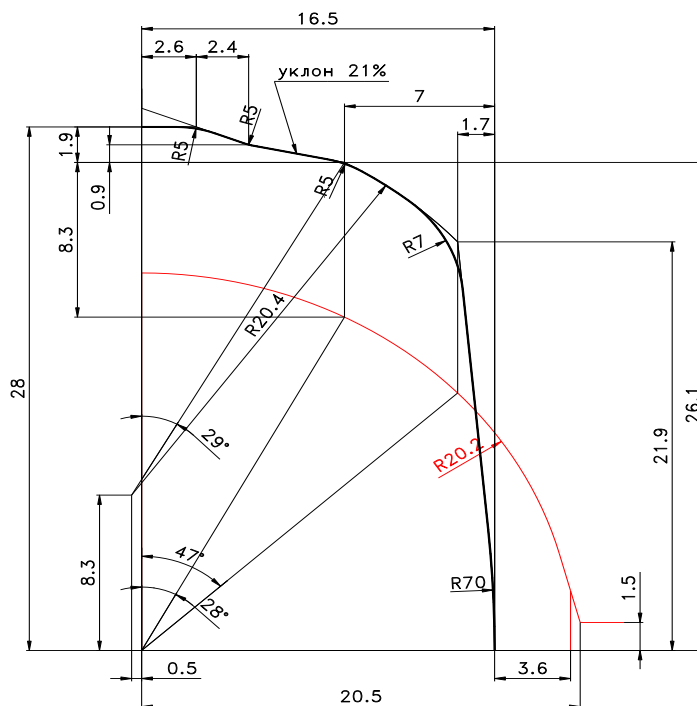


Рисунок 3 – Совмещённое построение чертежей круглого и специального овального калибров для прокатки круглых профилей диаметром 40 мм

Применение предлагаемого способа [1] позволит снизить вероятность «сваливания» раската, а, следовательно, и количество брака при прокатке круглых профилей диаметром 40 мм, путем обеспечения в момент захвата одновременного по ширине боковых участков овального профиля контакта металла с круглым калибром.

#### Литература:

1. Пат. 102915 Украина, МПК (2012) В21В 1/02. Способ прокатки круглых профилей / В.Б. Шум [и др.]; Донецкий национальный технический университет. № а201200925; заявл. 30.01.2012 ; опубл. 27.08.2013, Бюл. № 16. — бс. : ил.

2. Гайдук, Р.Е. Совершенствование калибровки для прокатки круглых профилей диаметром 150 мм на ТЗС «900/750-3» ОАО ДМКД / Р.Е. Гайдук // *Металлургия XXI столетия глазами молодых: Материалы всеукраинской научно-практической конференции студентов.* – Донецк: ДонНТУ, 2011. – С. 70-71.

# ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИ УПРУГОМ РАСТЯЖЕНИИ ПОЛОС С НЕСИММЕТРИЧНОЙ ВОЛНИСТОСТЬЮ

Ярош Д.А., Закарлюка С.В., Гончаров В.Е.  
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 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 законов распределения напряжений натяжения по ширине [3, 4]. Известны также некоторые экспериментальные исследования напряженно-деформированного неплоских полос для симметричных видов волнистости [5, 7].

Целью настоящей работы является сравнение некоторых известных теоретических зависимостей при упругом растяжении несимметричной волнистости с экспериментальными данными на основе разработанной модели неплоской полосы.

Для экспериментального исследования влияния натяжения на параметры несимметричной волнистой полосы при упругом растяжении была изготовлена модель 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.

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 по левой и правой кромкам зависела от абсолютной неравномерности и закона распределения длин полосок по ширине полосы.

Полоски растягивали по параболическому закону для несимметричной волнистости в виде:

$$\Delta \mu_x = \Delta \mu_{max} \left[ 1 - \frac{4}{(B+l)^2} \left( x - \frac{B+l}{2} \right)^2 \right], \quad (1)$$

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,  $l$  – смещение оси эпюры распределения вытяжек по ширине полосы.

Ширина полосы ( $B$ ) составляла 115 мм, толщина ( $h$ ) - 3,3 мм.

Базовая длина всех полосок шириной 5 мм до нагружения ( $L$ ) составляла 250 мм. Максимальная разница вытяжек  $\Delta\mu_{max} = 0,08$  ( $\Delta L_{max} = 25$  мм). Смещение оси эюры распределения вытяжек по ширине полосы  $l = 20$  мм.

Эюра распределения неравномерности длин полосок по ширине модели полосы до их склеивания приведена на рисунке 1.

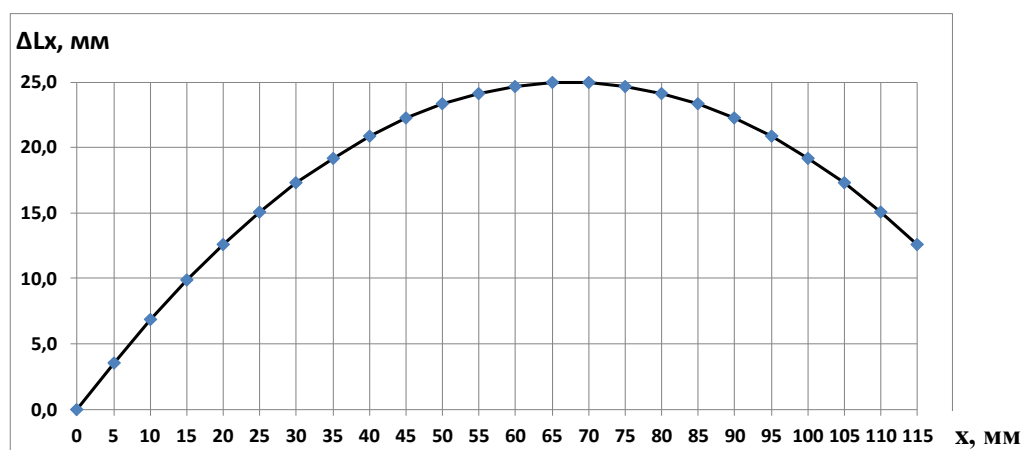


Рисунок 1 - Эюра распределения неравномерности длин полосок по ширине полосы до их склеивания

Внешний вид модели полосы с несимметричной волнистостью показан на рисунке 2.

Разработанную модель полосы с несимметричной волнистостью в дальнейшем подвергали растяжению в лабораторных условиях. Натяжение полосы ( $T$ ) создавали с использованием грузов известной массы. Полосу растягивали с различной величиной натяжения до момента исчезновения волнистости по обеим кромкам, то есть когда полоса становилась видимо плоской (со скрытым дефектом).

Аппроксимируя волнистость в виде синусоиды, при проведении эксперимента величину амплитуды волнистости по левой ( $A_1$ ) и правой кромкам ( $A_2$ ) оценивали с использованием зависимости работ [6, 7] в виде:

$$A = \sqrt{\frac{4\lambda(L-\lambda)}{\pi^2}}, \quad (2)$$

где  $\lambda$  – период волнистости, мм (по левой кромки  $\lambda_1$ , по правой -  $\lambda_2$ ),

$L$  – длина волнистости (синусоиды), мм (по левой кромки  $L_1$ , по правой -  $L_2$ ).

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 (по левой кромке  $A_{пр1}$ , по правой -  $A_{пр2}$ ).

Напряжение натяжения определяли по формуле  $\sigma_{уд} = \frac{T}{Bh}$ , МПа.

Экспериментальное значение максимальных напряжений натяжения  $\sigma^{*max}$ , при упругом растяжении волнистой полосы определяли по формуле  $\sigma^{*max} = \varepsilon \cdot E$ , МПа (где  $\varepsilon$  – относительная деформация при упругом растяжении середины полосы,  $E$  – модуль упругости материала полосы, МПа).

Модуль упругости ( $E$ ) определяли экспериментально путем растяжения резиновых образцов, который составил 7,0 МПа.

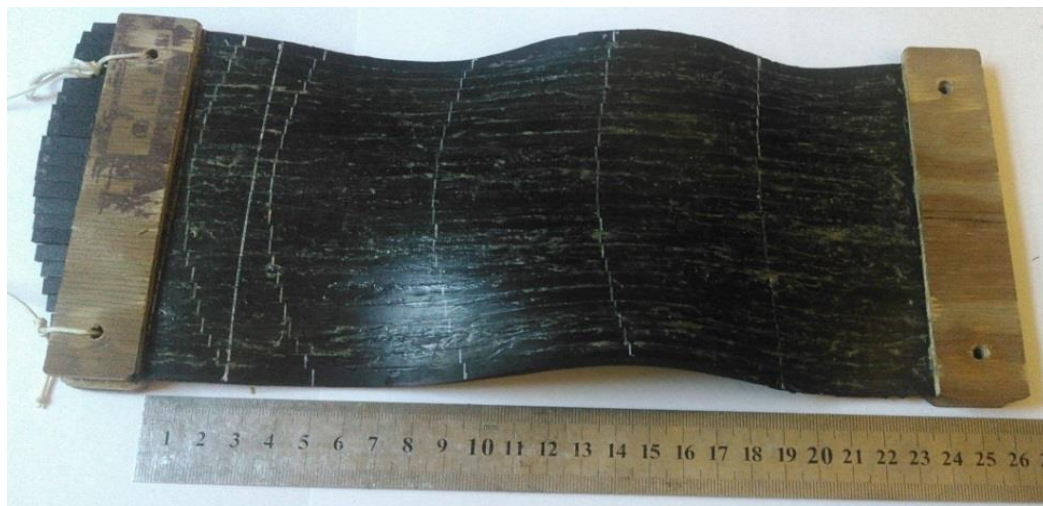


Рисунок 2 - Внешний вид модели полосы с несимметричной волнистостью без натяжения ( $T=0$ )

Результаты экспериментов при растяжении модели полосы с несимметричной волнистостью приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Результаты экспериментов при растяжении модели полосы с несимметричной волнистостью (шириной  $B=115$  мм, толщиной  $h=3,3$  мм)

№ п/п	$T$ , Н	$\sigma_{уд}$ , МПа	$\lambda 1$ , мм	$L1$ , мм	$A1$ , мм	$A_{np1}$ , мм/м	$\lambda 2$ , мм	$L2$ , мм	$A2$ , мм	$A_{np2}$ , мм/м	$\varepsilon$	$\sigma^{*max}$ , МПа
1	0,0	0,0	234	241	25,8	110,16	234	250	39,0	166,55	0,0	0,0
2	10,0	0,0264	235	241	23,9	101,78	235	250	37,8	160,92	0,0043	0,0299
3	20,0	0,0527	236,5	241	20,8	87,86	236,5	250	36,0	152,18	0,0107	0,0748
4	30,0	0,0791	238	241	17,0	71,51	238	250	34,0	143,02	0,0171	0,1197
5	40,0	0,1054	239	241	13,9	58,27	239	250	32,7	136,65	0,0214	0,1496
6	50,0	0,1318	240	241	9,9	41,11	240	250	31,2	130,02	0,0256	0,1795
7	55,0	0,1449	241	241	0,0	0,0	241	250	29,7	123,09	0,0299	0,2094
8	70,0	0,1845					243	250	26,3	108,11	0,0385	0,2692
9	80,0	0,2108					244	250	24,4	99,88	0,0427	0,2991
10	90,0	0,2372					245	250	22,3	90,99	0,0470	0,3291
11	100,0	0,2635					246	250	20,0	81,22	0,0513	0,3590
12	120,0	0,3162					248	250	14,2	57,20	0,0598	0,4188
13	130,0	0,3426					249	250	10,1	40,36	0,0641	0,4487
14	140,0	0,3689					250	250	0,0	0,0	0,0684	0,4786



Полученные экспериментальные данные сравнили с расчетными зависимостями работы [3] для несимметричной волнистости и квадратичным законом распределения напряжений натяжения по ширине полосы. Величину амплитуды волнистости по правой и левой кромкам при упругом растяжении определяли по формуле в общем виде:

$$A = \sqrt{A_0 - \frac{4\lambda^2(\sigma_{max})}{E\pi^2}}, \quad (3)$$

где  $A_0$  – величина приведенной амплитуды исходной волнистости до растяжения полосы, то есть при  $T=0$  (из таблицы 1: величина приведенной амплитуды волнистости по левой кромке составила  $A_{np01} = 110,16$  мм/м, по правой –  $A_{np02} = 166,55$  мм/м);

$\sigma_{max}$  – максимальные напряжения натяжения, возникающие при растяжении волнистой полосы (в средней части полосы), которые рассчитываются из зависимостей (4), (5) работы [3].

При  $\sigma_{max} < \Delta\sigma_2$ :

$$\sigma_{уд} = \frac{4(\sigma_{max})^{3/2}}{3(\sqrt{\Delta\sigma_1} + \sqrt{\Delta\sigma_2})} \quad (4)$$

При  $\sigma_{max} > \Delta\sigma_2$  (по левой кромке волнистость полностью скрыта):

$$\sigma_{уд} = \frac{1}{\sqrt{\Delta\sigma_1} + \sqrt{\Delta\sigma_2}} \left[ \frac{2}{3}(\sigma_{max})^{3/2} + \sigma_{max}\sqrt{\Delta\sigma_2} - \frac{(\Delta\sigma_2)^{3/2}}{3} \right] \quad (5)$$

В формулах (4, 5)  $\Delta\sigma_1$ ,  $\Delta\sigma_2$  определяли из работ [3, 7] в виде:

$$\Delta\sigma_1 = E \left( \frac{A_{01}\pi}{2\lambda_{01}} \right)^2, \quad \Delta\sigma_2 = E \left( \frac{A_{02}\pi}{2\lambda_{02}} \right)^2, \quad (6)$$

где  $A_{01}, \lambda_{01}$  – амплитуда и период волнистости по левой кромке полосы до приложения натяжения;

$A_{02}, \lambda_{02}$  – амплитуда и период волнистости по правой кромке полосы до приложения натяжения.

Для приведенной амплитуды волнистости  $\lambda_{01} = \lambda_{02} = 1000$  мм.

Сравнение результатов эксперимента с теоретическими зависимостями по формулам (3-6) из работы [3] при упругом растяжении модели неплюской полосы с несимметричной волнистостью приведены на рисунках 3, 4.

Сравнительный анализ теоретических кривых с экспериментальными данными при упругом растяжении полос с несимметричной волнистостью (рисунок 3, 4) показал хорошую их сходимость.

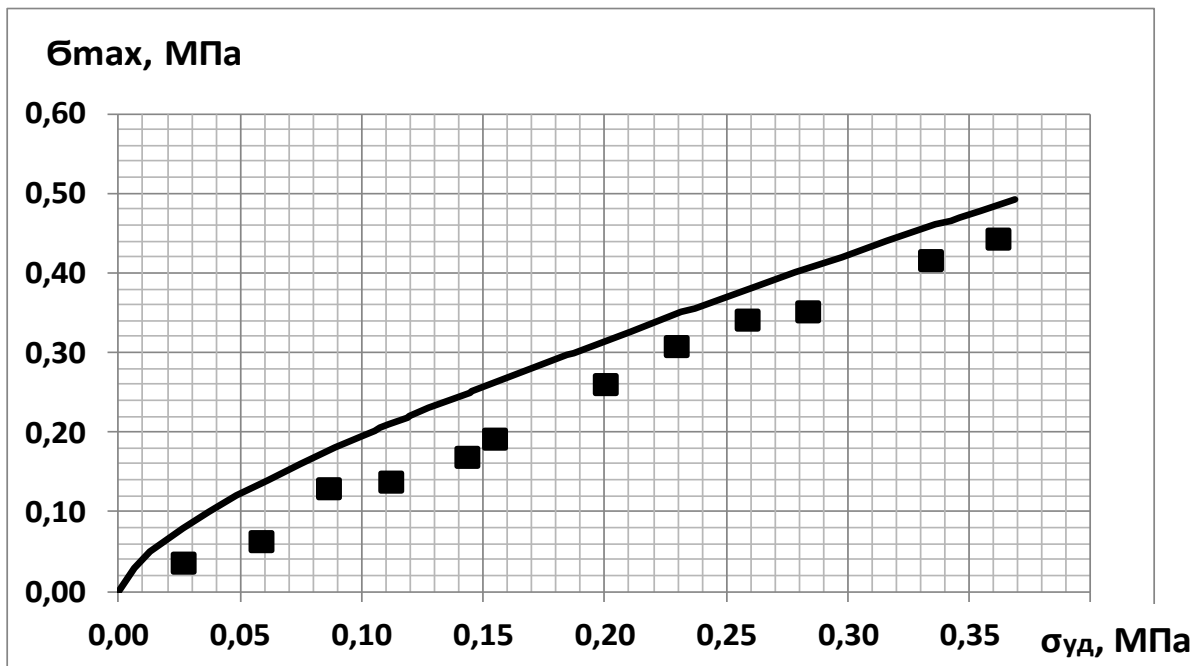


Рисунок 3 - Сравнение экспериментальных данных (■) с теоретическими зависимостями работы [3] для  $\sigma_{max}$  (из формул 5, 6) при растяжении разработанной модели полосы с несимметричной волнистостью

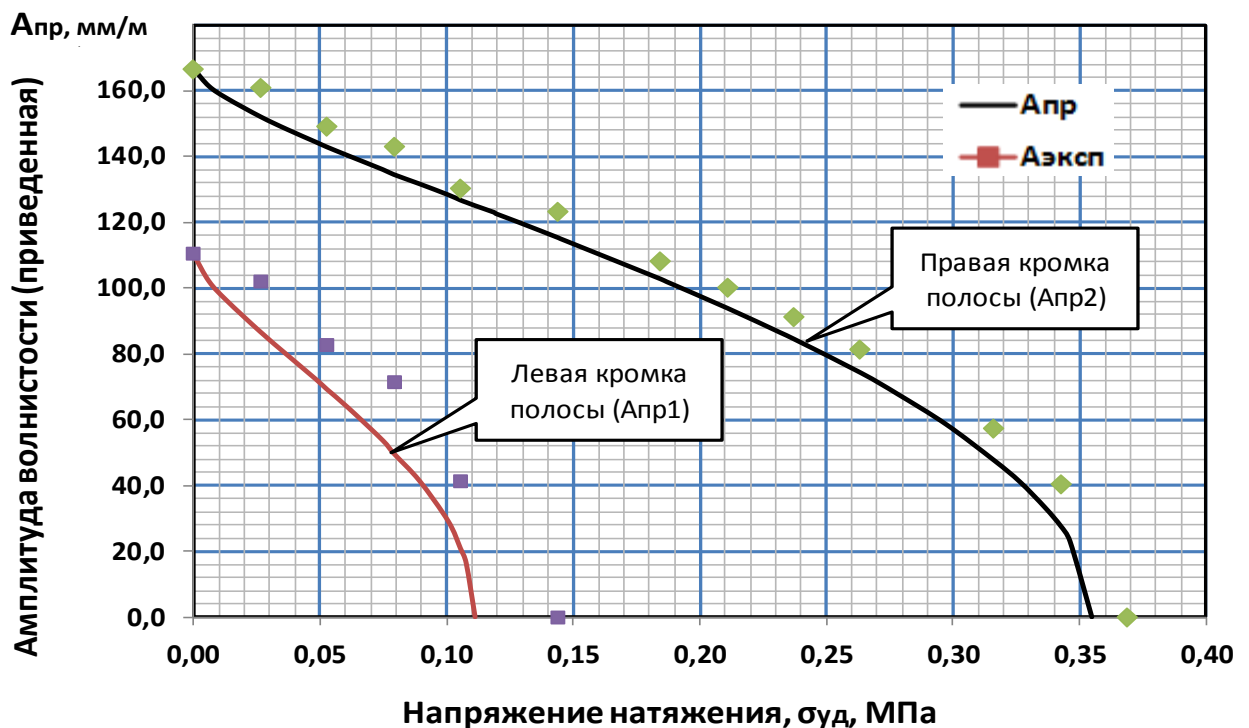


Рисунок 4 - Сравнение экспериментальных данных с теоретическими зависимостями работы [3] для  $A_{пр}$  с учетом (3) при растяжении разработанной модели полосы с несимметричной волнистостью

### Выводы.

1. Разработанная модель полосы с несимметричной волнистостью 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, 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, P. 611-616.

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. 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.

4. 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.

5. 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.

6. Железнов, Ю.Д. Прокатка ровных листов и полос. М.: Металлургия. - 1971, 200 с.

7. Экспериментальное исследование при упругом растяжении полос с симметричной волнистостью / Д.А. Ярош, С.В. Закарлюка, А.И. Шевелев // Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс]: материалы VII Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов, 24-26 мая 2021 г. – Донецк: ДОННТУ, 2021. – С. 167-171.

## ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ПОЛОС К ПОТЕРЕ ПЛОСКОЙ ФОРМЫ

Омельченко Н.В., Закарлюка С.В., Шевелев А.И.  
Донецкий национальный технический университет

При прокатке тонких листов и полос вследствие неравномерной деформации по ширине и, как следствие появления остаточных сжимающих напряжений, происходит потеря плоской формы. Для того, чтобы участок полосы не потерял плоскую форму, необходимо выполнение следующего условия:

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

где  $\sigma_{сж}$  - сжимающие остаточные напряжения, приложенные к участку полосы;  $\sigma_{кр}$  - критическое напряжение для рассматриваемого участка полосы.

Устойчивость полосы к потере плоской формы тем выше, чем выше критические напряжения  $\sigma_{кр}$  участка полосы (при прочих равных условиях). Из теории расчета гибких пластин [1] известна формула критического напряжения сжатия, при котором пластина теряет устойчивость:

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

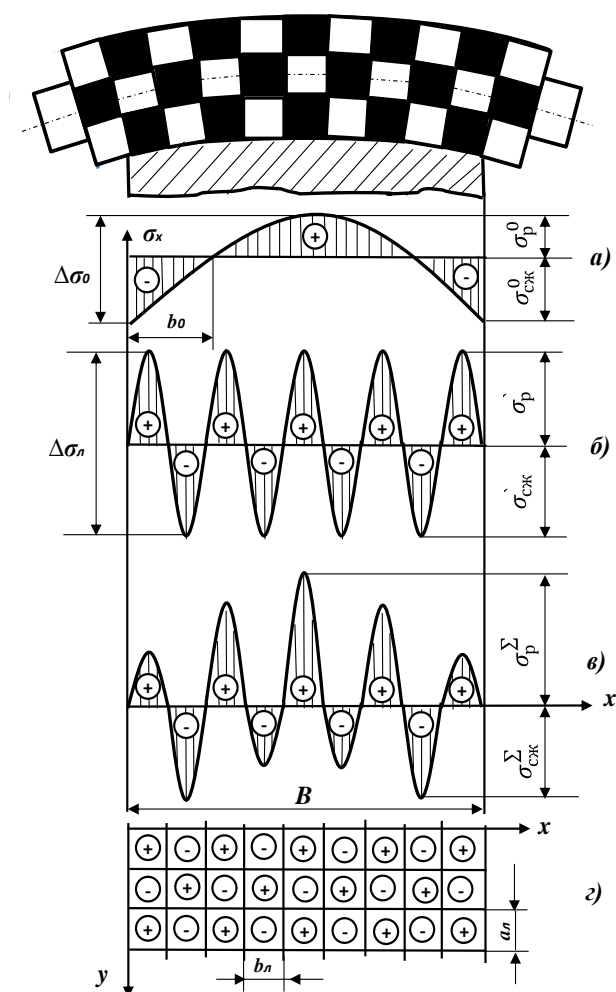
где  $k_1$  - коэффициент, который зависит от отношения длины ( $a$ ) к ширине ( $b$ ) пластины и от условий ее закрепления;  $k_2 = \frac{\pi^2 E}{12(1-\nu^2)}$  - показатель, зависящий от упругих свойств пластины (модуля упругости  $E$  и коэффициента Пуассона  $\nu$ ).

Применительно к прокатке полос и листов наиболее приемлемым вариантом повышения  $\sigma_{кр}$  является уменьшение длины и ширины участков, на которые действуют остаточные сжимающие напряжения. Этого можно достичь путем уменьшения размеров смежных участков полосы, прокатываемых с разным уровнем деформации.

В большинстве работ для улучшения плоскостности предлагается снижать  $\sigma_{сж}$  путем реализации всевозможных способов и устройств при прокатке. В работе [2] предложено повышать устойчивость полос и листов к потере плоской формы путем повышения  $\sigma_{кр}$ . В этой работе представлена схема напряженного состояния (рис. 1), обладающая наибольшей устойчивостью к потере плоской формы полосы за счет уменьшения размеров ее участков, на которые действуют сжимающие напряжения. Это следует из анализа зависимости (2). Такое напряженное состояние в полосе предлагается реализовать путем дробления деформаций в плоскости листа за счет чередования большего и меньшего уровня деформаций на локальных участках, располагая эти участки в шахматном порядке. Для получения остаточных сжимающих напряжений полосу деформируют с большей деформацией, для получения растягивающих напряжений - с меньшей деформацией на соответствующих участках.

В работе [2] предложен ряд теоретических зависимостей для получения

плоской полосы без локальной неплоскостности и сохранения ее сплошности, которые требуют экспериментальной проверки.



а – от искажения активной образующей валков; б - от дробления деформаций; в – от совместного действия (а) и (б); г – в плоскости полосы  
 Рисунок 1 – Эпюры распределения остаточных напряжений в полосе после прокатки с дроблением деформаций по ширине и длине проката

Целью настоящей работы является экспериментальное подтверждение того, что дробление деформаций (остаточных напряжений) в плоскости тонких листов и полос повышает их устойчивость к потере плоской формы.

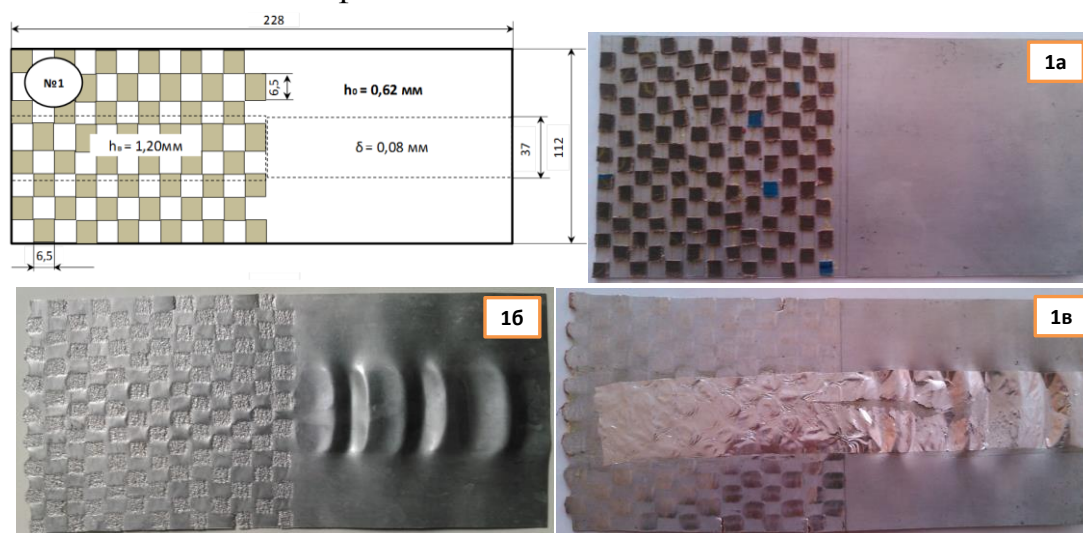
Для качественного подтверждения стабилизации плоскостности полос с применением схемы дробления деформаций (остаточных напряжений) был проведен лабораторный эксперимент.

Для получения в полосе напряженного состояния, повышающего устойчивость к потере плоской формы, использовали гладкие валки стана дуо 100 с прокаткой в них алюминиевых полос вместе с наклеенной наждачной бумагой, обращенной зернистостью к прокату.

Образцы из алюминиевой полосы толщиной 0,60-0,64 мм прокатывали в диапазоне вытяжек в среднем  $\mu = 1,03-1,14$  без натяжения и смазки. Для

сравнения способа прокатки, основанном на дроблении остаточных напряжений, с традиционным процессом (при одной и той же настройке стана), прокатывали половину одной и той же полосы без наждачной бумаги. Для получения различных видов неплоскостности перед прокаткой наклеивали на полосы алюминиевые полоски толщиной 0,04-0,08 мм, моделирующих разнотолщинность по всей длине исследуемых образцов. Наждачная бумага наклеивалась на образцы в виде квадратных участков, а также в виде прямоугольных скрещивающихся полосок с верхней и нижней сторон образца.

На рис. 2 приведена схема и внешний вид экспериментального образца №1 толщиной 0,62 мм, длиной 228 мм, шириной 112 мм до и после прокатки (общая вытяжка  $\mu = 1,10$ ). Часть полосы имеет участок с наклеенной наждачной бумагой в виде квадратов размерами до прокатки 6,5х6,5 мм, расположенных в шахматном порядке. Образец имеет утолщение  $\delta=0,08$  мм шириной 37 мм посередине по всей длине полосы. Утолщение получено с помощью наклеенной алюминиевой фольги.



№1- схема образца с шахматным расположения участков неравномерной деформации; 1а - внешний вид образца до прокатки; 1б - после прокатки; 1в - обратная сторона образца после прокатки

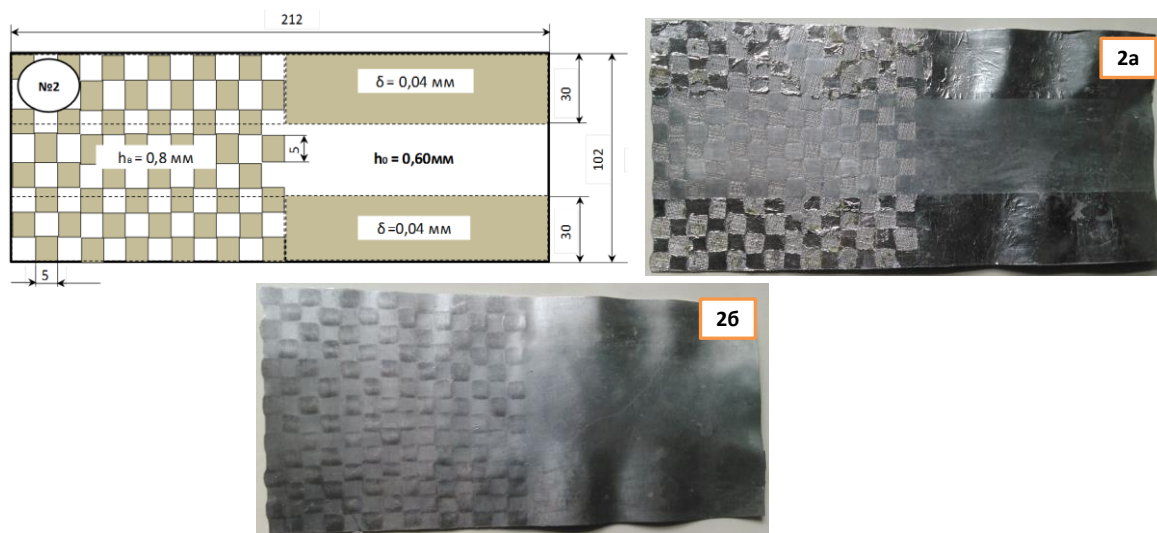
Рисунок 2 – Образец алюминиевой полосы №1

Из рис. 2 видно, что на участке полосы, прокатанного по традиционной технологии, имеется коробоватость (за счет предварительно созданного утолщения по середине). На участке полосы с шахматных расположением участков с разным уровнем деформации происходит «подавление» коробоватости и полоса сохраняет плоское состояние.

На рис. 3 приведена схема и внешний вид экспериментального образца №2 толщиной 0,60 мм, длиной 212 мм, шириной 102 мм до и после прокатки (общая вытяжка  $\mu = 1,03$ ). Часть полосы имеет участок с наклеенной наждачной бумагой в виде квадратов размерами до прокатки 5,0х5,0 мм, расположенных в шахматном порядке. Образец имеет утолщение  $\delta=0,04$  мм шириной 30 мм по краям по всей длине опытной полосы. Утолщение получено с помощью

наклеенной алюминиевой фольги.

Из рис. 3 видно, что на участке полосы, прокатанного по традиционной технологии, имеется волнистость (за счет предварительно созданных утолщений по краям). На участке полосы с шахматным расположением участков с разным уровнем деформации происходит «подавление» волнистости и полоса сохраняет плоское состояние.



№2 - схема образца с шахматным расположения участков неравномерной деформации; 2а - внешний вид образца после прокатки и снятия наждачной бумаги; 2б - обратная сторона образца после прокатки

Рисунок 3 – Образец алюминиевой полосы №2

На рис. 4 приведена схема и внешний вид экспериментального образца №3 толщиной 0,64 мм, длиной 223 мм, шириной 112 мм до и после прокатки (общая вытяжка  $\mu = 1,14$ ). Часть полосы имеет участок с наклеенной наждачной бумагой в виде чередующихся полосок шириной 5 мм, расположенных под углом  $45^{\circ}$  сверху и снизу полосы скрещенными. Образец имеет утолщение  $\delta=0,08$  мм шириной 37 мм посередине по всей длине опытной полосы. Утолщение получено с помощью наклеенной алюминиевой фольги.

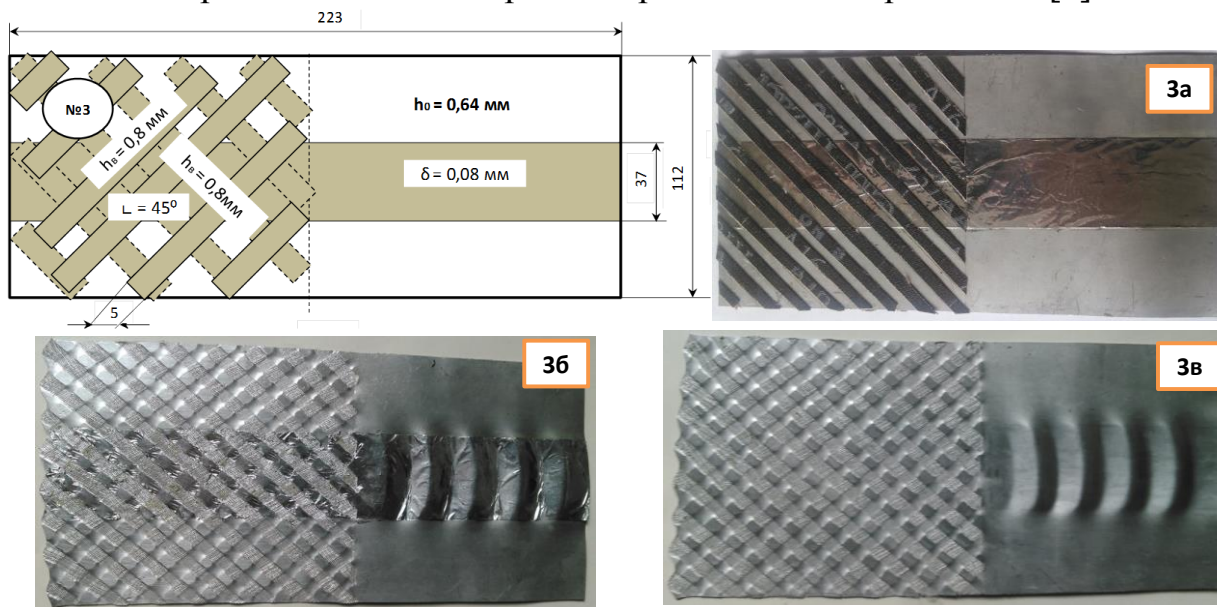
Из рис. 4 видно, что на участке полосы, прокатанного по традиционной технологии, имеется коробоватость (за счет предварительно созданного утолщения по середине). На участке полосы с расположением скрещивающихся полосок сверху и снизу полосы происходит «подавление» коробоватости и прокат сохраняет плоское состояние.

Из анализа результатов экспериментальных исследований установлено, что дробление деформаций (остаточных напряжений) одновременно вдоль и поперек полосы, повышает устойчивость проката к потере плоской формы по сравнению с традиционной прокаткой. Видно, как дробление деформаций в плоскости полос различными способами «подавляет» неплоскостность без образования локальной неплоскостности.

Таким образом, напряженно-деформированное состояние полосы, качественно отражающее схему, показанную на рис. 1, повышает ее

устойчивость к потере плоской формы на основе принципа дробления деформаций. Обосновано расположение локальных участков сжимающих и растягивающих остаточных напряжений в шахматном порядке.

Реализовать схему деформации согласно рис.1 можно, например, путем использования прокатных валков с разношероховатой поверхностью [3].



№3 - схема образца, моделирующая дробление деформаций в виде скрещивающихся сверху и снизу полосок; 3а - внешний вид образца до прокатки (вид сверху); 3б - после прокатки и снятия наждачной бумаги (вид сверху); 3в - после прокатки и снятия наждачной бумаги (вид снизу)

Рисунок 4 – Образец алюминиевой полосы №3

#### Выводы.

1. На основе проведенных экспериментальных исследований при прокатке алюминиевых полос показано, что дробление деформаций в плоскости листа, повышает ее устойчивость к потере плоской формы.

2. Показаны способы создания дробления деформаций за счет шахматного расположения участков с разным уровнем деформации на одной из сторон полосы и на двух сторонах в виде скрещивающихся чередующихся полосок.

3. Рассмотренные варианты прокатки позволяют «подавлять» различные виды неплоскостности (в определенном диапазоне), в том числе коробоватость и волнистость.

#### Литература:

1. Вольмир, А.С., Устойчивость деформируемых систем / А.С. Вольмир, Москва: Наука, 1967, 984 с.

2. Повышение устойчивости катаных полос к потере плоской формы / Е.А. Руденко, С.В. Закарлюка, В.Е. Гончаров, Ю.И. Юрченко // Физика и техника высоких давлений. - 2020, том. 30, № 4, С. 99-106.

3. Авт. свид. 1380817 СССР, В 21 В 27/02. Валковый узел / В.М. Клименко, В.М. Богатырев, С.В. Закарлюка и др. : Донец. политехн. ин-т. – № 4693068/03 ; заявл. 15.05.89; опубл. 30.04.91, Бюл. №10.



## **АНАЛИЗ СОПРОТИВЛЕНИЯ ДЕФОРМАЦИИ ТИТАНОВЫХ СПЛАВОВ ПРИ ГОРЯЧЕМ ФОРМОИЗМЕНЕНИИ**

Свистун А.С., Сарафанов А.Е.,

Южно-Уральский государственный университет, Челябинск

Радионова Л.В.

Московский политехнический университет

В современном машиностроении, в авиационной и космической промышленности, в медицине широкое распространение получили титановые сплавы. По назначению титановые сплавы подразделяются на конструкционные, жаростойкие, жаропрочные и сплавы с особыми свойствами. По способам производства в промышленности различают литейные и деформируемые сплавы. Из титановых сплавов получают пруток [1], проволоку [2], лист [3], ленту, а также заготовки сложной формы аддитивными методами [4]. По прочности все титановые сплавы можно разделить на три группы: малопрочные сплавы, сплавы средней прочности и высокопрочные. В зависимости от химического состава пластичность и способность титановых сплавов обработке давлением существенно различается. Такие сплавы как ВТ6 и ВТ16 имеют удовлетворительную оценку по шкале обрабатываемости давлением, а вот сплав ВТ1-00 имеет весьма высокую обрабатываемость.

При математическом моделировании, в состав которого входит и компьютерное моделирование, которое в последние десятилетия небезосновательно активно используется при исследованиях в области обработки металлов давлением, необходимо знать реологические свойства сплавов в зависимости от химического состава, температуры, скорости и степени деформации [5]. Знание свойств материала при математическом и компьютерном моделировании оказывает решающее значение на адекватность полученных результатов [6]. В то же время найти данные по изменению свойств того или иного сплава в литературе достаточно проблематично, связано это с трудоемкостью проведения подобных исследований и необходимостью использования дорогостоящего и уникального оборудования. Для построения зависимостей сопротивления деформации применяют пластометр кулачкового типа [7,8] или физический симулятор термомеханических процессов Gleeble 3800 [9]. В связи с этим пополнение и расширение справочной информации по реологическим свойствам современных материалов является весьма актуальной задачей.

Целью настоящей работы является исследование влияния температуры, скорости и степени деформации на сопротивление деформации титановых сплавов различного химического состава.

Экспериментальные исследования проводились в лаборатории кафедры обработки металлов давлением Южно-Уральского государственного университета на кулачковом пластометре ЧПИ-ЮУрГУ [7, 10]. Автоматизированный пластометр позволяет моделировать условия

деформации, соответствующие прокатным станам, а именно степень деформации в пределах от 20 до 50 % и скорость деформации от 1 до 45 с<sup>-1</sup>. Нагрев образцов размером Ø8x12 мм помещенных в разъемный контейнер осуществлялся до температур 800-1200 °С в методической печи. Образец в контейнере, нагретый до требуемой температуры, устанавливался в пластометр и осаживался. Управление пластометром осуществляется с помощью специализированной программы, которая предназначена для снятия показания датчиков усилия и перемещения при проведении испытаний образцов. По разработанной программе ПК считывает всю информацию по каждому циклу нагружения образца и выдает ее на экран монитора в виде осциллограммы. После обработки осциллограммы на экран монитора выдаются графики текущих значений степени, скорости и сопротивления деформации в процессе нагружения образца, а также кривая упрочнения испытанного материала.

Сопротивление пластической деформации в общем виде определяется следующей зависимостью:

$$\sigma_s = k_0 \cdot \dot{\varepsilon}^{k_{\dot{\varepsilon}}} \cdot \varepsilon^{k_{\varepsilon}} \cdot e^{-k_t \cdot t}, \quad (1)$$

где  $\sigma_s$  – сопротивление пластической деформации;

$\varepsilon = \ln(h_0/h_1)$  – логарифмическая степень деформации;

$\dot{\varepsilon}$  – скорость деформации, с<sup>-1</sup>;

$t$  – температура, °С;

$k_0, k_{\varepsilon}, k_{\dot{\varepsilon}}, k_t$  – коэффициенты, которые находят экспериментально и характеризуют индивидуальные свойства материала в зависимости от термомеханических параметров.

Химический состав исследуемых титановых сплавов приведен в табл.1. Коэффициенты  $k_0, k_{\varepsilon}, k_{\dot{\varepsilon}}, k_t$ , определенные экспериментально для исследуемых сплавов, представлены в табл. 2. Подставив полученные значения коэффициентов в формулу (1), можно определить сопротивление деформации в зависимости от температуры, скорости и степени деформации.

Таблица 1 – Химический состав (%) титановых сплавов

Сплав	Ti	Al	V	Cr	Mo	Sn	Fe	C	Si	N	Zr	O	H	другие
BT1-00	99,5-99,99	-	-	-	-	-	≤0,12	≤0,05	≤0,08	≤0,04	-	≤0,1	≤0,008	≤0,1
BT1-0	99,24-99,7	-	-	-	-	-	≤0,25	≤0,07	≤0,1	≤0,04	-	≤0,2	≤0,01	≤0,3
BT3-1	85,455-91,35	5,5-7,0	-	0,8-2,3	2,0-3,0	-	0,2-0,7	≤0,1	0,15-0,4	≤0,05	≤0,5	≤0,18	≤0,015	≤0,3
BT6	86,485-91,2	5,3-6,8	3,5-5,3	-	-	-	≤0,3	≤0,1	≤0,15	≤0,05	≤0,3	≤0,2	≤0,016	-
BT5-1	88,83-93,4	4,3-6,0	≤1,0	-	-	2,0-3,0	≤0,3	≤0,1	≤0,12	≤0,05	≤0,3	≤0,15	≤0,016	-
BT16	82,885-89,7	1,8-3,8	4,0-5,5	-	4,5-6,5	-	≤0,25	≤0,1	≤0,15	≤0,05	≤0,3	≤0,15	≤0,015	-
BT22	79,4-86,3	4,4-5,7	4,0-5,5	0,5-1,5	4,0-5,5	-	0,5-1,5	≤0,1	≤0,15	≤0,05	≤0,3	≤0,18	≤0,015	≤0,3
ПТ-7М	93,69-95,9	1,8-2,5	-	-	-	-	≤0,25	≤0,1	≤0,12	≤0,04	2,0-3,0	≤0,15	≤0,006	≤0,3
2В	94,79-97,2	1,5-2,5	1,0-2,0	-	-	-	≤0,2	≤0,07	≤0,1	≤0,04	-	≤0,12	≤0,002	≤0,3
3М	93,89-96,2	3,5-5,0	-	-	-	-	≤0,25	≤0,1	≤0,12	≤0,04	≤0,3	≤0,15	-	≤0,3

На примере четырех наиболее часто встречающихся на практике сплавов BT1-0, BT1-00, BT6 и BT5-1 оценим влияние температуры (рис. 1), скорости (рис.2) и степени деформации (рис.3) на сопротивление деформации. Анализ сопротивления деформации титановых сплавов осуществлялся в интервале температур 800...1200 °С, средней скорости деформации 1...45 с<sup>-1</sup>, конечной степени деформации 0,1...0,35.

Таблица 2 – Коэффициенты, входящие в зависимость сопротивления деформации, для исследованных титановых сплавов

Сплав	$k_0$	$k_\varepsilon$	$k_\dot{\varepsilon}$	$k_t$
BT1-00	126972	0,3385	0,1044	-0,0084
BT1-0	6482588	-0,0648	0,139848	-0,013645
BT3-1	54399	0,03187	0,060732	-0,00638
BT6	1044407	-0,0042	0,184925	-0,009903
BT5-1	1336211	0,192	0,181	-0,0094
BT16	15423	0,03603	0,138876	-0,005793
ПТ7-М	929	0,05772	0,158924	-0,002559
ПТ-2В	330337	0,03723	0,105585	-0,009461
BT22	9595	0,0037	0,1585	-0,0048
ЗМ	28704750	0,2148	0,0966	-0,01135

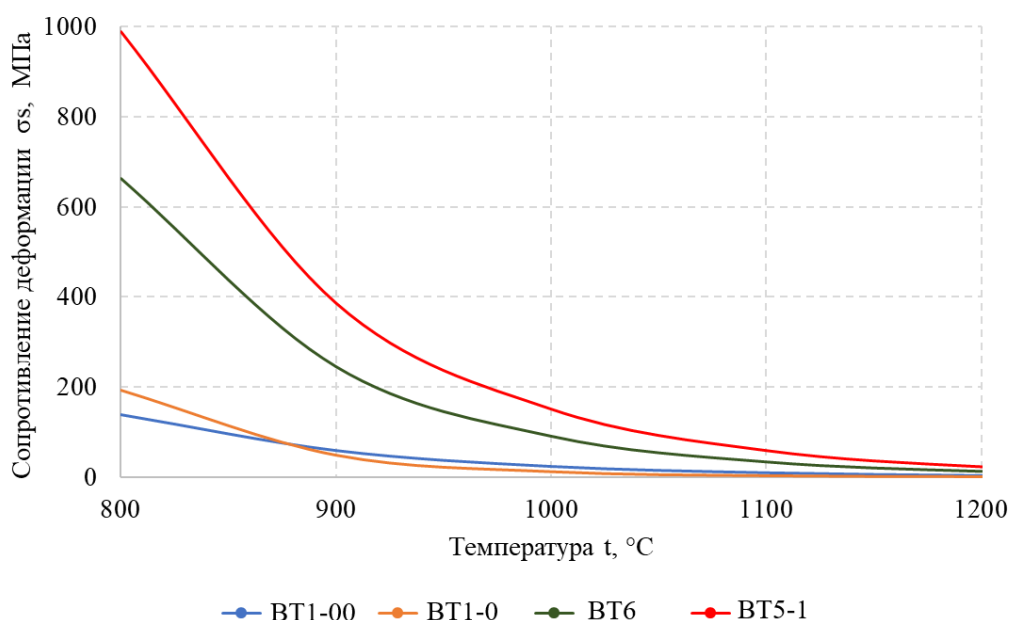


Рисунок 1 – Зависимость сопротивления деформации от температуры при  $\dot{\varepsilon}=20 \text{ с}^{-1}$  и  $\varepsilon=0,3$

С повышением температуры сопротивление деформации у всех сплавов падает, но интенсивность падения в разных температурных диапазонах различна. Максимальное снижение сопротивления деформации наблюдается в интервале температур 800...950 °C (см. рис.1). Также стоит отметить, что у сплавов с весьма высокой обрабатываемостью BT1-00 и BT1-0 падение сопротивления деформации происходит с 139 и 194 МПа до 40 и 25 МПа, соответственно. На сопротивление деформации сплавов с удовлетворительной обрабатываемостью повышение температуры при горячей деформации до 950 °C сказывается существенно. У сплава BT6 сопротивление деформации снижается с 662 до 150 МПа, а у BT5-1 – с 989 до 241 МПа.

При  $t=900\text{ }^{\circ}\text{C}$  для сплава ВТ5-1 разница между  $y_s$  при  $\dot{\epsilon}=1\text{ c}^{-1}$  и  $\dot{\epsilon}=20\text{ c}^{-1}$  наибольшая и достигает 160 МПа (см. рис.2). Влияние степени деформации в диапазоне от 0,1 до 0,35 на сопротивление деформации незначительно. Сплав ВТ5-1 наиболее чувствителен к степени деформации, но даже у него повышение  $y_s$  при увеличении  $\epsilon$  с 0,1 до 0,35 не превышает 85 МПа (см. рис. 3).

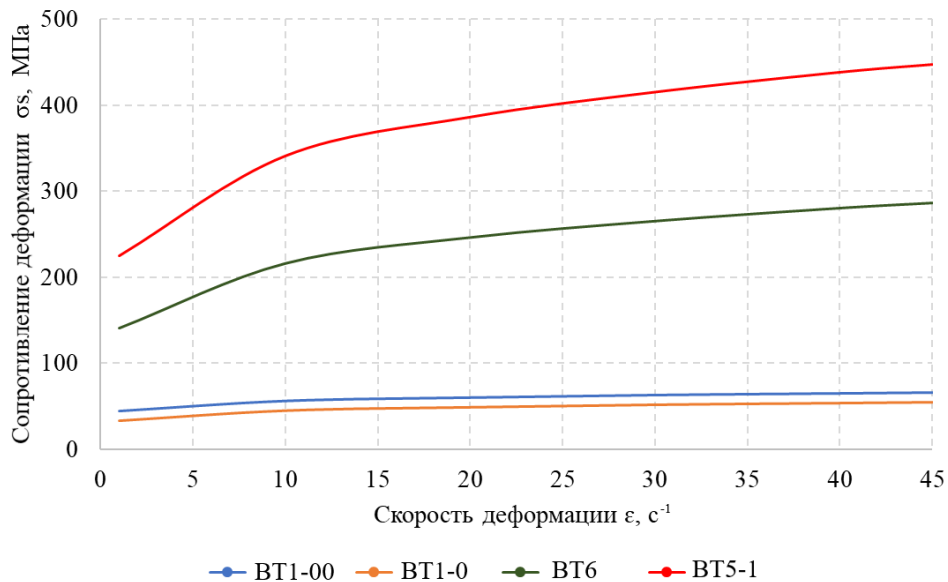


Рисунок 2 – Зависимость сопротивления деформации от скорости деформации при  $t=900\text{ }^{\circ}\text{C}$  и  $\epsilon=0,3$

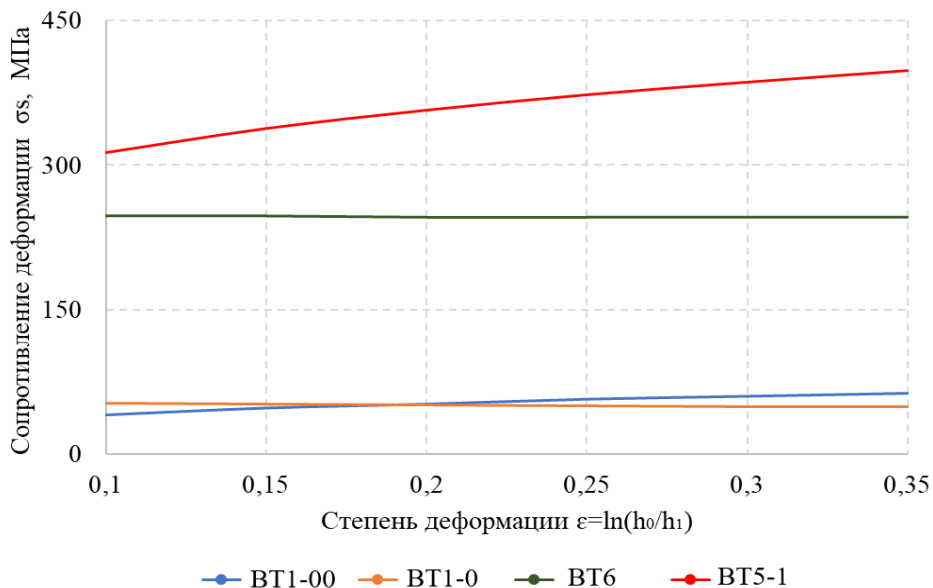


Рисунок 3 – Зависимость сопротивления деформации от степени деформации при  $t=900\text{ }^{\circ}\text{C}$  и  $\dot{\epsilon}=20\text{ c}^{-1}$

Аналогично по формуле (1) можно построить зависимости сопротивления деформации от технологических параметров для других марок титановых сплавов (табл.1), подставляя в нее коэффициенты из табл. 2.

Таким образом, результаты пластометрических испытаний на основе которых получены зависимости сопротивления деформации от температуры, скорости и степени деформации позволяют повысить: достоверность компьютерного и математического моделирования; адекватность при выполнении технологических расчетов новых и действующих технологий обработки давлением; обоснованность выбора мощности технологического оборудования.

#### Литература:

1. Сиверин, О.О. Технология прокатки титановых сплавов в трёхвалковых калибрах / О.О. Сиверин, В.Г. Дукмасов // Титан. – 2016. – № 1 (51). – С. 43-46.
2. Повышение износостойкости роликовых волок для производства проволоки из титановых сплавов / Л.В. Радионова, М.Н. Самодурова, А.Е. Сарафанов и др. // Металлург. – 2020. – № 11. – С. 75–81.
3. Водолазский, В.Ф. Сопротивление деформации и алгоритм расчета схем обжатий горячей и теплой прокатки листов из титановых сплавов / В.Ф. Водолазский, А.В. Зайцев, Г.Ю. Зуев, В.А. Михайлов, Ф.В. Водолазский // Титан. – 2012. – № 1 (35). – С. 13-21.
4. Samodurova, M.; Logachev, I.; Shaburova, N.; Samoiloa, O.; Radionova, L.; Zakirov, R.; Pashkeev, K.; Myasoedov, V.; Trofimov, E. A Study of the Structural Characteristics of Titanium Alloy Products Manufactured Using Additive Technologies by Combining the Selective Laser Melting and Direct Metal Deposition Methods. Materials 2019, 12, 3269. <https://doi.org/10.3390/ma12193269>
5. Компьютерное моделирование температурных режимов при полунепрерывном прямом прессовании легкоплавких материалов / Л.В. Радионова, С.Р. Фаизов, Д.В. Громов, И.Н. Ермаков // Вестник ЮУрГУ. Серия «Металлургия». – 2020. – Т. 20, № 4. – С. 30–38.
6. Огорокова, О.В. Обзор проблемы моделирования сопротивления деформации титановых сплавов при горячем формоизменении // Научный журнал. – 2018. – № 2 (25). – С. 8-9.
7. Крайнов, В.И. Технологическая деформируемость титановых сплавов / В.И. Крайнов, В.С. Кропачев // Вестник ЮУрГУ. Серия «Металлургия». – 2015. – Т. 15, № 2. – С. 115–119.
8. Потапов, А.И., Сопротивление деформации титановых сплавов при температурах теплой и горячей обработки давлением / А.И. Потапов, С.В. Харитонин // Заготовительные производства в машиностроении. – 2013. – № 3. – С. 18-22.
9. Ахмедьянов, А.М. Исследование деформационного поведения стали 20Х13 в условиях горячей осадки / А.М. Ахмедьянов, С.М. Антонов, С.В. Рушиц // Вестник ЮУрГУ. Сер. «Металлургия». – 2012. – Т. 19. №39. – С. 89-93.
10. Смолин, А.П. Кулачковый пластометр / А.П. Смолин, В.И. Крайнов, В.С. Кропачев, С.М. Соседков // Авторское свидетельство SU 1640589, 07.04.1991. Заявка № 4633628 от 09.01.1989.

## ДЕФОРМАЦИОННЫЕ И СИЛОВЫЕ ПАРАМЕТРЫ ПРОКАТКИ КЛИНОВИДНЫХ ЛИСТОВ

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

Получение горячекатаных листов с точным клином толщины по длине возможно при оснащении рабочей клетки системой автоматического управления (САУ) режимом прокатки клиновидных листов в реальном времени.

Для работы система должна быть разработаны математические модели изменения толщины и силы прокатки по длине раската.

Математическая модель изменения толщины по длине клина приведена в работе [1].

Системы автоматического управления, работающие в реальном времени должны иметь в технологическом математическом обеспечении простые по структуре относительно точные математические модели. В рассматриваемом случае это требование относится к силовой модели прокатки.

Для использования в работе в САУ режимом прокатки клиновидных листов разработаны упрощенные математические модели силы прокатки.

Силу прокатки  $P$  рассчитывают по формуле:

$$P = p_{cp} \cdot l_d \cdot B, \quad (1)$$

где  $p_{cp}$ ,  $l_d$ ,  $B$  – среднее давление, длина очага деформации и ширина листа соответственно.

Для условий прокатки клиновидных листов приняли приближенную формулу для расчета силы при прокатке любой стали в виде:

$$P_{cm} = K_{cm} \cdot K_t \cdot K_v \cdot P_{206} \quad (2)$$

где  $K_{cm}$ ,  $K_t$ ,  $K_v$  – коэффициенты, учитывающие марку стали, отклонение температуры заготовки  $t$  и скорость прокатки  $v$  от базовых значений;

$P_{206}$  – сила прокатки листов из стали 20 при базовых значениях температуры  $t_6$  и скорости  $v_6$ .

В качестве базовых приняты сталь 20 и следующие значения параметров:  $t_6 = 950^\circ\text{C}$ ,  $v_6 = 1\text{ м/с}$ . Диапазон изменения сталей - представители углеродистых сталей (сталь 20), низколегированных (09Г2ФБ) и высоколегированных (12Х18Н10Т). Диапазоны изменения температуры  $t = 950\text{-}890^\circ\text{C}$ , скорости прокатки  $v = 1\text{-}2\text{ м/с}$ .

По результатам расчётов с использованием программы «Толстяк», разработанной в ДОНИКСЕ, получены зависимости для расчёта коэффициентов  $K_{cm}$ ,  $K_t$ ,  $K_v$ :

$$K_{cm} = k_{cm} \cdot P_{20\delta}, \quad (3)$$

$$K_t = 1 + k_t \cdot (t - t_{\delta}), \quad (4)$$

$$K_v = 1 + k_v \cdot (v - v_{\delta}), \quad (5)$$

Значения коэффициентов  $k_{cm}$ ,  $k_t$ ,  $k_v$  приведены в табл.1.

Таблица 1 - Значения коэффициентов  $k_{cm}$ ,  $k_t$ ,  $k_v$

Сталь	$k_{cm}$	$k_t$	$k_v$
Сталь 20	1,0	- 0,025	0,1
09Г2ФБ	1,7	- 0,05	0,08
12Х18Н10Т	2,7	- 0,03	0,12

Для расчета среднего давления  $p_{cp}$  приняли зависимость аналогичную (2).

$$p_{cp} = K_{cm} \cdot K_t \cdot K_p p_{cp20} \quad (6)$$

где  $p_{cp20}$  - среднее давление металла в очаге деформации при прокатке листов из стали 20 при базовых значениях  $t_{\delta}$  и  $v_{\delta}$ .

Зависимости (7-10) для определения базовых значений силы прокатки на концевом участке клина листа получили путем регрессионной обработки массива значений деформационных и силовых параметров.

Массив содержал 20 реализаций прокатки заготовок толщиной 50,45,40,35 и 30 мм с многократными обжатиями на клин через 5 мм до 50%.

$$P_{20\delta} = -1,09 + 55,6 \cdot \ln(l_{\delta}/h_{cp}); R= 0,992; \xi = 4,78 \% . \quad (7)$$

$$P_{20\delta} = -0,891 - 0,216 \cdot \varepsilon + 56,6 \cdot (l_{\delta}/h_{cp}); R= 0,993; \xi = 4,80 \% . \quad (8)$$

$$P_{20\delta} = 1,37 + 36,8 (l_{\delta}/h_{cp}) + 28,7 \cdot (l_{\delta}/h_{cp})^2; R=0,995; \xi = 2,82 \% . \quad (9)$$

$$P_{20\delta} = 3,22 - 3,1 \cdot \varepsilon + 49,5 \cdot (l_{\delta}/h_{cp}) + 0,47 \cdot \varepsilon^2 + 16,3 \cdot (l_{\delta}/h_{cp})^2; R=0,995; \xi = 2,82 \% . \quad (10)$$

В (7-10):  $R$  – коэффициент множественной корреляции,  $\xi$  - средняя ошибка аппроксимации.

Прокатка листов с большим клином толщины осуществляется последовательно за 2, 3, 4, 5 проходов в зависимости от стали, скорости прокатки и температуры металла, а также от допустимой силы прокатки на клети.

Задачу определения числа проходов и распределения обжатий по проходам решили аналитическим способом с использованием программы «Толстяк».

Расчёты выполнили для случаев прокатки клиновидных листов из заготовок из углеродистой стали 20 толщиной 50,40 и 30 мм шириной 1000 мм, длиной 6000 мм. Прокатывали листы на клин с суммарным обжатием на конце

клина 50%. Рассчитывали деформационные и силовые параметры прокатки на клин за 2, 3 и 4 последовательных прохода. Обжатия подбирали по условию равенства силы прокатки на конечном участке клина в каждом проходе. Расчёты выполнили для базовых значений температуры и скорости прокатки. Результаты прокатки толстых листов толщиной 50 мм на клин 25 мм приведены в таблице 2.

Таблица 2 - Параметры прокатки листов на клин по проходам при  $P_{кли} = const$ .

$H_3$ , мм	$H_{кл}$ , мм	$\Delta H_{кл}$ , мм	$N_{сум}$	$N_i$	$H_{кли}$ , мм	$\Delta H_{кли}$ , мм	$\varepsilon_{кли}$	$\varepsilon_{клисум}$	$\lambda_{кли}$	$\lambda_{клисум}$	$L_{кли}$ , мм	$P_{кли}$ , МН	
50	25	25	2	1	35	15	0,30	0,32	1,43	1,43	7185	15,5	
				2	25	10	0,29	0,5	1,4	2,00	8000	15,6	
				3	1	39	11	0,22	0,22	1,28	1,28	6740	11,4
					2	31	8	0,2	0,38	1,26	1,61	7400	11,3
					3	25	6	0,19	0,5	1,24	2,00	8000	11,4
				4	1	41	9	0,18	0,18	1,22	1,22	6600	9,0
			2		34	7	0,17	0,3	1,17	1,43	7060	9,0	
			3		29	5	0,15	0,42	1,2	1,67	7500	8,5	
			4		25	4	0,13	0,5	1,25	2,00	8000	9,0	

Регрессионная обработка расчётных массивов позволила получить зависимость числа последовательных проходов  $N$  от толщины заготовки  $H_3$  и значения клина  $\Delta H_{кл}$ .

$$N = 5,98 - 0,0796 \cdot H_3 + 0,179 \cdot \Delta H_{кл} - 0,293 \cdot P_{кли}; R = 0,983; \xi = 5,36 \% \quad (11)$$

Из таблицы 2 следует, что одинаковая сила прокатки на конце клина по проходам определяется одинаковыми степенями деформации  $\varepsilon_{кли}$  или вытяжками  $\lambda_{кли}$  в каждом проходе. Известно, что суммарная вытяжка металла за  $N$  последовательных проходов равна произведению вытяжек.

Тогда одинаковые вытяжки будут равны средней, и определяться по формуле:

$$\lambda_{клиср} = \sqrt[N]{\lambda_{клисум}} \quad (12)$$

Таким образом, в ходе исследования разработана упрощенная математическая модель деформационных и силовых параметров, отвечающая требованиям САУ прокаткой клиновидных листов.

#### Литература:

1. Деформационные параметры прокатки клиновидных листов / В.В. Клименко, Е.А.Руденко, Ю.И.Юрченко // Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс]: материалы VII Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов 24-26 мая 2021 г. – Донецк: ДОННТУ, 2021. – С. 143-145.



# **ВНЕДРЕНИЕ ПРОЦЕССОВ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРИ ОБРАБОТКЕ МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ИНФОРМАЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ANSYS-LS-DYNA**

Колосов С.Д., Письменная И.А., Кудокоцева В.А.  
Макеевский транспортно-технологический колледж

Модернизация образования в современном обществе невозможна без применения информационно - коммуникационных технологий.

Компьютерное моделирование – это альтернатива экспериментальным исследованиям.

Разработка новых технологий, запуск нового оборудования, освоение новых видов продукции в производстве являются трудоемкими и затратными процедурами. Моделирование же позволяет решать основную задачу промышленного производства - получение максимальной прибыли при минимальных затратах.

Поэтому внедрение перспективных процессов ОМД для получения новых видов продукции или же вообще новых видов деформационной обработки немислимо без применения различных методов моделирования [1].

Для подготовки высококвалифицированных специалистов очень важно находить и применять разнообразные источники информации, анализировать и эффективно использовать их впоследствии.

Существующие массовые технологии производства практически достигли своих теоретических пределов и нуждаются в кардинальном обновлении. Именно эти технологии становятся основным источником выбросов в атмосферу отработанных газов, обуславливающих парниковый эффект в земной атмосфере. Нанотехнологии предлагают в этом плане принципиально иной подход к созданию традиционных материалов, без вредных выбросов в окружающее пространство.

Значимость нанотехнологий так определил президент РНЦ «Курчатовский институт» академик РАН Евгений Велихов: «Сейчас речь идет не просто о нанотехнологиях, а о том, что сегодняшнее состояние развития экономики, энергетики, окружающей среды таково, что, если не перейти к нанотехнологиям в целом, то не будет шансов на выживание на этой планете».

Будущее обработки металлов рассматривается как «прорыв» в металлургии от «макро» через «микро» к «нано».

Необходимо внедрять современные процессы ОМД и компьютерные технологии в металлургии на промышленных предприятиях Республики.

Перед выполнением моделирования процесса осадки цилиндрической заготовки, необходимо разбираться в следующих вопросах: технологических процессах ОМД, технологии обработки брам [2]. Проанализировать программное обеспечение, которое должно использоваться для решения поставленной задачи .

Использование программы ANSYS/LS-DYNA позволяет моделировать практически все процессы обработки металлов давлением, начиная от простой осадки и заканчивая деформацией многослойных материалов [3]. При построении 3D модели пластического деформирования происходит разбиения очага деформации на несколько десятков, а то и сотен тысяч элементарных ячеек с автоматической перестройкой сетки элементов на каждом шаге по времени.

Изучив и освоив интерфейс программы ANSYS/LS-DYNA, выполнили конкретное задание (Рис.1):

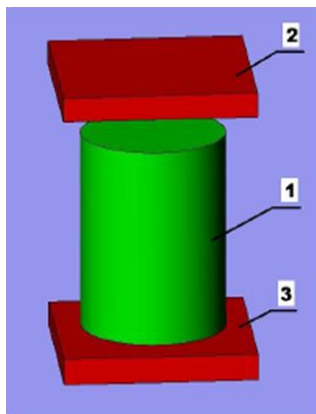
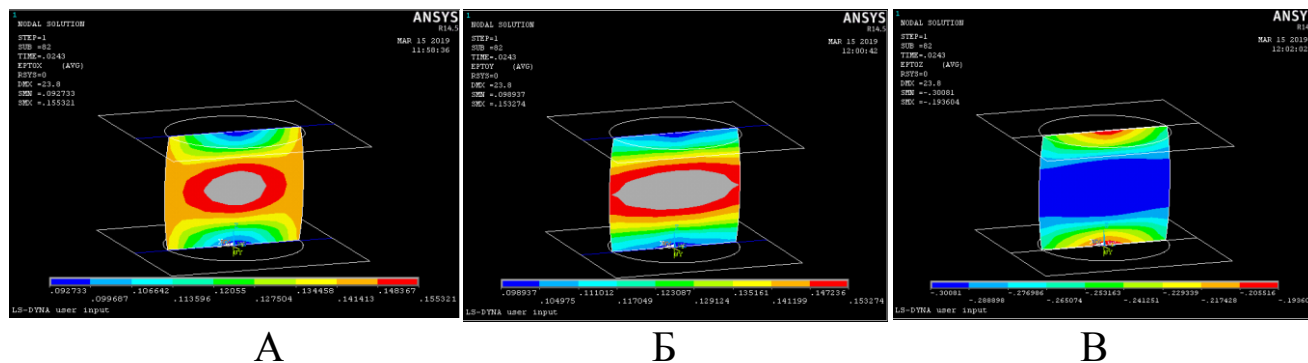


Рисунок 1 - Задание

Цилиндрическая заготовка 1 сжимается под воздействием двух плит – подвижной 3 и неподвижной 2, в процессе осадки заготовка деформируется.

По результатам моделирования определили напряженно-деформированное состояние материала заготовки и энергосиловые параметры процесса осадки (Рис.2)



А – по оси X; Б – по оси Y; В – по оси Z  
Рисунок 2 – Контурсы деформации цилиндрической заготовки

Затем были построены графики зависимости усилия от времени (Рис.3) и зависимости внутренней энергии от времени (Рис. 4).

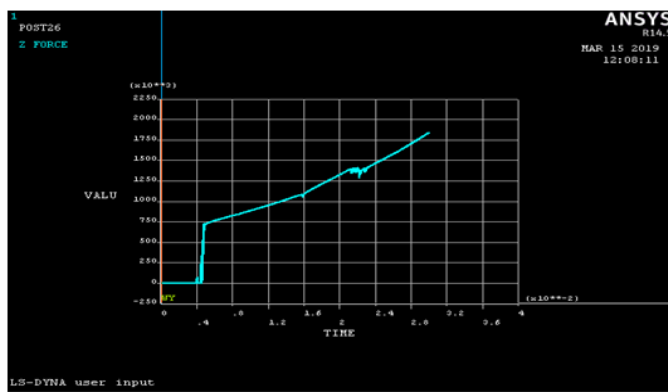


Рисунок 3 – График зависимости усилия от времени и

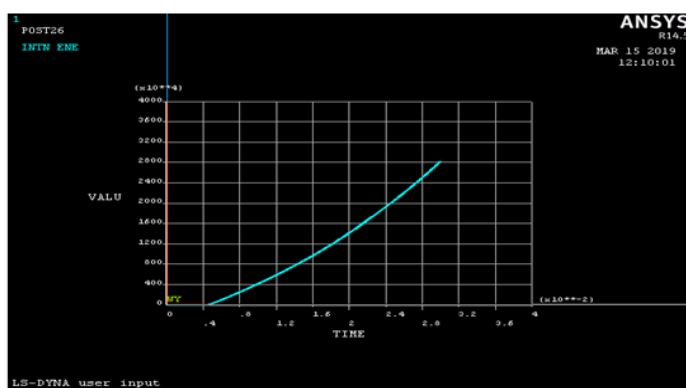


Рисунок 4 – График зависимости внутренней энергии от времени

Таким образом, можно сделать вывод, что решение прикладных задач с использованием программных сред моделирования является мощным интегрированным средством изучения современных информационных технологий с одновременным углублением знаний в теории обработки металлов давлением. Способствует развитию творческих способностей и исследовательских навыков, углублению навыков работы с разными источниками информации.

Полученные навыки использования современных программных средств моделирования достаточно прочные, даже можно сказать об их влиянии на изменение стиля мышления.

#### Литература:

1. Компьютерное моделирование процессов обработки металлов давлением: учебное пособие / А. А. Богатов [и др.]. – Екатеринбург: Изд-во Урал, ун-та, 2018. – 248 с.
2. Константинов, И. Л. Основы технологических процессов обработки металлов давлением : учебник / И.Л. Константинов, С.Б. Сидельников. — 2-е изд., стереотип. — Москва : ИНФРА-М, 2018. — 487 с.
3. Денисов, М. А. Компьютерное проектирование. ANSYS : учебное пособие / М. А. Денисов. – Екатеринбург : Изд-во Урал, ун-та, 2014. - 77 с.

## СПОСОБ ПРОКАТКИ СЛЯБОВ С ДРОБНОЙ ПО ШИРИНЕ ДЕФОРМАЦИЕЙ ТОЛЩИНЫ

Белоусов Р.Ю., Руденко Е.А., Гончаров В.Е.  
Донецкий национальный технический университет

Непрерывнолитые слябы предназначенные для прокатки широких полос производят с градацией по ширине до 300 мм, что на порядок больше чем градация по ширине готовых полос. Требуемую ширину слябов получают, как правило, путем их редуцирования в специальных клетях с вертикальными валками установленных в начале черновой группы клетей широкополосного стана.

Альтернативным процессу редуцирования является процесс раздачи слябов по ширине.

Известен способ раздачи ширины толстых листов путем обжатия локальных по ширине участков от середины ширины к краям [1]. Недостаток – малая эффективность увеличения ширины.

Ниже приведен предложенный способ раздачи ширины путем последовательных дробных по ширине симметричных относительно оси раската обжатий толщины в профилированных (с буртами) верхних и цилиндрических нижних валках. Дробные обжатия толщины по ширине осуществляют в направлении от периферийных к центральному участку ширины, причем ширина зон деформации составляет (0,25...0,33) ширины раската.

Сущность способа состоит в том, что в 1-м проходе сляб обжимают по краям. При этом имеют место вытяжка околокромочных участков ширины сляба и их интенсивное уширение. Близлежащие к зоне деформации участки ширины сляба несколько утоняются и вытягиваются.

В следующих проходах обжимают промежуточные участки ширины сляба, которые наряду с вытяжкой также интенсивно уширяются. При этом периферийные участки ширины незначительно утоняются и вытягиваются, а передний и задний торцы приобретают вогнутую форму.

В последнем проходе при обжатии центрального участка, несмотря на уширение сляба, вследствие утяжки ранее обжатых участков ширины общее уширение раската увеличивается незначительно.

Отработку способа произвели на лабораторном стане 140. Прокатывали пластилиновые образцы 13x90x120 мм в валках, верхний из которых имел передвижные кольца-бурты трапецеидального сечения высотой 5 мм. Абсолютное обжатие в каждом проходе составляло 4 мм. Масштаб моделирования равен 20.

Результаты опытных прокаток приведены в таблице 1, где  $B_0$  - начальная ширина образца;  $\delta B$  - ширина обжимаемого участка одним буртом;  $\Delta B_{сумм}$  - суммарное уширение образца за общее количество проходов в опыте.

В опыте 1 образец прокатали по известному способу, а в опытах (2...5) - по разработанному способу прокатки.

Таблица 1 – Результаты опытных прокаток с раздачей ширины раската

Номер опыта	Номер прохода	Схема обжатий участков ширины образца	$B_0$ , мм	$\delta B$ , мм	$2\delta B/B_0$	$\Delta B_{\text{сум}}$ , мм
1	1	Центральный	90	15	0,33	3,8
	2	Промежуточные				
	3	Околокромочные				
2	1	Околокромочные	90	22,5	0,5	2
	2	Центральный				
3	1	Околокромочные	90	15	0,33	5,4
	2	Промежуточные				
	3	Центральный				
	1	Околокромочные	90	11,3	0,25	7
	2	Промежуточные (близкие к околокромочным)				
	3	Промежуточные (близкие к центральному)				
	4	Центральный				
5	1	Околокромочные	90	9	0,2	7,7
	2	Промежуточные				
	3	Промежуточные (близкие к околокромочным)				
	4	Промежуточные (близкие к центральному)				
	5	Центральный				

Анализ результатов таблицы 1 показывает, что с увеличением дробности деформации (количества проходов) и с уменьшением ширины зон деформации  $2\delta B/B_0$  эффективность раздачи ширины растет.

Таким образом, в ходе исследования разработан способ раздачи ширины в условиях черновой клетки широкополосного стана позволяющий увеличить ширину непрерывнолитых слябов  $\Delta B_{\text{сум}}$  до 160 мм за 3...5 проходов.

#### Литература

1. Ватанабэ, Х. Способ поперечной прокатки толстых листов с разнотолщиной / Х. Ватанабэ // Тэцу то хаганэ. – 1981. – Т. 67. № 15. – С.156-162.

# АНАЛИЗ РЕЗУЛЬТАТОВ КОНЕЧНО-ЭЛЕМЕНТНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ВЫКАТКИ ДЕФЕКТОВ В ПРОЦЕССЕ ПРОКАТКИ КРУГОВ БОЛЬШОГО ДИАМЕТРА

Качар А.В., Снитко С.А.

Донецкий национальный технический университет

Калибровка валков для прокатки кругов большого диаметра должна обеспечивать минимальную неравномерность деформации, равномерность захвата, устойчивость полосы и унификацию калибров для получения более чем одного профилеразмера из одного предчистового овального калибра. Актуальное значение имеют исследования выкатки дефектов.

Использование непрерывнолитых заготовок требует дальнейшего усовершенствования технологических схем прокатки, что связано с трансформацией поверхностных дефектов литой заготовки в поверхностные дефекты прокатанного круга.

Выполнено значительное количество работ по исследованию качества непрерывнолитых заготовок и готового круглого проката [1-3 и др.].

С целью исследования влияния режима деформирования на выкатку поверхностных дефектов непрерывнолитых заготовок наносились искусственные поверхностные дефекты в виде продольных трещин с глубиной 0,5-1,5 мм (по оси и на расстоянии 5 мм и 10 мм от оси заготовки).

Установлено, что наиболее перспективная схема предусматривает использование подготовительного и предчистового овальных калибров и чистового круглого калибра (рисунок 1). При этом коэффициент вытяжки в чистовом круглом калибре наименьший в сравнении с другими известными схемами.

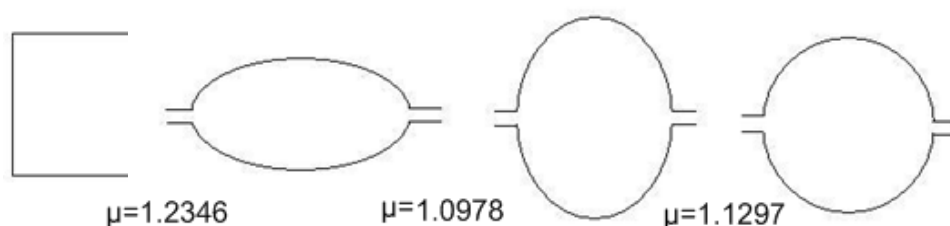


Рисунок 1 – Технологическая схема прокатки кругов большого диаметра

С применением автоматизированного проектирования была подготовлена квадратная заготовка с нанесенными искусственными дефектами и выполнено конечно-элементное моделирование процесса прокатки круглой заготовки (рисунок 2).

Установлены преимущества схемы с тремя проходами и уменьшенной вытяжкой в чистовом круглом калибре. Глубина залегания поверхностных дефектов всех типов после третьего прохода составила 0,8-1 мм. Другие схемы

показали хорошую выкатывающую способность только одного вида дефекта.

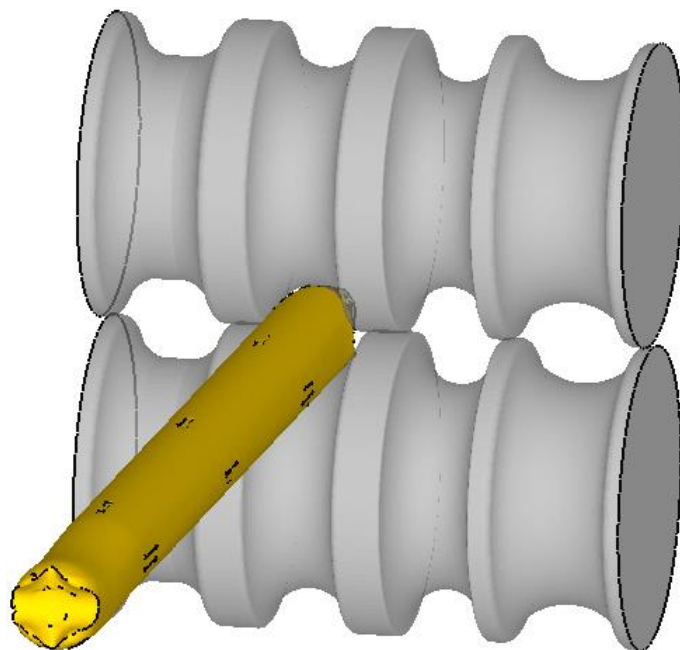


Рисунок 2 – Конечно-элементное моделирование процесса прокатки круглой заготовки

Более мелкая и равномерная деформация при прокатке с применением подготовительного и предчистового овалных калибров вместо одного прохода, например, в плоском овале способствует равномерному уменьшению глубины дефектов с обеих сторон заготовки до 1 мм.

Поэтому для практического использования рекомендована схема с тремя проходами, которая обеспечивает равномерную деформацию металла и приблизительно одинаковую глубину залегания поверхностных дефектов в готовом круге.

#### Литература:

1. Кулагин, Р.Ю. Критерий устойчивости захвата полосы при проектировании калибровок для прокатки трубной заготовки большого диаметра / Р.Ю. Кулагин, Я.Е. Бейгельзимер // *Металлургия и обработка металла*. Донецк: ДонНТУ. – 2005. – №8. – С. 54-56.
2. Захур, М. Освоение производства трубной заготовки большого диаметра на стане 900/950 обжимного цеха ЗАО "ММЗ" ИСТИЛ (Украина) / М. Захур, В.С. Солод, А.Г. Бенецкий // *Металл и литьё Украины*. – 2002. – №12. – С.16-18.
3. Компьютерное моделирование процессов обработки металлов давлением. Численные методы / В.Н. Данченко, [и др.]. – Днепропетровск: "Системные технологии", 2005. – 448 с.

# **ПРИКЛАДНОЕ МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ**





# ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА СВОЙСТВА СТАЛИ ДЛЯ ТЕПЛОНОСИТЕЛЕЙ

Берданосов Р.П., Волгина Н.И.  
Московский политехнический университет

Коррозионное растрескивание под напряжением (КРН), или стресс-коррозия магистральных газопроводов (МГ) - актуальная проблема их эксплуатации. И хотя процессы стресс-коррозии МГ изучаются с начала 60-х годов, до сих пор нет полного представления о природе и механизмах этого явления, а число аварий по причине КРН как у нас в стране, так и за рубежом не сокращается.

Магистральные газопроводы как в нашей стране, так и за рубежом изготовлены из труб, выпущенных в различные периоды времени из сталей трех поколений и трех способов производства (нормализация, термоулучшение, контролируемая прокатка).

К сталям первого поколения, изготовленным в 70-е годы, относится нормализованная сталь 17Г1С. Второе поколение трубных сталей (1970—1975 г.г.) включает в себя термоулучшенные стали 14Г2САФ и 17Г2СФ. Стали контролируемой прокатки, произведенные в 80-е годы, относятся к третьему поколению трубных сталей.

По статистическим данным аварийность труб из указанной марки стали приобрела массовый характер и составила 50% от общего числа разрушений за год.

Аварийные разрушения труб из стали 14Г2САФ имели место на газопроводе Ухта—Торжок-2. Следует отметить, что рабочее давление во время разрушений было значительно ниже (до 16%) первоначальной проектной величины, равной 55 кг/см<sup>2</sup>. Причиной разрушения газопровода во всех случаях явилось коррозионное растрескивание под напряжением.

В связи с тем, что число аварий на трубах из термоулучшенной стали 14Г2САФ высока, возникла необходимость металлофизического исследования металла труб из указанной марки стали.

Изучение параметров коррозионных сред, в которых обнаруживается КРН, в полевых условиях показало, что они представляют собой разбавленные электролиты, рН которых находится в пределах 5,0—7,5. Регистрируемые температуры грунтовых сред на аварийных участках не превышали +30<sup>0</sup>С. Следует подчеркнуть, что КРН развивается независимо от их коррозионной агрессивности: трубы разрушаются как при сильной, так и при средней коррозионной активности среды.

Материалом для исследований послужили образцы металла, отобранные от прямошовных труб (Ø1220 x 11,0 мм), изготовленных из низколегированной стали с карбонитридным упрочнением марки 14Г2САФ на Челябинском трубопрокатном заводе (ЧТПЗ) по ТУ 14-3-109—73. Химический состав стали представлен в таблице 1. Его определяли в 10

разных точках, поэтому была возможность установить равномерность распределения легирующих элементов.

Таблица 1 – Химический состав исследованной стали

Марка стали	Содержание элементов, % масс.								
	C	Mn	Si	P	S	Ni	Cr	Cu	V
14Г2САФ	0,17	1,92	0,45	0,06	0,056	0,1	0,14	0,09	0,09
По сертификату									
	0,18	1,6	0,6	0,035	0,04	0,3	0,4	0,3	0,12

Видно, что исследуемый металл соответствует низколегированной термоулучшенной стали марки 14Г2САФ, упрочненной нитридами и карбонитридами ванадия.

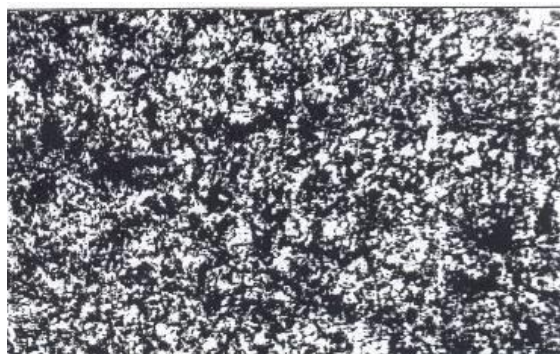
При сравнении результатов с сертификатными данными выявлено, что наблюдается сильное обезуглероживание металла вблизи наружной поверхности трубы — содержание углерода снижено до 0,033 и 0,085 % на первой и второй трубах соответственно (по ТУ 14-3-109—73 содержание углерода должно быть равным 0,12...0,18 %). Это можно объяснить тем, что первая труба подверглась воздействию горящего газа в период аварии и углерод мог просто выгореть. Вторая труба находилась с другой стороны от очага разрушения и в эпицентр горения не попала. Пониженное содержание углерода указывает на протекание процессов обезуглероживания стали в процессе эксплуатации, что является предпосылкой для развития водородного охрупчивания.

Выявлена также некоторая неоднородность распределения марганца. Его содержание меняется от 1,64 до 1,85 %, что способствует образованию сегрегационных зон, склонных к образованию метастабильных закалочных структур, чувствительных к растрескиванию.

Следует обратить внимание на повышенную загрязненность стали серой (до 0,056 %) и фосфором (до 0,06 %). По ТУ содержание серы должно быть не более 0,04 %, а фосфора — не более 0,035 %.

Результаты металлографических исследований металла представлены на рисунке 1.

Сталь 14Г2САФ относится к сталям второго поколения. Высокие значения характеристик прочности и вязкости без снижения свариваемости достигаются за счет карбидных микролегирующих добавок ванадия и азота. Присутствие дисперсных частиц вызывает существенное измельчение зерна и умеренное дисперсионное твердение. Благодаря мелкозернистости структуры вязкие и пластические свойства стали должны сохраняться на достаточно высоком уровне даже при значительном повышении прочности.



а



б

Рисунок 1- Структура стали 14Г2САФ, х200:  
а) в очаге разрушения; б) вне очага разрушения.

Сталь характеризуется повышенной мелкозернистостью и более развитой субзеренной структурой феррита, чем стали без карбонитридообразующих элементов.

Результаты определения механических свойств аварийных труб и данные сертификатов приведены в таблице 2.

Таблица 2 - Результаты испытаний образцов на растяжение и данные сертификатов

Объект испытаний	Направление вырезки	Механические свойства			
		$\sigma_B$ , МПа	$\sigma_{0,2}$ , МПа	$\delta$ , %	$\Psi$ , %
ОТР при аварии 1	Осевое	640	460-500	17,5-29,0	43,0 -68,0
ОТР при аварии 2	Осевое	651-663	538-575	22,8-25,1	62,7 -63,5
	Кольцевое	646-665	471-507	19,8-24,5	48,7-55,0
ОТР при аварии 3	Кольцевое	670-673	530-534	21,9-22,5	55,1
	Осевое	585-610	517-546	3,8-6,3	6,5-13,1
Гидроисп.	Кольцевое	590-615	219-477	19,3-24,0	28,9-54,0
Сертификат	Кольцевое	580-640	400-470	22-29	-

Примечание:  $\sigma_B$  - предел прочности;  $\sigma_{0,2}$  — условный предел текучести;  $\delta$  — относительное удлинение при разрыве;  $\psi$  — относительное остаточное сужение при разрыве; ОТР — образцы труб разрушенных

Анализ результатов механических испытаний показал, что характеристики прочности для поперечных и продольных образцов превышают данные их сертификатов. Показатели пластичности, особенно для поперечных образцов, являются пониженными. Это свидетельствует об изменении механических свойств стали при длительной эксплуатации под нагрузкой, приводящей к увеличению прочности и снижению пластичности.

На образцах труб, разрушившихся при аварии 3, были получены очень низкие значения характеристик пластичности:  $\delta = 3,8...6,3 \%$ ;  $\psi = 6,5...13,1 \%$ . Это говорит об упрочнении и охрупчивании металла. Выявлена также неоднородность свойств металла труб в поперечном и продольном направлениях. Это связано с наводороживанием металла труб в процессе длительной эксплуатации.

Таким образом, лабораторные исследования труб из стали 14Г2САФ производства ЧТПЗ, разрушившихся при авариях и при проведении гидравлических испытаний, показали, что характеристики прочности для поперечных и продольных образцов превышают данные их сертификатов, а показатели пластичности, особенно для поперечных образцов, являются пониженными. Это свидетельствует об изменении механических свойств стали при длительной эксплуатации под нагрузкой, приводящей к увеличению прочности и снижению пластичности.

Полученные результаты показывают, что развитие механизмов разрушения обусловлено суммарным вкладом множества факторов.

Следовательно, трубы из стали 14Г2САФ после длительной эксплуатации не могут обеспечить необходимую надежность работы газопровода. Поэтому требуется замена труб из этой марки стали более стойкими к стресс-коррозионным повреждениям (например, трубами с заводским изоляционным покрытием).

#### Литература:

1. Ясин Э. М., Березин В. Л., Расщепкин К.Е. Надежность магистральных трубопроводов. М., «Недра», 1972, 350 с.
2. Скороходов В.Н., Одесский П.Д., Рудченко А. В. Строительная сталь. М.: Металлургиздат, 2002, 624 с.
3. Матросов Ю.И., Литвиненко Д. А., Голованенко С. А. Сталь для магистральных трубопроводов. М., 1989, 289 с.

# СРАВНИТЕЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ОТЕЧЕСТВЕННЫХ И ЗАРУБЕЖНЫХ ТРУБНЫХ СТАЛЕЙ ДЛЯ МАГИСТРАЛЬНЫХ ГАЗОПРОВОДОВ

Боднарюк С., Егоров Н.Т.

Донецкий национальный технический университет

Интенсивное строительство трубопроводов большого диаметра для транспортировки природного газа на большие расстояния и работающих в сложных климатических условиях, в том числе и районах Крайнего Севера, требует постоянного совершенствования химического состава трубных сталей и технологий их производства. Увеличение давления в магистральных трубопроводах с 5,5 до 7,5 Н/мм<sup>2</sup>, а в перспективе и до 10-12 Н/мм<sup>2</sup>, привело к разработке и промышленному освоению малоперлитных низколегированных трубных сталей, обладающих повышенной прочностью, ударной вязкостью, хладостойкостью и свариваемости в заводских и полевых условиях [1].

В настоящее время для изготовления труб большого диаметра (1020-1420 мм) в отечественной практике наиболее широко используются малоуглеродистые микролегированные стали марок 09Г2ФБ, 10Г2ФБ, 10Г2ФБ-У, 10Г2СФБЮ, 08Г2ФБТ и другие, поставляемые по специальным техническим условиям.

Наиболее распространенными зарубежными сталями для изготовления хладостойких газопроводных труб большого диаметра являются стали категории прочности X-60 и X-70, производство которых осуществляется по техническим нормам Американского нефтяного института API 5L принятым во всем мире за общепризнанный стандарт.

Трубные стали отечественного и зарубежного производств по своему химическому составу практически не различаются и содержат в своем составе %: С 0,07-0,12; Мп 1,5-2,0; Si 0,25-0,50; Nb 0,04-0,08; V 0,05-0,08, Ti 0,02-0,05. Содержание алюминия в сталях не превышает 0,05%, азота 0,010 %. Особые стали, устойчивые к агрессивным средам (например сталь X65HIC), содержат не более 0,05% С, 1,4% Мп и 0,002% S.

В высокопрочных сталях категории прочности X80 и более в качестве микролегирующих элементов дополнительно применяются Mo, Ni, Cr, В. Для обеспечения высоких характеристик хладостойкости, устойчивости против сероводородного охрупчивания и стресс-коррозии содержание примесных элементов снижается до уровня: S ≤ 0,002-0,005%, P ≤ 0,025%, H<sub>2</sub> ≤ 2 ppm, Σ (As, Sb, Sn, Pb, Zn, Bi) ≤ 0,020% [2].

В таблице 1 приведен химический состав отечественных и зарубежных сталей для хладостойких газопроводных труб большого диаметра, а в таблице 2 – их механические свойства.

Таблица 1 – Химический состав отечественных и зарубежных сталей для хладостойких газопроводных труб большого диаметра

Марка стали	Массовая доля элементов (не более), %							
	C	Mn	Si	Nb	V	Ti	S	P
09Г2ФБ	0,13	1,70	0,35	0,05	0,09	0,035	0,007	0,020
10Г2ФБ	0,12	1,75	0,35	0,04	0,12	0,035	0,006	0,020
10Г2ФБЮ	0,12	1,75	0,50	0,05	0,12	0,035	0,006	0,020
08Г2ФБТ	0,10	2,00	0,50	0,06	0,08	0,05	0,005	0,020
X60	0,10	1,40	0,35	0,04	0,06	0,020	0,007	0,025
X70	0,09	1,7	0,35	0,04	0,08	0,020	0,003	0,020
X80	0,07	2,0	0,30	0,055	0,08	0,025	0,002	0,020

Технологические схемы производства листового проката для изготовления труб большого диаметра на зарубежных и отечественных станах близки между собой и предусматривают обязательное применение контролируемой прокатки.

В основном применяется низкотемпературная контролируемая прокатка, предусматривающая окончание деформации в двухфазной  $\gamma + \alpha$  - области при температурах 710-730°C и последующее охлаждение на воздухе.

Таблица 2 – Механические свойства сталей для газопроводных труб большого диаметра

Марка стали (класс, группа прочности)	$\sigma_B$ , Н/мм <sup>2</sup>	$\sigma_T$ , Н/мм <sup>2</sup>	$\delta_5$ , %	KCV <sup>-20°C</sup> , Дж/см <sup>2</sup>	KCU <sup>-60°C</sup> , Дж/см <sup>2</sup>	DWT <sup>-20°C</sup> , %
09Г2ФБ (К56)	550-670	450-570	22	88	59	85
10Г2ФБ (К60)	590-690	480-580	22	98	69	90
10Г2ФБЮ (К60)	590-690	480-580	22	49	69	70
08Г2ФБТ (К65)	640-740	510-610	20	88	59	85
X60	517-617	434-534	22	88	59	80
X65	531-631	468-568	22	88	59	85
X70	565-665	502-602	22	88	59	80
X80	621-721	572-672	20	117	69	85

Такую технологию контролируемой прокатки в России и странах СНГ освоили на металлургических комбинатах «Азовсталь» (стан 3600), им. Ильича (стан 3000), Орско-Халиловском (ОАО «Уральская сталь») и Череповетском (станы 2800), ОАО «Северсталь» (стан 5000).

На ряде зарубежных фирм при производстве сталей класса прочности X70 и выше применяется также высокотемпературная контролируемая прокатка с окончанием деформации в аустенитной области (ниже температуры рекристаллизации аустенита) с последующим ускоренным регулируемым

охлаждением [3,4].

Классификация трубных сталей по прочностным характеристикам в стандартах России и странах СНГ отличается от их классификации по нормам американского стандарта API 5L.

В отечественных стандартах за основу классификации сталей по классам прочности принято временное сопротивление разрыву, выраженная в кгс/мм<sup>2</sup>, а в стандарте API 5L – предел текучести в тысячах фунтов на кв. дюйм (PSI). Сравнительная характеристика прочностных свойств сталей отечественного и зарубежного производств представлена в таблице 3.

Таблица 3 – Сравнительная характеристика прочностных свойств отечественных и зарубежных сталей для труб большого диаметра

Стандарт России			Нормы API 5L		
Класс прочно-сти	Временное сопротивление разрыву, $\sigma_B$ , не менее	Предел текучести, $\sigma_T$ , не менее	Группа прочно-сти	Временное сопротивление разрыву, $\sigma_B$ , не менее	Предел текучести, $\sigma_T$ , не менее
	Н/мм <sup>2</sup> (кгс/мм <sup>2</sup> )			Н/мм <sup>2</sup> (PSI)	
K52	510 (52)	353 (36)	X60	517 (75000)	413 (60000)
K56	549 (56)	421 (43)	X65	530 (77000)	448 (65000)
K60	588 (60)	441 (45)	X70	565 (82000)	482 (70000)
K65	640 (65)	448 (50)	X80	620 (90000)	551 (80000)

Из представленных данных видно, что однозначное соответствие между отечественными марками трубных сталей с их прочностными свойствами и характеристиками зарубежных сталей согласно API 5L установить затруднительно. Наиболее близки по своим прочностным характеристикам отечественные и зарубежные марки сталей классов прочности K52-X60, K56-X65, K60-X70, K65-X80. В перспективе, по нашему мнению, целесообразно рассмотреть возможность разработки специального стандарта Российской Федерации для высокопрочных трубных сталей с их классификацией в соответствии с общепринятыми нормами API 5L.

#### Литература:

1. Лякишев Н.П. Сталь 10Г2АФ для сварных труб мощных газовых месторождений Сибири и Крайнего Севера / Н.П. Лякишев, Д.А. Литвиненко, С.А. Голованенко, и др. // сталь, 1982, №4. - С. 76-79.

2. Хулка К. Тенденция разработки сталей для труб большого диаметра / К. Хулка, П. Петрс, Ф. Хайстеркамп // Сталь, №10, 1997. – С.62-67.

3. Морозов Ю.Д. Применение термомеханической обработки для повышения прочности и хладостойкости высокопрочных трубных сталей / Ю.Д. Морозов, С.Ю. Настич, М.Ю. Матросов и др. // Бюллетень «Черметинформация», 2013, №4. – С.65-75.

4. Голованенко С.А. Новые стали и технологические схемы производства толстого листа для газопроводных труб большого диаметра / С.А. Голованенко // Металлы, 2003, №5. – С.36-46.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА СВОЙСТВА СТАЛИ ДЛЯ ТЕПЛОНОСИТЕЛЕЙ

Варлашин Д.О., Шульгин А.В.  
Московский политехнический университет

В настоящее время большое внимание стало уделяться вопросам безаварийного теплоснабжения. Эти вопросы часто решаются за счет реконструкции оборудования, изготовленного в 60 – 70 годы прошлого века. Это особенно актуально для турбин и трубных элементов с наработкой 250 – 450 тыс. часов. Для поддержания работоспособности паропроводов и повышения надежности из-за накопления деформации ползучести наиболее важным мероприятием является контроль повреждаемости металла.

Контроль повреждаемости металла трубных элементов паропроводов является наиболее важным мероприятием для поддержания работоспособности оборудования.

Важнейшими операциями, благодаря которым можно повысить надежность металла теплоснабжающего оборудования, в том числе трубопроводов, являются различные способы термической обработки, так называемая «Термическая обработка для оптимизации свойств» (ТОСМ). В наибольшей степени накоплен опыт по проведению ТОСМ оборудования трубопроводов пара с параметрами теплоносителя 500-530<sup>0</sup>С.

Так при эксплуатации теплоэнергетического оборудования в условиях многократных резких изменений температуры часто раньше расчетного срока службы (100 тыс. час.) возникают специфические преждевременные усталостные повреждения, вызывающие явления термической и малоцикловой усталости, которые являются важными процессами, определяющими надежность работы этого оборудования.

Основная цель работы заключалась в исследовании повреждений при термической усталости и ползучести жаропрочных сталей в условиях службы.

Материалом для исследований послужил металл из стали 15Х1М1ФЛ, отобранный после длительной эксплуатации от паропровода и корпусных деталей ЦВД. Химический состав стали согласно ОСТ 108.961.02-85 представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав исследованной стали

Содержание элементов, %								
C	Si	Mn	Cr	Mo	V	S	P	Ni
						Не более		
0,15	0,25	0,7	1,5	1,2	0,3	0,02	0,02	0,3
ОСТ 108.961.02-85								
0,14- 0,20	0,20- 0,40	0,60- 0,90	1,20- 1,70	0,90- 1,20	0,25- 0,40	0,025	0,025	0,3



Для выбора режима термообработки с целью оптимизации свойств металла после длительной эксплуатации вырезали образцы из наиболее высокотемпературных частей и проводили испытания на растяжение при 20<sup>0</sup>С. Режимы термообработки выбирали такими, чтобы была возможность обеспечить требуемый ресурс детали.

Результаты испытаний сравнивались потом с испытаниями образцов после проведенных термических обработок. Всего было исследовано три варианта термической обработки:

I вариант: Отпуск 720 - 750<sup>0</sup>С, время выдержки 10 час.

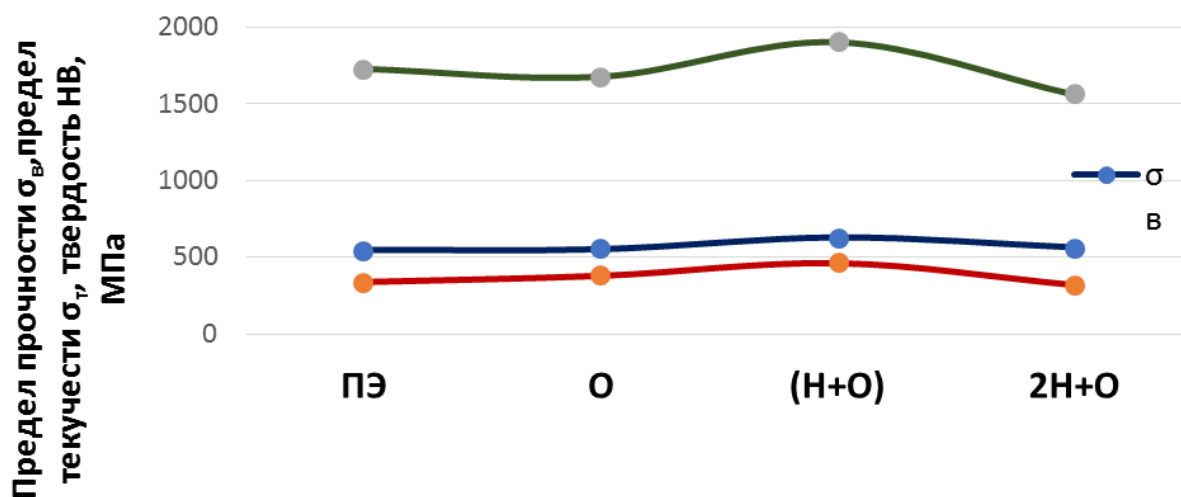
II вариант: Нормализация 980<sup>0</sup>С +отпуск

III вариант: Две нормализации (1030<sup>0</sup>С), второй нагрев (+ 980<sup>0</sup>С) и отпуск.

Результаты оценки механических свойств образцов исследованной стали представлены в таблице 2 и на рисунке 1.

Таблица 2 - Результаты определения механических свойств исследованной стали после эксплуатации и термообработки (при температуре 20<sup>0</sup>С)

№ п/п	Термообработка после эксплуатации	Наработка, тыс.ч.	$\sigma_{в}$ , МПа	$\sigma_{т}$ , МПа	$\delta$ , %	$\psi$ , %	Твердость, МПа
1	После эксплуатации	150	550	340	24	60	1730
2	I вариант (O)	149	554	380	33	66	1678
3	II вариант (H+O)	220	631	463	16,1	39,9	1903
4	III вариант (2H+O)	160	566	320	27,8	73	1560



Режимы термической обработки:

ПЭ - после эксплуатации; O - отпуск (режим I); (H+O)-...

Рисунок 1 – Результаты определения механических свойств исследованной стали после эксплуатации и термообработки по различным режимам

Результаты испытаний на ударный изгиб и определения критической температуры хрупкости приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты определения ударной вязкости и критической температуры хрупкости исследованной стали после эксплуатации и термообработки

	Термообработка после эксплуатации	Температура испытания, $t_{исп}, ^\circ\text{C}$	Ударная вязкость, $\text{кДж/м}^2$	Критическая температура хрупкости, $t_{50}, ^\circ\text{C}$
1	Нет	80/150	1030	138
2	I вариант (O)	80/120/150	1006/1431/1620	89
3	II вариант (H+O)	150/120/80	1185/460/545	130
4	III вариант (2H+O)	40/50/60/80	1570/2020/2410	56

Критическая температура хрупкости (КТХ  $t_{50}$ ) связана с коэффициентом интенсивности напряжения, который показывает сопротивление материала распространению трещины в хрупком состоянии ( $t \leq t_{50}$ ). Такое может возникать в тех случаях, когда происходит остановка и под действием остаточных напряжений в металле происходит хрупкий проскок трещины. Поэтому для анализа данных по КТХ строят зависимости доли вязкой составляющей в изломе от температуры испытания.

Результаты определения длительной прочности стали 15X1M1ФЛ после эксплуатации и исследуемых режимов термической обработки приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Длительная прочность исследованной стали при  $540^\circ\text{C}$  на  $10^5$  ч после эксплуатации и термической обработки

№ п/п	Термообработка после эксплуатации	Предел длительной прочности на $10^5$ ч при $540^\circ\text{C}$ , МПа
1	Нет	85
2	I вариант (O)	99
3	II вариант (H+O)	114
4	III вариант (2H+O)	130

Из таблицы видно, что во всех случаях после термообработки металла, бывшего в эксплуатации, предел длительной прочности повышается. При этом наибольший эффект проявляется в случае проведения термической обработки по режиму III (двойная нормализация и отпуск). Однако, для выбора варианта термической обработки, с помощью которого свойства металла были бы оптимизированы, одним из критериев все-таки является соотношение

фактических механических свойств, полученных при испытаниях на растяжение при 20<sup>0</sup>С.

Из проведенных исследований следует, что если фактическая прочность стали превышает прогнозируемую на 50 МПа и более, то режим I (отпуск) является более предпочтительным, поскольку металл сохраняет достаточный уровень прочности при меньших затратах времени и энергии на проведение термической обработки. Кроме того, отпуск – это наиболее щадящая операция с точки зрения процессов окисления и коробления поверхностей, по сравнению с операциями, проводимыми по режимам II и III.

Испытания показали, что этот режим термообработки (O) обеспечивает высокие свойства прочности и пластичности при кратковременном и длительном нагружении (предел длительной прочности), но при этом он несколько ниже, чем при остальных двух режимах, критическая температура хрупкости ниже, чем при термообработке по варианту II. Степень окисления по этому варианту ещё небольшая, как и степень коробления.

Вариант же III (двойная нормализация и отпуск) несмотря на то, что предел длительной прочности после нее получается достаточно высокий, критическая температура хрупкости значительно ниже. Поэтому такая обработка предпочтительна для тех изделий и деталей, в металле которых наблюдается возникновение трещин и микрповреждаемости. В процессе двойного нагрева, при котором первая нормализация проводится выше температуры перекристаллизации, микрповреждения исчезают. Однако при этом снижается критическая температура хрупкости.

#### Литература:

1. Гладштейн, В.И. Микрповреждаемость металла высокотемпературных деталей энергооборудования / В.И. Гладштейн. – М.: Машиностроение, 2014. – 364 с.
2. Ланская, К.А. Жаропрочные стали / К.А. Ланская. – М.: Металлургия, 1969. – 247 с.
3. ТУ 14-ЗР-55-2001. Трубы стальные бесшовные для паровых котлов и трубопроводов. Технические условия. – Введ. 2001-21-09.

# ОЦЕНКА ГЛУБИНЫ УПРОЧНЕННОГО ПРИПОВЕРХНОСТНОГО СЛОЯ ПРИ ШЛИФОВАНИИ СТАЛИ С МЕТАСТАБИЛЬНЫМ АУСТЕНИТОМ

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

Высокоуглеродистые стали с метастабильным аустенитом, превращающимся в мартенсит деформации уже в процессе эксплуатации изделия, являются перспективными материалами высокой износостойкости для работы в различных условиях нагружения [1 - 3]. Степень влияния мартенсита деформации на свойства стали определяется не только ее химическим составом, но и условиями предшествующей обработки и спецификой нагружения изделия [1, 3]. Абразивное изнашивание является одним из наиболее распространенных видов разрушения поверхности материалов при работе в сложных условиях. Поэтому к сплавам, подвергающимся воздействию абразивного изнашивания, предъявляют повышенные требования по качественным показателям, включая физико-механические свойства, показатели износостойкости, а в ряде случаев еще и коррозионной и эрозионной стойкости [2, 4]. Формирование метастабильных фаз, претерпевающих превращение под действием энергии деформации уже в процессе эксплуатации изделий, может быть действенным фактором повышения износостойкости [1]. В работах [4 - 6] обоснована перспективность использования 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. Было показано, что в сталях такого состава после ряда режимов термической обработки может формироваться метастабильный аустенит, способный превращаться в мартенсит деформации даже в процессе изготовления металлографических шлифов [3].

В развитие предыдущих исследований (например, [3]) нами выполнена оценка глубины приповерхностного слоя, в котором наблюдается упрочнение в результате образования мартенсита деформации под воздействием процесса шлифования при изготовлении металлографического шлифа. Исследования были выполнены на стали типа 100X12H4 (1,03 % C, 11,9 % Cr, 3,83 % Ni). Целью работы является изучение условий термической обработки стали на эффект ее упрочнения в различных зонах образцов в результате образования мартенсита деформации при изготовлении металлографического шлифа и оценка глубины упрочненной зоны.

Образцы для исследований были вырезаны из прокатного валка, изготовленного из отливки, полученной методом электрошлакового переплава и подвергавшегося предварительной термической обработке, включающей нормализацию с последующим отпуском при 650 °С. Окончательная

термическая обработка образцов: режим 1 - нагрев до температуры 1100 °С, выдержка 0,25 часа, охлаждение в воде; режим 2 – обработка по режиму 1 + отпуск при 600 °С с выдержкой 2 часа.

Перед окончательной термической обработкой образцы шлифовали со всех сторон на абразивном круге для получения гладкой поверхности, позволяющей проводить измерения твердости без дополнительной абразивной зачистки. После реализации термической обработки образцы очищали от окалины химическим методом в 15 % растворе серной кислоты. Абразивную обработку проводили лишь с одной стороны, на которой в дальнейшем изготавливали микрошлиф.

Измерения твердости проводили как со стороны, подвергавшейся абразивной зачистке и изготовлению микрошлифа, так и с тех сторон, которые не подвергались шлифованию. Твердость определяли по методу Роквелла (твердомер ТК2М) по шкалам «С» и «А». Измерение твердости по шкале «А», рекомендуемой для материалов высокой твердости и тонких слоев, осуществляли в связи с тем, что поверхностное упрочнение будет распространяться на относительно небольшую глубину.

Микротвердость измеряли по методу Виккерса (микротвердомер ПМТ – 3) при нагрузке 1 Н. На каждом образце делали не менее 30 измерений и рассчитывали среднее значение. Методом измерения микротвердости по боковой поверхности образца, начиная от микрошлифа, с шагом в 0,1 мм определяли глубину упрочненного слоя.

Сталь 100X12Н4 является сталью карбидного (ледебуритного) класса. Как было показано ранее [3, 5, 6], в ее структуре в литом состоянии присутствуют аустенит и аустенитно-карбидная эвтектика, а после закалки – мартенсит, аустенит и участки эвтектики. В результате отпуска при 600 °С мартенсит трансформируется в мартенсит отпуска. В результате шлифования в структуре стали появляется еще и мартенсит деформации.

На рисунке 1 приведены значения твердости стали при измерениях со стороны, не подвергавшейся шлифованию («без зачистки»), со стороны, подвергавшейся абразивной зачистке («зачищенная») и после измерения непосредственно по готовому микрошлифу («со стороны шлифа»). Из анализа этих данных следует, что измерение макротвердости закаленной стали (рис. 1, а) не позволило выявить существенных различий в показаниях в зависимости от условий обработки поверхности. Это может быть связано с небольшой толщиной упрочненного слоя и его продавливанием в процессе нагружения.

Более заметными являются различия в твердости при измерениях по методу Роквелла в зависимости от условий обработки поверхности в случае закалки с последующим отпуском (рис. 1, б). Здесь четко проявляется тенденция к повышению твердости под воздействием абразивной обработки. При этом в случае измерений непосредственно по шлифу фиксировали максимальную твердость стали, которая оказывалась выше таковой, наблюдаемой в закаленном состоянии.

Приведенные результаты показывают значительное повышение твердости стали под влиянием абразивной обработки поверхности в процессе изготовления микрошлифов: примерно на 37 % после закалки и на 41 % после закалки с отпуском. Основной причиной такого повышения твердости является образование мартенсита деформации.

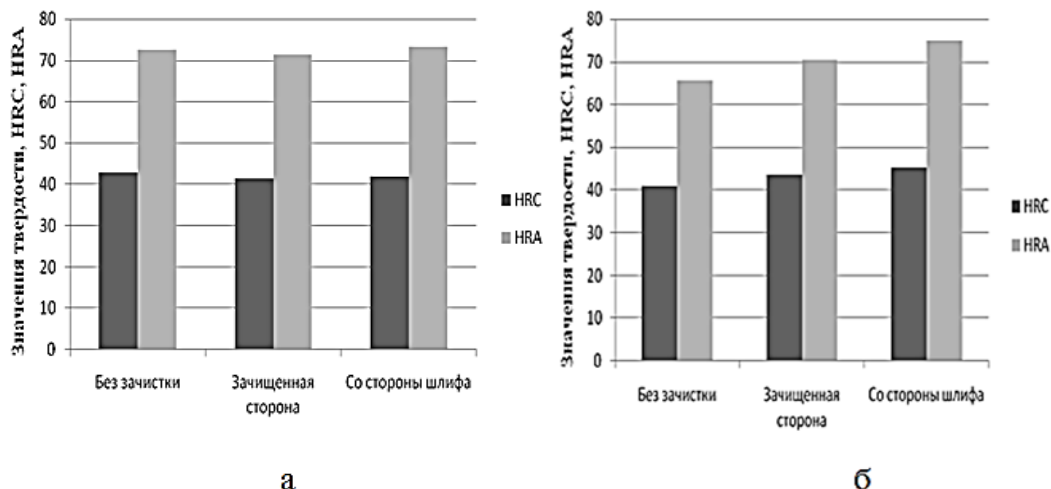


Рисунок 1 – Твердость стали 100X12H4 после закалки (а) и закалки с отпуском при 600 °C (б) в зависимости от условий обработки поверхности

В таблице 1 приведены результаты измерения микротвердости стали в зависимости от условий термической обработки и места ее измерения.

Таблица 1 – Твердость стали 100X12H4 в зависимости от режима термической обработки и зоны измерения

Зона измерения твердости	Твердость, HV, Н/мм <sup>2</sup> , после термической обработки	
	Закалки	Закалки с отпуском
С боковой поверхности (без зачистки)	4488 ± 170	4229 ± 280
Со стороны микрошлифа	6156 ± 302	5972 ± 430

Результаты оценки изменения микротвердости по мере удаления от поверхности микрошлифа, приведенные на рисунке 2, позволяют ориентировочно оценить глубину приповерхностного слоя, в пределах которого происходит упрочнение в результате образования мартенсита деформации. Ориентировочной границей упрочненного слоя считали выход кривой изменения твердости на примерно одинаковый уровень значений.

Исходя из приведенных на рисунке 2 результатов можно считать, что глубина упрочненного в результате абразивной обработки приповерхностного слоя составляет 0,3...0,4 мм. При этом уровень твердости слоя по всей его глубине после закалки остается несколько выше, чем после закалки с отпуском.

Подтверждением того, что основной причиной упрочнения стали под воздействием абразивного изнашивания в процессе изготовления микрошлифов является образование мартенсита деформации при частичном распаде

метастабильного аустенита являются результаты рентгеноструктурного анализа, показывающие постепенное снижение доли мартенсита в структуре закаленной стали при удалении от поверхности шлифа на 20...25 % [5].

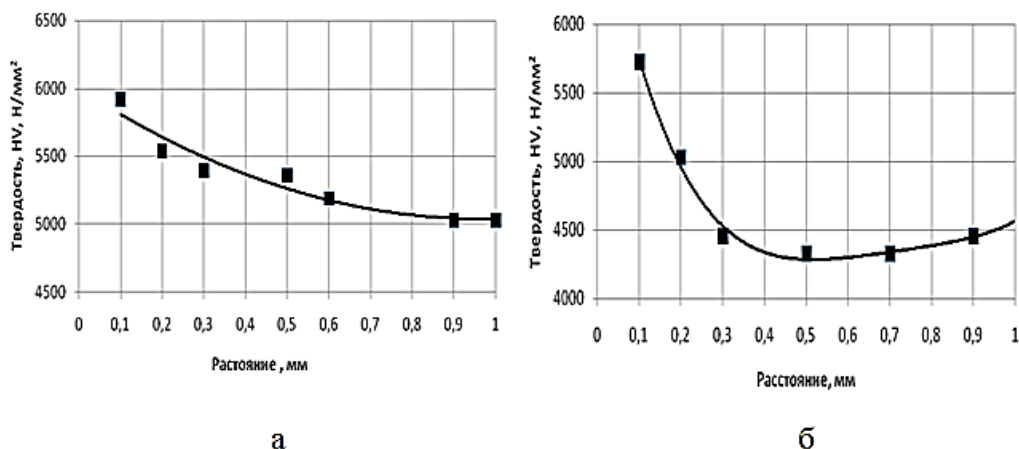


Рисунок 2 – Изменение твердости стали при удалении от поверхности микрошлифа после закалки (а) и закалки с отпуском при 600 °С (б)

Таким образом, установлено, что абразивная обработка поверхности образцов из стали с метастабильным аустенитом 100X12Н4 даже в процессе изготовления микрошлифа вызывает ее значительное упрочнение в результате образования мартенсита деформации как в закаленном состоянии, так и после закалки с последующим отпуском при 600 °С. Толщина упрочненного слоя, в пределах которого происходит постепенное снижение твердости по мере удаления от обработанной поверхности, составляет 0,3...0,4 мм.

#### 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. Марукович, Е.И. Износостойкие сплавы / Е.И. Марукович, М.И. Карпенко. - Москва: Машиностроение, 2005.- 428 с.
3. Петрив, М.М., Горбатенко В.П. О влиянии режима закалки на эффект упрочнения высокоуглеродистой Cr-Ni-стали при абразивном изнашивании / М.М. Петрив, В.П. Горбатенко // Сб.тр. VII-й Международн. научн.-техн. конф. «Металлургия XXI столетия глазами молодых» [Электронный ресурс]: г.Донецк, 24-26 мая 2021 г. – Донецк : ДОННТУ, 2021. - С. 214-217.
4. Пашинский, В.В. Гетерогенность структуры и диссипация энергии в металлических материалах. Монография / В.В. Пашинский. – 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.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЦИНКСОДЕРЖАЩЕГО ОТХОДА ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ЦИНКОВЫХ ПОКРЫТИЙ МЕТОДОМ ТЕРМОДИФФУЗИОННОГО НАСЫЩЕНИЯ

Розенберг Е.В., Урбанович Н.И., Барановский К.Э.  
Белорусский национальный технический университет

Коррозия металлических изделий представляет серьезную проблему, поскольку наносит значительный экономический и экологический ущерб национальным экономикам. Цинковые покрытия – один их самых распространенных методов защиты стали от коррозии. Среди множества способов формирования цинковых покрытий на сталях основными являются: горячее, гальваническое, холодное и диффузионное цинкование. В качестве цинкового компонента, используемого для получения цинковых покрытий методом термодиффузионного насыщения, применяют цинковый порошок. Можно также применять цинковую пыль (пусьеру) – отход при производстве цинка, которая состоит из металлического цинка (до 50%), оксида цинка (40–50%) и небольшого количества (до 0,5%) других металлов (Cd, Pb, Fe, Cu) [1].

Следует отметить, что существующие в настоящий момент технологии горячего цинкования приводят к накоплению в больших количествах цинксодержащих отходов. Основными отходами производства горячего цинкования являются изгарь и гартцинк. В Республике Беларусь существуют производства горячего цинкования, на которых, кроме изгари и гартцинка, образуется ещё в количестве около 100 т в год цинксодержащий отход в виде порошка при цинковании труб и последующей их паровой обдувке. Проведенные исследования гранулометрического состава отхода горячего цинкования, образованного после продувки труб - цинковой пыли, показали, что её гранулометрический состав в размерном диапазоне частиц  $\leq 250$  мкм, доля которого составляет 87 масс. %, соответствует фракционному составу стандартного порошкового цинка. Исследования химического и фазового состава отхода позволили установить, что по содержанию цинка он примерно соответствует порошковому цинку (ГОСТ 12601) [2].

Представляет интерес изучение возможности использования данного отхода в составе порошковой композиции в качестве цинксодержащего компонента для получения цинкового покрытия, что позволит снизить стоимость оцинкованных изделий и обеспечить рециклинг цинка в промышленный оборот.

Исследования выполнялись на образцах размерами 30 x 15 x 3 мм из стали марки Ст3, содержащей 0,14-0,22 % С; 0,07 % Si; 0,30-0,60 % Mn; S – не более 0,04 %; P – не более 0,05 %. Исходными компонентами для диффузионного цинкования являлись порошок цинка марки ПЦР-6 (ГОСТ 12601-67) зернистостью  $\leq 180$  мкм; оксид алюминия (МРТУ 6-09-2046-64) зернистостью 80-63 мкм; цинковая пыль фракцией  $\leq 250$  мкм; хлористый аммоний (ГОСТ



3773-60). Составы насыщающих сред и условия получения покрытий приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Составы насыщающих сред и условия получения покрытий

№ п/п	Массовая доля компонентов в насыщающих средах, %	Условия ХТО	
		t °С	τ, ч
1	50 % порошок цинка (ПЦР-6) + 50 % Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + 2 % NH <sub>4</sub> Cl	450	4
2	50 % цинковая пыль + 50 % Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + 2% NH <sub>4</sub> Cl	450	4

Образцы, очищенные от загрязнений и обезжиренные, упаковывали со смесью в металлический контейнер, изготовленный из углеродистой стали. Для наведения плавкого затвора, толщина которого составляла около 10мм, использовали борный ангидрид.

С целью получения сравнимых между собой экспериментальных данных диффузионная обработка образцов проводилась при одинаковом их расположении в контейнере. Упакованный контейнер загружали в электрическую муфельную печь шахтного типа, разогретую до требуемой температуры. После проведения процесса диффузионного насыщения контейнер выгружали из печи, охлаждали на воздухе до комнатной температуры и распаковывали.

На рис. 1 представлен внешний вид образцов после термодиффузионного цинкования.

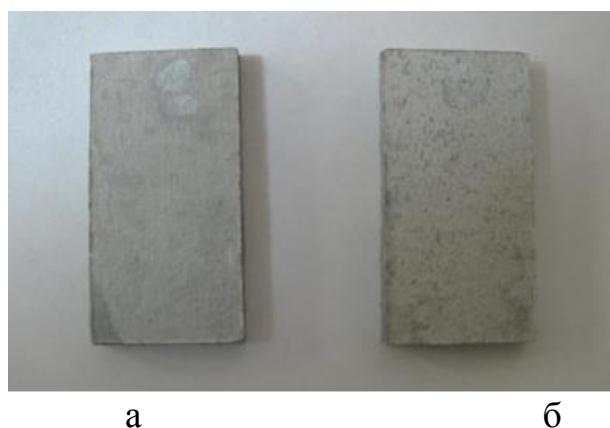


Рисунок 1 – Внешний вид образцов после цинкования:  
а – в цинковой пыли; б – порошковом цинке марки ПЦР- 6

Из рис. 1 видно, что цинковые покрытия на образцах имеют одинаковый светло-серый цвет.

Анализ микроструктуры диффузионных слоев проводили при увеличении ×500 на поперечных шлифах после их травления с использованием поста микроконтроля МК – 1 на базе микроскопа МИ – 1 и программы обеспечения SIAMS 800. Для выявления структуры диффузионных цинковых слоев

использовали реактив «ниталь», состоящий: 4 мл  $\text{HNO}_3$  + 100 мл этиловый спирт. Микроструктура цинкового слоя данного образца представлена на рис. 2.

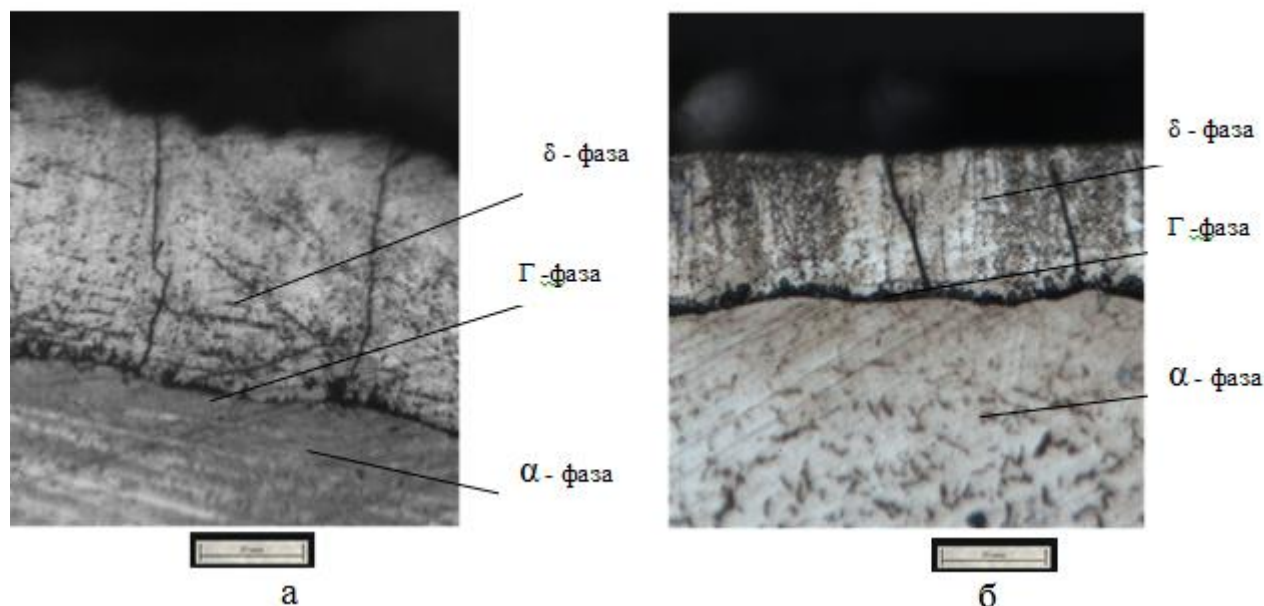


Рисунок 2 – Микроструктура цинкового слоя полученного в насыщающих средах: а – 50 % порошковый цинк марки ПЦР- 6 +50 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$  + 2 %  $\text{NH}_4\text{Cl}$  ;  
б – 50 % цинковая пыль + 50 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$  + 2 %  $\text{NH}_4\text{Cl}$

Анализ микроструктуры показал, что цинковое покрытие состоит из наружного светлого слоя – ( $\delta$  – фаза), примыкающего к нему тёмного слоя – ( $\Gamma$  – фаза) и переходной зоны, являющейся частью основного металла – ( $\alpha$  – фаза). При этом толщина светлого слоя покрытия, полученного на основе порошкового цинка, составляет, примерно, 50 – 60 мкм, а тёмного – 2 - 5 мкм. У покрытия, полученного на основе цинковой пыли, толщины светлого и тёмного слоев соответственно составляют 40 – 50 мкм и 3 – 5 мкм.

Следует отметить, что согласно исследованиям многих авторов, цинковые слои, нанесённые в порошковых средах методом термодиффузионного насыщения, состоят в основном из  $\Gamma$  и  $\delta$  – фаз.

Таким образом, установлено, что при термодиффузионном цинковании стальных образцов при температуре 450  $^{\circ}\text{C}$  в течение 4 часов на основе системы: цинковая пыль -  $\text{Al}_2\text{O}_3$  формирующиеся слои покрытия состоят из  $\Gamma$  и  $\delta$  – фаз, которые характерны и для цинковых слоёв в порошковых средах на основе системы стандартный порошковый цинк -  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .

#### Литература:

1. Химико-термическая обработка металлов и сплавов : Справочник / Г. В. Борисенко [и др.]; Под ред. Л. С. Ляховича. - М. : Металлургия, 1981. - 424 с.
2. Урбанович, Н.И. Исследование гранулометрического, химического и фазового составов отходов производства горячего цинкования / Н.И. Урбанович, К.Э. Барановский, Е.В. Розенберг, В.Г. Дашкевич, В.Г. Лугин // Литье и металлургия. 2021. № 3. С. 106-111.

# ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ И ТВЕРДОСТИ СВАРНОГО СОЕДИНЕНИЯ БОРИРОВАННОЙ СТАЛИ

Чижик В.В., Крымов В.Н.

Донецкий национальный технический университет

Борирование относят к трем наиболее распространенным методам химико-термической обработки (вместе с цементацией и азотированием). По распространенности борирование заметно уступает цементации и нитроцементации, хотя по технологическим параметрам они очень близки. Температура и продолжительность борирования, чаще всего, примерно равна температуре цементации. Вместе с тем, борированные слои на стали характеризуются следующими преимуществами:

- борирование является одинарной обработкой, т.е., после насыщения поверхности не требуется дополнительная термообработка;
- твердость боридных слоев в 1,5..2 раза превосходит твердость цементованных. Борированная поверхность устойчива при износе самым распространенным абразивом – оксидом кремния;
- в поверхностном слое формируются более высокие сжимающие напряжения;
- борированный слой обладает высокой теплостойкостью и окалинотойкостью.

Пожалуй, наиболее существенным недостатком является высокая стоимость борсодержащих реактивов.

Указанные достоинства делают борирование одним из самых перспективных видов упрочняющей обработки деталей горного оборудования.

Значительный интерес вызывает борирование нержавеющей сталей из-за их широкого применения при изготовлении обогатительного оборудования.

Одна из постоянных проблем, возникает при назначении того или иного вида ХТО свариваемых деталей. Как правило, ХТО проводят перед сваркой деталей. Насыщенный слой при этом может разупрочняться в околошовной зоне и, одновременно, влиять на прочность сварного соединения.

Целью данной работы было исследование степени влияния предварительного борирования на прочность сварного соединения, выполненного дуговой сваркой.

Образцами для исследования служили колосники промышленных щелевых сит, изготовленных из сталей Ст 3, 20Х13, 12Х17, 08Х18Н10.

Борирование колосников осуществляли в герметичном контейнере в порошковой смеси, состоящей карбида бора и 30% фтористого натрия. Длительность обработки составляла от 3 до 5,5 часов. После борирования колосники приваривали к поперечному ребру аргонно-дуговой сваркой по принятой на производстве технологии\*.

---

\* Исследование выполняли совместно с Заводом универсального машиностроения «Техносоюз»

На изготовленных по обычной методике поперечных образцах, изучали микроструктуру и измеряли микротвердость.

Прочность сварного соединения оценивали по схеме отрыва колосника от ребра (рис. 1) с использованием специального приспособления. Испытания проводили на универсальной машине FP 100. При этом получали одну характеристику – усилие отрыва. Поскольку сварка выполнялась по одинаковому режиму, можно считать, что эта характеристика является объективной.

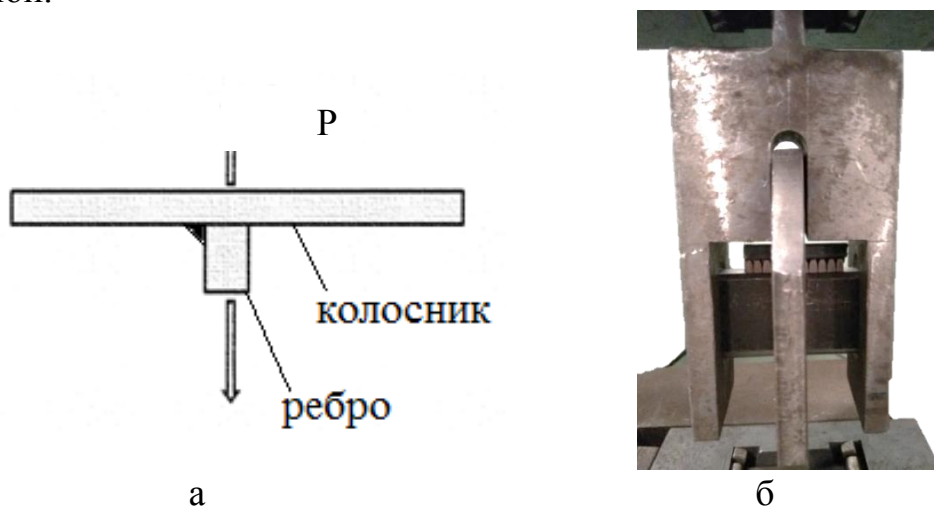


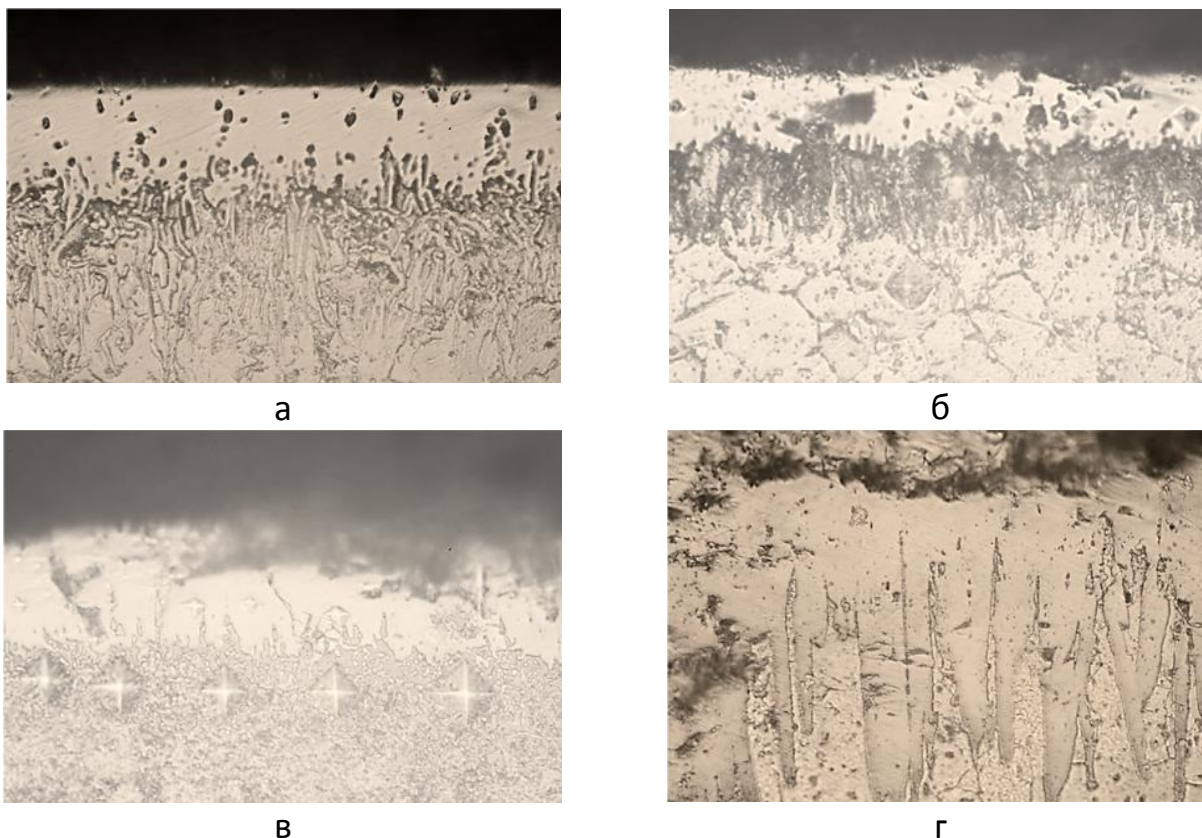
Рисунок 1 – Схема приложения нагрузки (а) и образец, закрепленный в приспособлении при испытаниях на прочность сварного соединения (б) сита с ребром

Микроструктура борированного слоя приведена на рис. 2. Основное отличие строения слоя на легированных сталях заключается в обязательном присутствии слоя сплошных боридов. На углеродистых сталях игольчатые бориды образуют сплошной слой только с ростом выдержки. Кроме этого, в легированных сталях наблюдается значительное количество компактных, сфероидизованных боридов, которые располагаются между боридными иглами и по границам зерен (рис. 2 а-в) [1].

Микротвердость борированного слоя очень сильно зависит от содержания легирующих элементов (рис. 3). Микротвердость слоя на углеродистой стали заметно ниже. По-видимому, это объясняется образованием полуборида  $Fe_2B$ , который как раз имеет микротвердость около 14-15 тыс.  $H/mm^2$ . Очевидно, что такая большая разница вызвана образованием боридов легирующих элементов, точнее, хрома.

Твердость слоя игольчатых и компактных боридов ожидаемо ниже – 3000-5000  $H/mm^2$ .

По микроструктуре сварного соединения на стали Ст 3 (рис. 4) можно четко различить присадочный металл и металл колосника. Хромоникелевая присадка не травится обычным травителем. На поперечном шлифе (см. рис. 2) хорошо видно, что борированный слой расплавляется и образуется полноценное сварное соединение.



а - 20X13; б - 12X17; в - 08X18H10; г – Ст 3

Рисунок 2 – Микроструктура сталей, борированных в течение 4,5 часов;  
а, г – х 400; б, в – х 200

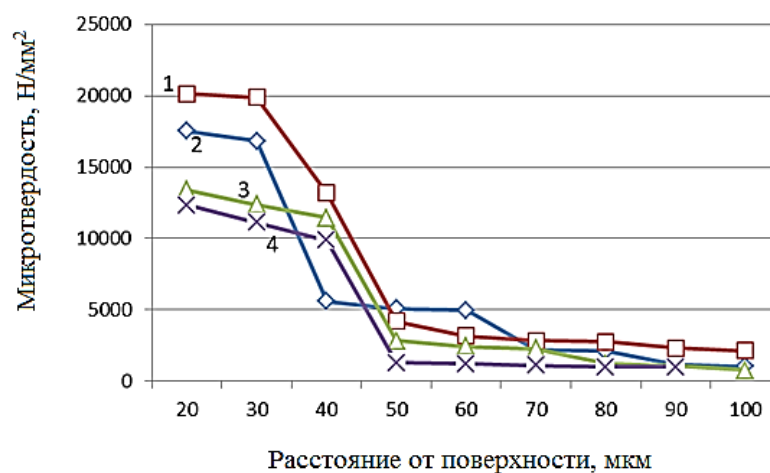


Рисунок 3 – Изменение микротвердости по глубине борированного слоя сталей:  
1- 20X13, 2 - 12X17, 3 - 08X18H10, 4 – Ст 3

Поскольку, судя по микротвердости ( $15000 \text{ Н/мм}^2$ ), на поверхности образовался борид  $\text{Fe}_2\text{B}$ , а его температура плавления составляет  $1407 \text{ }^\circ\text{C}$ , он должен расплавляться присадочной сталью типа 18-10, температура плавления которой примерно на 100 град. выше.

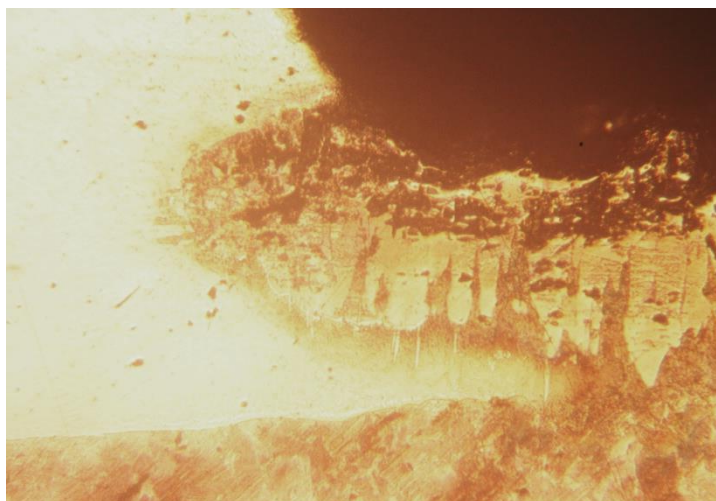


Рисунок 4 – Микроструктура сварного соединения борированного колосника из стали Ст 3, x100

Тем не менее, боридный слой расплавлялся медленнее чем переходная зона под ним и поэтому присадочный материал успел, как бы затечь под него.

Испытания на прочность сварного соединения на отрыв показали (табл. 1), что предварительное борирование снижает прочность. Очевидно, что это связано с насыщением зоны оплавления бором. Разрушение происходит по границе зон оплавления и термического влияния. Потеря прочности легированной аустенитной более значительна – 37%, чем углеродистой стали (25%). Возможно это связано с меньшей растворимостью бора в аустените и, следовательно, более интенсивным образованием боридов и сегрегаций атомов бора по границам зерен.

Таблица 1 – Прочность на отрыв сварного соединения колосника и поперечного ребра, кН

Марка стали колосника	Усилие отрыва, кН
Ст 3	5,5/4,1
08X18H10	4,3/2,7

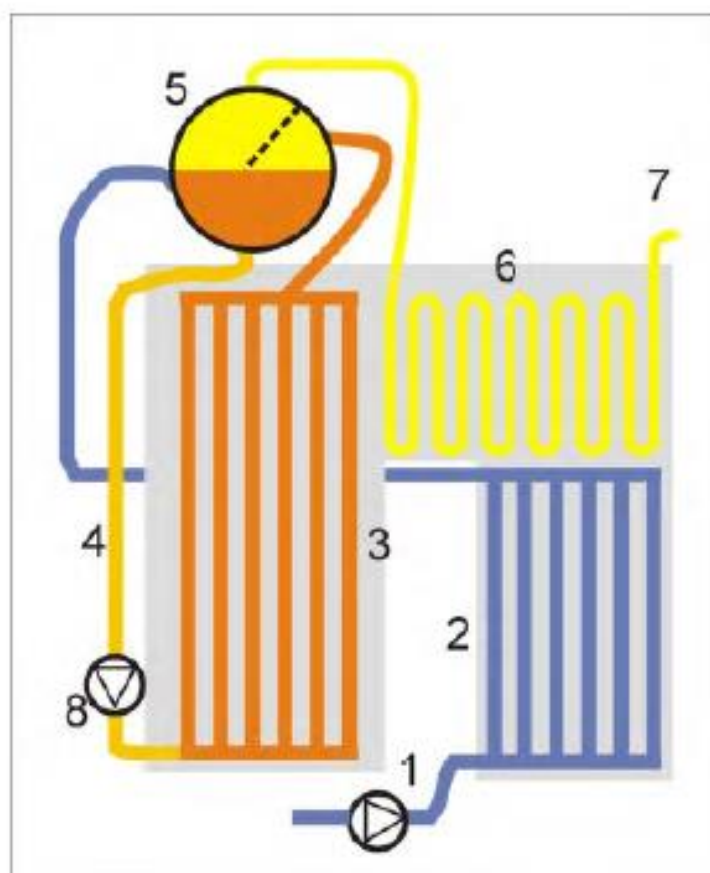
Примечание: числитель – значения без обработки; знаменатель – после предварительного борирования колосника

Таким образом, борирование стальных деталей перед сваркой плавлением может приводить к потере прочности соединения на 25-40% в зависимости от состава стали. Что бы избежать этого борированный слой в месте сварки необходимо удалять.

#### Литература:

1. Ворошнин, Л.Г. Борирование сталей и чугунов / Л.Г. Ворошнин - Москва: Металлургия, 1981.- 205с.

# ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА



## НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕПЛОЙ РАБОТЫ ТЕРМИЧЕСКИХ ПЕЧЕЙ

Кубраков М.Б. Новикова Е.В.

Донецкий национальный технический университет

Во многих цехах прокатного производства различных предприятий, в частности предприятий черной металлургии, термообработке могут подвергаться сортовой прокат, горяче- и холоднокатаные листы, холоднокатаная лента, рельсы и другие виды продукции. Виды термообработки, которые используются в настоящее время, достаточно разнообразны: полный или изотермический отжиг, нормализация или закалка с последующим отпуском, низкотемпературный рекристаллизационный отжиг. В случаях термообработки стального проката, обычно используются печи либо садочные, либо проходные, имеющие принципиальные отличия.

Первый тип печей, садочные печи – это печи периодического действия, в процессе работы которых происходит изменение температурного режима в зависимости от времени. В печах такого типа металл выгружают на неподвижный под или же на выкатную подину, которая в процессе работы печи также неподвижна. В большинстве существующих печей этого типа загрузка металла происходит в частично остывшую печь, а нагрев металла при этом, происходит вместе с нагревом самой печи.

Второй тип печей (проходные печи) – это уже печи не периодического, а постоянного действия. В проходных печах в пределах всего рабочего пространства остается неизменной температура во времени (также, как и в печах камерного типа). Движение металла при этом, в процессе нагрева печи, происходит с помощью особых механизмов путем перемещения от начала печи (одного её конца) к концу.

Для того, чтобы достичь наибольший экономический и экологический эффект необходимо применять весь комплекс современных энергоэффективных материалов и оборудования, а также разрабатывать и внедрять новые энергоресурсосберегающие технологии и оборудование [1].

На практике применение такого подхода к термическим печам можно реализовать следующими способами [2]:

- использование современных, доказанных свою эффективность, режимов нагрева и термообработки;
- применение футеровочных материалов, обладающих низкой теплопроводностью;
- установка современных высокоскоростных горелочных устройств, позволяющих эффективно утилизировать теплоту отходящих газов, при этом позволяющих поддерживать минимально возможный перепад температуры по всему рабочему пространству печи;
- использование современных автоматических систем для управления технологическим процессом нагрева и работ печи в целом.



Пример такого подхода при конструировании термической печи периодического действия наглядно рассмотрен авторами в работе [1]. В качестве футеровки выше уровня пода применяются керамоволокнистые материалы. Для отопления используется импульсная система, а также современная автоматика безопасности и контроля температурного режима. Технологии, которые применялись при проектировании и дальнейшем строительстве печи позволили получить (на этапе выдержки) распределение температурного поля в рабочем пространстве печи до  $\pm 5$  °С, помимо этого, также уменьшить удельный расход условного топлива практически в несколько раз.

Использование современных рекуперативных горелок, работающих в импульсном режиме, в комплексе с футеровкой из волокнистых материалов и инновационной системой автоматизированного управления дает еще более значительное улучшение многих показателей работы печи. Так, по данным, приведенным Вохмяковым, Казяевым и Губинским [1] после модернизации с внедрением названных выше материалов и оборудования, удалось добиться увеличения производительности печи практически на 74% (при этом уменьшая абсолютный расход топлива на 13%), а удельного расхода топлива почти на 62,5% получая при этом равномерность нагрева по всей поверхности изделий  $\pm 2$  °С.

Осуществление комплексного технического переоснащения печи с заменой футеровки на волокнистые материалы, заменой устаревших горелок на скоростные рекуперативные, а также современной системы управления температурным режимом практически всегда довольно затратно и, к сожалению, иногда является экономически неосуществимым. Тем не менее, даже частичная модернизация может принести весьма заметный эффект [3]. Компаниями «НПК «УралТермоКомплекс», НПФ «Горелочный центр» и «Перол» была произведена модернизация роликовой печи Челябинского металлургического комбината. В этой печи установили 32 короткопламенные горелки ВН-1/150, разработанные горелочным центром ВНИИМТ для сжигания коксодоменной смеси вместо уже устаревших 64 горелок ДНС-150/65. Так же были установлены ролики новой конструкции, однако была сохранена существующая кирпичная конструкция футеровки и не была установлена система автоматического управления. Даже такая частичная модернизация позволила уменьшить расход топлива практически на 10%, увеличивая при этом производительность на 12-15% и значительно повышая качество нагрева металла.

В работе [4] Лисиенко В. Г. рассматривает процесс ввода в эксплуатацию новой проходной печи для термической обработки, которая выполняется с использованием в ней современных низкотеплопроводных волокнистых материалов и скоростных горелок. Исходя из приведенных данных видно, что можно добиться более равномерного нагрева (на выгрузке металла перепад по длине всей оси не превышает и 5 °С) вместе с увеличением производительности печи до 25% и уменьшением удельного расхода топлива практически на 34%.

При термической обработке металла большое внимание уделяется не только вопросам, связанным с эффективностью процесса нагрева, но и регулируемому охлаждению. В частности, в большинстве современных камерных термических печах применяются алгоритмы охлаждения металла с определенной скоростью до 150 °С/ч в воздушной среде при помощи продувки воздухом через горелки. В цехах, в которых производится прокат, существующие технологические процессы позволяют отказаться от применения термических печей для нагрева перед закалкой и использовать вместо этого остаточную теплоту прокатного нагрева. В качестве закалочной среды тогда применяется воздух под давлением, что позволяет достичь большей стабильности, более высокому уровню контроля, экологичности и всего процесса закалки [5].

Одним из действительно работающих способов увеличения эффективности теплообмена является струйно-факельное отопление. Такой метод отопления печей подробно описан в работе [4]. Его суть состоит в нагреве особыми струйно-факельными горелками, которые направлены непосредственно на саму садку. Коэффициенты конвективного теплообмена в таких случаях могут достигать 300 Вт/м<sup>2</sup>·К. При помощи такого интенсивного нагрева удается значительно сократить время нагрева. Утилизация теплоты уходящих продуктов сгорания непосредственно в самом рабочем пространстве печи при этом, помогает обеспечить высокий КПД. В печах, в которых применяется струйно-факельное отопление, процесс сжигания топлива происходит непосредственно вблизи самих нагреваемых изделий. Это позволяет также дополнительно увеличить отдачу теплоты на металл и уменьшить тепловую нагрузку на футеровку. Как показывает опыт эксплуатации печей с таким отоплением для нагрева трубной заготовки на Северском трубном и Первоуральском новотрубном заводах эффективность данной технологии достаточно высока. Применение такой системы позволило снизить расход топлива в 1,9-2,2 раза, снизить, практически в 2 раза, количество выбросов оксидов азота, повысить производительность печи на 15%, а также значительно повысить стойкость футеровки во время нагрева.

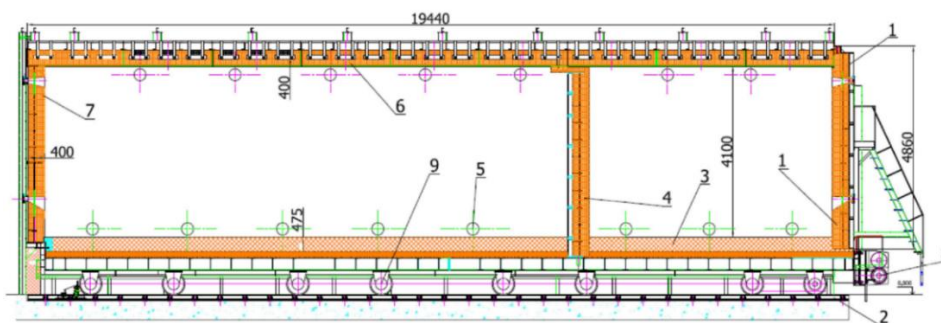
В работе [6] рассмотрены разработанные и внедренные в производство нефутерованные печи струйного нагрева. В их конструкции произведена замена футеровки на металлическое ограждение рабочего пространства. Поверхность этого пространства является одновременно и струйно-факельной образующей, и поверхностью нагрева воздуха, который идет на горение. Применение струйного метода отопления также довольно активно используется и за рубежом в проходных и методических нагревательных печах для цветной металлургии: итальянской фирмой COIM, немецкой фирмой Otto Junker GmbH, а также в США. Тем не менее, можно отметить, что у такого метода имеет достаточно ограниченную область эффективного применения.

Использование в печах такого типа отопления позволяет обеспечить качественную тепловую обработку изделий с высокими значениями коэффициента полезного действия только нагревая круглые, либо узкие

листовые изделия в печах непрерывного действия. Применение такого отопления невозможно в садочных печах, в связи с разнообразной геометрией обрабатываемых ею изделий.

Одна из самых главных проблем тепловой обработки крупногабаритных изделий – это мелкосерийный, скорее, даже штучный характер производства, что вместе со сложной геометрией и довольно большой массой металла делает практически невозможным использование высокопроизводительных непрерывно работающих печей. Для того, чтобы произвести термообработку габаритных изделий необходимо использовать камерные печи, работающие периодически. Исходя из большого количества разнообразных массивных заготовок, а также их размеров, требуется установка в цеху целого парка печей, что естественно приводит к большим затратам на их установку и обслуживание. Следовательно, в настоящее время на предприятиях часто вся номенклатура продукции обрабатывается в печах, которые проектируют под самые большие из возможных габаритов садки. Конечно, такое решение приводит к снижению КПД агрегатов и значительному перерасходу топлива, однако это позволяет экономить на затратах при покупке большого количества печей и их обслуживании.

В качестве примера агрегата, который имел бы возможность обработки изделий, очень сильно отличающихся по габаритам, с высокими значениями КПД, является печь с возможностью разделения рабочего пространства и выкатным подом площадью 62,8 м<sup>2</sup> [5]. Эта печь используется для проведения термической обработки сварных изделий. На подине печи возможна установка специальной перегородки, которая позволяет разделять рабочее пространство на 2 части по 6 и 12,6 м длиной (рисунок 1).



1 – парапет; 2 – рельсовый путь; 3 – выкатной под печи; 4 – съемная перегородка; 5 – горелка; 6 – сводовая панель; 7 – торцевая панель футеровки печи; 8 – мотор-редуктор; 9 – ходовая часть пода

Рисунок 1 – Продольный разрез печи

Если необходима тепловая обработка габаритных изделий, то используется все рабочее пространство, а в случае обработки небольшой садки, на подину ставится перегородка (часть рабочего пространства печи, которая не используется отключается при этом). В качестве футеровки стен и свода применяется специальная панельная технология из волокнистых материалов. Система отопления основана на 30 скоростных рекуперативных горелках

Есомах 5М, работающих в импульсном режиме. Также печь оборудована современной АСУ ТП (состоящей из трех уровней), которая позволяет проводить всю термообработку в полностью автоматическом режиме с поддержанием необходимой либо заданной температуры в различных виртуальных зонах управления.

Используемые в конструкции печи технологии позволили добиться равномерности нагрева в  $\pm 3$  °С по всему рабочему пространству на этапе выдержки. В случаях работы с установленной перегородкой, температура в неиспользуемой части рабочего пространства не превышала 40 °С, что обеспечивается герметичной перегородкой.

Таким образом, применение современных высокоэффективных технологий, внедрение рациональных режимов нагрева, приближение удельного расхода топлива в печах к научно-обоснованным показателям, в значительной степени, определяют конкурентоспособность выпускаемой продукции, уровень производства всего предприятия и соответствие всех теплотехнических агрегатов передовым требованиям.

#### Литература:

1. Новые конструкции промышленных печей / А. М. Вохмяков, М. Д. Казяев, Д. М. Казяев, М. В. Губинский // Творческое наследие В. Е. Грум-Гржимайло : История, современное состояние, будущее : сборник докладов международной научно-практической / УрФУ. – Екатеринбург, 2014. – Ч. 1. – С. 114-118.
2. Ганул, А. О. Анализ потенциала использования отходящих газов нагревательных печей / А. О. Ганул, Д. С. Мордовкин, В. И. Дождиков // Бюллетень «Черная металлургия». – 2017. – №1. – С. 92-94.
3. Суворкина, А. С. Реконструкция систем отопления методической печи с инжекционными горелками на подогретом воздухе // А. С. Суворкина, Г. М. Дружинин // Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве: сборник докладов V Всероссийской науч.-практ. конф., 12-13 мая 2016 г., г. Екатеринбург / УрФУ. – Екатеринбург, 2016. – С.110-113.
4. Лисиенко, В. Г. Совершенствование и повышение эффективности энерготехнологий и производств. В 2 ч. Ч. 2. Анализ режимных параметров и конструкций в энерготехнологиях : монография / В. Г. Лисиенко. – Екатеринбург : УрФУ, 2014. – 560 с.
5. Полевой, Е. В. Внедрение экологически чистой среды для закалки железнодорожных рельсов с использованием тепла прокатного нагрева / Е. В. Полевой // Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве: сборник докладов V Всероссийской науч.-практ. конф., 12-13 мая 2016 г., г. Екатеринбург / УрФУ. – Екатеринбург, 2016. – С.86-91.
6. Курносов, В. В. Нефутерованные печи с обогреваемым вращающимся барабаном // Теория и практика тепловых процессов в металлургии: сборник докладов международной науч.-практ. конф., 18-21 сентября 2012 г., г. Екатеринбург / УрФУ. – Екатеринбург, 2012. – С. 278-282.

## ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛООБМЕННЫХ ПРОЦЕССОВ В МИКРОРЕГЕНЕРАТИВНЫХ НАСАДКАХ

Начкебия Н.С., Бирюков А.Б.

Донецкий национальный технический университет

В последнее время рост стоимости энергетических ресурсов и повышение требований к качеству жизни существенно обострили проблему сокращения затрат на энергоресурсы. Одним из решений данной задачи является использование теплоутилизирующих систем в различных производственных узлах. Регенеративные теплоутилизаторы зарекомендовали себя как высокоэффективные устройства теплообмена. Одними из таких устройств являются микрорегенеративные насадки.

Стоит отметить, что микрорегенеративные насадки применяют, преимущественно вместе с регенеративными горелками. Регенеративные горелки используют для отопления промышленных печей. Регенеративные горелки устанавливаются парами и работают попеременно, по принципу краткосрочной аккумуляции тепла дымовых газов в керамических регенераторах (см. рис. 1). Микрорегенеративные насадки накапливают в себе тепло отходящих дымовых газов чтобы обеспечить подогрев воздуха, поступающего для горения. Воздух подогревается до достаточно высоких температур, которые могут достигать всего на 100-150 °С ниже рабочей температуры печи. Горелки подобного типа могут использоваться в диапазоне температур 800-1500 °С. При этом потребление топлива может быть снижено на величину до 60% [1].

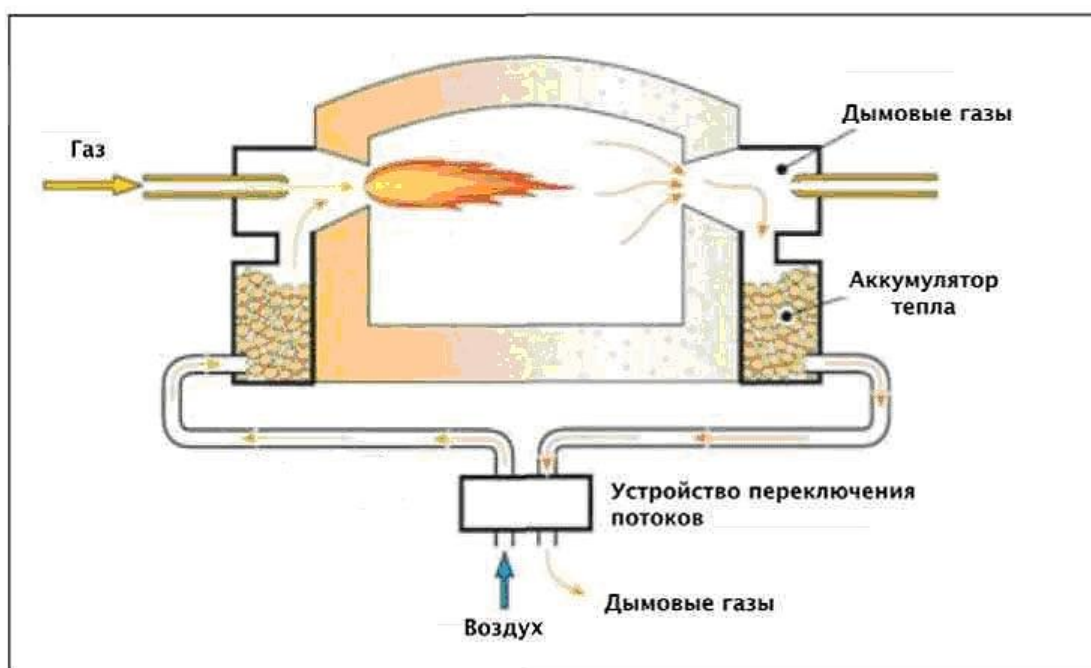


Рисунок 1 – Движение потоков при обогреве нагревательной печи регенеративными горелками

Была разработана методика для расчета теплотехнических параметров. За основу методики расчета шариковой насадки принят известный метод расчета кирпичных регенераторов под редакцией Н. Ю. Тайца [2]. Для учета специфики теплообмена между газообразной средой и шариками, образующими насадку, использована эмпирическая зависимость Фурнаса-Китаева. В качестве расчетной толщины обосновано использование высоты условного цилиндра с объемом и диаметром, равными соответствующим параметрам шарика. Подобраны расчетные зависимости для определения аэродинамического сопротивления насадки в зависимости от ее высоты, диаметра шаров и расхода прокачиваемого теплоносителя.

Разработана математическая модель теплотехнических параметров шариковой насадки.

Модель основывается на элементарных тепловых балансах системы. При построении математической модели примем следующие обозначения:  $w_0, V_0$  – скорость и расход теплоносителя при НФУ;  $U_n$  – начальная температура теплоносителя;  $i$  – номер шага по координате  $\Delta h$ ;  $\Delta h$  – высота элементарного слоя;  $k$  – номер шага по времени  $\Delta \tau$ ;  $\theta = \Delta \tau \cdot k$  время цикла нагрева или охлаждения насадки;  $d$  – диаметр шарика;  $t_{i,k}$  – температура  $i$ -того элементарного слоя на  $k$ -том шаге по времени;  $U_{i,k}$  – температура теплоносителя в конце  $i$ -того элементарного слоя на  $k$ -том шаге по времени;  $Q_0$  – количество тепла, вносимое в слой теплоносителем;

$$Q_0 = V_0 \cdot c \cdot U_n, \text{ Вт,}$$

где  $c$  – теплоемкость теплоносителя.

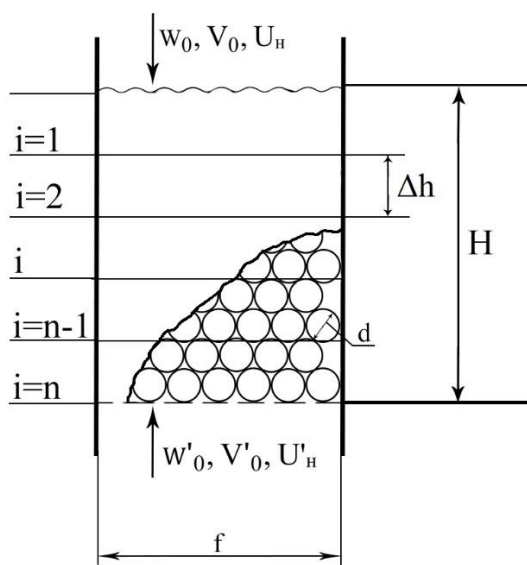


Рисунок 2 – Схема шариковой насадки, разделенный на элементарные слои и схематические потоки тепла

Количество теплоты теплоносителя, передаваемого в следующий элементарный слой теплоаккумулятора за время  $\Delta t$ :

$$Q_{i+1,k} = Q_{i,k} - \Delta Q_{i,k}.$$

Количество тепла, передаваемое от теплоносителя к теплоаккумулятору в элементарном слое  $\Delta h$ :

$$\Delta Q_{i,k} = \alpha_{v i,k} \cdot \Delta h \cdot f \cdot \Delta \tau (U_{i,k} - t_{i,k}), \text{ Дж},$$

где  $\alpha_{v i,k}$  – объемный коэффициент конвективной теплоотдачи в шариковом слое. Определяется по эмпирической формуле Китаева-Фурнеса;  
 $f$  – поперечное сечение шариковой насадки, м<sup>2</sup>:

$$f = \frac{V_0}{w_0}.$$

Из количества тепла, воспринимаемого элементарным слоем насадки  $\Delta h$  находим температуру на  $i$ -том слое в  $k+1$  момент времени  $t_{i,k+1}$ .

Математическая модель рассчитывает температурные поля шариковой насадки в периоды нагрева и охлаждения до момента выхода на стационарное состояние.

#### Литература:

1. Справочный документ по наилучшим доступным технологиям обеспечения энергоэффективности Фонда стратегических программ (SPF) Министерства иностранных дел Великобритании. – 2009. – 455 с.
2. Методика теплового расчета шариковой регенеративной насадки / Ю. Л. Курбатов, А. Б. Бирюков, Н. С. Начкебия [и др.] // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2018. – №6. – С. 82-91.

# УЛУЧШЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ТОПЛИВНЫХ ПЕЧЕЙ

Сауткин П.В., Герцык С.И.

Московский политехнический университет

Топливные печи металлургической и машиностроительной промышленности отличаются большим разнообразием по конструктивным и технологическим признакам. Важнейшими показателями работы печей являются удельная производительность (напряжение пода печи), коэффициент полезного действия (КПД) и удельный расход тепла. Эти показатели, характеризующие эффективность работы печей в целом, определяются рядом факторов [1]:

- параметрами нагреваемой заготовки (химический состав металла, размеры – прогреваемая толщина);
- температурным режимом нагрева;
- системой отопления печи;
- конструкцией теплоутилизационных устройств;
- свойствами материалов кладки.

Формирование печного парка металлургических и машиностроительных заводов происходило довольно давно и в настоящее время в связи с возросшими требованиями к качеству металлопродукции и экологической безопасности, он нуждается в техническом перевооружении.

Сравнительно низкий термический КПД топливных печей обуславливается главным образом большими потерями теплоты с уходящими дымовыми газами, достигающими иногда 50-65% от количества тепла, введенного в печь [1].

Наиболее эффективным методом повышения термического КПД печей, и, следовательно, экономии топлива, является подогрев компонентов горения (воздуха и/или низкокалорийного топлива) образующимися продуктами горения, т.е. возврат части тепла в печь.

Использование рекуперативных теплообменников для этой цели не только обеспечивает экономию топлива на 12-15% [2], но и повышает температуру продуктов сгорания топлива, что способствует ускорению процессов нагрева и делает возможным применение новых способов нагрева металла – скоростного, открытым пламенем и пр.

Печи высокотемпературного нагрева, обычно требующие применения высококалорийного топлива, при установке рекуператора могут работать на менее качественном (местном) топливе без снижения производительности и ухудшения технологических условий нагрева.

Величину экономии топлива при использовании теплоутилизационных устройств можно оценить по соотношению:

$$\varepsilon = \eta_{\text{ут}} \cdot \frac{\frac{I_{\text{yx}}}{I_0}}{1 - \frac{I_{\text{yx}}}{I_0}(1 - \eta_{\text{ут}})} \cdot 100\% , \quad (1)$$



где  $\eta_{ут} = Q_{физ}/Q_{ух}$  – степень утилизации тепла, характеризующая КПД самого рекуператора;  $Q_{физ}$  – физическое тепло подогрева воздуха;  $Q_{ух}$  – тепло, уносимое уходящими газами;  $I_0 = Q_n^p/v_d$  – энтальпия дымовых газов при температуре горения;  $I_{ух}$  – энтальпия дымовых газов, уходящих из печи. При подогреве воздуха до 300 – 400 °С экономия топлива составляет не менее 12-15%. Кроме того, использование тепла уходящих газов снижает удельные затраты тепла и топлива, повышает КПД печного агрегата, а также снижает температуру дымовых газов, выбрасываемых в атмосферу, что важно с экологической точки зрения.

Наиболее целесообразно с точки зрения экономичности использование металлических рекуператоров, выполненных из рядовых сталей, обеспечивающих подогрев воздуха горения до 350-500 °С, главным преимуществом которых является газоплотность (по сравнению с керамическими). Для нагревательных и термических печей более всего подходят радиационные щелевые и конвективные трубчатые рекуператоры (чаще всего петлевые). Температуру подогрева компонентов горения ограничивают, исходя из условий службы металла, из которого он выполнен. Срок службы металлических рекуператоров меньше, чем керамических, поэтому для быстрой замены вышедшего из строя рекуператора их располагают в легкодоступных местах, обслуживаемых кранами. Известно [1, 2], что потери горячего компонента в керамических рекуператорах могут достигать 30-50%. Кроме того, коэффициент теплопередачи в металлических рекуператорах в 6-8 раз выше, чем в керамических. Если учесть большую толщину стенок элементов керамического рекуператора, то можно получить, что объем керамического рекуператора и его масса при одинаковом количестве переданного тепла примерно в 10-12 раз больше металлического.

Оснащение топливных печей металлургических и машиностроительных заводов металлическими рекуператорами обеспечивает повышение КПД печи на 10-12% и снижение удельных затрат тепла на 7-10% и повышает производительность печного агрегата.

Вторым направлением улучшения показателей работы промышленных печей является сокращение потерь тепла кладкой, что особенно актуально для термических печей большой протяженности, имеющих большую теплоотдающую поверхность.

От свойств футеровки зависит надежность работы печи, продолжительность ее кампании [3]. Элементы футеровки – под, стены и свод – обычно выполняют из традиционных огнеупорных материалов, таких, как шамот, диатомит, динасовые блоки и т.п. Выбор огнеупоров для футеровки промышленных печей зависит от назначения печи, ее температурного режима, количества образующейся на поверхности металла окалины, механического воздействия нагреваемого металла при его транспортировке по длине печи.

Существенное снижение тепловых потерь печью может быть достигнуто при применении огнеупорных материалов, обладающих низкими значениями коэффициента теплопроводности. Например, использование в качестве

рабочего (внутреннего) слоя среднетемпературных термических печей (температура печи 900-1100 °С) современных волокнистых материалов – шамотно-волокнистых плит ШВП-350 и муллитокремнеземистых плит МКРП-340 [5,6] значительно (в несколько раз) сокращает удельные потери тепла кладкой печи и время ее разогрева до рабочей температуры. Кроме того, такие плиты легко устанавливать, что сокращает трудовые затраты на монтаж печи. Недостатком этих огнеупорных материалов является относительно высокая стоимость и сравнительно низкая температура применения, обычно не превышающая 1150-1200 °С. Однако установлено [4], что срок их окупаемости составляет около 9 мес.

Для нагревательных высокотемпературных печей в качестве изоляционного слоя целесообразно использовать огнеупоры такого рода, свойства которых приведены ниже (табл. 1).

Таблица 1 – Свойства изоляционных волокнистых материалов

Характеристики	Базальтовое волокно	Кварцевое волокно	Каолиновое волокно
Плотность, кг/м <sup>3</sup>	110 ÷ 220	110 ÷ 180	250 ÷ 350
Теплопроводность при 25 °С, Вт/(м·К)	0,038 ÷ 0,045	0,040 ÷ 0,045	0,045 ÷ 0,055
Температура применения, °С	-260 ÷ +930	1100	1300
σ <sub>сж</sub> при 10%-ной деформации, МПа	0,03 ÷ 0,12	0,03 ÷ 0,08	0,07 ÷ 0,18

Расчеты теплового баланса термической печи для отжига стальной полосы производительностью 7,0 т/ч, выполненные для печи с традиционной футеровкой (рабочий слой – шамот класса Б, изоляционный – диатомит) и с современной волокнистой футеровкой (плиты ШВП-350 в качестве рабочего слоя и муллитокремнеземистые плиты в качестве изоляционного) при прочих равных условиях показали безусловное преимущество футеровки второго типа (табл. 2).

Расчет величины удельных потерь через кладку печи q проводили по известной формуле [1-3]:

$$q = \frac{T_{\text{кл}}^{\text{вн}} - T_{\text{окр}}^{\text{воз}}}{\sum_{i=1}^{i=n} \frac{\delta_i}{\lambda_i} + 1/\alpha_{\text{конв}}}, \text{ кВт} / \text{м}^2 \quad (2)$$

Суммарные потери тепла через теплоотдающую поверхность печи:

$$Q_{\text{кл}} = q \cdot F, \text{ кВт} \quad (3)$$

Поскольку коэффициенты теплопроводности практически всех огнеупорных материалов зависят от температуры, их расчетные значения находили методом последовательных приближений. Сравнение показателей работы печи с различными типами футеровки приведено в таблице 2.

Таблица 2 – Сравнение показателей работы печи с разными видами футеровки

Тип футеровки	Удельные потери теплоты, $q$ , кВт/м <sup>2</sup>	Суммарные потери через кладку, $Q$ , %	Расход топлива на печь, $V$ , м <sup>3</sup> /ч	Удельный расход тепла, $b$ , кДж/кг	КПД печи, $\eta$ , %
Традиционная	1252	6,52	520	2630	22,63
Волокнистая	444,2	2,63	450	2306	25,77

При проектировании новых и модернизации действующих промышленных печей одним из важных направлений является разработка системы отопления печей, обеспечивающая минимизацию образования вредных выбросов (оксидов азота и серы при сжигании серосодержащих топлив) с продуктами горения топлива.

Борьба с вредными выбросами продуктов горения топлива подразумевает разработку методов снижения выбросов  $NO_x$ , связанных с изменением технологии сжигания топлива и нейтрализацией  $NO_x$  в отходящих газах.

Почти в равной степени она может быть решена изменением технологии сжигания топлива и очисткой дымовых газов от оксидов азота. При необходимости кардинального многократного (в 5-10 раз) снижения выбросов оксидов азота в первую очередь рекомендуется метод постадийного сжигания топлива [5], при невозможности его использования – нейтрализации  $NO_x$  – метод очистки с применением топливных восстановителей и разного рода катализаторов и использование горелок, обеспечивающих минимальное содержание оксидов азота в дымовых газах – горелки с пониженным выходом оксидов азота конструкции ООО «Стальпроект», типа «труба в трубе» и горелки с разомкнутым факелом (ГПП).

Горелки с пониженным выходом оксидов азота обеспечивают существенное снижение оксидов азота (в 2-3 раза) в уходящих газах. Они основаны на ступенчатом сжигании топлива, сущность которого заключается в выделении тепловой энергии отдельными порциями с временными промежутками во избежание нагрева продуктов сгорания до высокой температуры, когда резко ускоряется процесс окисления азота. Эти горелки могут работать на нагревательных и термических печах.

Как показали исследования [5,6] указанные выше конструкции горелок обеспечивают сравнительную чистоту дымовых газов в отношении оксидов азота и поэтому рекомендованы к использованию на всех типах печей.

Другим способом уменьшения выхода оксидов азота при сжигании топлива является снижение коэффициента избытка воздуха, до 1,0-1,01 с одновременным сокращением времени пребывания продуктов горения в зоне высоких температур. Разработана серия газовых акустических горелок, работающих по этому принципу. Полнота сгорания топлива при низких значениях коэффициента избытка воздуха и сокращение времени пребывания реагентов ( $O_2$ ,  $NO_2$ ) в зоне высоких температур факела обеспечивается воздействием на среду высокочастотными акустическими колебаниями, что интенсифицирует процессы тепломассопереноса и увеличивает время и скорость образования оксидов азота.

*Выводы.* Улучшение показателей работы промышленных печей может быть достигнуто за счет:

- оснащения всех печных агрегатов теплоутилизационными устройствами;
- использования в качестве футеровочных материалов современных низкотеплопроводных материалов – волокнистых огнеупоров, применение которых наиболее оправдано в термических печах, рабочая температура которых не превышает 1100-1150 °С;
- преимущественного использования в качестве нагревательных устройств конструкций горелок ступенчатого сжигания топлива, а также горелок с разомкнутым факелом и горелок «труба в трубе».

#### Литература:

1. Топливо, огнеупоры и металлургические печи / А. А. Вагин, В. А. Кривандин, И. А. Прибытков, Н. И. Перлов. – Москва : Металлургия, 1978. – 431с.
2. Филимонов, Ю. П. Топливо и печи / Ю. П. Филимонов, Н. С. Громова. – Москва : Металлургия, 1987. – 320 с.
3. Герцык, С. И. Тепловые потери и стойкость сводов сталеплавильных агрегатов / С. И. Герцык, В. В. Селеверстов, О. М. Сосонкин // Изв. вуз. Черная металлургия. – 1978. – № 11. – С. 42-45.
4. Оснос, С. П. Энергосбережение при применении современных волокнистых огнеупорных и теплоизоляционных материалов в промышленности / С. П. Оснос, Ю. И. Котлицкая. – Сборник «Строительные материалы и изделия». – №11, 2000.
5. Шульц, Л. А. Постадийное сжигание газообразного топлива – основа ресурсосберегающих и экологически совершенных технологий нагрева металла/ Л. А. Шульц, Н. М. Говорова // Изв. вуз. Черная металлургия. – 1996. – № 5. – С. 66-70.
6. Герцык, С. И. Влияние подогрева воздуха на концентрацию оксидов азота в продуктах горения газообразных топлив. / С. И. Герцык, И. В. Беляков // Электрометаллургия. – 2020. – № 10. – С. 35-40.

# ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА



# ЗАВИСИМОСТЬ КОЭФФИЦИЕНТА СЖИМАЕМОСТИ ТРИФТОРДИХЛОРЭТАНА ОТ ДАВЛЕНИЯ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ ТЕМПЕРАТУРАХ

Жлобо Р.А., Цуканов Д.Ю., Орлов Б.Ю.

Кубанский государственный технологический университет

Используя уравнение состояния Ван-дер-Ваальса, можно определять важнейшие теплофизические свойства вещества (коэффициент сжимаемости, теплоёмкость, дроссельный эффект, работы сжатия и другие), знания которых необходимо для рационального проектирования разработки оборудования, снижения энергозатрат, а также в технологических процессах при переработке добываемого сырья.

Трифтордихлорэтан (фреон R-123, химическая формула –  $C_2HCl_2CF_3$ ) – это бесцветная прозрачная жидкость. Хладагент R-123 предназначен для ретрофита R-11 в холодильных установках и рефрижераторах.

Зная методики расчёта, рассчитываем необходимые данные [1-12]:

$$R = \frac{R_y}{M} = \frac{8314}{30} = 50,39 \left( \frac{\text{Дж}}{\text{кг} \cdot \text{К}} \right)$$

$$M(C_2HCl_2CF_3) = 12 \cdot 2 + 1 + 35,5 \cdot 2 + 12 + 19 \cdot 3 = 165 \left( \frac{\text{Г}}{\text{МОЛЬ}} \right)$$

Критические параметры находим в специализированной программе CoolPack по log(P)-h диаграмме для данного фреона (рисунок 1).

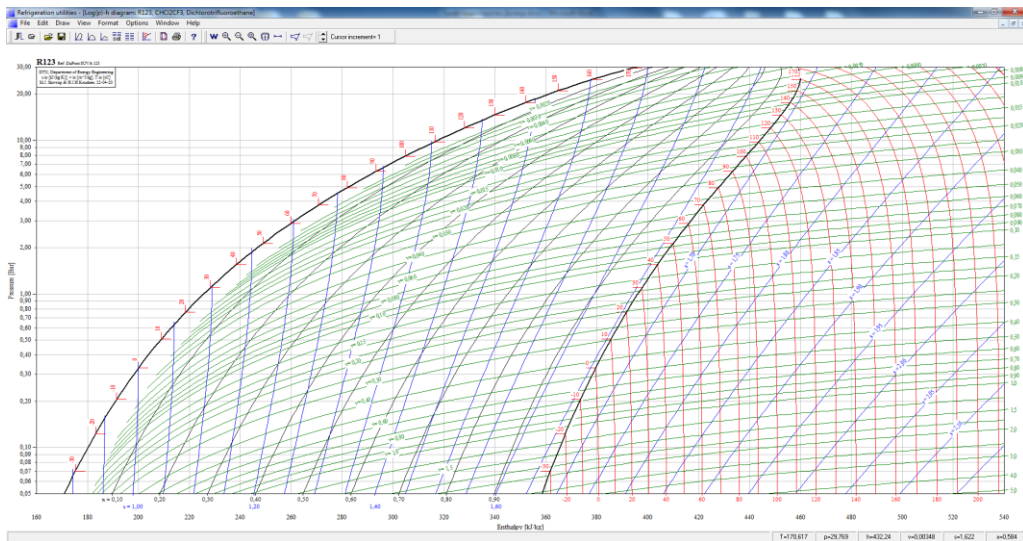


Рисунок 1 – Диаграмма log(P)-h для трифтордихлорэтана

$$T_{кр} = 456,7 \text{ } ^\circ\text{К}; \quad P_{кр} = 3,673 \text{ МПа}; \quad V_{кр} = 0,002 \frac{\text{м}^3}{\text{кг}};$$

$$a = \frac{27 \cdot T^2 \cdot R^2}{64 \cdot P} = \frac{27 \cdot 456,7^2 \cdot 50,39^2}{64 \cdot 3,673 \cdot 10^6} = 60,83 \left( \frac{\text{М}^5}{\text{С}^2 \cdot \text{КГ}} \right)$$

$$b = \frac{T \cdot R}{8 \cdot P} = \frac{456,7 \cdot 50,39}{8 \cdot 3,673 \cdot 10^6} = 783,2 \cdot 10^{-6} \left( \frac{\text{М}^3}{\text{КГ}} \right)$$

$$Z_{кр} = \frac{P_{кр} \cdot V_{кр}}{R \cdot T_{кр}} = \frac{3,673 \cdot 10^6 \cdot 0,002}{50,39 \cdot 456,7} = 0,31921$$

Коэффициент сжимаемости рассчитывается для того, чтобы произвести наиболее точные расчёты, которые позволят снизить энергозатраты.

Аналогично рассчитываем коэффициент сжимаемости для рабочих температур (от 246,7 °К до 456,7 °К), и результаты значений заносятся в таблицу 1.

Таблица 1 – Результаты зависимости давления от температуры для R-123

Давление	T=456,7	T=426,7	T=396,7	T=366,7	T=336,7	T=306,7	T=276,7	T=246,7
0	0	0	0	0	0	0	0	0
0,5	0,043453	0,043453	0,050026	0,054118	0,05894	0,064706	0,071721	0,080443
1	0,086907	0,086907	0,100051	0,108237	0,117881	0,129411	0,143442	0,160885
1,5	0,13036	0,13036	0,150077	0,162355	0,176821	0,194117	0,215163	0,241328
2	0,173814	0,173814	0,200103	0,216473	0,235761	0,258822	0,286884	0,321771
2,5	0,217267	0,217267	0,250129	0,270592	0,294702	0,323528	0,358605	0,402213
3	0,260721	0,260721	0,300154	0,32471	0,353642	0,388234	0,430326	0,482656
3,5	0,304174	0,304174	0,35018	0,378829	0,412582	0,452939	0,502047	0,563099

Результаты переносим на рисунок 2, чтобы понять наглядно, при каких температурах и давлениях у нас получается коэффициент сжимаемости, который необходим для расчёта работы сжатия (энергоэффективности) данной установки.

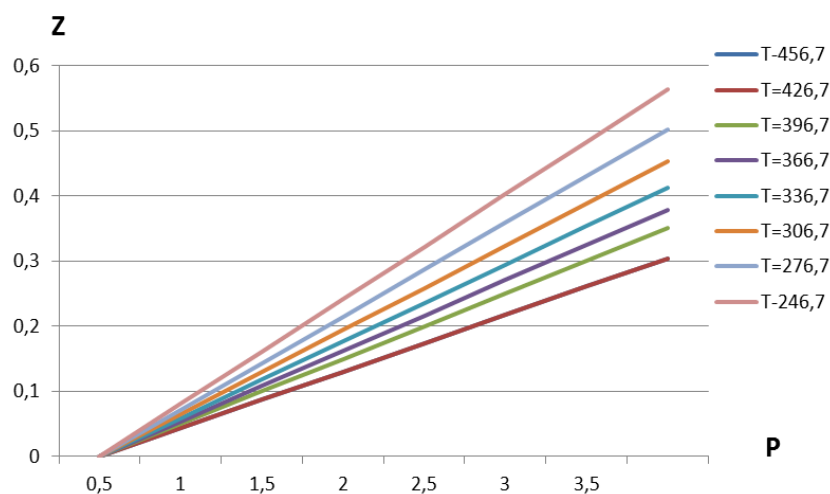


Рисунок 2 – Зависимость коэффициента сжимаемости от давления при различных температурах

Далее для сравнения энергетических затрат произведём расчёт для работы сжатия. Работу сжатия за расчетный период,  $L_{сж}$ , кВт·ч, определяют по формуле:

$$L_{сж} = 320,25 \cdot Z \cdot T \cdot Q \cdot (\varepsilon^{0,3} - 1), \quad (1)$$

где  $Q$  – объём газа, перекачиваемый за расчетный период, млн.м<sup>3</sup>,  
 $\varepsilon$  – степень сжатия.

Для расчёта работы сжатия идеального газа  $Z$  принимают равной единице при температуре в 246,7 °К, а давление в 3,5 МПа:

$$L_{сж}^{ид} = 320,25 \cdot 1 \cdot 246,7 \cdot 1 \cdot (2^{0,3} - 1) = 18261,72 \text{ (кВт} \cdot \text{ч)};$$

Для расчёта работы реального газа  $Z$  приняли равно при температуре в  $246,7 \text{ }^\circ\text{K}$ , а давление в  $3,5 \text{ МПа}$ :

$$L_{сж}^{реал} = 320,25 \cdot 1 \cdot 246,7 \cdot 1 \cdot (2^{0,3} - 1) = 10283,16 \text{ (кВт} \cdot \text{ч)}$$

Чем выше давление и температура, тем больше коэффициент сжимаемости. Так как в мире идёт расчёт по уравнению состояния идеального газа (уравнение Менделеева-Клапейрона), то коэффициент сжимаемости будет отличаться от реального газа, а следовательно будет меняться совершённая работа на сжатие. Как видно из расчётов, для критического объёма при одних и тех же условиях работа сжатия, рассчитанная через методику Ван-дер-Ваальса будет эффективней, чем работа сжатия, которая рассчитывается в настоящее время. Отсюда можно сделать заключительный вывод, что используя методику Ван-дер-Ваальса можно снизить энергетические затраты для установок.

Литература:

1. Жлобо Р.А., Степанова Е.Г., Гармаш А.П. «Зависимость коэффициента сжимаемости трифтортрихлорэтана от давления при различных температурах» // Электронный сборник научных статей по материалам третьей международной научно-практической конференции – Краснодар, 2020. 893-897 с.

2. Жлобо Р.А., Степанова Е.Г., Бзегежев А.З. «Зависимость коэффициента сжимаемости фтортрихлорметана от давления при различных температурах» // Электронный сборник научных статей по материалам третьей международной научно-практической конференции – Краснодар, 2020. 909-913 с.

3. Зависимость коэффициента сжимаемости тетрафторэтана от давления при различных температурах / Р. А. Жлобо, Е. Г. Степанова, И. Е. Полушкин [и др.] // Механика, оборудование, материалы и технологии : 4 МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ, Краснодар, 25–26 ноября 2021 года. – Краснодар: Общество с ограниченной ответственностью "ПринтТерра", 2021. – С. 472-480.

4. Зависимость коэффициента сжимаемости тетрафторметана от давления при различных температурах / Р. А. Жлобо, Е. Г. Степанова, О. А. Пятыйшин [и др.] // Механика, оборудование, материалы и технологии : 4 МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ, Краснодар, 25–26 ноября 2021 года. – Краснодар: Общество с ограниченной ответственностью "ПринтТерра", 2021. – С. 465-472.

5. Зависимость коэффициента сжимаемости тетрафтордихлорэтана от давления при различных температурах / Р. А. Жлобо, Е. Г. Степанова, Н. Д. Капитанов [и др.] // Механика, оборудование, материалы и технологии : 4 МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ, Краснодар, 25–26 ноября 2021 года. – Краснодар: Общество с ограниченной ответственностью "ПринтТерра", 2021. – С. 457-465.

6. Зависимость коэффициента сжимаемости дихлорфторметана от давления при различных температурах / Р. А. Жлобо, Е. Г. Степанова, М. П. Тихомиров [и др.] // Механика, оборудование, материалы и технологии : 4



МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ, Краснодар, 25–26 ноября 2021 года. – Краснодар: Общество с ограниченной ответственностью "ПринтТерра", 2021. – С. 276-284.

7. Зависимость коэффициента сжимаемости дифтордихлорметана от давления при различных температурах / Р. А. Жлобо, Е. Г. Степанова, А. Е. Лебедев [и др.] // Механика, оборудование, материалы и технологии : 4 МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ, Краснодар, 25–26 ноября 2021 года. – Краснодар: Общество с ограниченной ответственностью "ПринтТерра", 2021. – С. 268-276.

8. Зависимость коэффициента сжимаемости хлордифторметана от давления при различных температурах / Р. А. Жлобо, Е. Г. Степанова, И. В. Томашев [и др.] // Механика, оборудование, материалы и технологии : 4 МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ, Краснодар, 25–26 ноября 2021 года. – Краснодар: Общество с ограниченной ответственностью "ПринтТерра", 2021. – С. 486-494.

9. Зависимость коэффициента сжимаемости трифторхлорметана от давления при различных температурах / Р. А. Жлобо, Е. Г. Степанова, Р. В. Масленников [и др.] // Механика, оборудование, материалы и технологии : 4 МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ, Краснодар, 25–26 ноября 2021 года. – Краснодар: Общество с ограниченной ответственностью "ПринтТерра", 2021. – С. 502-510.

10. Зависимость коэффициента сжимаемости оксафторциклобутана от давления при различных температурах / Р. А. Жлобо, Е. Г. Степанова, Г. Г. Черненко [и др.] // Механика, оборудование, материалы и технологии : 4 МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ, Краснодар, 25–26 ноября 2021 года. – Краснодар: Общество с ограниченной ответственностью "ПринтТерра", 2021. – С. 338-344.

11. Зависимость коэффициента сжимаемости трифторметана от давления при различных температурах / Р. А. Жлобо, Е. Г. Степанова, А. Ю. Трудников [и др.] // Механика, оборудование, материалы и технологии : 4 МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ, Краснодар, 25–26 ноября 2021 года. – Краснодар: Общество с ограниченной ответственностью "ПринтТерра", 2021. – С. 494-502.

12. Расчет и проектирование сопла Лаваля / Ю. С. Беззаботов, Р. А. Жлобо, Д. Р. Мойдинов, Е. Г. Степанова // Инновационные направления интеграции науки, образования и производства : Сборник тезисов докладов участников I Международной научно-практической конференции, Керчь, 14–17 мая 2020 года / Под общей редакцией Е.П. Масюткина. – Керчь: ФГБОУ ВО «Керченский государственный морской технологический университет», 2020. – С. 172-175.

13. Приборы и техника низкотемпературных систем: учеб. пособие / Е.Г. Степанова, Б.Ю. Орлов, Р.А. Жлобо. – Краснодар: Изд. ФГБОУ ВО «КубГТУ», 2021. – 291 с.

## АНАЛИЗ ОСОБЕННОСТЕЙ ТЕПЛОНАСОСНЫХ СИСТЕМ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ

Морозов А.К., Сафьянц С.М., Гридин С.В.  
Донецкий национальный технический университет

Рациональное использование топливно-энергетических ресурсов (ТЭР) представляет собой одну из актуальных проблем. Одним из перспективных путей решения этой проблемы является применение новых энергосберегающих технологий и оборудования, использующих нетрадиционные источники энергии. В качестве приоритетного направления более широкого их использования наибольший интерес представляет область теплоснабжения, являющаяся сегодня одним из наиболее емких мировых потребителей ТЭР. Это обусловлено не только значительными сокращениями затрат энергии в системах жизнеобеспечения зданий и сооружений, но и их экологической чистотой, а также новыми возможностями в области повышения степени автономности систем теплоснабжения.

Теплоснабжение с помощью тепловых насосов (ТН) относится к области энергосберегающих экологически чистых технологий XXI века, которые могут обеспечить возможность использования в теплоснабжении низкопотенциальной тепловой энергии от различных источников (рис.1): атмосферного воздуха, тепло грунта (около  $+10^{\circ}\text{C}$ ), грунтовых вод, артезианских скважин, градирных установок, незамерзающих водоемов, рек и т.д., а также вторичные энергоресурсы (тепло стоков, систем оборотного водоснабжения, систем вентиляции, обратной воды систем отопления).

Соответственно экспертным оценкам и технико-экономическим расчетам помимо более дорогих и менее эффективных парорезекторных, термоэлектрических и др. главными типами ТН являются парокompрессионные и абсорбционные ТН.

ТН этих типов отличаются конструктивным исполнением теплообменной части (испарителя и конденсатора) и температурными режимами реализуемых термодинамических циклов. В основу принципа действия наиболее распространенных парокompрессионных ТН положены два физических явления: поглощение и выделение тепла веществом при изменении агрегатного состояния - испарении и конденсации соответственно; изменение температуры испарения (и конденсации) при изменении давления.

В зависимости от типа источника и приемника тепла основными элементами парокompрессионного контура являются (рис.1):

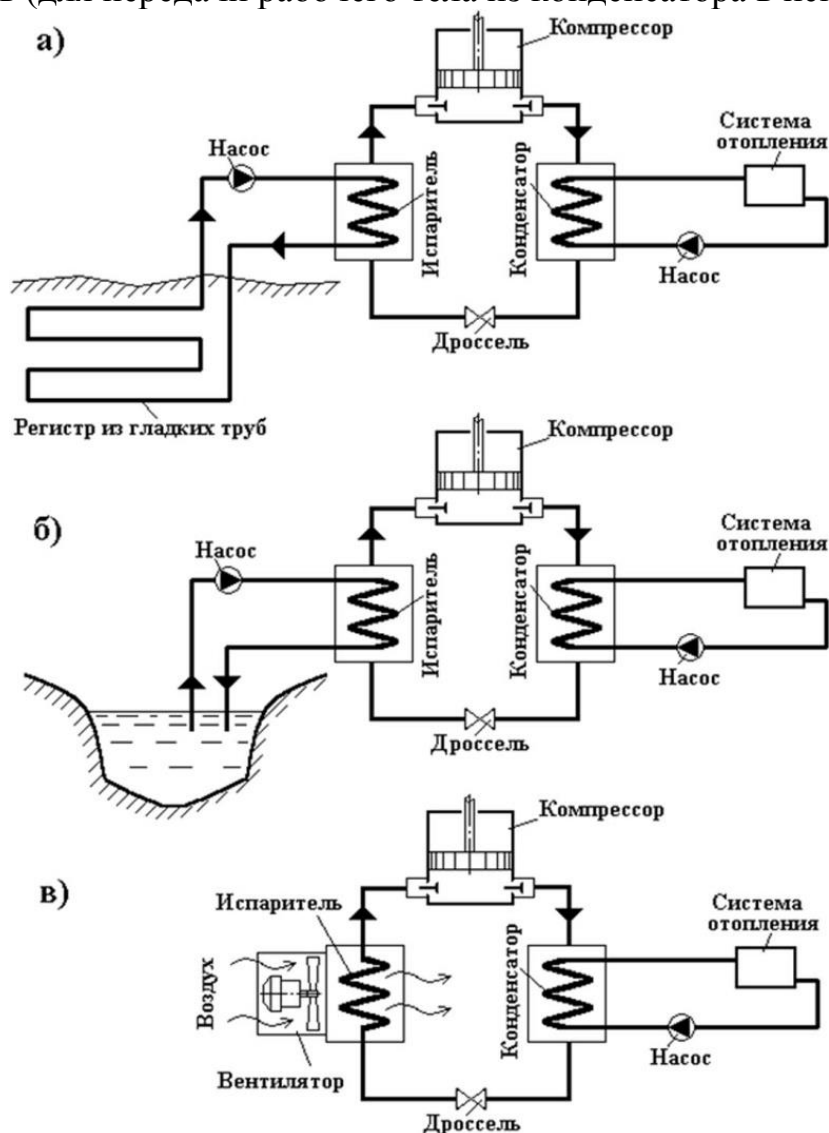
- испаритель (кожухотрубный теплообменник для утилизации низкопотенциальной теплоты источника  $Q_{\text{исп}}$ , в трубках которого циркулирует теплоноситель из внешнего контура, а в межтрубном пространстве – хладагент);

- конденсатор (для выделения теплоты  $Q_{\text{конд}}$  для потребителя при сжижении паров хладагента за счет охлаждения водой из системы отопления), испаритель и конденсатор могут выполняться как теплообменники типа

«воздух-воздух»; «воздух-жидкость»; «грунт-воздух»; «грунт-жидкость»; «жидкость-воздух»; «жидкость-жидкость»;

- компрессор (для осуществления работы сжатия  $L_{\text{комп}}$  рабочего тела - газообразного хладагента),

- дроссель (для передачи рабочего тела из конденсатора в испаритель).



а) использование теплоты грунта; б) использование теплоты поверхностных вод; в) использование теплоты атмосферного воздуха

Рисунок 1 - Схемы отопления с тепловыми насосами:

Тепловой насос имеет три основных контура:

- 1) контур циркуляции хладоносителя через компрессор, конденсатор, дроссель и испаритель;
- 2) контур подвода к испарителю тепла от теплового источника;
- 3) контур циркуляции теплоносителя системы отопления.

Энергетический баланс ТН записывается следующим образом:  $Q_{\text{конд}} = Q_{\text{исп}} + L_{\text{комп}}$ , где  $Q_{\text{конд}}$  - теплота, отводимая от конденсатора;  $Q_{\text{исп}}$  - теплота, подводимая к испарителю;  $L_{\text{комп}}$  - работа компрессора.

Коэффициент преобразования ТН  $\phi$  равен отношению тепловой энергии,

передаваемой горячему источнику, к работе, подводимой к ТН и определяется по формуле:

$$\varphi = Q_{\text{конд}}/L_{\text{комп}} = \alpha \cdot t_{\text{конд}}/(t_{\text{конд}} - t_{\text{исп}}), \quad (1)$$

где  $t_{\text{конд}}$  - температура конденсации рабочего тела;

$t_{\text{исп}}$  - температура испарения рабочего тела;

$\alpha$  - суммарный коэффициент потерь ТН (потери цикла, потери в компрессоре, потери от необратимости при теплопередаче и т.п.).

Идеальный коэффициент преобразования ТН (при  $\alpha=1$ ):  $\varphi=t_{\text{конд}}/(t_{\text{конд}} - t_{\text{исп}})$ .

Коэффициент  $\varphi$  существенно зависит от подъема температуры в тепловом насосе, представляющего собой разность температур  $\Delta T=T_{\text{конд}} - T_{\text{исп}}$ . Например, повышение  $\Delta T$  от 20°C до 80°C, т.е. в четыре раза, приводит к снижению величины  $\varphi$  от 6,0 до 1,7, т. е. в 3,5 раза.

В ТН компрессионного типа  $\varphi$  выступает критерием, помогающим определить удельный расход первичной энергии для производства тепла у потребителя, и зависит не только от характеристик конкретного ТН, но и от температур низкопотенциального источника и рабочего тела в системе теплоснабжения. Таким образом, он также выступает критерием, характеризующим систему теплоснабжения потребителя и ее способность обеспечивать необходимое качество теплоснабжения при пониженных температурах рабочего тела, циркулирующего в ней.

Системы теплоснабжения с использованием ТН - теплонасосные системы теплоснабжения (ТСТ) - могут быть применены для отопления, подогрева вентиляционного воздуха, нагрева воды для горячего водоснабжения и т.п. Согласно действующим нормативным документам, применение новых технологий теплоснабжения, в том числе с применением ТН, связанных, как правило, со значительными капитальными вложениями, требует предварительного технико-экономического обоснования (ТЭО).

На стадии разработки ТЭО для объектов с ТСТ должны быть проработаны следующие вопросы:

- определены основные архитектурно-планировочные решения;
- определены расчетные тепловые, холодильные и электрические нагрузки объекта с учетом всех внутренних бытовых и технологических тепловыделений;
- рассмотрены возможные мероприятия по снижению энергетических нагрузок традиционными способами;
- определена структура потребления энергии (тепловой и электрической);
- определены суточные и годовые графики потребления тепловой и электрической энергии;
- проработана схема традиционного (централизованного или автономного) теплоснабжения и определены затраты на ее создание (с учетом выполнения требований выставленных технических условий);

- определен энергетический потенциал вторичных энергетических ресурсов объекта (мощность и график их поступления);
- определен энергетический потенциал доступных нетрадиционных возобновляемых источников энергии и потребная мощность для покрытия тепловых нагрузок здания;
- выбрана принципиальная схема системы энергоснабжения с помощью тепловых насосов и выполнена предварительная проектная проработка;
- рассчитаны капитальные затраты, связанные с созданием энергосберегающих ТСТ, с учетом технических условий на подключение к внешним энергетическим источникам;
- рассчитаны годовые эксплуатационные затраты по традиционному варианту теплоснабжения и варианту с тепловыми насосами;
- рассчитан срок окупаемости ТСТ.

Целесообразно рассмотреть 2-3 варианта схем ТСТ для выбора наиболее оптимального решения. В случае если срок окупаемости приемлем и к реализации принят вариант ТСТ, следующие этапы проектирования выполняются в соответствии с существующими нормами с обязательным расчетным обоснованием выбора принципиальных схем ТСТ, структуры и технических характеристик применяемого оборудования на основе тепловых и технико-экономических расчетов.

Рассмотрим пример расчетов характеристик ТН для отапливаемого объекта (двухэтажный загородный дом площадью 200 м<sup>2</sup>). Расчет необходимой тепловой нагрузки на отопление дома производится на основании укрупненных показателей согласно §2.4 СНиП Н-36-73.

Зная расчетную температуру наружного воздуха для проектирования отопления ( $t_n = -22^\circ\text{C}$ ), по таблице 2 СНиП определяем укрупненный показатель максимально-часового расхода тепла на 1 м<sup>2</sup> жилой площади  $w_{уд.ж} = 562 \text{ кДж/ч}\cdot\text{м}^2$ . При размере жилой площади дома  $S_{ж} = 150 \text{ м}^2$  и расчетной  $t_n = -22^\circ\text{C}$  расчетная тепловая нагрузка на отопление будет равна  $Q = S_{ж} \cdot w_{уд.ж} = 150 \cdot 562 = 84300 \text{ кДж/ч} = 23,4 \text{ кВт}$ .

Исходя из расчетной мощности отопления здания, анализ характеристик теплового насоса проводим для следующего типа оборудования: Vitocal 300-G тип BW301.A21-A45 фирмы Viessmann (табл.1).

Таблица 1 - Параметры работы теплового насоса Vitocal 300-G тип BW301.A21-A45 при температуре холодного теплоносителя 0°C.

Температура горячего теплоносителя $t_g$ , °C	35	45	55
Мощность нагрева, кВт	28,8	28,04	26,09
Мощность охлаждения, кВт	23,3	20,8	17,02
Потребляемая электроэнергия, кВт	5,96	7,79	9,75
Коэффициент мощности $\mu$ , COP	4,83	3,6	2,68

Для определения рабочих характеристик системы отопления на базе ТН

можно найти коэффициент мощности (коэффициент преобразования энергии ТН)  $\mu$ , рассчитываемый как отношение тепловой мощности к потребляемой мощности, независимым путем, на основании интерполяции рабочих характеристик ТН (рис.2) из табл.1. В результате интерполяции значений показателей коэффициента мощности ТН определяется следующая аналитическая зависимость, позволяющая оценить эффективность работы ТН:

$$\mu = 0,0016 \cdot t_r^2 - 0,247 \cdot t_r + 11,576 . \quad (2)$$

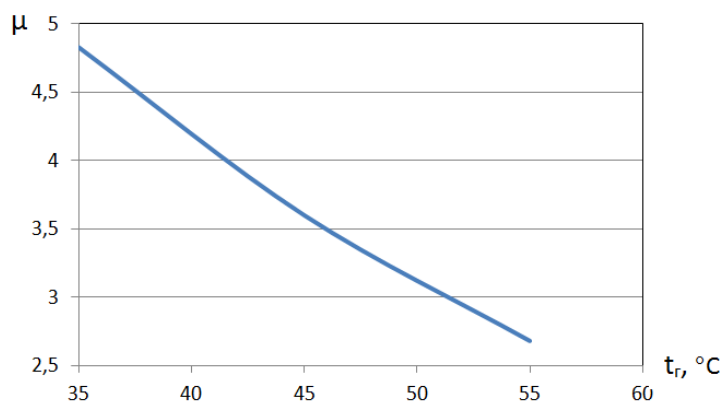


Рисунок 2 - Зависимость коэффициента мощности теплового насоса  $\mu$  от температуры нагрева теплоносителя

В целом, помимо экономической целесообразности, возможность удовлетворения тепловой нагрузки отопления ТН с одной стороны ограничена максимальной температурой сетевой воды, которая может быть получена после ТН, с другой – тепловой мощностью ТН в данных условиях.

#### Литература:

1. Морозов А.К. Базовый уровень энергопотребления как необходимый элемент реализации энергосберегающих мероприятий / А.К. Морозов, С.М. Сафьянц // *Металлургия XXI столетия глазами молодых. Материалы VI Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов: сборник докладов. Редколлегия: С.М. Сафьянц (пред.) [и др.]. Донецк: ДонНТУ, 2020. - С. 330-331.*

2. Копейка Д.В. Использование шахтных вод в качестве источника низкотемпературного тепла для тепловых насосов / Д.В. Копейка, С.В. Гридин // *Сборник докладов Всеукраинской научно-практической конференции студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых» Донецк: ДонНТУ, 2013. – С.99-100.*

3. Сафьянц А.С. Целесообразность утилизации вторичных тепловых энергоресурсов в горнорудной промышленности на основе внедрения теплонасосных технологий / А. С. Сафьянц, С. В. Гридин, Н. В. Колесниченко // *Металлургическая и горнорудная промышленность. - 2013. - №3. - С.129-133.*

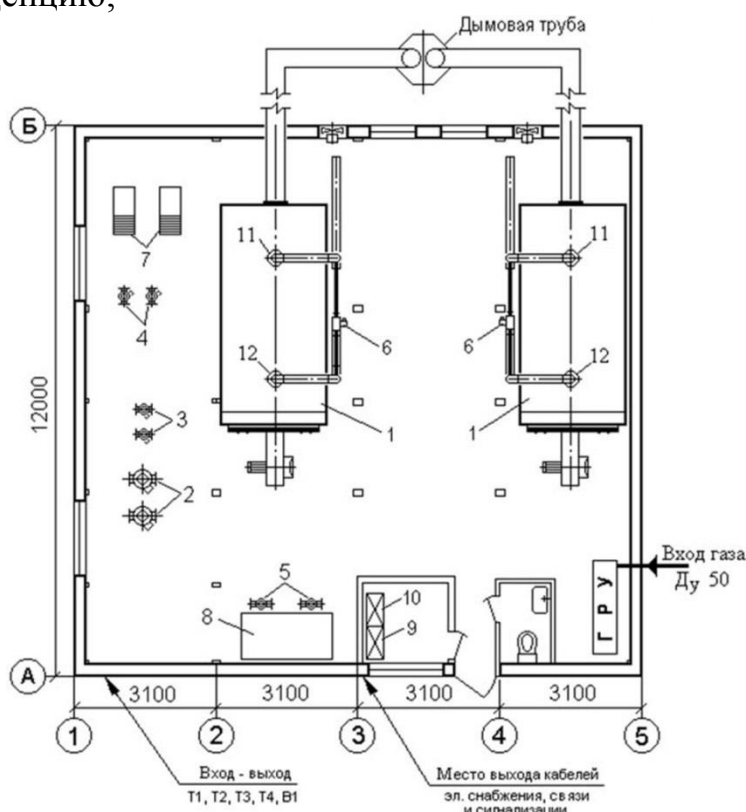
# ОЦЕНКА ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ КОМПЛЕКСА ДЕЦЕНТРАЛИЗОВАННОГО ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ

Юрьев И.П., Гридин С.В.

Донецкий национальный технический университет

Выбор технологической схемы и оборудования котельной необходимо осуществлять путем проведения технико-экономического анализа и сравнения различных вариантов с учетом применяемых материалов наружных и внутридомовых трубопроводов системы теплоснабжения, а также отопительных приборов:

- в котельных мощностью до 1 МВт с малыми нагрузками ГВС (рис.1) целесообразно применение емкостных подогревателей, можно использовать модульную концепцию;



1 – котел УТГ-0,5; 2 – сетевые насосы отопления зимнего периода; 3 – сетевые насосы отопления летнего периода; 4 – насосы горячего водоснабжения; 5 – подпиточные насосы; 6 – насосы котлового контура; 7 – теплообменники горячего водоснабжения; 8 – подпиточный бак; 9 – шкаф КИПиА; 10 – силовой шкаф; 11 – вход воды; 12 – выход воды

Рисунок 1 - План блочной котельной мощностью 1,0 МВт

- при эксплуатации реконструируемой котельной на «старые» тепловые сети и внутридомовые системы - применять только двухконтурную схему отопления и горячего водоснабжения (ГВС);

- при строительстве или полной реконструкции котельной, тепловых сетей и внутридомовых систем отопления и ГВС целесообразно применение

одноконтурных схем отопления и двухтрубной (с рециркуляцией) схемой ГВС с количественно-качественным регулированием теплоотпуска;

- если на существующих котельных для подключения новых потребителей осуществляется реконструкция котельной с увеличением установленной мощности, то вновь подключаемые потребители должны подсоединяться по двухконтурной схеме.

Для систем теплоснабжения мощностью до 1 МВт (рис.1) можно использовать модульную концепцию, которая позволит обеспечить:

- высокий КПД котельной независимо от ее загрузки;
- повышенную надежность теплоснабжения;
- унификацию оборудования, схемных решений и систем диспетчеризации;
- проведение профилактических и ремонтных работ в течение года без снижения качества и надежности теплоснабжения;
- уменьшение сроков и затрат на выполнение проектных работ;
- легкость проведения монтажных работ, особенно при реконструкции встроенных котельных.

Произведем оценку целесообразности внедрения децентрализованного комплекса теплоснабжения на примере промышленной площадки цеха по ремонту технологического оборудования одного из промышленных предприятий г. Донецка.

На промышленной площадке цеха расположены производственные, административно-бытовые, складские и гаражные помещения общей отапливаемой площадью 26 тыс.м<sup>2</sup>, основным из которых является корпус сборочного цеха площадью 18 тыс.м<sup>2</sup>. Тепловая энергия в основном потребляется на нужды отопления объектов, остальная идет на горячее водоснабжение и технологические нужды цеха. До установки системы автономного теплоснабжения объекты промышленной площадки отапливались от газовой котельной предприятия, при этом требуемый температурный режим в зданиях не обеспечивался.

Для теплоснабжения объектов промышленной площадки применена комбинированная схема водяного и воздушного отопления с установкой следующего оборудования:

- 13 газовоздушных нагревателей ГВН-450 (мощностью 450 кВт каждый), из них 12 шт. - для воздушного отопления и создания тепловых завес в корпусе цеха и 1 ГВН-450 – на технологические нужды;

- газоконтактный водонагреватель ГКВ-1000 (мощностью 1,1 МВт) для обеспечения горячего водоснабжения потребителей промплощадки (выбор обусловлен тем, что технологически работа агрегата не нуждается в дорогостоящей химводоочистке исходной воды для подпитки тепловой сети);

- 2 котла «УТГ-3» (мощностью 3 МВт каждый) для водяного отопления цеха и других объектов промплощадки.

Так как установка указанного оборудования на объекте осуществлялась поэтапно, размер инвестиций в проект автономного теплоснабжения промышленной площадки цеха определяется, исходя из стоимости основных



фондов, участвующих в выработке тепловой энергии, количественные показатели которых приведены в табл.1.

Таблица 1 - Количественные показатели основных фондов

№ п.п.	Наименование	Количество	Суммарная балансовая стоимость, тыс. руб.
1	Котлы «УТГ-3»	2	3207,28
2	Котел ГКВ-1000	1	970,05
3	Нагреватели ГВН-450	13	4035,76
4	Газопровод	1500 м	2322,83
5	Газораспределительный пункт	1	995,5
6	Узел учета газа	1	165,92
Итого			11697,34

Итого сумма инвестиций, определяемая балансовой стоимостью оборудования, составляет с учетом НДС (20%) 14036,808 тыс.руб.

Годовая структура затрат с учетом НДС на выработку тепловой энергии по промышленной площадке цеха приведена в табл.2.

Таблица 2 - Годовая структура затрат на выработку тепловой энергии

№ п.п.	Статья затрат	Размер затрат, тыс. руб./год	Примечание
1	Топливо (природный газ)	26336,00	13168 руб. за 1000 м <sup>3</sup>
2	Электроэнергия	716,47	4,143 руб. за 1 кВт·ч 720000 кВт·ч
3	Вода	4723,81	23,27 руб. за 1 м <sup>3</sup>
4	Основная заработная плата персонала обслуживающего котельную (8 чел.)	1494,53	Согласно действующей на предприятии системы оплаты труда
5	Дополнительная заработная плата	144,73	
6	Социальный налог	538,03	
7	Амортизация	374,31	3,2% от стоимости основных фондов
8	Ремонт и техобслуживание оборудования	74,86	в размере 20% от амортизации
Итого	З <sub>авт.</sub>	34402,74	

В состав эксплуатационных расходов для обеспечения теплоснабжения при применении автономного тепловырабатывающего оборудования входят затраты на топливо, электроэнергию (на привод сетевых и подпиточных насосов, вентиляторов ГВН, автоматики), заработную плату обслуживающего персонала (4 оператора и 4 слесаря), ремонт и техническое обслуживание оборудования. Выполним расчет годовых эксплуатационных расходов при

существующей схеме теплоснабжения промплощадки цеха, исходя из фактических показателей 2021г..

Суммарное годовое потребление тепловой энергии объектами цеха, определенное исходя из фактического потребления газа за 2021г. в размере 2000 тыс.м<sup>3</sup>, среднегодового калорийного коэффициента 8 Гкал/м<sup>3</sup> и минимального КПД 90%, составляет 14400 Гкал.

Тогда фактическая себестоимость тепловой энергии составит:  $S_{\text{факт}}=34402,74$  тыс. руб./14400 Гкал = 2389 руб./Гкал.

При централизованном теплоснабжении промышленной площадки цеха от котельной предприятия (действующий в 2021г. тариф – 3005 руб./Гкал без НДС) годовые затраты на оплату тепловой энергии с учетом НДС составляли  $Z_{\text{цент.}}=14400$  Гкал·3005 руб./Гкал·1,2 = 51926,40 тыс.руб.

Таким образом, годовой размер экономии ( $\mathcal{E}_{\text{год}}$ ) при использовании комплекса автономного тепловырабатывающего оборудования по площадке цеха РТГО составляет разницу между затратами на централизованное (от котельной предприятия) и автономное теплоснабжение за вычетом отчислений в амортизационный фонд:  $\mathcal{E}_{\text{год}}=Z_{\text{цент.}} - Z_{\text{авт.}} + A_{\text{м}} = 51926,40 - 34402,74 + 374,31 = 17897,97$  тыс.руб.

Срок окупаемости комплекса оборудования, участвующего в выработке тепловой энергии, определяется по упрощенной методике расчета простого срока окупаемости мероприятия без учета остаточной стоимости оборудования и сооружений ликвидируемой котельной как отношение суммы инвестиций к годовой экономии в затратах при автономном теплоснабжении. Для промышленной площадки цеха срок окупаемости составит:  $T_{\text{ок}}=K/\mathcal{E}_{\text{год}}=14036,808$  тыс.руб./17897,97 тыс.руб./год=0,78 года.

Приведенный пример показывает значительное преимущество использования децентрализованных систем теплоснабжения (в том числе воздушное и комбинированное отопление помещений) как с экономической (срок окупаемости инвестиций 0,78 года, годовая экономия в затратах на теплоснабжение 17,898 млн. руб.), так и с технической точки зрения (более качественное отопление помещений, возможность быстрого регулирования температуры, значительное снижение протяженности тепловых сетей и, как следствие, потерь тепловой энергии).

#### Литература:

1. Вертела С. А. Техничко-экономическая оценка применения различных систем отопления / С. А. Вертела, С. В. Гридин // Сборник докладов Всеукраинской научно-практической конференции студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых» Донецк: ДонНТУ, 2012. – С.137.

2. Васильев В. В. Анализ современных вариантов теплоснабжения / В. В. Васильев, С. В. Гридин // Сборник докладов Всеукраинской научно-практической конференции студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых» Донецк: ДонНТУ, 2012. – С. 158.

# ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАБОЧИХ ПАРАМЕТРОВ БИВАЛЕНТНОЙ СХЕМЫ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ ОТ ТНУ И ПИКОВОГО ВОДОГРЕЙНОГО КОТЛА

Патана Ю.Р., Колесниченко Н.В., Сафьянц С.М.  
Донецкий национальный технический университет

В схеме теплоснабжения потребителя различные источники (котлы, тепловые насосы и т.д.) конкурируют между собой, причем в зависимости от условий и режимов работы одни источники по сравнению с другими могут быть как более, так и менее эффективными. Вследствие этого, наиболее эффективная схема может состоять из нескольких источников.

Рассматривая комбинированную схему теплоснабжения, состоящую из теплонаносной установки (ТНУ) и пикового водогрейного котла, основным критерием, характеризующим целесообразность осуществления тепловой нагрузки системы за счет применения теплового насоса при конкретных условиях эксплуатации, является соотношение коэффициента преобразования энергии теплового насоса  $\mu_{\text{ТНУ}}$  и предельного значения коэффициента преобразования энергии системы  $\mu^{**}$ .

Коэффициент преобразования энергии теплового насоса выражает энергетическую эффективность применения теплового насоса в схеме теплоснабжения. Данная величина зависит от разности температур горячего и холодного теплоносителей и может быть найдена на основании выражения:

$$\mu_{\text{ТНУ}} = \frac{T_{\text{Г}}}{T_{\text{Г}} - T_{\text{Х}}} \cdot f_{\mu}(T_{\text{Г}} - T_{\text{Х}}), \quad (1)$$

где  $T_{\text{Г}}$  – температура теплоносителя, выходящего из конденсатора, К;

$T_{\text{Х}}$  – температура теплоносителя, поступающего в испаритель, К;

$f_{\mu}(T_{\text{Г}} - T_{\text{Х}})$  – функция, описывающая зависимость коэффициента обратимости процесса от разности температур теплоносителя, выходящего из конденсатора, и теплоносителя, поступающего в испаритель.

Предельное значение коэффициента преобразования энергии системы характеризует экономическую целесообразность применения теплового насоса и определяется исходя из величины удельного расхода топлива котельным агрегатом и стоимостью энергоресурсов – топлива и электрической энергии, необходимой для выработки тепловой энергии:

$$\mu^{**} = \frac{\Pi_{\text{ЭЛ.ЭН}}}{b_{\text{КОТ}} \cdot \Pi_{\text{ТОПЛ}}} = \frac{\Pi_{\text{ЭЛ.ЭН}}}{\frac{3600}{Q_{\text{Н}}^{\text{р}} \cdot \eta_{\text{КОТ}}} \cdot \Pi_{\text{ТОПЛ}}}, \quad (2)$$

где  $b_{\text{КОТ}}$  – удельный расход топлива в котельной,  $\text{м}^3/\text{кВт}\cdot\text{ч}$  ( $\text{кг}/\text{кВт}\cdot\text{ч}$ );

$C_{\text{эл.эн}}$  – цена электроэнергии, руб./кВт·ч;

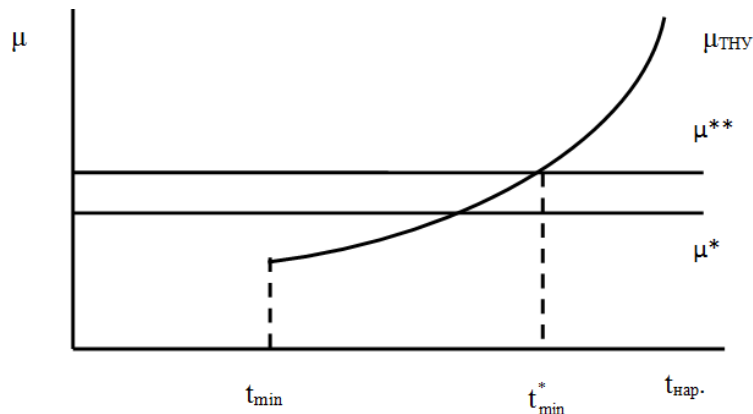
$C_{\text{топл.}}$  – цена топлива, руб./м<sup>3</sup> (руб./кг);

$Q_{\text{н}}^{\text{р}}$  – низшая теплота сгорания используемого топлива, МДж/м<sup>3</sup> (МДж/кг);

$\eta_{\text{кот}}$  – КПД используемого котельного агрегата.

Последняя величина не зависит от параметров наружного воздуха и теплоносителя.

Таким образом, эффективность использования теплового насоса для обеспечения тепловой нагрузки системы определяется исходя из значений его энергетической и экономической эффективности. Вместе с тем энергетическая эффективность использования теплового насоса, отнесенная к расходу первичного топлива, может быть как выше, так и ниже, чем энергетическая эффективность производства тепловой энергии котлом. На рисунке 1 приведено графическое соотношение коэффициентов преобразования энергии теплового насоса, пикового водогрейного котла и эквивалентного коэффициента преобразования энергии системы.



$\mu_{\text{ТНУ}}$  – коэффициент преобразования энергии теплового насоса,

$\mu^*$  – коэффициент преобразования энергии пикового водогрейного котла,

$\mu^{**}$  – эквивалентный коэффициент преобразования энергии системы,

$t_{\text{min}}$  – минимальная температура наружного воздуха, для которой возможно

применение теплового насоса,  $t_{\text{min}}^*$  – минимальная температура наружного

воздуха, при которой экономически целесообразно применение теплового насоса.

Рисунок 1 - Графическое представление зависимости коэффициента преобразования энергии от температуры наружного воздуха

В случае, когда коэффициент преобразования энергии котла больше коэффициента преобразования энергии ТНУ ( $\mu_{\text{ТНУ}} < \mu^*$ ), тепловую нагрузку системы экономически целесообразно осуществлять, используя пиковый котел. Эквивалентный коэффициент преобразования энергии системы в данном случае будет равен коэффициенту преобразования энергии котла  $\mu = \mu^*$ .

Когда значение коэффициента преобразования энергии теплового насоса превышает значение коэффициента преобразования энергии котла ( $\mu_{\text{ТНУ}} > \mu^*$ ),

возникает потенциальная возможность снижения себестоимости производства тепловой энергии для данной системы теплоснабжения за счет введения в эксплуатацию ТНУ.

Эквивалентный коэффициент преобразования энергии системы будет определяться пропорционально долям тепловой нагрузки, осуществляемой за счет ТНУ и пикового котла, соответственно, по выражению:

$$\mu = \alpha \cdot \mu_{\text{ТНУ}} + (1 - \alpha) \cdot \mu^*, \quad (3)$$

где  $\alpha$  – доля тепловой нагрузки системы, осуществляемой за счет использования ТНУ.

В этом случае температура теплоносителя на выходе из ТНУ будет определяться по уравнению:

$$\tau_{\text{ТН}} = \tau_{02} + \alpha \cdot (\tau_{01} - \tau_{02}), \quad (4)$$

где  $\tau_{01}$ ,  $\tau_{02}$  – температуры теплоносителя в подающей и обратной магистрали отопительного контура, °С.

Точка пересечения графиков функций  $\mu^{**}=f(t_{\text{cp}})$  и  $\mu_{\text{ТНУ}}=f(t_{\text{cp}})$  характеризует условия работы системы теплоснабжения, при которых стоимость производства заданного количества тепловой энергии при помощи теплового насоса и стоимость топлива при использовании котельного агрегата для выработки того же количества тепловой энергии будут равны.

Поскольку при построении данных графиков в качестве аргументов использовалась температура окружающей среды, то точка пересечения кривых характеризует минимальное значение температуры холодного источника, при которой экономически оправдано использование теплового насоса для осуществления тепловой нагрузки.

Среднегодовая величина коэффициента преобразования энергии системой теплоснабжения определяется как сумма произведений коэффициентов преобразования энергии системы для конкретной температуры наружного воздуха и числа часов стояния соответствующих температур наружного воздуха, отнесенная к общей продолжительности отопительного периода:

$$\bar{\mu} = \frac{\sum \mu \cdot n_t}{n_o}, \quad (5)$$

где  $n_t$  – число часов стояния заданной температуры наружного воздуха за отопительный период с интервалом 1°С, ч;

$n_o$  – продолжительность отопительного периода, ч.

Поскольку при нахождении среднегодового значения коэффициента преобразований энергии комбинированной схемы теплоснабжения возникает необходимость в определении значений параметров её работы для некоторого

интервала наружного воздуха, применение стандартной методики, предполагающей использование вспомогательных номограмм [2], представляется затруднительным. По этой причине в данной работе рассмотрим методику определения рабочих параметров комбинированной схемы теплоснабжения, основанной на математических зависимостях значения коэффициента преобразования энергии и относительной тепловой мощности теплового насоса и разности температур горячего и холодного источников, полученных интерполяционным методом [1].

Алгоритм определения рабочих параметров бивалентной схемы теплоснабжения, состоящей из ТНУ и пикового водогрейного котла, выглядит следующим образом.

1. Определяем температуры теплоносителя в подающей и обратной магистрали тепловой сети для каждого значения температуры наружного воздуха в интервале  $+8 \div -22^\circ\text{C}$ .

2. Считая, что тепловая нагрузка системы осуществляется исключительно за счет применения ТНУ, определяем температуру теплоносителя на выходе из конденсатора теплового насоса по формуле:

$$\tau_{\text{ТН}} = \tau_{02} + \alpha \cdot (\tau_{01} - \tau_{02}). \quad (6)$$

3. Далее из условия  $\tau_{\text{ТН}} \leq t_{\text{мин}}$  определяем, для каких значений температур наружного воздуха возможно осуществление тепловой нагрузки только за счёт использования ТНУ. Дальнейшие расчеты проводим только для данных температур наружного воздуха.

4. Определяем разность температур теплоносителя на выходе из конденсатора и наружного воздуха по выражению:

$$\Delta t = \tau_{\text{ТН}} - t_{\text{нар}}. \quad (7)$$

5. Определяем коэффициент преобразования энергии теплового насоса по формуле (1).

6. Определяем предельное значение коэффициента преобразования энергии системой по формуле (2).

7. На основании соотношения  $\mu_{\text{ТНУ}}$  и  $\mu^{**}$  определяем экономическую целесообразность применения ТНУ в качестве источника тепловой энергии для каждого значения температуры наружного воздуха. Дальнейшие расчеты проводим только для тех значений температур наружного воздуха, для которых экономически целесообразно осуществлять тепловую нагрузку за счет использования ТНУ.

8. Определяем максимальную долю тепловой нагрузки, обеспечиваемой за счет применения ТНУ, по формуле:

$$\alpha' = \frac{\tau_{\text{TH}} - \tau_{02}}{\tau_{01} - \tau_{02}} \quad (8)$$

9. Рассчитываем фактическую долю тепловой нагрузки системы, осуществляемой за счет использования ТНУ, по формуле:

$$\alpha'' = \frac{Q_{\text{ТНУ}}^{\text{НОМ}} \cdot f_{\omega}(T_{\text{Г}} - T_{\text{Х}})}{Q_0}, \quad (9)$$

где  $Q_{\text{ТНУ}}^{\text{НОМ}}$  – значение номинальной мощности теплового насоса, кВт;

$Q_0$  – тепловая нагрузка системы при рассматриваемой температуре наружного воздуха, кВт;

$f_{\omega}(T_{\text{Г}} - T_{\text{Х}})$  – функция, описывающая зависимость относительной мощности теплового насоса от разности температур теплоносителя, выходящего из конденсатора, и теплоносителя, поступающего в испаритель.

10. Действительное значение доли тепловой нагрузки, осуществляемой за счёт использования ТНУ, определяем как наименьшее из значений, рассчитанных по формулам (8) и (9).

11. Определяем действительное значение температуры теплоносителя на выходе из конденсатора теплового насоса по формуле (6). Определяем погрешность вычислений. Если погрешность вычислений не превышает заданную, переходим к следующему пункту расчета. В противном случае повторяем расчет, начиная с п. 4.

12. Рассчитываем коэффициент преобразования энергии ТНУ с помощью формулы (1).

13. Определяем эквивалентный коэффициент преобразования энергии системы по формуле (3).

14. Вычисляем среднегодовое значение коэффициента преобразования энергии комбинированной системой теплоснабжения по формуле (4).

#### Литература

1. Патана Ю. Р., Колесниченко Н. В. Исследование влияния параметров холодного и горячего источников на рабочие характеристики тепловых насосов/ Ю. Р. Патана, Н. В. Колесниченко // Донбасс будущего глазами молодых ученых: Сборник материалов научно-технической конференции. – Донецк: ДонНТУ. – 2021. – С. 11.-15.

3. Колесниченко Н. В., Бурлакова Д. Е., Магера Ю. М. О путях снижения потребления природного газа в коммунальном хозяйстве Украины/ Н. В. Колесниченко, Д. Е. Бурлакова, Ю. М. Магера // Энергосбережение. Энергетика. Энергоаудит. – 2014. – № 1(119). – С. 2-10.

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКИХ ЗАВИСИМОСТЕЙ ДЛЯ РАСЧЕТА РАБОЧИХ ПАРАМЕТРОВ ТЕПЛОВОГО НАСОСА

Патана Ю.Р., Колесниченко Н.В., Гридин С.В.  
Донецкий национальный технический университет

Основной технической характеристикой тепловых насосов (ТН), определяющих целесообразность их использования вместо традиционных источников тепла - котельных, является коэффициент преобразования энергии (коэффициент мощности)  $\mu$  (COP).

Коэффициент преобразования энергии  $\mu$  ТН показывает отношение тепловой энергии, передаваемой нагреваемой воде, к электрической энергии, которая необходима для работы привода компрессора. При расчетах данная величина может быть определена как произведение и коэффициента мощности идеального теплового насоса (холодильного коэффициента), который зависит главным образом от температур холодного и горячего источников:

$$\mu = \eta_{об} \cdot \mu^{Карно}, \quad (1)$$

где  $\mu$  - коэффициент преобразования энергии ТН;

$\eta_{об}$  – коэффициент обратимости процесса (эффективности работы ТН);

$\mu^{Карно}$  - коэффициент мощности идеального ТН (холодильный коэффициент), работающего по циклу Карно в этом же интервале температур.

Тогда коэффициент обратимости процесса  $\eta_{об}$  можно определить как отношение его коэффициента мощности к коэффициенту мощности идеального теплового насоса, работающего по циклу Карно в этом же интервале температур:

$$\eta_{об} = \frac{\mu}{\mu^{Карно}}. \quad (2)$$

Поскольку коэффициент мощности идеального теплового насоса зависит только от температур:  $T_r$  - температура нагреваемой воды, выходящей из конденсатора (горячего источника), К;  $T_x$  - температура наружного воздуха, поступающего в испаритель (холодного источника), К:

$$\mu^{Карно} = \frac{T_r}{T_r - T_x} = \frac{t_r + 273,15}{t_r - t_x}, \quad (3)$$

то выражение (2) примет вид:



$$\eta_{об} = \frac{\mu \cdot (t_r - t_x)}{t_r + 273,15} \quad (4)$$

Здесь следует учитывать, что температура холодного источника  $t_x$  представляет собой температуру охлаждаемого теплоносителя на выходе из испарителя теплового насоса, то есть на  $5^\circ\text{C}$  ниже, чем на входе.

Тепловые насосы в большинстве случаев применяются в схемах, предполагающих использование котельного агрегата для обеспечения тепловой нагрузки в пиковых режимах. Однако, в отличие от котельных агрегатов проектная, номинальная и располагаемая тепловая мощность ТН представляют собой три различных величины. Проектная мощность ТН – это располагаемая мощность, указанная для условий проектирования. Условия проектирования систем теплоснабжения, в которых в качестве источника тепловой энергии используются ТН, зависят от величины тепловой нагрузки отопления и температурного графика, по которому работает система. Номинальная тепловая мощность ТН соответствует определенным параметрам горячего и холодного источников.

Например, для ТН типа «вода-воздух» номинальная тепловая мощность обычно указывается для температуры воздуха, поступающего в испаритель, равной  $+2^\circ\text{C}$  и температуре выходящей из конденсатора воды, равной  $+35^\circ\text{C}$ . Для ТН типа «вода-рассол» она определяется для температуры воды на выходе из конденсатора и рассола на входе в испаритель соответственно равным  $+35^\circ\text{C}$  и  $0^\circ\text{C}$ . При работе в условиях, отличных от указанных в технической документации, фактическая располагаемая тепловая мощность ТН может быть как выше, так и ниже номинальной. Поэтому при выборе ТН удобно использовать относительную тепловую мощность  $\omega$  - безразмерную величину, характеризующую отношение располагаемой тепловой мощности при фактических условиях эксплуатации к номинальной:

$$\omega = Q_p / Q_n, \quad (5)$$

где  $Q_p$  - располагаемая мощность теплового насоса, кВт;

$Q_n$  - номинальная мощность теплового насоса, кВт.

Таким образом, можно сделать вывод, что значения параметров, определяющих эффективность применения ТН того или иного типа, существенно зависят от температур горячего и холодного источников. В то же время, в проектной документации значения технических характеристик работы ТН обычно указывают для некоторых определенных температур холодного и горячего источников. Так, например, значения рабочих характеристик ТН марки «Viessmann» приводятся для температур нагреваемой воды в интервале  $+35 \div +65^\circ\text{C}$  с шагом в  $10^\circ\text{C}$  и для температур теплоносителя (рассола) в интервале  $-10 \div +25^\circ\text{C}$  с шагом в  $5^\circ\text{C}$ . При этом данные параметры представлены в табличном виде, что несколько затрудняет их использование при проведении

расчетов с использованием электронных таблиц Excel. Вместе с тем, фактические условия использования ТН не всегда совпадают с условиями, указанными в технической документации, в связи с чем возникает необходимость в определении данных величин методом линейной интерполяции, что приводит к снижению точности вычислений.

Исходя из вышесказанного, представляется целесообразным нахождение математических зависимостей для вычисления значений коэффициента преобразования энергии  $\mu$  и относительной мощности ТН  $\omega$  в зависимости от значений температур  $T_r$  горячего и  $T_x$  холодного источников. Причем найденные зависимости должны быть универсальными, то есть отражать зависимость искомых параметров не от конкретных температур горячего и холодного источников, а от их разности  $\Delta t$ . Кроме того, анализируя эффективность применения ТН, рациональнее рассмотреть зависимость не самого коэффициента преобразования энергии  $\mu$ , а одной из его составляющих величин - коэффициента обратимости процесса  $\eta_{об}$ .

Алгоритм определения математической зависимости, описывающей зависимость значения коэффициента преобразования энергии от разности температур горячего и холодного источников, выглядит следующим образом.

1. Для каждого соотношения температуры нагреваемой воды, выходящей из конденсатора ТН, и наружного воздуха, поступающего в испаритель, определяем  $\mu^{Карно}$  по формуле (3).

2. Находим значение  $\eta_{об}$  по формуле (2).

3. Определяем разность температур нагреваемой воды, выходящей из конденсатора и наружного воздуха, поступающего в испаритель теплового насоса, по формуле:

$$\Delta t = \tau_{ТН} - t_{нар}, \quad (6)$$

где  $\tau_{ТН}$  ( $\tau_{ТН}=t_r$ ) — температура нагреваемой воды, выходящей из конденсатора, °С;  $t_{нар}$  ( $t_{нар}=t_x$ ) - температура наружного воздуха, поступающего в испаритель, °С.

4. Строим график зависимости коэффициента обратимости процесса от разности температур горячего и холодного источника  $\eta_{об} = f(\Delta t)$ .

5. При помощи метода наименьших квадратов находим математическую зависимость, которая наилучшим образом описывает зависимость значения коэффициента преобразования энергии от разности температур нагреваемой воды, выходящей из конденсатора, и наружного воздуха, поступающего в испаритель теплового насоса.

При нахождении математического выражения, характеризующего зависимость относительной мощности теплового насоса от разности температур горячего и холодного источников, алгоритм расчетов выглядит следующим образом:

1. Определяем значение относительной тепловой мощности ТН для

каждого соотношения температур нагреваемой воды, выходящей из конденсатора, и наружного воздуха, поступающего в испаритель теплового насоса, по формуле (5).

2. Определяем разность температур  $\Delta t$  горячего и холодного источника по формуле (6).

3. Строим график зависимости значения  $\omega=f(\Delta t)$  от разности температур горячего и холодного источников.

4. Находим математическое выражение, наилучшим образом описывающее зависимость относительной тепловой мощности ТН  $\omega=f(\Delta t)$ .

Для оценки влияния разности температур горячего и холодного источников на величину коэффициента обратимости процесса и относительную тепловую мощность ТН были проанализированы значения рабочих характеристик рассольно-водяных ТН марки «Vieesmann» типа Vitocal 200-G BWC201.B. Технические характеристики рассматриваемых тепловых насосов приведены в табл.1.

Таблица 1 - Технические характеристики рассматриваемых рассольно-водяных тепловых насосов

Показатель	Тип теплового насоса		
	Vitocal 200-G BWC201.B08	Vitocal 200-G BWC201.B10	Vitocal 200-G BWC201.B17
Номинальная тепловая мощность, кВт	7,54	10,36	17,35
Холодопроизводительность, кВт	6,6	8,32	13,79
Потребляемая электрическая мощность, кВт	1,62	2,16	3,84
Коэффициент преобразования энергии $\mu$ (COP)	4,64	4,81	4,51
Максимальная температура рассола на выходе из испарителя, °С	25	25	25
Минимальная температура рассола на выходе из испарителя, °С	-10	-10	-10

Для примера рассмотрим методику определения зависимости  $\eta_{об}$  и разности температур горячего и холодного источников на примере рабочих параметров теплового насоса Vitocal 200-G BWC201.B08.

Находим значение холодильного коэффициента для каждого соотношения температур нагреваемой воды, выходящей из конденсатора, и наружного воздуха, поступающего в испаритель ТН, по формуле (3).

При постоянной температуре нагреваемой воды  $+35^{\circ}\text{C}$  и температуре наружного воздуха, находящейся в интервале  $-10\div+25^{\circ}\text{C}$ , холодильный

коэффициент составит:  $\mu_{(-10)}^{\text{Карно}(35)} = \frac{35 + 273,15}{(35 + 273,15) - (-10 + 273,15)} = 6,84$ ,

$\mu_{(-5)}^{\text{Карно}(35)} = 7,7$ ,  $\mu_{(0)}^{\text{Карно}(35)} = 8,8$ ,  $\mu_{(+5)}^{\text{Карно}(35)} = 10,27$ ,  $\mu_{(+10)}^{\text{Карно}(35)} = 12,32$ ,

$\mu_{(+15)}^{\text{Карно}(35)} = 15,4$ ,  $\mu_{(+25)}^{\text{Карно}(35)} = 30,8$ .

Аналогичным образом находим усредненное значение  $\eta_{об}$ , соответствующее разности температур горячего и холодного источников, для тепловых насосов Vitocal 200-G, BWC201.B10 и Vitocal 200-G BWC201.B17.

На рисунке 2 приведен график зависимости  $\eta_{об} = f(\Delta t)$ .

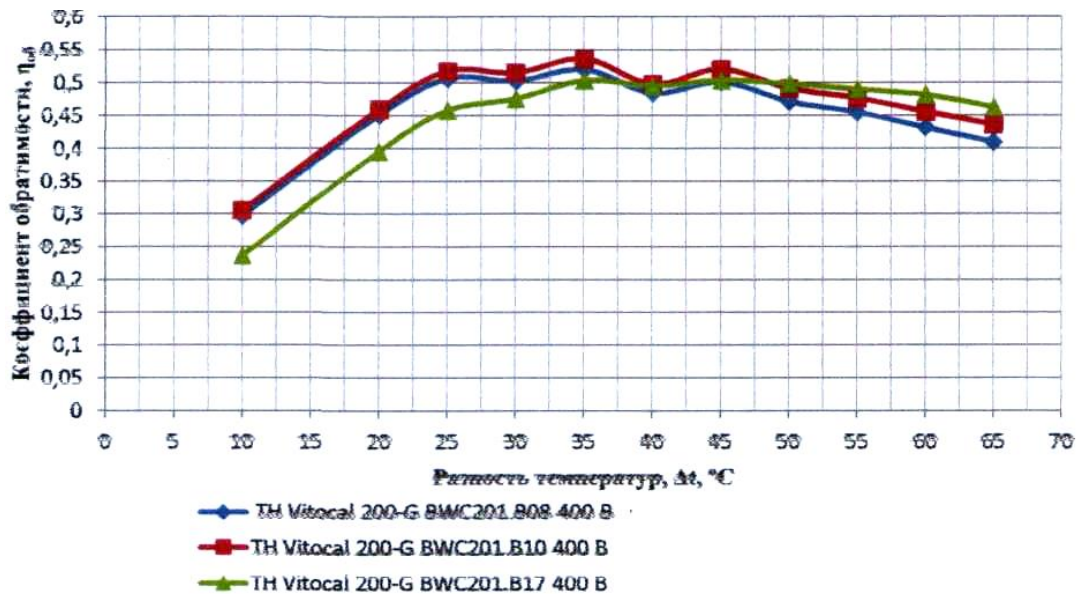


Рисунок 2 - График зависимости коэффициента обратимости процесса от разности температур нагреваемой воды и наружного воздуха

Максимального значения, равного 0,52,  $\eta_{об}$  достигает при  $\Delta t = 35^\circ\text{C}$ . Также следует отметить, что с возрастанием  $\Delta t$  сокращается темп прироста  $\eta_{об}$ . Так, в промежутке температур  $+20 \div +25^\circ\text{C}$  увеличение  $\eta_{об}$  составило 0,059 ед., т.е. при увеличении  $\Delta t$  на  $1^\circ\text{C}$  значение  $\eta_{об}$  возрастало примерно на 0,012 ед. В то же время, в промежутке температур  $30 \div 35^\circ\text{C}$  возрастание  $\eta_{об}$  в пересчете на  $1^\circ\text{C}$  составило 0,004 ед. Вместе с тем, убывание значения  $\eta_{об}$ , которое наблюдалось после достижения  $\Delta t = 35^\circ\text{C}$ , носит равномерный характер.

При анализе полученной при помощи метода наименьших квадратов аналитической зависимости  $\eta_{об}(\Delta t)$  было установлено, что при увеличении  $\Delta t$  значение  $\eta_{об}$  изменяется по закону, достаточно близкому к квадратичной функции:  $\eta_{об}(\Delta t) = 0,0002\Delta t^2 + 0,0172\Delta t + 0,1565$  при  $R^2 = 0,9019$ .

Таким образом, полученные данным методом математические зависимости позволяют с достаточной точностью определить значения рабочих характеристик ТН из значений температур горячего и холодного источников.

## ОБЗОР МЕТОДОВ ГАЗИФИКАЦИИ БИОМАССЫ

Кравченко С. О., Бирюков А. Б.

Донецкий национальный технический университет

В связи с постоянным ростом цен на газообразные и жидкие энергоносители, а также повышением мер по охране окружающей среды при сжигании твердого топлива, современный мир направляет свое развитие в сторону переработки мусора в биомассу с целью ее дальнейшей газификации и использования в различных технологических процессах.

Существует множество термохимических методов переработки биомассы, такие как сжигание, газификация, полукоксование, пиролиз и другие.

Основным продуктом газификации биомассы является генераторный газ, который может использоваться в различных областях энергетики и химии: сжигание в топках паровых и водогрейных котлов с целью получения тепловой и электрической энергии, сжигание в газотурбинных установках и двигателях внутреннего сгорания, производство синтез-газа для химической промышленности, использование в металлургическом производстве.

Термохимическая газификация – это процесс частичного окисления углеродосодержащего сырья с получением газообразного энергоносителя – генераторного газа. Основными компонентами генераторного газа являются монооксид углерода, водород, метан, углекислый газ, углеводороды более высших порядков, пары воды и азот (в случае воздушного дутья) и примеси.

В современной энергетике используется достаточно много методов газификации биомассы. Их можно классифицировать по следующим признакам: по способу подвода тепла, по организации подачи окислителя и топлива, по виду дутья, по давлению в зоне газификации, по способу удаления золы и шлаков, по конструктивным характеристикам газогенератора.

По способу подвода тепла газогенераторы подразделяют на автотермические – все тепло, необходимое для протекания эндотермических реакций подводится путем сжигания части топлива в газогенераторе, и аллотермические – тепло для эндотермических реакций подводится извне. Более распространенным является автотермический способ подвода тепла.

По давлению газогенераторы подразделяют на газогенераторы с атмосферным, средним (до 2 МПа) и высоким (более 2 МПа) давлением.

По виду дутья газогенераторы бывают с воздушным, кислородным, паровым и смешанным дутьем.

По организации подачи окислителя и топлива газогенераторы подразделяют на газификацию в плотном слое, в кипящем слое и в пылевом потоке.

В основе газификации лежит неполное горение топлива, т.е. взаимодействие углерода с кислородом с образованием углекислого газа  $\text{CO}_2$  и монооксида углерода  $\text{CO}$ , в результате которой выделяется основная часть

тепла, необходимая для протекания эндотермических реакций восстановления углекислого газа и водного пара до монооксида углерода и водорода.

В газогенераторах биомасса проходит несколько стадий (зон): сушка, пиролиз, восстановление (газификация) и горение.

Самым простым способом газификации биомассы является газификация в плотном слое прямого процесса (рис.1а). В этом случае кусковое топливо подается сверху на колосниковую решетку, а окислитель – в нижней части шахты газогенератора, где происходит сгорание углеродной части биомассы. Далее, по ходу движения окислителя, продукты сгорания проходят последовательно зону газификации, где в результате эндотермических реакций углекислый газ и водяной пар восстанавливается до монооксида углерода и водорода. Поступает в зону пиролиза, где осуществляется процесс термического разложения углеродной частицы в результате пиролиза, и сушки – где поступившее топливо избавляется от влаги, нагреваясь продуктами газификации, и покидает газогенератор. Одним из главных недостатков такого способа является высокий выход смол и невысокая мощность.

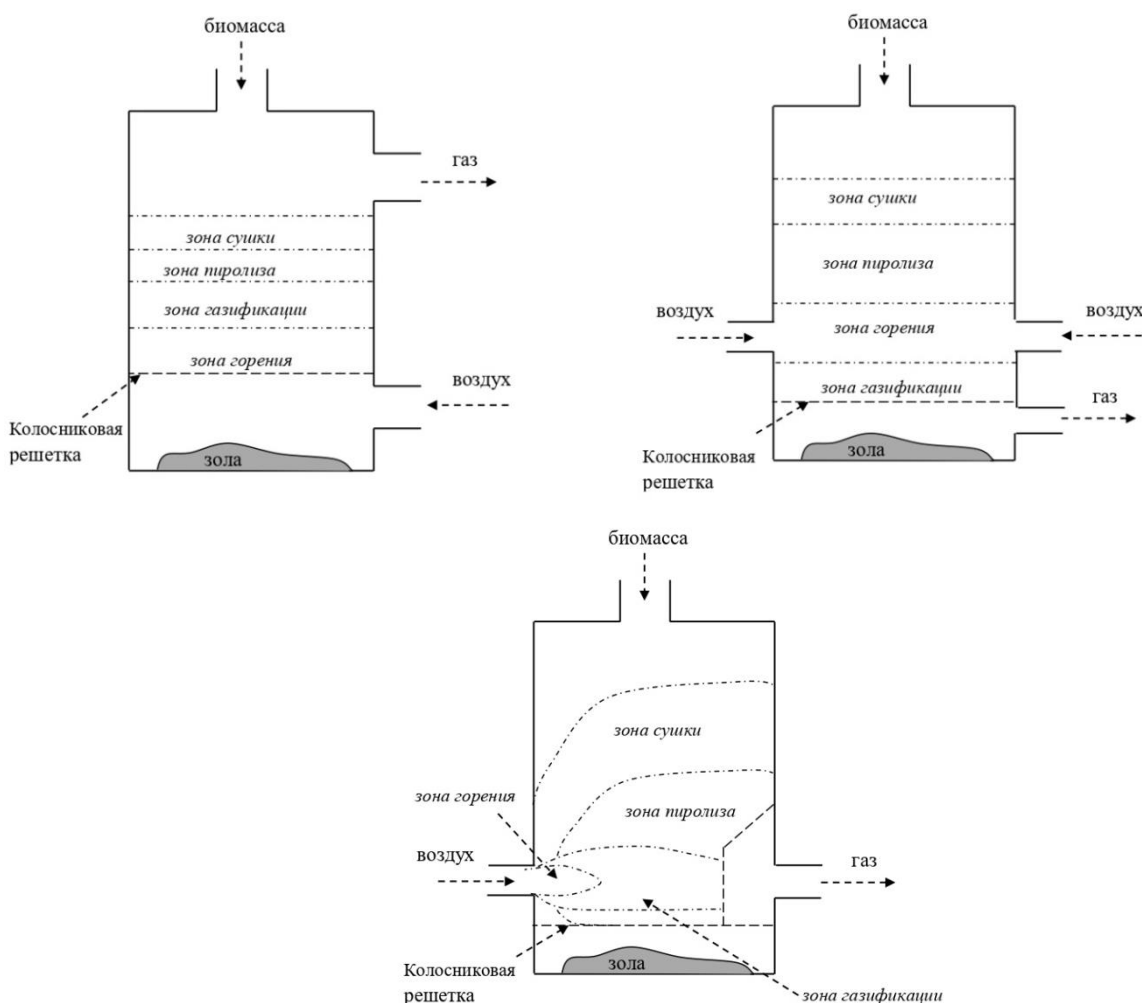


Рисунок 1 – Схема газификации биомассы в плотном слое: а – прямой процесс; б – обращенный процесс; в – поперечный процесс

Газификация в плотном слое в обращенном процессе (рис.1б) имеет иной способ подвода топлива и окислителя – подача окислителя производится в средней части шахты газогенератора, топлива – в верхней части, а полученный генераторный газ отводится в нижней части газогенератора. Таким образом, зона горения, пиролиза и сушки происходит над зоной подвода окислителя, а зона газификации – ниже, вследствие чего достигается снижение образования смол в результате их прохождения через зону горения.

При газификации в плотном слое поперечного процесса (рис.1в) занимает промежуточное положение между прямым и обращенным процессом. В этом случае биомасса подается сверху, окислитель поступает в нижней части генератора, а с другой стороны производится отвод полученного генераторного газа. Этим достигается уменьшение объема аппарата ввиду сокращения зоны горения и пиролиза.

В целом генераторный газ, производимый в генераторах плотного слоя, относится к газам низкой калорийности с теплотой сгорания  $4 - 6 \text{ МДж/м}^3$  вследствие использования воздушного дутья. Также существенным недостатком является малая мощность, невозможность транспортирования на большие расстояния, высокий выход смол, наличие балластного азота в случае воздушного дутья.

При газификации биомассы в кипящем слое протекают те же химические реакции, что и в плотном слое, но вследствие постоянного движения частиц под действием дутья происходит интенсификация процессов тепло- и массообмена твердых частиц и парогазовой среды. Это обеспечивает более высокую скорость процесса и равномерность температур по высоте слоя, уменьшается выход смол и выравнивается состав получаемого газа.

В газогенераторах кипящего слоя особое внимание уделяется гранулометрическому составу биомассы, частицы должны быть более мелкими и однородными, в сравнении с плотным слоем, а дутье, обычно паровоздушное или парокислородное, производится с определенной скоростью для создания кипящего слоя. Когда сила лобового давления потока на частицу будет равна силе тяжести частицы, достигается витание частицы в потоке газа, а скорость этого потока называется критической скоростью витания частицы.

Газогенераторы кипящего слоя могут работать при атмосферном и высоком давлении.

В стационарном кипящем слое (рис. 2а) окислитель подается снизу шахты с определенной скоростью, а биомасса – в нижней части шахты. Под действием сил тяжести и скорости потока окислителя происходит барботаж слоя. Процесс сушки и пиролиза происходит довольно быстро, в результате чего выделяются газообразные продукты, которые поднимаются вверх. Более тяжелые частицы опускаются вниз. Генераторный газ отводится в верхней части шахты. После газогенератора устанавливается циклон, который возвращает крупные частицы обратно в слой.

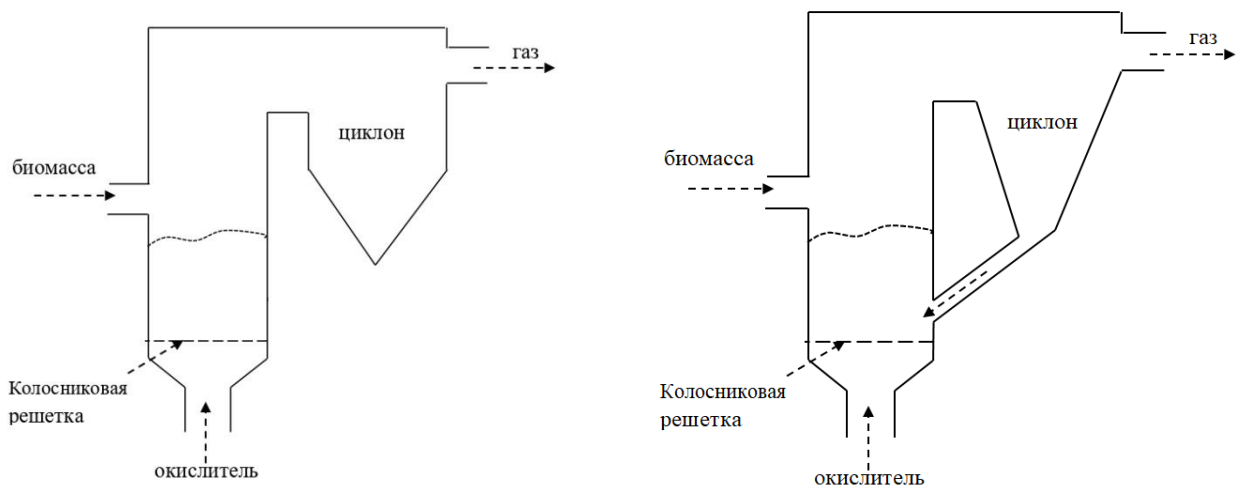


Рисунок 2 – Схема газификации биомассы: а – в стационарном кипящем слое; б – в циркулирующем кипящем слое

Для создания циркулирующего кипящего слоя (рис. 2б) используется инертный материал (песок, зола, известняк), который также является теплоносителем. В этом случае инертный материал добавляется в кипящий слой, что интенсифицирует процесс движения частиц, позволяет вносить дополнительное тепло в зону газификации для осуществления восстановительных реакций.

Газогенераторы с кипящим слоем позволяют получать генераторный газ средней калорийности  $10 - 15 \text{ МДж/м}^3$  и более равномерного состава, что позволяет использовать его для сжигания в топках котлов, парогазотурбинных установках и для производства синтез-газа. Основными недостатками является повышенный унос непрореагировавшей части биомассы, требовательность к гранулометрическому составу исходного сырья, большие перепады давления по высоте реактора, ограниченные пределы регулирования производительности установки. Из-за повышенных затрат на строительство установки и ее эксплуатацию, целесообразно применять газогенераторы с кипящим слоем средней мощности.

Газификация биомассы в пылевом потоке (рис. 3) требует тонкого помола исходного материала, однако обладает высокими пределами регулирования производительности газогенератора, за счет высокой скорости окислителя достигается высокая степень интенсификации процесса тепло- и массообмена. В основном в качестве окислителя используется парокислородное и паровоздушное дутье. Получаемый генераторный газ может быть средней ( $10 - 15 \text{ МДж/м}^3$ ) и высокой калорийности ( $15 - 20 \text{ МДж/м}^3$ ).

Измельченная биомасса вместе с окислителем подается в нижней части шахты, а в верхней отводится генераторный газ. Контроль за температурами процесса производится с помощью регулирования количества подаваемого в газогенератор водяного пара. К достоинствам данного метода можно отнести



низкий выход смол и возможность газификации любого вида исходного материала, к недостаткам – повышенный унос мелких частиц, высокие требования к фракционному составу. В связи с дороговизной установки, системы пылеприготовления и эксплуатации, газификация в пылевом потоке находит большее применение в газогенераторах большой мощности.

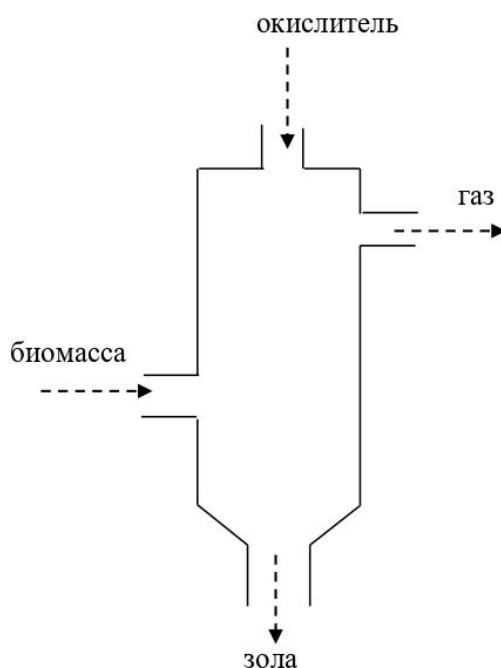


Рисунок 3 – Схема газификации биомассы в пылевом потоке

Таким образом, на современном этапе развития технологий газификации биомассы разработано достаточно большое число конструкций газогенераторов, многие из них введены в эксплуатацию в промышленном масштабе, также продолжают интенсивные исследования в этой области. Газификация биомассы представляет большой интерес как способ переработки отходов, позволяющий получить чистое газообразное топливо, которое может быть использовано в различных областях энергетики, промышленности и производстве жидкого топлива.

#### Литература:

1. Алешина А. С., Сергеев В. В. Газификация твердого топлива: учеб. пособие. - СПб. : Изд-во Политехн. ун-та, 2010. — 202 с.
2. Рахманкулов Д. Л., Вильданов Ф. Ш. Современные методы газификации биомассы/ Башкирский химический журнал. – Уфа, УГНТУ, 2010.
3. Обзор современных технологий газификации биомассы [Электронный ресурс] – URL: <https://gazgen.com.ua/gazogenerator/7/obzor-sovremennykh-tekhnologiy-gazifikatsii-biomassy> - 21.03.2020.

# ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ТРУДА В МЕТАЛЛУРГИИ



# ИССЛЕДОВАНИЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СРЕДСТВ ИНДИВИДУАЛЬНОЙ ЗАЩИТЫ ДЛЯ СОЗДАНИЯ БЕЗОПАСНОЙ РАБОЧЕЙ СРЕДЫ

Чеботников И. В., Ламтюгова Е.А.  
Макеевский транспортно-технологический колледж

Создание благоприятных и безопасных условий труда, сохранение нормального функционального состояния человека и его работоспособности неразрывно связано с обеспечением работающих средствами индивидуальной защиты.

Работники металлургических, металлообрабатывающих, машиностроительных предприятий, а также других производств, связанных с переработкой металла, должны обязательно применять средства индивидуальной защиты. В противном случае значительно возрастает риск возникновения нарушений терморегуляции организма вплоть до теплового удара, а также у персонала формируются различные хронические профессиональные заболевания и острые отравления, в том числе патологии органов зрения, дыхания и кожных покровов.

Металлургия является отраслью, которая обеспечивает планомерное развитие промышленного потенциала Донецкой Народной Республики. Плавление металла дело рук сильных духом и отважно преданных профессии металлургов. Их тяжелый труд таит в себе ряд опасных рисков: высокие температуры, разлетающиеся брызги разгоряченной окалины, воздействие лучистого тепла и других излучений. Все они крайне опасны. Поэтому, для защиты головы и лица металлурги применяют защитные каски со специальными свойствами [1].

Рассмотрим историю защитных рабочих касок с момента первого патента до разнообразных моделей разных производителей наших дней, модификации образцов защитных касок.

По результатам исследования и анализа мнений ученых и специалистов по данному вопросу экономический прогноз спроса на защитные рабочие каски в мире на период до 2025 года (рис. 1).

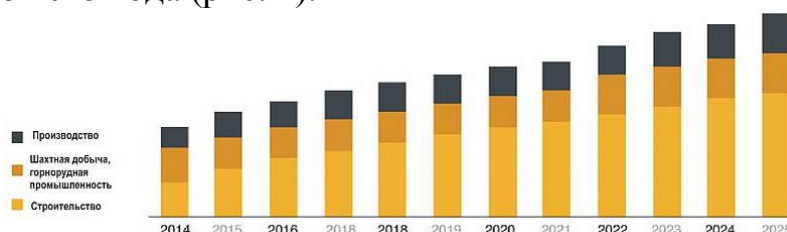


Рисунок 1 - Прогноз спроса на защитные рабочие каски в мире на период до 2025 года

Проранжированы факторы риска, приводящие к поражениям головы (рис. 2). Собрана статистика по несчастным случаям, связанным с поражением головы (рис. 3).



Рисунок 2 - Факторы риска, приводящие к поражениям головы



Рисунок 3 - Статистика по несчастным случаям, связанным с поражением ГОЛОВЫ

На основе анализа получена статистика пожеланий и нареканий рабочих, которая была сведена в просто воспринимаемую инфографику (рис.4).

По результатам исследования специалистов по данному вопросу получили понимание многих проблем и сгенерировали целый список идей, которые можно обсуждать с рабочими и внедрять данные требования (рис.5). Получена емкая обратная связь от конечных пользователей, некоторые отзывы которых заставили крепко задуматься.

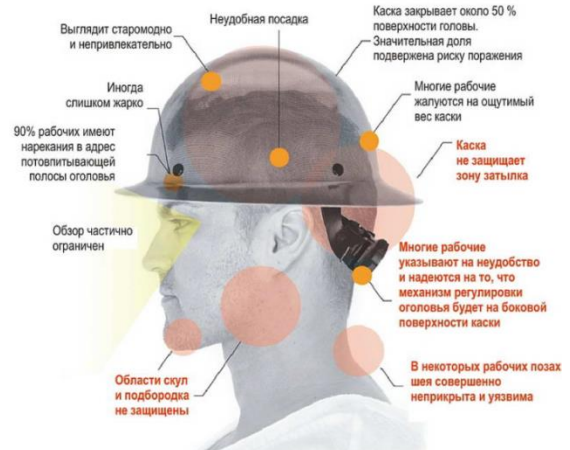


Рисунок 4 - Статистика пожеланий и нареканий рабочих

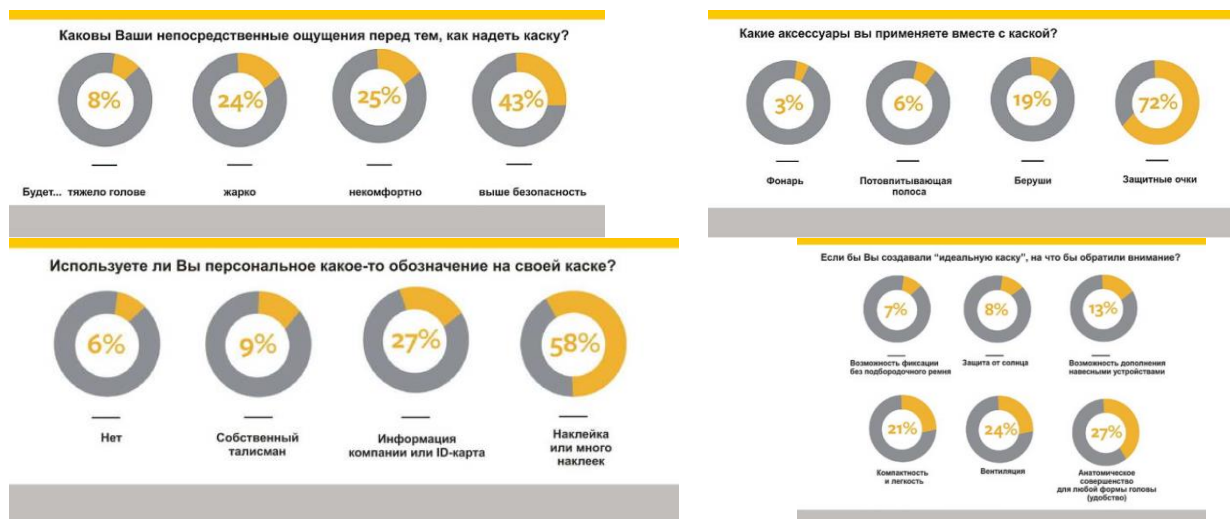


Рисунок 5 – Анализ опроса рабочих России

Отдельное направление современных исследований – бионика и биомиметика – поиск для заимствования структур, элементов, взаимосвязей, созданных природой, и разработка подражающих технологий [3].

Так, например, при рассмотрении структуры костной ткани клюва тукана, выяснилось, что состоящая из мелких шестигранных пористых камер протеина и кератина внутри, она гладкая и прочная снаружи. Мембранное членение объема мелкими жесткими камерами экстремально снижает вес, но клюв при этом остается предельно прочным (рис. 6).



Рисунок 6 - Структура костной ткани клюва тукана

Обращено внимание и на анатомию и биомеханику дятла (рис.7). Когда эта птица наносит удары по дереву, она задействует невероятную силу. Если эту же силу применить к черепу любой другой птицы, её мозг быстро превратится в кашу. Как это устроено? Жесткий и эластичный клюв, подъязычная кость, которая является упругой структурой и поддерживает язык, губчатая костная структура, расположенная в черепе, и способ подавления вибрации за счет взаимодействия черепа и спинномозговой жидкости.

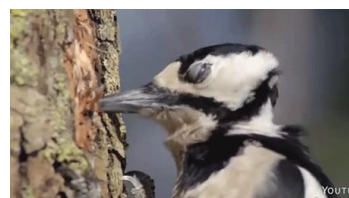


Рисунок 7 - Анатомия и биомеханика дятла

Ассоциативные методы позволили еще раз рассмотреть строение роговых пластин панциря черепахи (рис.8) и выделить несколько решений для заимствования при проектировании прочного и жесткого купола каски.



Рисунок 8 - Строение роговых пластин панциря черепахи

В процессе исследования выяснилось, что привычная современная каска защищает лишь около половины поверхности головы и не предоставляет защиты для висков, скул, щек, шеи, затылка. Кроме того, по отзывам некоторых рабочих, их шлемы плохо подходят, плохо вентилируются, в них некомфортно, когда начинается усиленное потоотделение.

Производители защитных касок тратят много времени на исследования, разработку, поиск новых долговечных материалов, обеспечение комфорта носки. Какой же должна быть защитная каска для металлурга?

Появление на свет металла происходит в печах при плавлении руды в условиях аномально высоких температур, которые достигают отметки до +1000°C. Поэтому защитные каски должны обладать рядом уникальных термостойких свойств.

Чтобы обезопасить голову от воздействия максимальных температур, корпус каски выполняют из непрогораемых, ударопрочных материалов, способных выдерживать кратковременное тепловое излучение до 1500°C. При этом конструкция купола полностью подчиняется требованиям безопасности:

1. Укороченный козырек, увеличивающий панорамный обзор.
2. Для максимального поглощения энергии удара оснастка крепится к корпусу при помощи 6-ти или 8-ми точечного крепления.
3. Из-за экстремальных условий эксплуатации, в термостойком изделии отсутствуют вентиляционные отверстия. Литой купол исключает возможность попадания под каску раскаленных частиц.
4. Наличие специальных пазов (слотов) для прикрепления лицевого щитка, при надобности, наушников.

Чтобы полностью обезопасить металлурга от сталелитейных рисков, в комплект защиты включают пелерину, выполненную из огнестойкого материала – преокс-параарамида или алюминизированного волокна. Значимая деталь спецодежды сталевара дополнительно защищает шею и верхний плечевой отдел специалиста. Пелерина прикрепляется к каске при помощи специальных держателей-крючков и люверсов. Оберегает затылочную часть головы работника от искр металла и ярко выраженная удлинённая конструкция купола [2].

Для удобного использования в условиях повышенных температур, модели имеют на оголовье мягкую съёмную ленту, способную впитывать пот и комфортно контактировать с кожей лица. Обязательное условие – наличие в изделии прочного подбородочного ремня с мягким подбородником.

В России защитные каски поставляют десятки компаний. Была проведена работа по сравнению существующих на рынке защитных касок. Следующие варианты касок наиболее точно отвечают поставленной задаче [4]:

1. *СОМЗ-58 Арктика*. Защитная каска ВЮТ сделана в России с учетом мнения конечного потребителя (Рис.9). Защитная каска ВЮТ сделана в России с учетом мнения конечного потребителя. Имеет выверенный эргономичный дизайн, компактную форму, легкий вес. Корпус каски сделан из полипропилена Termotrek®. Модификаторы ударной вязкости обеспечивают устойчивость к ударам как при низких (до -60°C), так и при высоких (до +80°C) температурах. Каска предназначена для защиты головы от падающих предметов, боковой деформации, брызг жидкостей, брызг расплавленных металлов, поражения электрическим током напряжением не более 1000 В.

2. *Легкая каска Феос В-WR* (рис.10). Материалом корпуса является полиэтилен высокой плотности низкого давления (ПЭВП). Каска сохраняет свои защитные свойства при температуре от -50°C до +50°C. Адаптеры на каске позволяют использовать ее не только со щитками и наушниками любых марок, но и крепить шахтерский фонарь. Уникальным защитным свойством каски Феос В-WR является система вентиляции UVEX «Климазон». Система была разработана Uvex в результате исследований и компьютерного моделирования. Три вентиляционных отверстия находятся на каске под определенным углом, что обеспечивает постоянное движение воздуха в пространстве под каской, создавая комфорт в носке. Может использоваться с шахтерским фонарем. Каска выдерживает брызги расплавленного металла. С сентября 2019 года защитная каска Феос В-WR производится в России на гатчинском заводе «Буревестник».



Рисунок 9 - Защитная каска RFI-3 BIOT™ RAPID, COM3



Рисунок 10- Защитная каска Феос В-WR

### 3. Защитная каска COM3-55 ВИЗИОН®, COM3 (рис. 11).



Рисунок 11 - Защитная каска COM3-55 ВИЗИОН

Каска защитная COM3-55 ВИЗИОН® применяется для защиты головы от механических повреждений, влаги, брызг агрессивных жидкостей, искр и брызг расплавленного металла, защиты от электрического тока напряжением до 1500 В. Материалом корпуса является полипропилен TermotreK®. Имеет 6 точек крепления оголовья и храповой механизм регулировки.

Каска не теряет защитных свойств при температуре от -50°C до +50°C. Вентиляционные отверстия оснащены подвижными шторками для регулировки комфортной подачи воздуха. Уникальной опцией каски COM3-55 ВИЗИОН® является укороченный козырек, позволяющий использовать каску при высотных работах, согласно приказу №155 Н. В 2014 году каска COM3-55 ВИЗИОН® была отмечена серебряным знаком качества на конкурсе «100 лучших товаров России».

Несмотря на локдаун во многих странах мира, сложности и ограничения в поставках, компании не прекращают проектирование новых продуктов и внедрение идей. Ведь после пандемии рынку будут нужны товары в объемах, увеличенных из-за отложенного спроса, и большие шансы имеют новые модели. Производители СИЗ по всему миру не прерывают процесса разработок все более совершенных продуктов.

#### Литература:

1. Беляков Г.И. Охрана труда и техника безопасности: учебник для среднего профессионального образования, 3-е изд., пер. и доп. Москва: Издательство Юрайт, 2016.- 404с.

2. Беляков Г.И. Безопасность жизнедеятельности. Охрана труда. В 3 томах. Т.2: учебник для вузов, 4-е изд., пер. и доп. Москва: Издательство Юрайт, 2020.-577с.

3. Резчиков Е.А., Рязанцева А.В. Безопасность жизнедеятельности: учебник для среднего профессионального образования, 2-е изд., пер. и доп. Москва: Издательство Юрайт, 2020.-639с.

4. Новые модели защитных касок. <https://getsiz.ru/novye-modeli-zashchitnykh-kasok.html>.

# ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ЗАДУВКЕ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ

Безух И.В., Кочура В.В.

Донецкий национальный технический университет

Выплавка чугуна в доменной печи (ДП) относится к техногенным и экологически опасным производствам. Из всех операций, которые выполняются на печи, наиболее опасной и наименее изученной является задувка: до 60 % взрывов на ДП происходит при выполнении пусковых операций. Поэтому задувка печи и последующий раздувочный период являются ответственными операциями, от правильности выполнения которых зависит успешная работа печи в межремонтный период и длительность этого периода.

Правильная задувка печи должна обеспечить равномерный нагрев кладки печи и выработку нормального профиля, для чего в период задувки и раздувки необходимо обеспечить оптимальный шлаковый режим, устойчивый нагрев печи и ровный сход шихты [1-3].

Все работы по задувке печи согласуются с Правилами безопасности в доменном производстве и Правилами безопасности в газовом хозяйстве предприятий черной металлургии.

Перед задувкой начальник доменного цеха разрабатывает и утверждает у главного инженера предприятия:

- план-график сушки ДП и подготовки ее к загрузке шихтой;
- состав задувочной шихты и режим ее загрузки;
- режим раздувки печи (по часам и суткам) вплоть до выхода на рабочие параметры;
- инструкцию по технике безопасности, обеспечивающую безопасную работу обслуживающего персонала и сохранность агрегатов;
- мероприятия по контролю за технологическим режимом, качеством шихты и кокса;
- программу исследовательских работ.

Ответственность по руководству за исполнением всех операций при задувке ДП возлагается на начальника доменного цеха или его заместителя.

Сушку футеровки ДП после ремонта I разряда выполняют согласно инструкции нагретым дутьем или природным газом.

Для дополнительной подачи в печь воздуха, а затем для выхода горнового газа в каждую чугунную летку, а по возможности - в шлаковую, вставляют до оси горна трубы диаметром (60-120) мм. Затвор между каналом летки и трубой упрочняют леточной массой.

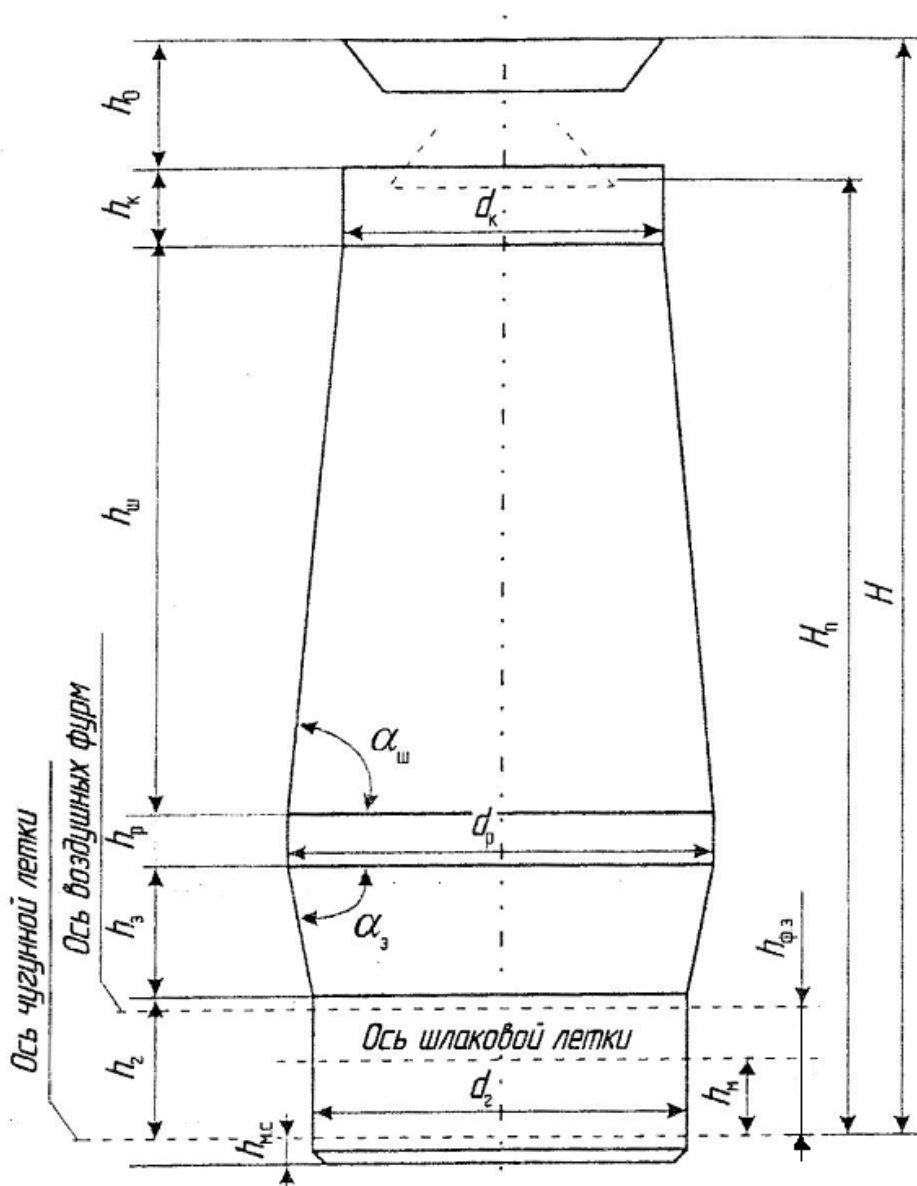
Задувочная шихта рассчитывается для выплавки литейного чугуна с содержанием кремния на первых выпусках до 3,0-4,0 % и постепенным его снижением. Она обычно состоит из нескольких шихт.

Как правило, основной массой рудного материала в задувочной шихте является охлажденный офлюсованный агломерат. При его отсутствии печь загружают сортированной рудой или другим железосодержащим материалом.



Содержание фракции менее 5 мм в рудных материалах должно быть минимальным.

На рис. 1 приведен профиль современной доменной печи.



$H$  - полная высота рабочего пространства доменной печи (расстояние от оси чугунной летки до опорного кольца кожуха колошника), м;

$H_n$  - полезная высота рабочего пространства (расстояние от оси чугунной летки до нижней кромки большого конуса или лотка бесконусного засыпного устройства в опущенном состоянии), м;

$h_{мс}$ ,  $h_m$ ,  $h_2$ ,  $h_{фз}$ ,  $h_3$ ,  $h_p$ ,  $h_w$ ,  $h_k$ ,  $h_0$  - высота "мертвого слоя", металлоприемника, горна, фурменной зоны (расстояние от оси шлаковой летки до оси воздушных фурм), заплечиков, распара, шахты, колошника, засыпного аппарата, м;

$d_2$ ,  $d_p$ ,  $d_k$  - диаметры горна, распара и колошника соответственно, м;

$\alpha_w$ ,  $\alpha_3$  - углы наклона образующих шахты и заплечиков к горизонту, град

Рисунок 1 – Основные характеристики профиля современной доменной печи

Нами выполнен расчет задувочной шихты, состоящей из семи шихт, расположенных по высоте ДП в следующей последовательности [3]:

- нулевая шихта – до оси воздушных фурм (только кокс);
- первая шихта – от оси фурм до распара (только кокс);
- вторая шихта – распар +10% объема шахты (кокс и шлакообразующие);
- с третьей по седьмую шихты – загружаются нормальными подачами с рудными нагрузками: 3 ш – 0,5 т/т; 4 ш – 1,0 т/т; 5 ш – 1,5 т/т; 6 ш – 2 т/т; 7 ш – 2,2 т/т.

В табл. 1 показана задувочная шихта, состоящая из кокса, агломерата, железной руды и конвертерного шлака, рассчитанная для доменной печи полезным объемом 1033 м<sup>3</sup>.

Таблица 1 – Количество шихтовых материалов загруженной шихты

Шихта	Расход материалов, т				Кол-во подач	Рудная нагрузка, т/т кокса	То же с учетом флюса, т/т кокса
	кокс	агломерат	жел. руда	конв. шлак			
0	75,58	-	-	-	9	-	-
1	113,95	-	-	-	6	-	-
2	60,05	-	-	39,39	10	-	0,65
3	48	24	24	19,52	16	0,5	1,4
4	48	24	24	20,56	8	1,0	1,42
5	54	27	27	22,74	6	1,5	1,42
6	48	24	24	20,4	4	2,0	1,42
7	52,8	26,4	26,4	22,28	4	2,2	1,42
Итого	500,38	125,4	125,4	144,89	63		

Перед загрузкой в печь задувочной шихты необходимо выполнить следующие мероприятия:

- разогреть все воздухонагреватели;
- подготовить газоочистку к приему газа;
- проверить системы водяного, испарительного и воздушного охлаждения. Все виды охлаждения должны быть включены до начала сушки. Недопустимо просачивание воды из элементов охлаждения;
- подать воздух из клапана «Снорт» доменной печи;
- принять меры, предупреждающие самовозгорание кокса в доменной печи, для чего бункеры заполнить холодными шихтовыми материалами, прекратить огневые работы на участке загрузки, на колошнике и в районе фурменной зоны печи;
- опробовать и подготовить к работе все механизмы шихтоподачи и загрузочного устройства.

На весь период загрузки шихты доменная печь, пылеуловители, газоотводы, наполняющие газопровод и межконусное пространство представляют собой открытую проветриваемую систему, надежно отделенную от газоочистки и воздухоподводящего тракта.

На рабочей площадке печи готовится запас сменных деталей и горнового инструмента по установленным нормам.

Вся контрольно-измерительная аппаратура, автоматические устройства, средства сигнализации и связи должны быть проверены и работать точно и бесперебойно.

Предварительно, до задувки печи, необходимо проверить:

- поступление пара под большой конус и в межконусное пространство, в пылеуловитель и наполняющий газопровод;
- правильность установки листовых заглушек на ответвлениях наполняющего газопровода для их надежного отсечения от межконусного пространства.

Для полного вытеснения воздуха подается пар под большой конус и в межконусное пространство, после чего закрывают малый конус (большой конус закрыт). Пар из межконусного пространства продолжает выходить через выхлопные клапаны.

Задувка печи производится на все открытые фурмы. Сечения фурм должны быть меньше, чем при нормальной работе, что достигается за счет уменьшения диаметра фурм или установки в них огнеупорных колец.

Подачу в печь горячего дутья производят с температурой не ниже 800 °С. В течение (20-30) мин давление дутья поддерживается на уровне (70-100) кПа, а после возгорания кокса и продувки газовой сети его постепенно снижают до (25-50) кПа.

Всю газовую систему печи, пылеуловители, скрубберы, газопроводы грязного и чистого газа продувают паром, газом или азотом в следующем порядке. Вначале газ выходит через атмосферные клапаны доменной печи, а затем через пылепропускные клапаны пылеуловителей. После закрытия этих клапанов продувке газом подвергаются скрубберы (через свечу), а потом газопровод чистого газа. Давление газа на колошнике всей системы поддерживается на уровне (7-9) кПа.

Состав колошникового газа измеряется через каждые 30 мин. В общую сеть завода газ принимается при содержании в нем кислорода не более 1 % в двух последовательных пробах.

Загрузка печи производится по установленному уровню засыпи после срабатывания очередной подачи.

Периодичность выпуска продуктов плавки устанавливается начальником доменного цеха. Вначале чугуны и шлак выдаются только через чугунную летку. Первый выпуск производится примерно через сутки после задувки. В последующие трое суток чугуны выдаются не ранее, чем через (2-2,5) часа после окончания предыдущего выпуска.

После задувки необходимо организовать тщательный осмотр кожуха печи. Газ, выделяющийся через неплотности, зажигают. Все помещения,

находящиеся в районе печи и воздухонагревателей, должны хорошо вентилироваться. Работы в газоопасных местах производятся только по наряду-допуску.

Количество и температура дутья увеличиваются постепенно при плавном сходе шихты и нормальной выдаче продуктов плавки.

Перевод печи на работу с повышенным давлением колошникового газа и введение в дутье углеводородсодержащих добавок производится при достижении стабильного теплового состояния, плавного схода шихты и нормальной отработки продуктов плавки. При повышении давления газа на колошнике на каждые 30 кПа проверяется герметичность всех элементов печи, воздухонагревателей и пылеуловителей. Воздухопроводы, газопроводы, арматура воздухонагревателей и шлаковый прибор не должны иметь утечек воздуха и газа.

Время работы на литейном чугуна (10-15) суток в зависимости от объема печи устанавливается начальником доменного цеха и должно быть достаточным для завершения прогрева кладки печи и образования гарнисажа в горне и нижней половине печи.

В раздувочный период достигается необходимый уровень теплового состояния печи и ее отдельных зон, создается хороший дренаж в горне и нормальная отработка продуктов плавки.

В задувочный период особое внимание уделяют контролю за состоянием конструкции ДП, обеспечивающего оборудования и взаимосвязи всех участков цеха и завода.

При похолодании, появлении шлака на фурмах, горении охладительных приборов и других отклонениях от нормального режима принимает меры для повышения теплового состояния ДП, дополнительной отработки продуктов плавки и снижения темпов раздувки. Не допускаются обрывы шихты, образование канального хода и прогаров фурм и сопел.

Таким образом, рассмотренные мероприятия при задувке обеспечивают безаварийный вывод доменной печи на стабильный режим и повышают уровень промышленной безопасности доменного производства.

#### Литература:

1. Жеребин, Б.Н. Практика ведения доменной печи. – М.: Металлургия, 1980. – С. 248.

2. Плискановский, С.Т. Неполадки в работе доменных печей: предупреждение и устранение: Учебник для вузов / С.Т. Плискановский, В.В. Полтавец. Гос. ин-т последиплом. образования руководителей и спец. металлург. комплекса Украины. – 2-е изд. доп. и испр. – Дніпропетровськ: Пороги, 2002. – 301с.

3. Плискановский, С.Т. Оборудование и эксплуатация доменных печей: Учебник для вузов / С.Т. Плискановский, В.В. Полтавец. – Нац. металлург. акад. Украины, Гос. ин-т подготовки и переподготовки кадров промышленности. – Дніпропетровськ: Пороги, 2004. – 495 с.

# ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ БИОТОПЛИВА ТРЕТЬЕГО ПОКОЛЕНИЯ ДЛЯ НУЖД МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ

Мандриченко В.Н., Ошовский В.В.  
Донецкий национальный технический университет

Современное промышленное производство, энергетика и другие отрасли экономики любого государства требуют наличия дешевых и легкодоступных источников энергии, которыми на протяжении уже нескольких столетий выступают горючие ископаемые. Однако, как известно на основе многочисленных исследований, в том числе и современных ученых, запасы таких ископаемых (уголь, нефть, природный газ) при существующем нарастании потребности современного общества истощаются очень быстрыми темпами и являются невозобновляемыми. Прогнозные оценки, по данным специалистов в топливно-энергетической отрасли, возможных запасов горючих ископаемых, учитывая взрывообразный рост потребностей человечества, в лучшем случае достигают ста лет. Атомная энергетика в силу экологических проблем при реальной опасности техногенных катастроф тоже остаётся под вопросом дальнейшего широкого распространения.

Кроме того, следует учитывать и такой аспект, как необходимость использовать горючие ископаемые не только как топливо, но и в качестве сырья для смежных отраслей. Например, уголь в металлургической отрасли – в качестве сырья для получения кокса, нефть и природный газ – источник сырья и полупродуктов химической и нефтехимической промышленности, производства полимеров, красителей конструкционных материалов и разнообразных лекарств.

Таким образом, одной из актуальнейших задач современности становится поиск источников энергии, которые смогут восполнить истощение запасов ископаемого сырья или стать хотя бы одним из путей снижения все более возрастающих энергетических потребностей человека в условиях нарастающей не только энергетической, но и экологической катастрофы. Альтернативой этой пугающей тенденции является использование нетрадиционных и быстро возобновляемых источников энергии.

Химики-технологи в содружестве с микробиологами, начиная с 19 века, отмечали реальную возможность использования микроводорослей и других быстро возобновляемых органических источников биомассы в качестве такого альтернативного источника энергии [1-4]. Существование такой возможности основано на особенности таких организмов как автотрофы. Автотрофы - организмы, синтезирующие органические вещества из неорганических. Автотрофные организмы для развития и накопления биомассы используют неорганические вещества окружающей среды (воздух, вода, минеральные составляющие почв). Почти всегда в этих процессах источником углерода органической массы данных организмов является углекислый газ. Ряд

автотрофов получают необходимую энергию от световой энергии Солнца или других источников светового излучения, отдельные виды - от энергии реакций взаимодействующих неорганических соединений.

Топливо, получаемое из микроводорослей, в современной научной классификации получило название – биотопливо третьего поколения.

Одним из главных постулатов, определяющих возможность получения и применения биомассы микроводорослей, как источника сырья для производства биотоплива, является наличие в ней в достаточно большом количестве, природных растительных жиров – липидов. В настоящее время уже известны технологические разработки, в которых из водорослей богатых липидами изготавливают разные виды жидкого топлива – бионефть, биодизель, а при соответствующем усложнении технологической схемы и биогаз, что с одной единицы площади культивации водорослей реально получить в 30 раз больше биотоплива, чем с такой же посевной площади растения на почве (например, рапс). Высокая продуктивность и относительная дешевизна микроводорослей делает этот подход конкурентноспособным в современных условиях. Несомненно то, что жидкое биотопливо из водорослей является вариантом для замены нефтепродуктов с сохранением потребительских свойств, и что наиболее существенно, с улучшением экологической ситуации в целом.

Промышленное выращивание водорослей в биореакторах или фотобиореакторах, освещаемых как естественным, так и искусственными источниками света, является приоритетным, поскольку позволяет осуществлять этот процесс непрерывно. При определенных природных условиях, особенно в условиях местностей с большим количеством солнечных дней и продолжительностью светового времени суток, имеет место продуцирование биомассы водорослей в открытых резервуарах и на почвах, где нет земледелия, например в пустынях.

Предлагаемая комплексная технология учитывает то, что промышленное производство Донбасса широко представлено предприятиями металлургической отрасли и горными производствами, что определяет наличие таких сооружений как отстойники под открытым небом, также есть часть таких водных ресурсов в производственной инфраструктуре, которые в данных условиях, считаются заброшенными и не используются эффективно.

Можно отметить широкий спектр потребностей в различных видах топлива современного производства металлургической отрасли это и отопительный газ, и кокс при выплавке чугуна, и различные виды жидкого топлива без которого невозможно функционирование транспортного и других вспомогательных цехов коксо-химических и металлургических заводов. Возможны и химико-технологические аспекты применения таких веществ, например поглотители для улавливания газообразных компонентов в абсорбционных процессах на коксо-химических заводах.

Химизм получения биодизеля в данный момент разработан достаточно хорошо [1], поэтому представляется важным поиск дальнейших оптимальных

технологических решений, и в том числе, таких, которые обеспечивают комплексное использование потенциала как биомассы исходного сырья, так и решения ряда экологических проблем, например, снижение выбросов и загрязнений сточных вод и очистки отработанных газов производственных процессов для уменьшения выбросов парниковых газов, в том числе, заводов черной и цветной металлургии. Так за рубежом организовано производство биотоплива на основе микроводорослей, получаемых как отходы очистки сточных вод. Известна технология, которая сочетает преимущества контролируемой среды закрытого фотобиореактора и системы открытых водоемов искусственного происхождения.

Авторами на основе изученного опыта зарубежных исследователей и собственных исследований предлагается обобщенная схема комплексного использования биомассы микроводорослей (рис. 1) с целью получения биотоплива третьего поколения и рационального решения проблемы комплексной очистки сточных вод и отходящих газов для предприятий металлургической отрасли в условиях современного Донбасса.

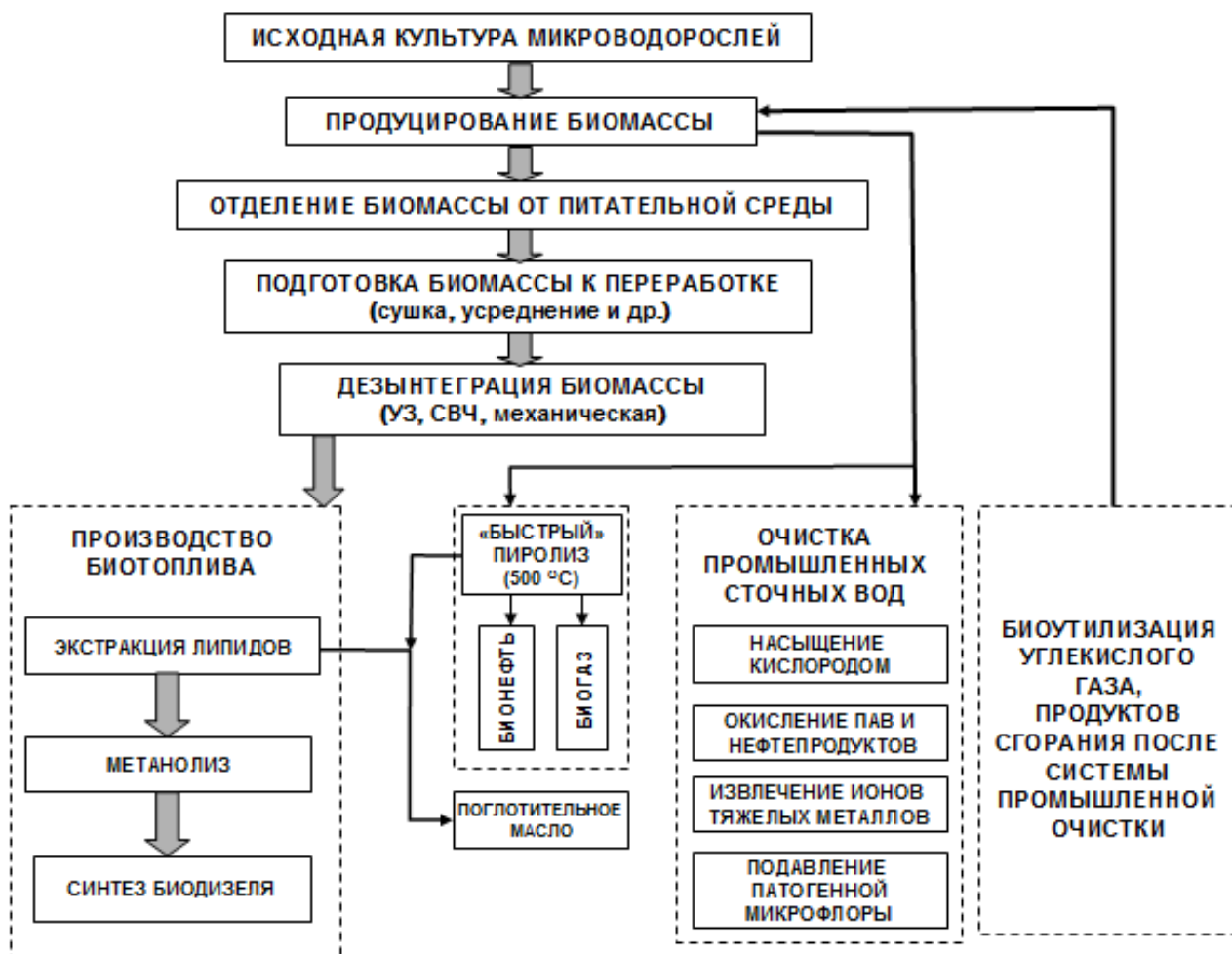


Рисунок 1 - Обобщенная схема технологического процесса комплексного использования продуцирования биомассы микроводорослей для получения биотоплива третьего поколения и рационального подхода к решению экологических проблем металлургических производств

В составе такого комплекса должно быть обеспечено накопление биомассы микроводорослей с одновременной очисткой сточных вод и последующим её использованием при трансформации в целевые коммерчески значимые продукты, например, пригодные для получения биоразлагаемых полимерных материалов, и переработки отходов основного производства в метан и бионефть путем процессов «быстрого пиролиза».

Выводы: проведенный анализ проблемы генезиса липидосодержащих микроводорослей, а также существующих технологий получения биотоплива подтверждает, что биотопливо третьего поколения имеет достаточный потенциал как альтернативный источник энергии.

Для успешной реализации крупномасштабного производства биотоплива третьего поколения необходимо не только применять новые штаммы микроводорослей с высоким выходом биомассы, но и совершенствовать отдельные стадии технологических процессов, направленные на повышение концентрации в ней липидов.

Дальнейшие исследования направлены на экономически обоснованное комплексное использование процесса культивирования биомассы автотрофов для получения жидкого топлива с одновременным решением задач экологической проблематики, связанных с применением их в качестве биоагента для очистки промышленных сточных вод и отработанных газов с большим содержанием CO<sub>2</sub>, в том числе и для предприятий металлургической отрасли.

#### Литература:

1. Мещерякова, Ю. В. Технология получения биодизельного топлива из биомассы микроводоросли // Наука центральной России. – 2013. – № 3. - С. 76–79.
2. Чернова, Н. И. Эффективность производства биодизеля из микроводорослей / Н. И. Чернова, С. В. Киселева, О. С. Попель // Теплоэнергетика. – 2014. – № 6. – С.14–21.
3. Чернова, Н. И. Биотопливо третьего поколения из микроводорослей: получение производственных штаммов и технологии выращивания / Н. И. Чернова, Т. П. Коробкова, С. В. Киселева, С. И. Зайцев // Энергообеспечение и энергосбережение в сельском хозяйстве: Тр. междунар. науч.-техн. конф. – М.: Всероссийский научно-исследовательский институт электрификации сельского хозяйства, 2010. Т. 4. – С. 307-312.
4. Воробьев, В. В. Микроводоросли для производства энергетической биомассы и топлива / В. В. Воробьев, Ю. А. Кожевников, Ю. М. Щекочихин // Инновации в сельском хозяйстве. – 2015. – № 2. – С. 235–243.



# ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ВДУВАНИИ ПРИРОДНОГО ГАЗА И ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА В ДОМЕННЫЕ ПЕЧИ

Туммалия И.Р., Кочура В.В.  
Донецкий национальный технический университет

Применение дополнительных топлив в доменной плавке осуществляется с целью снижения удельного расхода кокса за счет улучшения восстановительной способности горновых газов, повышения нагрева дутья, использования дополнительного кислорода в дутье. Основными заменителями кокса в настоящее время являются природный газ (ПГ) и пылеугольное топливо (ПУТ).

ПГ поступает к доменным печам от газораспределительного пункта и его давление у печи должно превышать давление дутья на 100 кПа. Контроль расхода ПГ и его давления постоянно ведется газовщиком по показаниям приборов с ежечасной записью в журнале работы доменной печи согласно нормам расхода.

Эквивалент замены кокса природным газом составляет 0,7-0,8 кг/м<sup>3</sup>.

Распределение ПГ по фурмам осуществляется автоматически. В соответствии с технологической необходимостью устанавливается режим распределения природного газа равномерно на все фурмы с установлением определенного расхода на отдельные фурмы пропорционально расходу дутья на каждую фурму (при наличии на печи автоматических средств изменения расхода дутья). Не допускается работа печи без газа на две и более смежные фурмы. При всех изменениях расхода ПГ необходимо исходить из условия поддержания постоянства теоретической температуры горения [1].

При резком изменении расхода ПГ во избежание нарушения теплового состояния печи необходимо производить корректировку шихты изменением расхода кокса по коэффициенту замены его газом. При корректировках необходимо принимать во внимание, что первые 3-4 ч печь греется, т.к. проплавляется подготовленная с участием ПГ железорудная шихта. Рудная нагрузка повышается за 4-6 часов до подачи в печь газа в зависимости от нагрева печи.

Уменьшение количества ПГ производится:

- при вынужденном значительном понижении температуры дутья;
- при расстройках хода доменных печей (холодных подвисаниях, резких похолоданиях);
- при работе печи на пониженном дутье;
- при изменении подачи кислорода в дутье.

Отключение газа на срок до 2-3 часов при нормальном тепловом состоянии горна не требует перешихтовки. При более длительном или внезапном прекращении подачи природного газа, кроме корректировки теоретической температуры горения и снижения рудной нагрузки, необходимо загрузить в печь холостые подачи из расчета компенсации трехчасовой нормы расхода природного газа с одновременным учетом нагрева печи.

Для оперативной подачи ПГ в доменную печь должны поддерживаться в исправном состоянии газопровод, коллектор, распределительные и подводящие к воздушным фурмам трубки, исполнительные механизмы, аппаратура. Распределительный коллектор должен быть наполнен природным газом.

При вдувании в горн доменных печей ПУТ в качестве пылевидного топлива могут использоваться энергетические угли и их концентраты, антрациты и другие углеродсодержащие материалы с регламентированным содержанием летучих по соображениям взрывобезопасности и обеспечению требуемого влияния на теоретическую температуру горения [2].

Эффективность вдувания ПУТ зависит от содержания в твердом топливе золы, серы, летучих. Оптимальными для вдувания углями являются угли, содержащие золу на уровне до 10 %, серу – до 1,5 %.

Коэффициент замены кокса угольным топливом составляет 0,75-0,95 кг/кг.

Опыт освоения технологии пылевдувания с расходом ПУТ на 1 т чугуна 190-266 кг и кокса – до 300 кг при сохранении высокого уровня производства в современных доменных печах свидетельствует о необходимости возможно наиболее полной газификации ПУТ в пределах фурменной зоны, что требует использования топлива в основном с крупностью частиц менее 0,1 мм [3, 4]. Теоретические расчеты, выполненные различными авторами рекомендуют максимально допустимую величину помола угля от 35 до 100 мкм, а минимальную – от 0 до 50 мкм. Технический и фракционный состав угольной пыли контролируется ЦКЛ. Расход угольной пыли устанавливается начальником цеха и его заместителями исходя из норм расхода, практики ведения печи и текущего уровня нагрева печи.

В зависимости от нагрева печи за 4 ч до подачи ПУТ увеличивается рудная нагрузка пропорционально коэффициенту замены кокса углем. Регулирование теплового состояния печи можно производить изменением расхода ПУТ. При этом следует особое внимание обратить на возможность и эффективность использования увеличения расхода вдуваемого ПУТ для повышения теплового состояния печи при ее пониженном нагреве.

Прекращение подачи ПУТ производится:

- при расстройствах хода доменной печи (подвисания, обрывы);
- при работе на сокращенном дутье;
- перед остановкой печи за 10-15 мин.

В случае необходимости прекращения подачи ПУТ регулирование теплового состояния печи выполняется по схеме:

- если необходимость в отключении ПУТ возникла за 6-8 ч (время пребывания шихты в печи), корректируется рудная нагрузка и, при подходе облегченных подач на фурменную зону прекращают подачу угольной пыли и корректируют теоретическую температуру горения (например, расходом природного газа);
- если подача угольной пыли прекращается аварийно, следует сразу же загрузить в доменную печь 2-4 холостые подачи (в зависимости от расхода пыли и теплового состояния печи), установить облегченную рудную

нагрузку по коэффициенту замены и на повышенной температуре обеспечить проплавку утяжеленных подач.

Газо-воздушная смесь в пылеподводящие трубки должна подаваться непрерывно (для их сохранения), а на остановках печи закрываться после взятия «на тягу» и открываться перед снятием печи «с тяги».

Ответственными лицами за правильную и бесперебойную эксплуатацию установок в смене являются сменные мастера доменной печи и мастера установки для вдувания пылеугольного топлива. Все работы, связанные с вдуванием угольной пыли в горн доменной печи, осуществляются согласно производственно-технической инструкции по эксплуатации установки.

При применении смеси из углей марок «Г» и «Т» для приготовления угольной пыли необходимо учитывать, что физико-химические и эксплуатационные свойства ПУТ из смеси углей с участием марки «Г» требуют использование азота на всех участках приготовления и вдувания угольной пыли.

Смешивание компонентов, входящих в состав смеси для приготовления ПУТ, производится на рудном дворе доменного цеха, для чего угли разных марок складываются отдельно. Дозирование марок углей должно осуществляться с помощью специальных дозирующих устройств, установленных в приемных бункерах отделения пылеприготовления на рудном дворе, с контролем количества загруженного угля каждой марки. В случае невозможности осуществления дозирования с помощью специальных дозаторов, получение однородной по составу смеси производят объемным способом (грейферами) путем загрузки приемных бункеров в необходимом соотношении мобильным или рудно-грейферным перегружателями.

На участке приготовления и вдувания ПУТ в доменную печь основными вредными производственными факторами являются запыленность и шум.

Для строящейся ПУТ-установки рекомендуется предусмотреть общий воздухозабор и централизованное воздуходобывание. Допускается устройство автономных приточных вентиляционных систем. Места воздухозабора размещают в зоне наименьшего загрязнения атмосферы. Если невозможно осуществить эффективные технические средства контроля, либо эти средства находятся в состоянии внедрения и оценки, для защиты здоровья работников использовать средства индивидуальной защиты дыхания, например, фильтрующие респираторы, противогазы шланговые, кислородоизолирующие аппараты и др.

Для снижения негативного влияния шума предлагается применить экранирование или изменить направления шума, например, ориентированием воздухозаборных и выпускных отверстий систем механической вентиляции в сторону от рабочих мест. Если невозможно эффективно осуществить такие технические мероприятия, нужно использовать устройства защиты органов слуха. При этом работники должны быть хорошо проинформированы о соответствующих рисках и уметь эксплуатировать эти устройства.

При вдувании ПУТ в доменном цехе появляются дополнительные выбросы оксида углерода, оксида азота и сернистого ангидрида. Содержание вредных

газообразных и пылеобразных веществ в воздухе рабочей зоны и производственных помещений не должно превышать предельно допустимую концентрацию.

Для сушки ПУТ используют доменный газ и тепло дымовых газов воздухонагревателей. Доменный газ смертельно опасен из-за содержания оксида углерода (26–32 %).

Угарный газ очень опасен, так как не имеет запаха и вызывает отравление и даже смерть. Признаки отравления: головная боль и головокружение, шум в ушах, одышка, сердцебиение, мерцание перед глазами, покраснение лица, общая слабость, тошнота, иногда рвота, судороги, потеря сознания, кома.

Работать в атмосфере, содержащей оксид углерода, рекомендуется в следующем режиме: при  $5 \text{ мг/м}^3 \text{ СО}$  – не более 1 ч; при  $10 \text{ мг/м}^3 \text{ СО}$  – не более 30 мин; при  $20 \text{ мг/м}^3 \text{ СО}$  – не более 15 мин.

Повторная работа в условиях повышенного содержания  $\text{СО}$  в воздухе рабочей зоны может производиться с перерывом не менее чем через 2 ч.

Для обеспечения безопасности и соблюдения требуемых норм при эксплуатации установки пылеприготовления обслуживающий персонал должен четко знать эксплуатационную инструкцию, схему установки пылеприготовления, устройство и работу оборудования, неукоснительно выполнять все требования правил техники безопасности:

- проверить наличие инструмента, противопожарного инвентаря, аптечки;
- быть внимательным к пыли углей при хранении и транспортировке, т.к. угли склонны к самовогоранию.

Опасность самовозгорания возрастает с увеличением содержания летучих в топливе. Угли с содержанием летучих 10-15 % менее опасны, а с содержанием 15-40 % очень опасны. 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 выхолощивание мельницы при завале топливом. Персонал в таких случаях должен быть особо внимательным к режиму работы установки.

Для снижения взрывоопасности пылевоздушной смеси в тракт пылесистемы подается сухой азот, снижая содержание кислорода в сушильном агенте до 8 %.

На бункерах запаса угля предусматривается пневмообрушение сжатым воздухом только при работе на углях марок «А» и «Т». При работе на углях марок «К» и «Г» пневмообрушение сжатым воздухом запрещено.

Пневмообрушение сжатым азотом запрещено, т.к. бункеры сырого угля негерметичны.

Для транспортирования пыли от отделения пылеприготовления к распределительно-дозировочному отделению используется азотовоздушная смесь с содержанием кислорода до 16 %.

В зонах обслуживания и ремонта, где возможны утечки азота, объемная доля кислорода в воздухе рабочей зоны должна быть не ниже 19 %.

В помещениях шаровых мельниц, бункеров сырого угля, бункеров пыли и в топочном отделении предусматривается аварийная приточная вентиляция, обеспечивающая в помещениях восьмикратный воздухообмен в течение 1 часа.

Для гашения тлеющей угольной пыли в рукавном фильтре или бункере пыли предусмотрен подвод азота, который подводится рассредоточено во избежание взвихривания пыли.

Запрещается работа пылесистемы и рукавного фильтра, если из них наблюдается выбивание запыленного воздуха.

Производство ремонтных работ на оборудовании системы пылеприготовления разрешается только по наряду-допуску после обеспечения мер безопасности, указанных в наряде.

Таким образом, проведенный анализ технологии доменной плавки с вдуванием в горн доменных печей таких дополнительных видов топлива как природный газ и пылеугольное топливо показывает, что безукоризненное соблюдение требуемых норм по обеспечению безопасности технологического процесса не ухудшает условия труда персонала и не приводит к возникновению аварийных ситуаций.

#### Литература:

1. Ярошевский, С.Л. Эффективность вдувания природного газа и пылеугольного топлива при выплавке чугуна / С.Л. Ярошевский, В.В. Кочура, А.М. Кузнецов и др. // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2019. – Том 62. – № 11. – С. 833-839.

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.

3. Кочура, В.В. Исследование и оптимизация фракционного состава пылеугольного топлива, вдуваемого в горн доменных печей ПрАО «Донецксталь» - металлургический завод / В.В. Кочура, С.Л. Ярошевский, В.В. Брага // Научные труды Донецкого национального технического университета. – 2011. – Серия металлургия. – Выпуск 13 (194). – С.44-53.

4. Кочура, В.В. Контроль степени сгорания пылеугольного топлива в доменных печах по анализу продуктов плавки / В.В. Кочура, С.Л. Ярошевский, В.И. Купенко // «Металлургия чугуна - вызовы XXI века». Труды VIII Международного конгресса доменщиков. – Москва: Издательский дом «Кодекс», 2017. – С.294-301.

## СОДЕРЖАНИЕ

### 1. МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

1	Дьяков А.А., Жук В.Л., Сидоренко Г.Н. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СТЕПЕНИ ИЗНОСА РАБОЧЕГО СЛОЯ МНОГОСЛОЙНОЙ ФУТЕРОВКИ СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОГО КОВША НА ЕЕ ТЕПЛОВЫЕ ПОТЕРИ.....	6
2	Симонов А.Ю., Жук В.Л., Симоненко В.И. МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ МАССЫ СЛИТКА СПЕЦИАЛЬНЫХ СТАЛЕЙ НА ВЕЛИЧИНУ УСАДОЧНОЙ РАКОВИНЫ.....	8
3	Егоров Д.Н., Герцык С.И. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ВЫПЛАВКИ СТАЛИ СТЗСП В ДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ.....	11
4	Мовчан А.Ю., Салмаш И.Н. МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПЕРЕМЕШИВАНИЯ ЖИДКОЙ СТАЛИ В КОНВЕРТЕРЕ И СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОМ КОВШЕ.....	15
5	Мовчан А.Ю., Салмаш И.Н. РАСЧЕТ ЭКОНОМИЧЕСКОГО ЭФФЕКТА ОТ ВНЕДРЕНИЯ РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО СОВЕРШЕНСТВОВАНИЮ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ФУТЕРОВКИ ДЛЯ АГРЕГАТА «КОВШ - ПЕЧЬ».....	19
6	Безух И.В., Кочура В.В. ЗАДУВКА ДОМЕННОЙ ПЕЧИ: ПОДБОР ЗАДУВОЧНОЙ ШИХТЫ.....	22
7	Туммалия И.Р., Кочура В.В. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА И ПРИРОДНОГО ГАЗА НА ПОКАЗАТЕЛИ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ.....	27
8	Кожокарь И.М., Малахова О.И. ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ВОДОРОДА В ЧЁРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ.....	31
9	Володин А.А., Падалка Н.А., Савченко В.Н., Падалка В.П. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ УТИЛИЗАЦИИ ЗАМАСЛЕННОЙ ОКАЛИНЫ.....	35
10	Якиминин С.А., Салмаш И.Н. МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕМЕШИВАНИЯ И УСРЕДНЕНИЯ МЕТАЛЛА В КОВШЕ.....	40
11	Шедловский Д.В., Асламова Я.Ю., Мищенко И.М. МЕТОДИКИ ИССЛЕДОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ВЫСОКООСНОВНОЙ ШИХТЫ В ЗАГРУЗОЧНОЙ ВОРОНКЕ КОМБИНИРОВАННОГО ЗАГРУЗОЧНОГО УСТРОЙСТВА И НА АГЛОМАШИНЕ.....	42
12	Пирогова Н.А., Фещенко Р.Ю. ИССЛЕДОВАНИЕ МЕХАНИЗМА ОКИСЛЕНИЯ ГРАФИТИРОВАННЫХ ЭЛЕКТРОДОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ АГРЕГАТОВ.....	46

- 13 Ищук Е.И., Троянский А.А., Ратиев С.Н. ИССЛЕДОВАНИЕ СКОРОСТИ ПЛАВЛЕНИЯ РАСХОДУЕМОГО ЭЛЕКТРОДА ПРИ ЭЛЕКТРОШЛАКОВОМ ПЕРЕПЛАВЕ ПОД ФЛЮСАМИ С РАЗЛИЧНЫМ СОДЕРЖАНИЕМ МЕТАЛЛИЧЕСКОГО КАЛЬЦИЯ 49

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

- 1 Бондарь А.Ю., Корицкий Г.Г. РЕТРОСПЕКТИВА ВОЗНИКНОВЕНИЯ МАТЕРИИ..... 55
- 2 Бондарь А.Ю., Корицкий Г.Г. ФОРМИРОВАНИЕ КРИСТАЛЛИЧЕСКОГО ТЕЛА..... 59
- 3 Бистина Л.М., Коровин В.А. МЕХАНИЗМ ОБРАЗОВАНИЯ И МЕРЫ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ГАЗОВЫХ ДЕФЕКТОВ В СТОПОЧНОМ ЛИТЬЕ СТАЛЬНЫХ ОТЛИВОК..... 61
- 4 Караминадик И., Демченко Е.Б. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЧНОСТИ СОЕДИНЕНИЙ НА СРЕЗ ПОЛУЧЕННЫХ КОНТАКТНОЙ ТОЧЕЧНОЙ СВАРКОЙ МАТЕРИАЛОВ НА ОСНОВЕ А1-сталь..... 63
- 5 Митин П.А., Кончак А.А., Гольцова М.В. ВЫСОКОЭНТРОПИЙНЫЕ СПЛАВЫ: ПРИРОДА, ПРИМЕНЕНИЕ, СОЗДАНИЕ СВАРНЫХ СОЕДИНЕНИЙ..... 66
- 6 Палкин О.О., Пасечник А.Ю. ИССЛЕДОВАНИЕ СТОЙКОСТИ ВОДООХЛАЖДАЕМЫХ ПОДОВЫХ ЭЛЕКТРОДОВ..... 70
- 7 Палкин О.О., Пасечник С.Ю., Симоненко В.И. ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ПОЛУЧЕНИЯ ОТЛИВКИ ИЗ БРОНЗЫ BrA9Ж4Л МЕТОДОМ ЛГМ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРОГРАММЫ LVMFlow..... 73
- 8 Плаксина А.О., Брусов А.Л. РАСЧЁТ ШИХТОВКИ ПРИ ВЫПЛАВКЕ ЛИГАТУРЫ BrAЖ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ АЛЮМИНИЕВОГО ЛОМА..... 77
- 9 Семенов Д.О., Корицкий Г.Г. ОСОБЕННОСТИ ОРГАНИЗАЦИИ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ВТОРИЧНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ ..... 80
- 10 Семенов Д.О., Пасечник А.Ю. ЭЛЕКТРОПРОВОДНОСТЬ ШЛАКА ДЛЯ ВЫПЛАВКИ БИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ СЛИТКОВ СТАЛЬ-МЕДЬ..... 84
- 11 Сотников А.Л., Пасечник С.Ю., Крымов В.Н. С ЧЕГО НАЧИНАЕТСЯ КОСМИЧЕСКАЯ РАКЕТА ... 88
- 12 Бычек А.Б., Гольцова М.В. ИЗГИБЫ ПАЛЛАДИЕВОЙ ПЛАСТИНЫ ПРИ ОДНОСТОРОННЕМ НАСЫЩЕНИИ ГАЗООБРАЗНЫМ ВОДОРОДОМ..... 92

13	Максимова Р.И., Бричкин В.Н. МЕТОДИКА СИНТЕЗА ТВЕРДЫХ РАСТВОРОВ В СИСТЕМЕ CaO-Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> -CO <sub>2</sub> -H <sub>2</sub> O С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ХИМИЧЕСКИ ОСАЖДЕННОГО КАРБОНАТА КАЛЬЦИЯ.....	95
----	---	----

### 3. ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

1	Бондарь Т.Ю., Яковченко А.В. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОКАТКИ КРУГЛЫХ ПРОФИЛЕЙ НА НЕПРЕРЫВНОМ СТАНЕ 390, ОБЕСПЕЧИВАЮЩЕЕ ПОВЫШЕНИЕ ТОЧНОСТИ РАЗМЕРОВ.....	99
2	Ярош Д.А., Закарлюка С.В., Гончаров В.Е. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИ УПРУГОМ РАСТЯЖЕНИИ ПОЛОС С НЕСИММЕТРИЧНОЙ ВОЛНИСТОСТЬЮ .....	102
3	Омельченко Н.В., Закарлюка С.В., Шевелев А.И. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ПОЛОС К ПОТЕРЕ ПЛОСКОЙ ФОРМЫ.....	108
4	Свистун А.С., Сарафанов А.Е., Радионова Л.В. АНАЛИЗ СОПРОТИВЛЕНИЯ ДЕФОРМАЦИИ ТИТАНОВЫХ СПЛАВОВ ПРИ ГОРЯЧЕМ ФОРМОИЗМЕНЕНИИ .....	113
5	Клименко В.В., Руденко Е.А., Шевелев А.И. ДЕФОРМАЦИОННЫЕ И СИЛОВЫЕ ПАРАМЕТРЫ ПРОКАТКИ КЛИНОВИДНЫХ ЛИСТОВ.....	118
6	Колосов С.Д., Письменная И.А., Кудокоцева В.А. ВНЕДРЕНИЕ ПРОЦЕССОВ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРИ ОБРАБОТКЕ МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ИНФОРМАЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ANSYS-LS-DYNA .....	121
7	Белоусов Р.Ю., Руденко Е.А., Гончаров В.Е. СПОСОБ ПРОКАТКИ СЛЯБОВ С ДРОБНОЙ ПО ШИРИНЕ ДЕФОРМАЦИЕЙ ТОЛЩИНЫ.....	124
8	Качар А.В., Снитко С.А. АНАЛИЗ РЕЗУЛЬТАТОВ КОНЕЧНО-ЭЛЕМЕНТНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ВЫКАТКИ ДЕФЕКТОВ В ПРОЦЕССЕ ПРОКАТКИ КРУГОВ БОЛЬШОГО ДИАМЕТРА.....	126

### 4. ПРИКЛАДНОЕ МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ

1	Берданосов Р.П., Волгина Н.И. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА СВОЙСТВА СТАЛИ ДЛЯ ТЕПЛОНОСИТЕЛЕЙ.....	129
---	--	-----



2	Боднарюк С., Егоров Н.Т. СРАВНИТЕЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ОТЕЧЕСТВЕННЫХ И ЗАРУБЕЖНЫХ ТРУБНЫХ СТАЛЕЙ ДЛЯ МАГИСТРАЛЬНЫХ ГАЗОПРОВОДОВ.....	133
3	Варлашин Д.О., Шульгин А.В. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА СВОЙСТВА СТАЛИ ДЛЯ ТЕПЛОНОСИТЕЛЕЙ.....	136
4	Петрив М.М., Горбатенко В.П. ОЦЕНКА ГЛУБИНЫ УПРОЧНЕННОГО ПРИПОВЕРХНОСТНОГО СЛОЯ ПРИ ШЛИФОВАНИИ СТАЛИ С МЕТАСТАБИЛЬНЫМ АУСТЕНИТОМ	140
5	Розенберг Е.В., Урбанович Н.И., Барановский К.Э. ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЦИНКСОДЕРЖАЩЕГО ОТХОДА ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ЦИНКОВЫХ ПОКРЫТИЙ МЕТОДОМ ТЕРМОДИФфуЗИОННОГО НАСЫЩЕНИЯ.....	144
6	Чижик В.В., Крымов В.Н. ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ И ТВЕРДОСТИ СВАРНОГО СОЕДИНЕНИЯ БОРИРОВАННОЙ СТАЛИ.....	147

## **5. ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА**

1	Кубраков М.Б. Новикова Е.В. НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕПЛОВОЙ РАБОТЫ ТЕРМИЧЕСКИХ ПЕЧЕЙ.....	152
2	Начкебия Н.С., Бирюков А.Б. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛООБМЕННЫХ ПРОЦЕССОВ В МИКРОРЕГЕНЕРАТИВНЫХ НАСАДКАХ .....	157
3	Сауткин П.В., Герцык С.И. УЛУЧШЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ТОПЛИВНЫХ ПЕЧЕЙ.....	160

## **6. ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА**

1	Жлобо Р.А., Цуканов Д.Ю., Орлов Б.Ю. ЗАВИСИМОСТЬ КОЭФФИЦИЕНТА СЖИМАЕМОСТИ ТРИФТОРДИХЛОРЭТАНА ОТ ДАВЛЕНИЯ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ ТЕМПЕРАТУРАХ.....	166
2	Морозов А.К., Сафьянц С.М., Гридин С.В. АНАЛИЗ ОСОБЕННОСТЕЙ ТЕПЛОНАСОСНЫХ СИСТЕМ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ .....	170
3	Юрьев И.П., Гридин С.В. ОЦЕНКА ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ КОМПЛЕКСА ДЕЦЕНТРАЛИЗОВАННОГО ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ.....	175

4	Патана Ю.Р., Колесниченко Н.В., Сафьянц С.М. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАБОЧИХ ПАРАМЕТРОВ БИВАЛЕНТНОЙ СХЕМЫ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ ОТ ТНУ И ПИКОВОГО ВОДОГРЕЙНОГО КОТЛА.....	179
5	Патана Ю.Р., Колесниченко Н.В., Гридин С.В. ОПРЕДЕЛЕНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКИХ ЗАВИСИМОСТЕЙ ДЛЯ РАСЧЕТА РАБОЧИХ ПАРАМЕТРОВ ТЕПЛОВОГО НАСОСА .....	184
6	Кравченко С. О., Бирюков А. Б. ОБЗОР МЕТОДОВ ГАЗИФИКАЦИИ БИОМАССЫ.....	189

## **7. ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ТРУДА В МЕТАЛЛУРГИИ**

1	Чеботников И.В., Ламтюгова Е.А. ИССЛЕДОВАНИЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СРЕДСТВ ИНДИВИДУАЛЬНОЙ ЗАЩИТЫ ДЛЯ СОЗДАНИЯ БЕЗОПАСНОЙ РАБОЧЕЙ СРЕДЫ.....	195
2	Безух И.В., Кочура В.В. ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ЗАДУВКЕ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ.....	200
3	Мандриченко В.Н., Ошовский В.В. ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ БИОТОПЛИВА ТРЕТЬЕГО ПОКОЛЕНИЯ ДЛЯ НУЖД МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ.....	205
4	Туммалия И.Р., Кочура В.В. ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ВДУВАНИИ ПРИРОДНОГО ГАЗА И ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА В ДОМЕННЫЕ ПЕЧИ.....	209

**Научное издание**

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

**«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ  
ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»**

**Сборник докладов конференции**

**Компьютерное редактирование и верстка Асламова Я.Ю.**

Донецкий национальный технический университет  
83001, г. Донецк, ул. Артема, 58.