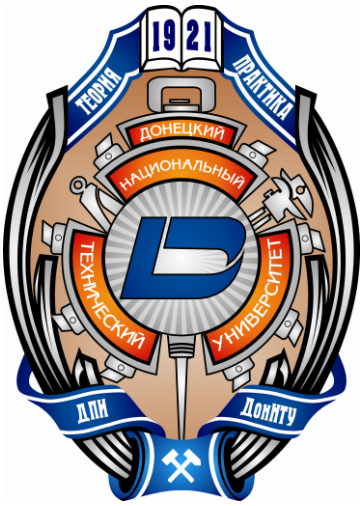
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ "ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ"
ФИЗИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ



IV МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ И СТУДЕНТОВ

«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»

23-24 МАЯ 2018 года

ДОНЕЦК – 2018

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

IV МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ И СТУДЕНТОВ

«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»

СБОРНИК ДОКЛАДОВ

ДОНЕЦК – 2018

УДК 669.18:621.7

Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс] : [материалы IV Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов]: сборник докладов / Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Донецкий национальный технический университет», Физико-металлургический ф-т; редкол.: С.М. Сафьянц (пред.) и др. – Электрон. дан. (1 файл: 22 Мб). – Донецк : ДОННТУ, 2018.– 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 окружающей среды.

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

Редколлегия:

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

Ответственный за выпуск:

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

Статьи напечатаны с авторских экземпляров

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

© Авторы материалов, 2018
© Изд-во ДОННТУ, 2018

Уважаемые молодые ученые и студенты!

В 2018г. в IV Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов «Металлургия XXI столетия глазами молодых» участвуют представители 13 высших учебных заведений из Донецкой Народной Республики, Луганской Народной Республики, Беларуси, Казахстана и России.

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

Доклады в сборнике приведены по секциям*:*

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

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

Надеюсь, что предложенные молодыми исследователями научно-технические решения, приведенные в этом сборнике, будут реализованы и помогут решению стоящих перед металлургией проблем.

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

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

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

ИЗУЧЕНИЕ ПРИЧИН ИЗНОСА ВОЗДУШНЫХ ФУРМ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ

Яковлев К.А, Харченко Е.М.
Карагандинский государственный индустриальный университет,
г.Темиртау, Казахстан

В условиях форсированной работы доменных печей (ДП) большое значение приобретает повышение стойкости воздушных фурм как резерва сокращения простоев, увеличения производительности печей и снижения себестоимости чугуна. Существует множество технических решений проблемы повышения стойкости воздушных фурм, тем не менее, для множества предприятий, производящих чугун вопрос повышения стойкости остается не решенным.

Кроме расхода средств на саму фурму, имеют место потери производства, связанные с остановками печи от 0,5 до 2-3 часов и более, в зависимости от характера прогара.

Воздушные фурмы, согласно [1], работают в наиболее тяжелых условиях, подвергаясь воздействию высоких температур, истирающему действию шихтовых материалов, воздействию продуктов плавки. Анализ причин выхода из строя воздушных фурм проводился на доменной печи № 3 АО «Арселор-Миттал Темиртау». В 2015 году доменная печь № 3 была реконструирована, объем печи составляет 3848м^3, проектная мощность 2,3 млн. тонн чугуна в год. Количество воздушных фурм на печи 32 штуки.Анализ показал, что срок службы фурм может быть от одной недели до года (при возможных 1,5 года), что связано с рядом факторов (таблица 1).

Таблица 1 - Основные причины выхода из строя воздушных фурм доменной печи

	Вид износа	Причины выхода из строя фурм
1	Прогар	58-63% фурм выходят из строя из-за прогара стенок в результате: - периодического попадания на фурму жидких продуктов плавки; - недостаточной эффективности отвода тепла; - низкого качества охлаждающей воды.
2	Трещины, разрывы по шву сварки	На долю данного вида износа приходится ~ 30% в результате: - чрезмерной тепловой нагрузки; - наличия раковин, литейных складок, сильной разнотолщинности элементов фурмы и, особенно

	Вид износа	Причины выхода из строя фурм
		носка. - не соблюдения технологии сварки; - плохого качества сварочного материала.
3	Вмятины 	- обрыв шихты в печи на фурму.
4	Износ 	- постоянно действующий абразивный износ фурмы движущейся шихтой, протекающий в условиях высоких температур.

Прогару подвержена в большей степени нижняя часть носка, по сравнению с верхом и случаями прогара носка сбоку. Прожог происходит за счет растворения меди в обезуглероженном чугуне. Эффективным способом борьбы с прогарами считается утолщение носка.

Вероятность трещинообразования возрастает с увеличением температуры дутья и диаметра фурм [1]. Основная масса повреждений типа трещин и разрывов в случае применения качественных (кованных или штампованных) носков фурм приходится на сварные соединения, в основном у фланца и в месте приварки топливных труб, а также на сварные соединения разнотолщиных элементов фурмы.

Абразивному износу подвержена, в основном, верхняя часть носка фурмыв результате циркуляции перед ней шихтовых материалов. При абразивном износе за 4 месяца длина носка может уменьшаться на 40-70мм, что одновременно увеличивает выходное сечение фурмы. Для снижения данного вида износа переднюю часть носка фурмы выполняют утолщенной.

Кроме перечисленных причин выхода из строя воздушных фурм доменных печей существенное значение имеет уровень применяемой технологии доменной плавки и качество загружаемых железорудного сырья и кокса. Авторами [2] выведена корреляционная зависимость (коэффициент корреляции — 0,69, критерий надежности связи — 2,96) числа сгоревших фурм от ряда параметров доменной плавки:

$$N = - 1{,}29 + 6{,}02\,[Si] - 5{,}41\,B - 0{,}34Fe_{агл} + 0{,}3M_{10},$$

где N - число сгоревших воздушных фурм;

[Si] - содержание кремния в чугуне, %;

B - основность шлака по модулю $(CaO+MgO)/SiO_2$;

$Fe_{агл}$ - содержание железа в шихте, %;

M_{10} - показатель механической прочности кокса, %.

Из установленной зависимости следует, что в определенных интервалах изменения указанных параметров вероятность горения фурм увеличивается при повышении содержания кремния в чугуне и снижения основности шлака. Увеличение содержания железа в шихте и уменьшение истираемости кокса способствуют снижению интенсивности прогара воздушных фурм.

Как следует из зависимости, большое влияние на стойкость фурм оказывает содержание кремния в чугуне (+6,02[Si]), чем больше кремния, тем ниже стойкость фурм доменных печей.

На сегодняшний день содержание кремния в чугунах АО «АрселорМиттал Темиртау», как правило, составляет более 1%, зачастую этот показатель равен 1,25-1,5% и более, что также сильно сказывается на стойкости воздушных фурм доменных печей.

Таким образом, для продления срока службы воздушных фурм необходимо обеспечить в горне доменной печи условия, исключающие возможность попадания жидких продуктов плавки на тело фурмы, а также снизить термические нагрузки на корпус фурмы и колебания этих нагрузок.

К конструктивным мероприятиям по повышению стойкости воздушных фурм можно отнести:

- увеличение скорости циркуляции воды в наиболее напряженной рыльной части, что достигается разделением полости фурмы на две камеры с помощью перегородок;
- организация направленной циркуляции воды во всей полости охлаждения фурмы за счет применения специальных вставок различной конструкции;
- защита фурм огнеупорным покрытием;
- утолщение рыльной части воздушной фурмы.

Литература:

1. *Анищенко, А.С.* Разработка конструкции и технологии штамповки носков воздушных доменных фурм / А.С. Анищенко // Вестник приазовского государственного технического университета, 2014г., вып.29. - С. 48-55

2. https://metallurgy.zp.ua/povyshenie-stojkosti-vozdushnyh-furm-domennyh-pechej/

ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОДУВКИ СТАЛИ АРГОНОМ В ПРОМЕЖУТОЧНОМ КОВШЕ СЛЯБОВОЙ МНЛЗ

Ворона Ж.В., Хворостянов А.Н., Жук В.Л.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Промежуточный ковш (ПК) является одним из важнейших технологических элементов при разливке стали на МНЛЗ. Важную роль в стабильности работы ПК играет организация движения потоков стали в момент начала разливки и по ее ходу [1,2].

Эксперимент на производстве связан с многочисленными трудностями, поэтому проводить исследования с реальным ПК нецелесообразно, так как это может привести к большим затратам и невозможности наглядно наблюдать некоторые процессы [2]. Условия в лаборатории дают возможность достоверно изучить физические явления, а также самостоятельно управлять всевозможными факторами.

Для изучения процессов, проходящих в ПК, была разработана методика исследований на холодной физической модели ПК двухручьевой слябовой МНЛЗ, схема установки которой приведена в работе [3]. Размеры модели, на которой был проведен эксперимент следующие : длина верхней части – 550 мм; длина нижней части – 370 мм, ширина плоской модели – 40 мм; высота ПК – 154 мм; высота заполнения – 137 мм. Масштаб модели составил 1:10. Продувочную фурму размещали по центральной продольной оси модели ПК. Наружный размер фурмы составляет 10мм.

Перемещение границы жидкости в ПК фиксировали при помощи фотосъемки видеокамерой телефона Samsung Galaxy Grand Prime . Исследовали влияние параметров дутьевого режима с помощью фурмы, в головке которой были выполнены отверстия, изготовленные в продольном направлении ПК слябовой МНЛЗ по трем вариантам. Внешний вид наконечников продувочной фурмы показан на рисунке 1.

а – с двумя продольными соплами; б – с четырьма продольными соплами (с углом 60˚ в продольном направлении);
в – V-образная форма с углом раскрытия 120˚

Рисунок 1 – Внешний вид наконечников фурмы

Расчет диаметров сопел и расход воздуха выполняли из условий равенства числа Архимеда для модели и натурального образца. Результаты расчетов приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Характеристика наконечников фурмы

№ п/п	Количество сопел, шт	Диаметр сопла $d_{0,}$ м	Площадь сечения $F,10^{-6},м^2$	Суммарная площадь $\sum F,10^{-6}, м^2$	Общий расход Ar, $м^3$/мин
1	2	0,00315	3,46	18,84	1,2
2	4	0,00215	2,45	18,84	
3	2 (V-обр.)	0,049	4,9	18,84	

На исследуемой модели высота уровня жидкости в ПК была постоянной и составляла 137 мм. Фурмы с различными диаметрами сопел при продувке располагались на расстоянии от дна ПК 4, 33, 50, 83мм. Эти расстояния были приняты из опыта эксперимента, приведенного в работе[4]. Длительность продувки на каждом уровне расположения фурмы при одинаковых расходах воздуха составляла 20 с. Каждую продувку выполняли по 3 раза, а полученные результаты области распространения выходящих струй определяли как среднеарифметические. Перемещение границы жидкости в ПК фиксировали при помощи фотосъемки видеокамерой телефона Samsung Galaxy Grand Prime. Полученные результаты измерений областей объема и их изображения показаны в таблице 2 и на рисунках 2-4 соответственно.

Таблица 2 – Результаты проведенных исследований.

№ п/п	Высота распол. фурмы от дна ПК, мм	Объем перемешивания металла в ПК (наконечник а) , %	Объем перемешивания металла в ПК (наконечник б) , %	Объем перемешивания металла в ПК (наконечник в) , %
1	$h_1 = 4$	0,5	0,3	0,4
2	$h_2 = 33$	3,0	2,0	4,0
3	$h_3 = 50$	6,0	4,0	6,0
4	$h_4 = 83$	10,0	6,0	9,0

В результате исследований было установлено, что при продувке с различными наконечниками с увеличением высоты расположения фурмы от дна ПК,

объем перемешивания металла увеличивался, хотя его величина была незначительной в сравнении с объемом метала ПК.

Лучшие результаты можно получить при использовании наконечника с удлиненными патрубками при тех же диаметрах выходных сопел.

Это видно из данных таблицы 2 при использовании наконечника V-образной формы, длина патрубков которых составила 22,5 мм.

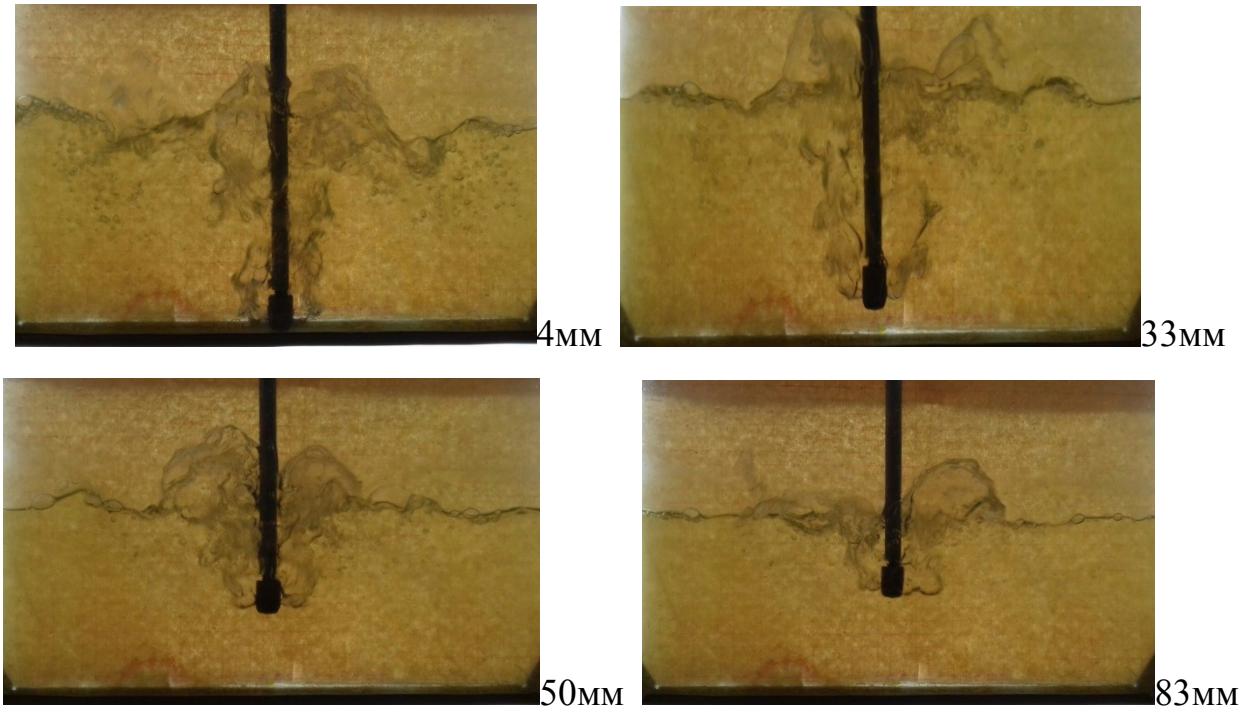


Рисунок 2- Распространение потоков жидкости во время продувки Ar в ПК (2 сопла)

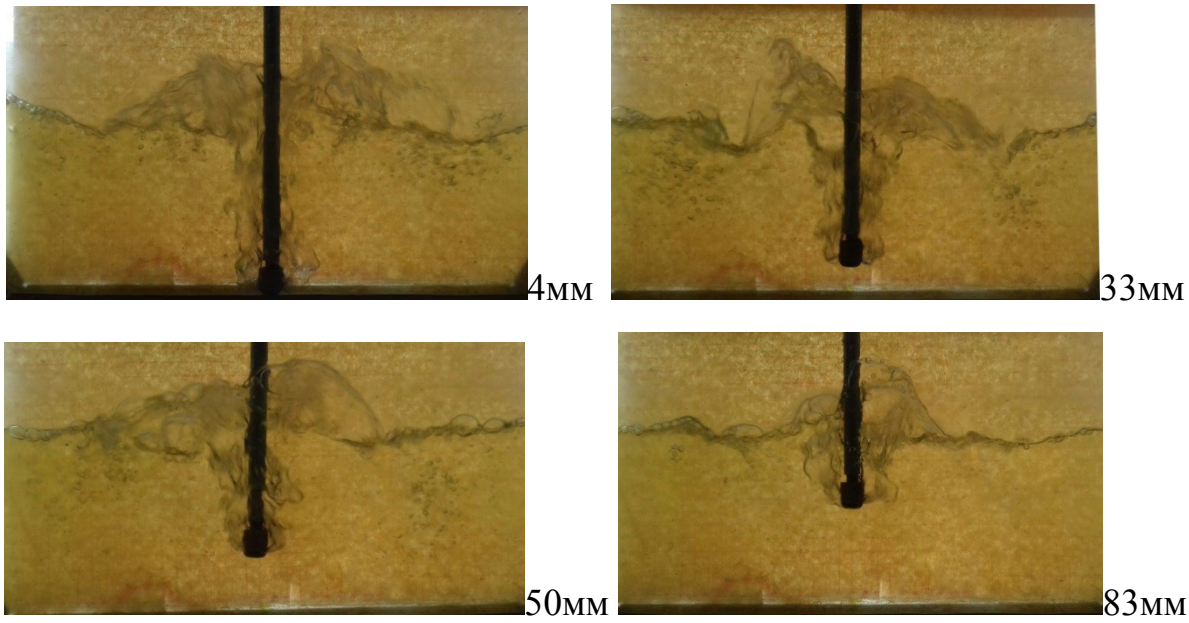


Рисунок 3- Распространение потоков жидкости во время продувки Ar в ПК (4 сопла)

Это позволит применять такие удлиненные патрубки в ПК двухручьевых слябовых МНЛЗ прямоугольного и V-образного типа. Для этого необходимо провести соответствующие эксперименты по выбору оптимальной конструкции наконечника, что позволит использовать такие продувочные фурмы и для перемешивания металла в сталеразливочных ковшах.

4мм

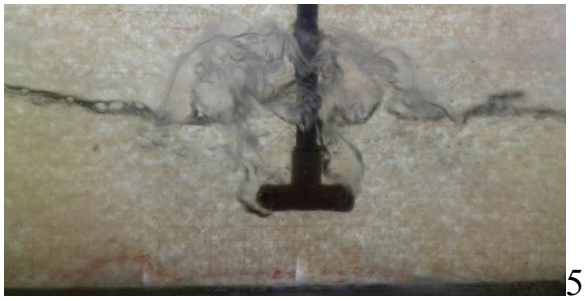
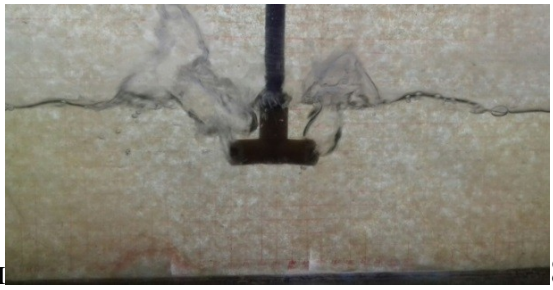
33мм

50мм

83мм

Рисунок 4 - Распространение потоков жидкости во время продувки Ar в ПК(V-образная фурма на 2 сопла)

Литература

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

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

3. *Ворона, Ж.В*. Разработка методики физического моделирования гидродинамических процессов, протекающих при продувке металла газом в промежуточном ковше МНЛЗ / Ж.В.Ворона , В.Л. Жук // Металлургия XXI столетия глазами молодых. Материалы III Международной научно-практической конференции студентов.-Донецк: ДонНТУ, 2017.- С 31-33.

4. *Серегин, С.А*. Исследование гидродинамики потоков жидкости в промежуточном ковше слябовой МНЛЗ / С.А. Серегин, В.Л. Жук // Металлургия XXI столетия глазами молодых. Материалы III Международной научно-практической конференции студентов. - Донецк: ДонНТУ, 2017.- С 14-16.

АНАЛИЗ ОСВОЕНИЯ ПЫЛЕУГОЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ НА ДОМЕННОЙ ПЕЧИ №5 ЕНАКИЕВСКОГО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ЗАВОДА

Жеведь С.С., Кочура В.В.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Важнейшая задача черной металлургии - снижение энергоемкости металлопродукции не может быть решена без существенного сокращения расхода кокса на выплавку чугуна. Поэтому особое значение приобретает широкомасштабное внедрение технологии доменной плавки с вдуванием в горн пылеугольного топлива (ПУТ), приготовленного из недефицитных и относительно недорогих некоксующихся марок углей с низким содержанием серы и золы. Преимуществами угля по сравнению с другими заменителями кокса является его низкая стоимость, большие запасы и высокая теплота сгорания у фурм доменной печи [1-3].

Енакиевский металлургический завод (ЕМЗ) имеет благоприятные предпосылки для высокоэффективного использования ПУТ: современные доменные печи объемом 1513 и 1719 $м^3$, аглофабрика, склад окатышей и кокса (СОК), предусматривающий подготовку основных шихтовых материалов к плавке, воздухонагреватели Калугина с температурой дутья до 1250 °С, лотковое загрузочное устройство на ДП-3 и другое.

Для реализации ПУТ-технологии фирмой Kuttner построена современная ПУТ-установка, введенная в эксплуатацию в 1-м квартале 2016 г.

Используемые шихтовые материалы: свой агломерат и окатыши СевГОК с отсевом мелочи (0-5 мм), кокс Авдеевского, Енакиевского и Макеевского КХЗ.

Освоение ПУТ-технологии на ЕМЗ, начатое с марта 2016 г. на доменной печи №5 (ДП-5), проходило в неблагоприятных шихтово-технологических условиях из-за нерегулярных поставок, прежде всего, железорудных материалов (окатышей СевГОК), изменения качества кокса (марки и КХЗ-поставщики).

Для производства ПУТ поставлялся кузнецкий слабоспекающийся уголь марки СС (0-50 мм) с содержанием серы до 0,2 %, золы – 7,5 %, летучих веществ – 22 %.

В качестве компенсирующих мероприятий использованы: повышение температуры дутья до 1100 °С, содержания кислорода в дутье до 23 %, вывод из состава дутья природного газа, снижение основности шлака (CaO/SiO_2) до 1,08 и выхода шлака.

На ДП-5 освоена технология с вдуванием в горн пылеугольного топлива совместно с природным газом (ПУТ+ПГ) и пылеугольного топлива (ПУТ) (табл. 1) [4-6].

Из сопоставления базового и опытных периодов следует, что вдувание в горн ПУТ в 1-м и 2-м периодах 127,8 (+21 $м^3$ ПГ) и 122,1 кг/т чугуна обеспечило снижение расхода кокса соответственно на 123,5 и 124,2 кг/т чугуна (22 %). При этом производительность печи повысилась в исследуемых периодах на

404,1 т/сут (15,6 %) и 301,2 т/сут (11,6 %).

Таблица 1 - Показатели работы ДП-5 ЕМЗ

Показатели	Периоды		
	январь-февраль 2016 г. (базовый)	20.03-21.04.2016 г. (1-й опытный)	11-31.07.2016 г. (2-й опытный)
Производительность т/сутки	2595,5	2999,6	2896,7
Удельная производительность, т/($м^3$сут)	1,715	1,983	1,915
Расход топлива, кг($м^3$)/т чугуна:			
кокс	564,2	440,7	440,0
коксовый орешек	34,6	34,1	34,1
ПУТ	0	127,8	122,1
ПГ	0	21,0	0
Расход сухих материалов, кг/т чугуна:			
агломерат ЕМЗ	634,1	571,8	689,8
агломерат ЮГОК	0	0	165,7
окатыши СевГОК	1038,3	1050,1	788,5
известняк	75,9	55,2	43,6
конвертерный шлак	60,1	95,1	66,2
Дутье: расход, $м^3$/т чугуна	1552	1535	1384
содержание кислорода, %	20,0	23,0	22,8
температура, ^{O}C	906	1100	1100
давление, атм	2,495	2,555	2,61
Степень использования CO, %	35,0	35,35	35,19
Содержание в чугуне, % : Si	0,55	0,67	0,64
S*	0,061	0,070	0,083
Выход шлака, кг/т чугуна	430,5	393	390,3
Основность шлака, CaO/SiO_2	1,16	1,09	1,08
Содержание MgO в шлаке, %	5,48	5,72	5,11
Объемная доля кокса в шихте, %	56,2	51,8	51,7
Теоретическая температура, ^{o}C	2102	2132	2192
Расход углерода, дошедшего до фурм, кг/т чугуна	340,8	284,6	259,6
Выход горновых газов, $м^3$/т чугуна	1932	2049	1809
Выход восстановительных газов, $м^3$/т чугуна	651,68	862,11	736,36
Степень прямого восстановления, %	53,65	27,44	35,52
Приход серы с шихтой, кг/т чугуна	6,59	5,874	6,03
Расход условного топлива, кг/т чугуна	607,68	634,0	602,0
К.п.д. использования тепла печи, %	85,08	76,26	80,99
Выход колошникового газа, $м^3$/т чугуна	2154	2131	1953
Определяющие показатели:			
Рудная нагрузка, т/т кокса	2,92	3,67	3,61
Выход шлака, кг/т кокса	763	892	833
Выход горнового газа, $м^3$/т кокса	3355	4649	4120
Приход мелочи с шихтой, кг/т кокса	179	201,4	207,2
Скорость газа в распаре, м/с	8,36	13,36	11,11

* Чугун подвергался внедоменной десульфурации в кислородно-конвертерном цехе

Суммарный коэффициент замены кокса составил 0,97 и 1,02 кг/кг. За исключением влияния компенсирующих мероприятий и ПГ коэффициент замены кокса ПУТ составил в 1-м и 2-м периодах 0,63 и 0,76 кг/кг. Основной причиной указанного расхождения является крайне низкий показатель использования восстановительного потенциала горновых газов (η_{co}) 35; 35,35 и 35,19 %, а содержание CO_2 в колошниковом газе 13,2; 13,5 и 13,9 % в базовом и опытных периодах.

Расход условного топлива на ДП-5 незначительно снизился во 2-м опытном периоде (5,68 кг/т чугуна; 0,93%) и повысился в 1-м опытном периоде (26,32 кг/т чугуна; 4,33 %), что подтверждает низкую эффективность вдувания ПГ в смеси с ПУТ.

Низкая степень использования восстановительного потенциала газов определяет повышение расхода кокса. В отечественной и зарубежной практике выплавки чугуна η_{co} составляет 45-55 % (содержание CO_2 в колошниковом газе - 16-24 %), что наравне с другими факторами обеспечивает снижение расхода кокса до 250-350 кг/т чугуна [1,2]. Основной причиной низкого значения степени использования газа (η_{co}) в условиях ЕМЗ является низкое и нестабильное качество кокса (показатель горячей прочности (CSR) составлял 45-55 %. Естественно, что при использовании ПУТ и соответственном снижении расхода кокса процесс разрушение кокса в печи усиливается. В зарубежной практике при работе доменных печей с применением ПУТ величина CSR оговорена потребителем и составляет не менее 65 % [1].

Степень прямого восстановления оксидов железа (r_d) снизилась в 1-м и 2-м опытных периодах до 27,44 % (на 26,21 %) и до 35,52 % (на 18,13 %).

Теоретическая температура горения в 1-м и 2-м опытных периодах повысилась до 2132 и 2192 °С (на 30 и 90 °С, что вполне отвечает требованиям технологии.

Выход горновых газов существенно снизился во 2-м опытном периоде (123 $м^3$/т чугуна; 6,36 %) и повысился в 1-м опытном периоде с вдуванием ПГ (117 $м^3$/т чугуна; 6,05 %).

КПД использования тепла на доменной печи снизился в опытных периодах, особенно существенно при вдувании ПГ (8,82 %).

Перечисленные в табл. определяющие показатели доменной плавки не превышают предельно-допустимого уровня [2-5].

Таким образом, данные проведенных опытных плавок подтверждают эффективность доменной технологии с вдуванием в горн ПУТ в сочетании с компенсирующими мероприятиями.

Изменения основных показателей доменной плавки на ДП-5 приведены в табл. 2

Эффективность применения ПУТ в доменной плавке определяется условиями его сгорания в печи. Проведенные петрографические и химические исследования полноты сгорания ПУТ по анализу продуктов плавки на ДП-5 показали высокую степень его газификации в доменной печи (более 99 %).

Таблица 2 - Изменения основных показателей доменной плавки при вдувании ПУТ

Изменение показателя	20.03-21.04.2016 г. (1-й опытный)	11-31.07.2016 г. (2-й опытный)
Расход условного топлива, кг/т чугуна / %	+26,32/+4,33	-5,68/-0,93
Степень прямого восстановления оксида железа (r_d), %	-26,21	-18,13
Теоретическая температура горения, °С	+30	+90
Выход горновых газов, $м^3$/т чугуна / %	+117/+6,05	-123/-6,36
Общие потери тепла, ккал/кг чугуна / %	-321,8/-84,68	-155,7/-40,97
Общий расход тепла, ккал/кг чугуна / %	+330,1/+12,96	+147,4/+5,79

Таким образом, ЕМЗ имеет благоприятные предпосылки для высокоэффективного использования ПУТ. Промышленный опыт освоения ПУТ-технологии на ДП-5 позволил снизить расход кокса на 123,5 и 124,2 кг/т чугуна (22 %). Производительность доменной печи при этом повысилась на 404,1 т/сут (15,6 %) и 301,2 т/сут (11,6 %).

Литература:

1. *Савчук, Н.А.* Доменное производство на рубеже XXI века / Н.А. Савчук, И.Ф. Курунов // Новости черной металлургии за рубежом. - 2000. - Часть II. - Приложение 5. - М.: ОАО «Черметинформация». - 42 с.

2. *Ярошевский, С.Л.* Выплавка чугуна с применением пылеугольного топлива. - М.: Металлургия, 1988. - 176 с.

3. *Ярошевский, С.Л.* Исследование особенностей теплообмена в фурменной зоне доменной печи при вдувании ПУТ / С.Л. Ярошевский, А.М. Кузнецов, Ю.Л. Курбатов, В.В. Кочура, З.К. Афанасьева // Бюллетень «Черная металлургия», 2017.- №4. - С. 14-21.

4. *Кузнецов, А.М.* Освоение и эффективность технологии доменной плавки с применением пылеугольного топлива на ЧАО «Енакиевский металлургический завод» / А.М. Кузнецов, А.В. Зубенко, В.П. Падалка, А.С. Хайбулаев, С.Л. Ярошевский, В.В. Кочура // Металл и литье Украины. – 2017. - №8-10. - С. 23-30.

5. *Подкорытов, А.Л.* Освоение технологии доменной плавки с вдуванием в горн пылеугольного топлива на ЧАО «Енакиевский металлургический завод» / А.Л. Подкорытов, А.М. Кузнецов, А.В. Зубенко, В.П. Падалка, С.Л. Ярошевский, В.В. Кочура // Бюллетень «Черная металлургия», 2017.- №10. - С. 53-65.

6. *Жеведь, С.С.* Анализ освоения технологии вдувания пылеугольного топлива на ЧАО «Енакиевский металлургический завод» / С.С. Жеведь, В.В. Кочура // Проблемы недропользования: Сборник научных трудов. Ч. 1 / Санкт-Петербургский горный университет. СПб., 2018. - С.123-125.

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ МАССОПЕРЕНОСА АЗОТА В РАСПЛАВЕ МЕТАЛЛА ПРИ ЕГО ВНЕПЕЧНОЙ ДЕГАЗАЦИИ КОМПЛЕКСНЫМ ВОЗДЕЙСТВИЕМ ПРОДУВКИ АРГОНОМ И ЭЛЕКТРОСТАТИЧЕСКОГО ПОЛЯ

Тупилко И.В., Мельниченко М.В., Захаров Н.И.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Аргон, как инертный газ, получил широкое применение в различных технологиях.

В настоящей работе рассмотрено его использование в технологии внепечной дегазации жидкого металла от растворенного азота. При этом предполагается одновременное воздействие на расплав, наряду с продувкой аргоном через пористые элементы днища ковша, и электростатического поля умеренных (докритических) напряженностей. Температура плавления металла достаточно высокая, чтобы обеспечить как растворение в нем атомов азота, так и хотя бы частичную ионизацию этих атомов в жидкой ванне. Источник электростатического поля в виде диска локализован в вакуум-камере на ее оси.

В процессе дегазации металла от растворенного азота по достижении некоторой его концентрации (для железа ~ 0,01% по массе) массоперенос этого газа в расплаве лимитируется кинетическим (молизационным) звеном [1,2]:

$$2[N] = \{N_2\}$$

В этих условиях, для средней по объему жидкой ванны концентрации азота имеем [2]:

$$\frac{dc}{d\tau} = -(F/V) \cdot K_0 \cdot C^2, \qquad (1)$$

где F, V – площадь и объем газовыделения; K_0 – константа скорости реакции молизации.

Интегрируя (1) и учитывая, что выделение азота из расплава происходит как в пузыри аргона, так и в вакуум-камеру через поверхность «вакуум-металл», имеем:

$$\frac{1}{c(\tau)} - \frac{1}{[c]_0} = \frac{\tau}{V}\left(F_{Ar} \cdot K_{0,Ar} + F_E \cdot K_{0,E}\right). \qquad (2)$$

Здесь: $[c]_0$ – начальная концентрация азота в расплаве; τ – время его обработки; $K_{0,Ar}, K_{0,E}$ - константы скорости рассматриваемой реакции на поверхностях пузырей аргона и «вакуум-металл» с воздействием на вторую из них электростатического поля; F_{Ar}, F_E – площади этих поверхностей (при этом F_E характеризует часть поверхности «вакуум-металл», на которой $C_n > K_N\sqrt{P_{N_2}}$ [3]); P_{N_2} – парциальное давление молекул азота в вакуум-камере; K_N – константа Сивертса для азота.

Значение параметра F_{Ar} зависит от интенсивности продувки жидкой ванны аргоном и диаметра пор продувочного устройства [4]. Параметр F_E определяет-

ся напряженностью электростатического поля и степенью ионизации атомов азота в поверхностном слое межфазной поверхности «вакуум-металл» [3].

Учитывая квадратичную зависимость константы скорости реакции молизации от концентрации атомов азота на рассматриваемых межфазных поверхностях [1], можно записать в соответствии с законом Сивертса:

$$K_{0,Ar} = \gamma_1 [C]^2_{n,Ar} = \gamma_1 \cdot K_N^2 \cdot P_{N_2}^{Ar}, \quad (3)$$

$$K_{0,E} = \gamma_2 [C]^2_{n,E} = \gamma_2 \cdot K_N^2 \cdot P_{N_2}^{E} [(1-i) + i \cdot G(r)]^2, \quad (4)$$

где i – степень ионизации атомов азота; $G(r)$ – функция, определяемая решением уравнения Максвела [3]; индекс “n” относится к соответствующей межфазной поверхности.

Константы γ_1 и γ_2 относятся к одной и той же реакции молизации на межфазных поверхностях, имеющих практически одинаковую температуру. Поэтому, в рассматриваемом приближении считаем: $\gamma_1 = \gamma_2$.

Разделив уравнение на (4) на уравнение (3), окончательно имеем:

$$K_{0,E} = K_{0,Ar} \cdot \left(\frac{P_{N_2}^{E}}{P_{N_2}^{Ar}}\right) \cdot [(1-i) + i \cdot G(r)]^2, \quad (5)$$

где константа $K_{0,Ar}$ определена экспериментально в работе [2]; $P_{N_2}^{E}$ и $P_{N_2}^{Ar}$ - средние по времени парциальные давления молекул азота в вакуум-камере и пузирях аргона, соответственно. При этом осреднение осуществляем по времени цикла вакуумирования и времени всплывания пузырей. Исследованию процесса массопереноса азота в жидком метале с учетом соотношений (2) и (5) посвящены последующие публикации авторов.

Литература:

1. *Линчевский, Б.В*. Термодинамика и кинетика взаимодействия газов с жидкими металлами. / Б.В. Линчевский. – Москва : Металлургия, 1986. – 224 с.
Shiro, B. Rate of nitrogen desorption the molten iron. / B. Shiro, S. Tadahiro, T. Hideo // Iron and Steel Inst. Jap, 1974, vol. 60, №10. – P. 1443-1453.

2. *Захаров, Н.И.* Компьютерное моделирование процессов тепломассопереноса при внепечной дегазации жидкого металла от растворенного азота в электростатическом поле докритических напряженностей / Н.И. Захаров, А.А. Троянский, А.Б. Бирюков, И.В. Тупилко // Современные проблемы электрометаллургии стали, 2017. - С. 67-72.

3. *Захаров, Н.И.* Энергоресурсосбережение при рафинировании жидкой стали от газов / Н.И. Захаров, А.А. Троянский, А.И. Троцан. – Мариуполь : ГВУЗ «ПГТУ», 2015. – 190с.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВЫПЛАВКИ СПЛАВА 32НКД В ИНДУКЦИОННОЙ ПЕЧИ

Смирнова В.А., Герцык С.И.
Московский политехнический университет,
г.Москва, Россия

Прецизионный сплав 32НКД− супер инвар − с коэффициентом теплового расширения ТКЛР, равным 1,0× 10^{-6} $К^{-1}$, используется для изготовления элементов приборов очень высокой точности, требующих постоянства размеров в интервале климатических температур от − 60 до +100 °С. Кроме того, из этого сплава выполняются фасонные профили высокой точности, лента из прецизионных сплавов с заданным температурным коэффициентом линейного расширения; прутки диаметром ∅100-150 мм. Химический состав сплава представлен ниже в таблице 1.

Таблица 1 − Химический состав сплава 32НКД (ГОСТ 10994 — 74), %

C	Si	Mn	Ni	S	P	Co	Cu	Fe
≤ 0.05	≤ 0.2	≤ 0.4	31.5- 33.0	≤0.015	≤ 0.015	3.2 - 4.2	0.6-0.8	ост.

Температура плавления сплава 32НКД составляет 1450°С.

Сплав 32НКД производят методом переплава отходов производства обычно в индукционных печах. В качестве шихтовых материалов для его производства используют следующие материалы:

- никель электролитической марки Н-0;
- армко-железо с содержанием свинца не более 0,0005%, олова 0,005%, суммарного количества кислорода и азота 0,004%, с минимальным содержанием серы и фосфора;
- ферросилиций с содержанием кремния не менее 65%, и кремний кристаллический (Si не менее 90%);
- никельмагнивая лигатура;
- ферромолибден с содержанием свинца не более 0,01%, молибден металлический или его отходы, никельмолибденовая лигатура;
- хром металлический по качеству не ниже Х-98 и феррохром по качеству не ниже марки ФХ010;
- кобальт по марке не ниже К-2;
- алюминий по марке не ниже А-7;
- марганец металлический по качеству не ниже марки МР-2;
- медь катодная или никельмедная лигатура;
- ферротитан, титан металлический или его отходы;
- силикокальций или кальций металлический;
- ферробор, бористая лигатура.

Для выплавки качественных сталей методом переплава промышленных отходов обычно используют индукционные тигельные печи без сердечника.

Печь представляет собой плавильный тигель, чаще всего цилиндрической формы, выполненный из огнеупорного материала и помещенный в полость индуктора, подключенного к источнику переменного тока. Металлическая шихта загружается в тигель и, поглощая электрическую энергию, и плавится. В тигельной печи первичной обмоткой служит индуктор, через который проходит переменный ток, а вторичной обмоткой и одновременно загрузкой – расплавляемый в тигле металл.

В электросталеплавильном цехе ЭСПЦ-6 завода «Электросталь» работают 2 индукционные тигельные печи типа FS (без сердечника) для выплавки качественных сплавов из промышленных отходов производительностью до 5,5 т/ч (выплавляемые сплавы: Р9, Х9К15М, 32НКД, 20НГ, 45Н и пр.). Технические характеристики индукционной тигельной печи типа FS приведены в таблице 2. Вместимость печей 1100 кг. Над каждой печью смонтирована вытяжная установка для отвода печных газов. Энергия, необходимая для процесса плавки, создается электрической индукцией переменного тока, пропускаемого через индуктор. Керамический тигель установлен в катушку индуктора, выполненного из меди и снабженного системой водяного охлаждения. Катушку (индуктор) окружают чугунные пакеты, которые создают направленное магнитное поле и поглощают энергию от термического расширения витков индуктора. Установка снабжена гидравлической системой наклона печи в период выпуска металла. Габариты печной установки в плане 4840х3600 мм, высота 5570 мм.

Таблица 2− Техническая характеристика индукционной тигельной печи типа FS (температура выпуска металла из печи $t_м$= 1650°С).

Наименование величины	Размерность	Величина
Максимальная вместимость печи	кг	1100
Напряжение электрического тока	В	380
Номинальная частота электрического тока	Гц	50
Максимальная скорость плавки	кг/ч	1670
Среднее время плавки (1100кг)	мин	37,9
Удельный расход электроэнергии	кВт▪ч/т	570 -600
Производительность	кг/ч	1740
Скорость нагрева при перегреве на 100°С и максимальном заполнении тигля	К/мин	46,1
Тепловые потери печью при закрытой крышке	кВт	52
Дополнительные тепловые потери и открытом зеркале расплава (крышка открыта)	кВт	167
Диаметр тигля	мм	535
Высота заполнения тигля шихтой	мм	676
Полная глубина тигля	мм	875
Номинальная толщина стенки тигля (керамика и изоляция)	мм	90,0
Необходимое количество футеровочной массы тигля	кг	500
Мощность статического преобразователя частоты	кВт	1000
Напряжение	В	380
Номинальная нагрузка (номинальная мощность трансформатора)	кВ▪А	1200
Частота промышленного тока	Гц	50

Рекомендации по использованию огнеупорной сухой массы для футеровки тигля при выплавке различных металлов приведены в таблице 3. Футеровка тигля при выплавке сплава 32 НКД была выполнена на основе Al_2O_3▪ MgO.

Таблица 3 − Рекомендации по использованию огнеупорной сухой массы для футеровки тигля при выплавке различных металлов

Типы расплава	Основа футеровочной массы				
	SiO_2	Al_2O_3	Al_2O_3, SiO_2	Al_2O_3, MgO	MgO
Литой чугун	×				
Литая сталь	×				
Сталь и высококачественная сталь				×	×
Ферросплавы (FeMn; FeCr)				×	×
Никель и никелевые сплавы		×		×	
Медь и медные сплавы	×		×		
Алюминий и алюминиевые сплавы		×	×		

Изоляционные материалы в виде пластин формируются в соответствии с радиусом тигля печи.

Разработанная технология выплавки сплава 32НКД в печах типа FS включает в себя следующие периоды (цикл плавки относительно короткий, так как не имеет окислительного и восстановительного периодов, характерных для выплавки стали в электродуговых печах).

*Завалка и расплавление***.** Перед плавкой тигель приводится в рабочее состояние. Завалку следует производить по возможности максимально плотно. Мелкие составляющие завалки даются на дно тигля. Тугоплавкие составляющие размещаются в самой горячей зоне тигля − по периферии нижней его трети. Далее, до верха тигля, заваливают крупные куски шихты. Если предусматривается подвалка, то для нее оставляют наименее тугоплавкие материалы. После окончания завалки печь включают на полную мощность (1000 кВт), обеспечивающую максимальную скорость расплавления.

Для наведения шлака в период расплавления и в рафинирования используется стандартная шлаковая смесь следующего состава: молотая известь−65%, магнезитовый порошок – 20%, молотый плавиковый шпат – 15%. Для разжижения шлака − плавиковый шпат или отработанные флюсы после ЭШП, а при необходимости загустить шлак − известь и магнезитовый порошок.

По мере расплавления шихты и образования расплава в тигель присаживаются шлакообразующие в количестве, обеспечивающем полное покрытие металла шлаком. Во время расплавления шихты допускается, (но не рекомендуется) оголение поверхности металла. После полного расплавления шихты и нагрева металла до температуры 1500-1530°С сливается шлак и наводится новый из стандартной смеси. Вследствие электродинамической циркуляции металла на поверхности расплава образуется выпуклый мениск, из-за которого шлак пе-

ремещался к краям тигля, оголяя поверхность расплава. Наиболее распространённый способ борьбы с мениском − расположение верхнего края индуктора несколько ниже зеркала ванны, в таком случае поверхность металла становится почти плоской.

*Рафинирование***.** Момент слива шлака считается началом рафинирования. В этот период происходит окисление кремния, марганца и фосфора, которые переходят в шлак. Во избежание восстановления фосфора такой шлак необходимо удалить. Затем наводится новый шлак, раскисление которого производится порошкообразным или дробленным силикокальцием и 75%-ым ферросилицием. Наведение нового шлака способствует более полному удалению углерода и фосфора из расплава, и уменьшает потери тепла поверхностью металла. При комбинированном раскислении сначала на шлак следует дать брокальк в количестве 4-6 кг/т, а после его сгорания- кремний-содержащие раскислители в порошкообразном виде. Усвоение металлом кремния составило 50%.

Присадка марганца и ферросилиция производилась после осветления шлака (через 8-12 минут после введения порошкообразных раскислителей в расплав). За 5-8 минут до выпуска производилось раскисление металла никельмагниевой лигатурой и силикокальцием. Выдержка металла в ковше не более 1 мин.

Разливка. Сплав 32НКД разливают в изложницы и кокили, которые предварительно чистят, но не смазывают, разливка сплава проводится в защитной струе аргона, который подают через отверстия кольцевой трубы, охватывающей струю металла.

Разливка в слитки ∅500-600 мм производится сверху. Слитки после выгрузки из изложниц охлаждают в колодцах или предварительно разогретых термостатах не менее 8 часов. В изложницах в разливочной канаве −не менее 12 часов.

По результатам опытных плавок средний химический состав сплава 32НКД, выплавляемого по разработанной технологии, приведен ниже в табл.4

Таблица 4− Химический состав сплава 32НКД, %.

C	Si	Mn	S	P	W	Cr	Ni
0,02	0,17	0,36	0,006	0,003	0,02	0,06	32,27
V	Mo	Ti	Al	Cu	Nb	Co	Fe
следы	0,02	следы	следы	0,7	0,01	3,71	62.6

Литература:

1. *Кудрин, В.А.* Теория и технология производства стали / В.А Кудрин. - М., Мир, 2003. – 527 с.

2. *Каблуковский, А.Ф*. Производство стали и ферросплавов в электропечах / А.Ф. Каблуковский. - М., Металлургия, 1991. – 334 с.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ КОНВЕКТИВНОЙ ДИФФУЗИИ ПРИ ВНЕПЕЧНОЙ ДЕГАЗАЦИИ ЖИДКОГО МЕТАЛЛА ОТ РАСТВОРЕННОГО В НЕМ АЗОТА

Тупилко И.В., Сапронова Е.В., Захаров Н.И.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Содержание азота в металле, зависящее от вида плавки, влияет главным образом на старение металлических изделий.

Среди способов дегазации металлургических расплавов от азота заслуживает внимание их обработка продувкой аргоном в вакууме и при атмосферном давлении [1]. Вместе с тем струйный способ внедрения аргона в жидкий металл не отвечает, как известно, требованию по энергоресурсосбережению. Более экономичен пузырьковый режим продувки, при котором вместо дорогостоящего вакуумирования целесообразно использовать перемешивающий фактор во время наполнения расплавом рафинировочной емкости при атмосферном давлении под слоем синтетического шлака условиях [1,2].

С целью разработки энергоресурсосберегающих режимов внепечной дегазации расплава железа от азота использована лабораторная установка, изображенная на рисунке 1. Это прямо- и противоточный реактор, изготовленный из плексиглаза и представляющий собой цилиндрическую емкость высотой 0,5 м и диаметром 0,132 м. Днище реактора выполнялось двойным с воздушной коробкой. Верхнее днище-аналог «пористого кольца», ограниченного радиусом Rв диапазоне $[\frac{R}{2}; \frac{3R}{2}]$, в виде дырок диаметром 1 мм в днище емкости. Часть воздухопровода, который контактирует с «пористым кольцом», выполнена в виде расширяющейся воронки. К воздушной коробке присоединялся коллектор, по которому подавался воздух для продувки водяной ванны в режимах прямо- и противотока. В последнем случае, для интенсификации процессов конвективной диффузии в ванне, продувка совмещалась со сливом воды в реактор из водопроводного крана. По завершению наполнения реактора жидкостью наступает режим прямотока.

Коллектор воздушного дутья через ротаметр соединялся с ресивером воздушного компрессора. Давление, создаваемое компрессором, составляло 3-5 атм. и поддерживалось автоматически специальным регулятором. Расходомер фиксировал интенсивность продувки в диапазоне 0,0 – $1{,}5 \cdot 10^{-3}$ $м^3/с$. При моделировании конвективной диффузии из жидкости к всплывающим пузырям воздуха в качестве вещества, растворенного в воде, использовали хлор. Концентрацию хлора определяли методом титрования воды метилоранжем в кислой среде.

Экспериментальным путем исследовалась зависимость эффективности ε конвективной диффузии хлора в водяной ванне в функции основных параметров: $F_0, \tau, V, \beta = {}^{D}/_{\delta(U)}$. Здесь F_0 – площадь межфазной поверхности «вода –

поверхность пузырей воздуха»; τ – время продувки; V–объем жидкой ванны; β – коэффициент массопередачи; D – коэффициент диффузии хлора в воде; U – средняя скорость всплывания пузырей воздуха в жидкой ванне; δ – толщина диффузионного пограничного слоя на этой межфазной поверхности.

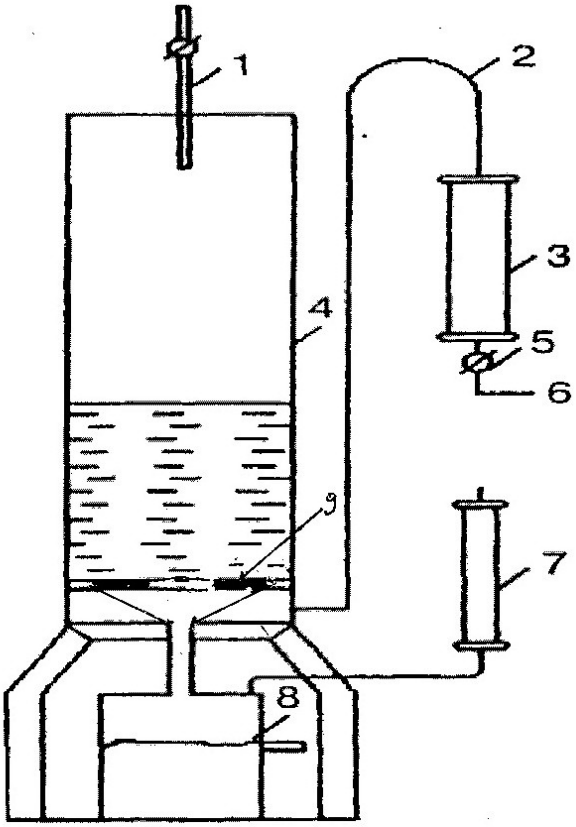


Рисунок 1 – Модель лабораторной установки: 1 – водопровод; 2 – воздухопровод; 3,7 – ротаметры; 5 – кран; 6 – магистраль; 8 – отстойник; 9 – «пористое кольцо».

Комплексный безразмерный критерий эффективности конвективной диффузии представлен в виде:

$$Z = (\beta \cdot F_0 \cdot \tau)/V. \quad (1)$$

Результаты экспериментальных исследований представлены на рисунках 2и 3. Как следует из рисунка 2, кривая *ε(Z)* содержит три характерные области. В первой области (*Z≤ 2,0)* конвективная диффузия протекает очень интенсивно, что выражает в быстром росте *ε*. Во второй области 2,0≤*Z≤ 3,0* изменение ε незначительно. При *Z≈2,5* наблюдается максимум *ε*.

Графическая зависимость *ε(Z)*с использованием метода наименьших квадратов может быть представлена в диапазоне *Z*ϵ[0,0;4,0] в виде:

$$\varepsilon = 0{,}85 \cdot Z - 0{,}17 \cdot Z^2 \quad (2)$$

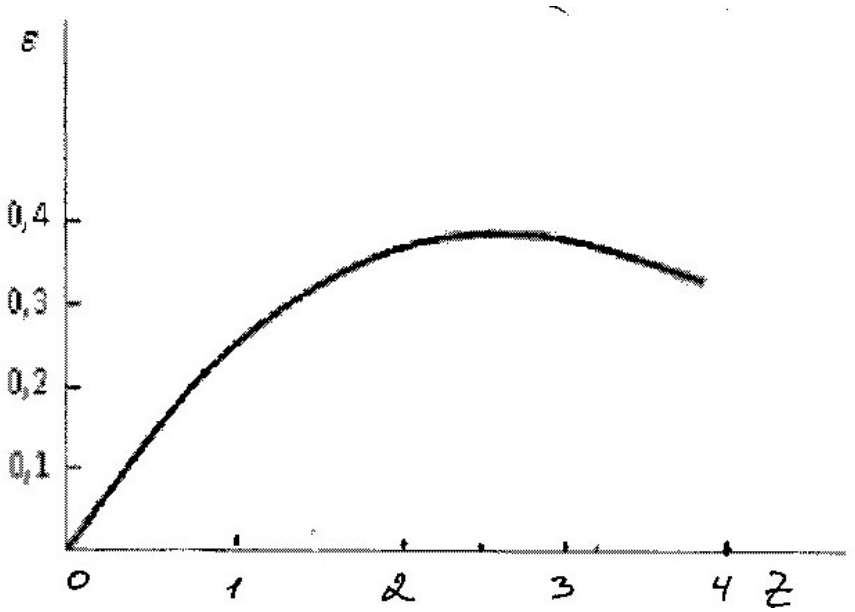


Рисунок 2 – Зависимость эффективности конвективной диффузии хлора в водном растворе от значений критерия *Z*

Варьируя в этой зависимости интенсивность продувки Ω (через параметр F_0) при фиксированных значения других параметров, получим график (рисунок 3) зависимости *ε(*Ω*)*по завершению слива воды в реактор.

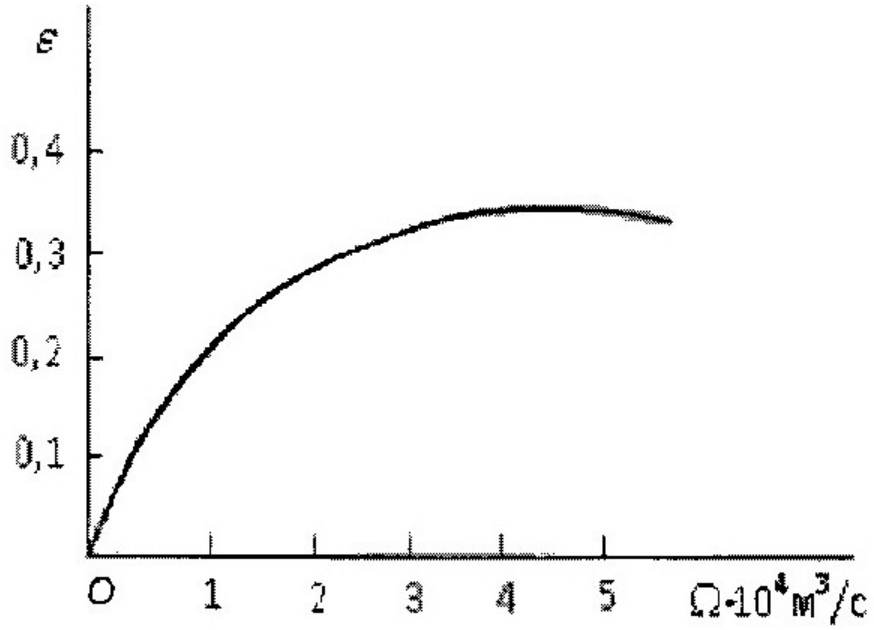


Рисунок 3 – Зависимость эффективности конвективной диффузии хлора в водном растворе от интенсивности продувки

Как следует из графика, при увеличении интенсивности продувки эффективность *ε*конвективной диффузии хлора в водном растворе возрастает. Это следует из факта увеличения при этом количества пузырей воздуха, внедряемых в единицу времени в жидкую ванну. Однако, при некотором оптимальном значении $\Omega_{опт} \approx 6{,}0 \cdot 10^{-4}$ м^3/с дальнейший рост *ε*(по достижению максимума)

прекращается. Существование $\Omega_{опт}$ связано с наличием противоположной тенденции: снижение времени контакта пузырей с жидкой ванной при росте Ω, вследствие чего рафинирующая способность каждого из пузырей уменьшается [2].

Режим продувки при $\Omega = \Omega_{опт}$, следовательно, является энергоресурсосберегающим. При этом массовый расход энергоносителя для обеспечения $\Omega_{опт}$ снижается с уменьшением диаметра пор продувочного устройства.

При обработке результатов эксперимента использовалисьданные работ [2-3]:

$$\delta(U) = (r\nu_{ж}/U)^{1/2}, \quad (3)$$

$$r_0 = (3r_n\sigma_{ж}/2g\rho_{ж})^{1/2}, \quad (4)$$

$$U = [gr\frac{\rho_{ж}-\rho_{г}}{\rho_{ж}+\rho_{г}} + \frac{\sigma_{ж}}{r(\rho_{ж}+\rho_{г})}]^{1/2}. \quad (5)$$

Здесьr_0, r – начальное и среднее значение радіуса всплывающего пузыря; r_n – радиус поры; $\nu_{ж}, \sigma_{ж}, \rho_{ж}$– кинематическая вязкость, поверхностное напряжение и плотность жидкой среды; $\rho_{г}$ – средняя плотность воздуха в пузырях; g – ускорение силы тяжести.

Таким образом, на основе физического моделирования проведено качественное исследование зависимости эффективности конвективной диффузии азота в расплаве железа в процессе его дегазации продувкой аргоном от интенсивности продувки. Как показали экспериментальные исследования, зависимость εот интенсивности Ω продувки в период слива воды в рафинировочную емкость проходит через максимум. Снижение Ω до уровня $\Omega_{опт}$ экономит аргон и вносит вклад в решение проблемы энергоресурсосбережения.

Литература:

1. *Захаров, Н.И.* Математическое моделирование процессов массопереноса при внепечной дегазации металла всплывающими пузырями инертного газа / Н.И. Захаров, Ф.В. Недопекин, А.И. Троцан // Инженерно-физический журнал. – 2005. – т.78. - №3. – С.68-71.

2. *Захаров, Н.И.* Моделирование теплофизических процессов внепечной дегазации металла продувкой инертным газом / Н.И. Захаров, Д.А. Дюдкин, П.С. Харлашин. – Донецк: Юго-Восток, 1999. – 140 с.

3. *Меджибожский, М.Я.* Скорость движения газовых пузырей и изменение уровня жидкости при интенсивной ее продувке / М.Я. Меджибожский, В.Я. Бакст, В.И. Шибанов // Тепло- и массообменные процессы в ваннах металлургических агрегатов. – Москва: Металлургия. – 1975. – С. 78-85.

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОЦЕНКИ СТЕПЕНИ ИЗНОСА ОГНЕУПОРНОГО СЛОЯ ПРИ ПРОДУВКЕ МЕТАЛЛА ИНЕРТНЫМ ГАЗОМ

Курило Д.В., Салмаш И.Н.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

В процессе выплавки стали футеровка в сталеразливочном ковше постепенно изнашивается. В большинстве случаев характер износа неравномерный - некоторые зоны футеровки изнашиваются быстрее, чем другие. Например, при наливе стали в ковш очень сильно изнашивается днище. Поэтому в место удара струи обычно ложится плита из более прочных огнеупоров («Бойное место»). Также очень сильно изнашивается футеровка в районе шлакового пояса. Это объясняется тем, что шлак в силу своего состава сильнее реагирует с оксидами футеровки. Также важным фактором является нагрев стали электродами на установке «ковш - печь». А поскольку электроды греют шлак, а не сталь, поэтому шлак всегда находится в более перегретом состоянии, чем сталь, и футеровка в этом месте изнашивается сильнее [1].

Следствием разрушения футеровки может стать прогар кожуха, а как следствие потеря всего металла, находящегося в ковше. Поэтому шлаковый пояс, как и бойное место, пытаются выкладывать с более устойчивых огнеупоров. В результате футеровка перестает быть единым целым, и превращается в зонную. Различают два основных вида футеровки: 1) футеровка из искусственных огнеупоров; 2) монолитная футеровка. Во втором случае в ковш задается шаблон и заливается огнеупорный бетон. При ремонте меняются не отдельные зоны, как в первом случае, а весь объем. Характер износа футеровки также очень сильно зависит от расположения продувочных пробок в днище ковша. Например, при расположении продувочной пробки близко к стенке ковша (0,9 радиуса ковша) футеровка будет очень сильно изнашиваться. Поэтому при выборе расположения пробок в днище ковша следует учитывать не только такие факторы, как усреднение химического состава стали, подачу легирующих через «зеркало» металла, но и износ футеровки [2].

Для моделирования износа футеровки на физической модели ковша в конкретном случае использовалась плоская модель с установленными в днище продувочными пробками, объемная модель ковша в масштабе 1: 12 к 160 тонному сталеразливочному ковшу с пробками в днище с определенным их расположением. (Рисунок 1).

Как заменитель огнеупоров использовался материал на основе желатина, который выкладывался в ряд снизу вверх, как заменитель жидкой стали - вода, а шлак заменялся силиконовым маслом. Ниже приведено схематическое изображение установки для моделирования износа футеровки, на котором изображена плоская модель и выложенными двумя рядами желейного материала и налитым силиконовым маслом.

Рисунок 1 – Физическая модель сталеразливочного ковша

Для удобства экспериментов модель сделана разборной, что позволяет достаточно быстро выкладывать желейный материал и также быстро его менять. После выкладки желейного материала и сборки заливается вода, затем силиконовое масло, запускается компрессор для подачи воздуха через расположенные в днище модели продувочные пробки. Проводился ряд опытов с различным расположением пробок, их количеством (одна или две), а также с разной высотой налива. В одном случае отношение высоты к диаметру (H/D) составляло 1, во втором случае - 1,2, и наконец в третьем случае отношение высоты к диаметру, расположение и количество пробок было приближено к параметрам сталеразливочного ковша Алчевского металлургического завода [3].

По результатам первых двух серий опытов (с отношением H/D = 1 и H/D = 1,2) составлена таблица 1, в которой описан характер износа футеровки, определенный визуально.

Анализируя таблицу 1 можно сделать несколько выводов. При высоте налива 1,2 износ футеровки практически во всех случаях несколько больше, чем при наливе 1. При расположении двух пробок одна по центру, вторая на 0,4 радиуса наблюдается несколько больший износ футеровки на уровне шлакового пояса, чем при расположении одной пробки по центру, а второй на 0,7 радиуса. Из этого следует, что вариант с расположением второй пробки на 0,7 радиуса предпочтительнее, поскольку износ равномерный и не носит локальный характер. При продувке одной пробкой по центру также наблюдается сильный износ со стороны шлакового пояса, в то же время при расположении пробки на 0,4 радиуса изнашивается шлаковый пояс и противоположная стенка от пробки. Это обуславливается направлением потока, который создается при продувке. При расположении пробки на 0,7 радиуса наблюдается равномерный износ стенки, а при расположении пробки на 0,9 радиуса наблюдается уже очень сильный износ футеровки у пробки. Так что можно считать, что расположение пробки на 0,9 радиуса не слишком удачно, и лучше размещать пробку на 0,7 радиуса.

Таблица 1 - Характер износа футеровки, в зависимости от расположения пробки

Отношение H/D	Положение пробок	Кол-во пробок	Описание
1.2	центр	1	Износ футеровки на уровне шлакового пояса
1.2	0,4	1	Износ футеровки на уровне шлакового пояса со стороны пробки и с противоположной стороны посередине
1.2	0,7	1	Равномерный износ футеровки по всей длине стенки со стороны пробки
1.2	0,9	1	Износ футеровки со стороны пробки внизу
1.0	центр	1	Износ футеровки на уровне шлакового пояса шару
1.0	0,4	1	Износ футеровки на уровне шлакового пояса со стороны пробки и с противоположной стороны посередине
1.0	0,7	1	Равномерный износ футеровки по всей длине стенки со стороны пробки
1.0	0,9	1	Износ футеровки со стороны пробки внизу
1.2	1п-0.4 2п-0.4	2	Равномерный износ с обеих сторон в районе шлакового пояса
1.2	1п-0.7 2п-0.7	2	Равномерный износ футеровки по всей длине с обеих сторон, но на уровне шлакового пояса немного больший
1.2	1п-ц. 2п-0.4	2	Износ футеровки с противоположной стенки от пробки на уровне шлакового пояса
1.2	1п-ц. 2п-0.7	2	износ футеровки с противоположной стенки от пробки по всей длине стенки
1.0	1п-0.4 2п-0.4	2	Равномерный износ с обеих сторон в районе шлакового пояса
1.0	1п-0.7 2п-0.7	2	Равномерный износ футеровки по всей длине с обеих сторон, но на уровне шлакового пояса немного больший
1.0	1п-ц. 2п-0.4	2	Износ футеровки с противоположной стенки от пробки на уровне шлакового пояса
1.0	1п-ц. 2п-0.7	2	Износ футеровки с противоположной стенки от пробки по всей длине стенки

В целом разная высота налива приводит к тому, что чем выше высота налива, тем быстрее изнашивается футеровка, характер износа в целом не сильно отличается.

Следующая серия опытов проводилась на той же плоской модели, но с силиконовым маслом, имитирующий шлак. Анализируя опыты, можно сказать,

что при положении пробки на 0,5 радиуса размыв ближней стенки к пробке происходит неравномерно. Размытие начинается в середине и увеличивается до шлакового пояса. На противоположной стенке от пробки также очень быстро образуется характерная промоина в верхней части стены (от центра и в шлаковой поясах).

При положении пробки на 0,8 радиуса характер износа другой. Стенка со стороны пробки размывается незначительно по всей поверхности, нет характерных промоин. Точно такой же характер наблюдается и на противоположной стенке. (Рисунок 2).

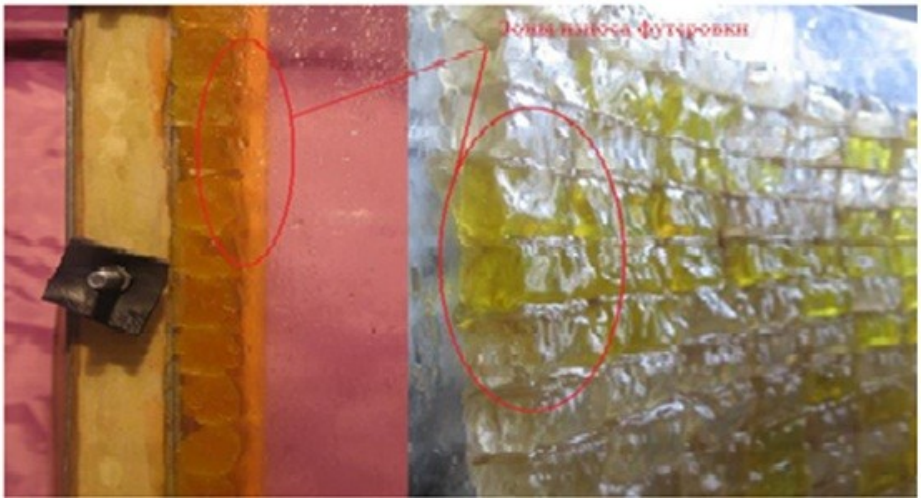


Рисунок 2 – Износ футеровки экспериментальной модели сталеразливочного ковша

В результате выполненных экспериментов установлено, что данные износа огнеупорного слоя на металлургических заводах и данные получены на плоской и объемной моделях идентичны и можно сделать вывод, что результаты получены при экспериментах достоверные и можно учитывать их значение при производственных задачах.

Литература:

1. *Севрюков, Н. Н.* Общая металлургия / Н.Н.Севрюков, Б.А. Кузьмин, Е.В.Челищев. – М.: Металлургиздат, 1954. – 640 с.

2. *Еронько, С.П.* Моделирование тепло и массообменных процессов при продувке стали в сталеразливочных ковшах малой вместимости / С.П. Еронько, И.Н. Салмаш, Е.В Штепан, А.Ю Цупрун // Металл и литьё Украины. – 2005г

3. *Ефимова, В.Г.* Определение оптимальных условий продувки металла в промежуточном ковше мнлз с целью создания эффективных условий флотации неметаллических включений / В.Г Ефимова, А.В Ноговицын, А.В Кравченко, И.Н Салмаш // Процессы литья.- 2013.- №3(99)

4. *Смирнов, А.Н.* Компьютерное моделирование процессов перемешивания метала в ковше при продувке аргоном /А.Н. Смирнов, И. Н. Салмаш // Электрометаллургия.- 2014.- №2.

НЕКОТОРЫЕ ОСОБЕННОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОГНЕУПОРНЫХ БЕТОНОВ В МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ

Кочергина И.Н., Короткова Л.Н., Сазонов А.В.
Старооскольский технологический институт им. А.А. Угарова
филиал «Национального исследовательского технологического университета «МИСиС», г. Старый Оскол, Россия

Огнеупорные материалы в настоящее время широко используются в металлургическом производстве для футеровки сталеплавильных агрегатов, сталеразливочных и промежуточных ковшей. При этом огнеупорные изделия сохраняют свои функциональные свойства в тяжелых условиях эксплуатации. По данным работы [1] удельный расход огнеупоров составляет в среднем 9 – 15 кг на тонну выплавленной и разлитой стали, причем существенное снижение расхода было достигнуто в последнее время за счет вывода из эксплуатации низкоэффективных сталеплавильных агрегатов (мартеновских печей) и созданием новых огнеупорных материалов, в максимальной степени соответствующих условиям технологических процессов при производстве чугуна и стали.

Основной прогресс в повышении стойкости огнеупорных изделий достигнут в процессе совмещения рациональных физико- химических и эксплуатационных свойств с оптимальным построением конструкции футеровки, которая учитывает технологические особенности ее эксплуатации [2].

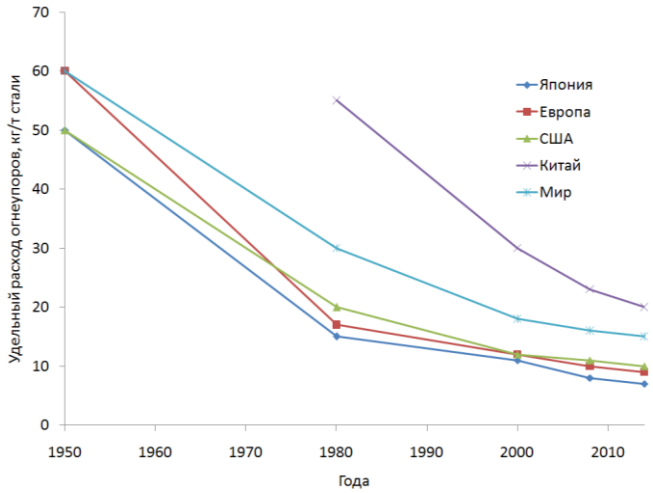


Рисунок 1 – Изменение удельного расхода огнеупоров в различных странах и в среднем в мире по годам [3]

При этом удельный расход огнеупоров отличается в разных странах довольно значительно. На рисунке 1 показана динамика изменения удельного расхода огнеупоров в соответствии с данными, представленных в [3].

В металлургической практике различают четыре вида огнеупорной продукции [4], как показано на рисунке 2. При этом следует отметить, что постепенно происходит рост (со спадами во время экономических кризисов) на исходное сырье для производства огнеупоров, что непосредственно сказывается на росте цен на готовую огнеупорную продукцию [1,3].

Анализ литературных данных [1-3, 5-7] показывает, что в мировой металлургии увеличивается доля использования неформованных огнеупорных масс по отношению к общему объему производства огнеупоров.

Рисунок 2 – Типы огнеупорной продукции [4]

При этом следует отметить, что химическая стойкость, огнеупорность и другие свойства бетонов главным образом определяются их составом и структурой. Известно много примеров более продолжительной службы огнеупорных бетонов и их высокой эффективности при изготовлении рабочего слоя футеровки сталеплавильных агрегатов, а также стальковшей. Так, к примеру, по данным работы [1], в Австрии стойкость стен монолитных корундовых футеровок на основе глинозема достигала более 350 плавок.

Огнеупорный бетон – безобжиговый композиционный материал с огнеупорностью от 1580^{o}С и выше, состоящий из огнеупорного заполнителя, вяжущего материала и добавок, твердеющий при нормальной и повышенной температуре и обладающий ограниченной усадкой при температуре использования. Огнеупорные бетоны отличаются от обычных мелкоштучных огнеупоров тем, что в результате применения специальных вяжущих материалов образуется камнеподобная структура при нормальной или повышенной температуре, которая не разрушается при высоких температурах эксплуатации. Поэтому, при производстве огнеупорных бетонов нет необходимости в высокотемпературном обжиге [3,4].

Также следует отметить, что при изготовлении футеровки мелкоштучными изделиями механизация процесса выполнения работ не превышает 5 – 10 %, что создает дополнительные трудности для каменщиков футеровочного отделения. Замена мелкоштучных изделий огнеупорными бетонами позволяет механизировать и автоматизировать процесс изготовления футеровки сталеплавильных агрегатов, заменив в некоторой степени труд высококвалифицированных каменщиков на труд монтажника [8].

При полностью монолитной футеровке из огнеупорного бетона полностью отсутствуют швы в кладке. Также одним из недостатков обоженных мелкоштучных огнеупоров является то, что обжиг таких изделий, как правило, происходит в окислительной атмосфере, и фазовый состав обожженных изделий характеризуется соответственно оксидными формами тех или иных компонентов. Причем, служат эти огнеупоры во многих случаях в восстановительной среде или при температурах, когда оксидные формы становятся неустойчивыми, поэтому в них происходят изменения фазового состава, сопровождающие часто изменение объема минералов, что в свою очередь приводит к разуплотнению изделия и разрушению [3,8].

При производстве обожженных огнеупорных изделий в процессе их охлаждения происходит кристаллизация минералов из жидкой фазы, которая образуется при воздействии высокой температуры. При эксплуатации происходит обратный процесс – растворение минералов в жидкой фазе. Поскольку объемы жидкого и твердого состояния различны (для оксидных веществ объем распла-

ва примерно на 10 – 15 % больше, чем твердого состояния), то при кристаллизации образуется субмикроскопическая пористость, которая обуславливает повышение свободной энергии огнеупора. Структура и фазовый состав обожженных изделий часто не соответствует условиям их эксплуатации.

При использовании огнеупорных бетонов структура и фазовый состав в значительной степени создаются при эксплуатации в рабочих условиях. Также следует отметить, что огнеупорные бетоны более термостойки и менее теплопроводны, чем соответствующие обожженные изделия. Однако, огнеупорные бетоны менее прочны, особенно к истиранию.

Сферы применения бетонов нового поколения в металлургии постоянно расширяются, что связано с их повышенной прочностью, как при низких, так и при высоких температурах, коррозионной стойкостью, температурой службы, термостойкостью. Наибольшее практическое применение получили неформованные огнеупорные смеси корундового, муллитокорундового состава, муллитового и алюмосиликатного составов [3,4].

В зависимости от назначения огнеупорные смеси подразделяются на виброукладываемые и саморастекающиеся. Для повышения строительной прочности и термостойкости бетон может быть армирован стальной фиброй, как из обычной, так и из низкоуглеродистой стали [2,3,8]. Максимальной эффективности от применения неформованных огнеупоров можно добиться, используя только высококачественные материала, создаваемые на основе чистого сырья с применением сложных и наукоемких технологий. Эти факторы определяют высокую стоимость качественных огнеупоров [9].

Литература:

1. *Смирнов, А.Н*. Развитие огнеупорных материалов и изделий для выплавки, доводки и разливки стали / А.Н. Смирнов // Электрометаллургия. – 2012. - №12. - С. 17-29

2. *Кузнецов, А.В.* Совершенствование футеровки агрегатов электросталеплавильного цеха / А.В. Кузнецов и др. // Сталь. - 2010. - № 1. - С. 47-52

3. Официальный сайт ООО «Группа «Магнезит» - Режим доступа http://www.magnezit.ru .

4. *Кащеев, И. Д*. Свойства и применение огнеупоров: справочное издание / И.Д.Кащеев. - М. : Теплотехник, 2004. - 352 с.

5. *Тассо, П.* Современные огнеупорные материалы для сталеразливочного и промежуточного ковшей / П. Тассо и др. // Сталь. - 2011. - № 7. - С. 40-42

6. *Боровик, С.И.* Повышение стойкости футеровки агрегатов внепечной обработки стали / С.И. Боровик и др. // Электрометаллургия. - 2005. - № 6. - С. 43-45

7. *Рам, К.* Энергосберегающие концепции футеровки ковшей / К. Рам и др. // Сталь. - 2009. - № 9. - С. 37-42

8. Новейшие разработки RHI для стальковша, ДСП и конвертера - Режим доступа http://www.kom.misis.ru/files/archive_2016/rhi.pdf

9. Мировой рынок: куда движется огнеупорная отрасль - Режим доступа http://www.ukrmet.dp.ua.

ЛИТЕРАТУРНЫЙ ОБЗОР ПРИМЕНЕНИЯ КОКСОВОГО ОРЕШКА В ДОМЕННЫХ ПЕЧАХ

Яшин И.Н., Кузин А. В.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Известно, что себестоимость чугуна на 35-45 % зависит от стоимости основного топлива доменной плавки – кокса, поэтому ученые и исследователи всего мира продолжают работы над снижением его удельного расхода в доменных печах.

Одним из наиболее распространенных путей снижения удельного расхода кокса является предварительная подготовка его по фракционному составу. Мероприятие по отсеву из кокса таких фракций, как -25 мм и +80 мм, позволяет повысить качество скипового кокса по таким показателям, как механическая прочность (М40, М25, М10), горячая прочность (CSR) и реакционная способность (CRI). Применение такого мероприятия благоприятно влияет на ход доменной плавки: улучшается газодинамика столба шихты и снижается удельный расход скипового кокса [1].

Подготовка кокса по фракционному составу к доменной плавке предопределяет образование большого количества отсева кокса. Как один из вариантов по рациональному использованию отсева кокса, предлагается его пересеивать с выделением так называемого коксового орешка с последующей загрузкой орешка в доменную печь в смеси с железорудной часть шихты.

Однако, вследствие широкомасштабного внедрения использования коксового орешка в доменной печи за последние 10-15 лет, возникает вопрос как о рациональном его использовании, так и влиянии на доменный процесс.

Цель работы – литературный обзор о применении коксового орешка в доменных печах и его влияние на доменный процесс.

Нами был выполнен анализ основных публикаций по вопросу применения коксового орешка.

Первые опыты по применению косового орешка относятся к середине прошлого века. Впервые коксовый орешек применили на Днепропетровском металлургическом заводе в 1967 году. Коксовый орешек фракции 10-40 мм в количестве 93-97 кг/т чугуна загрузили в доменные печи в смеси с агломератом. Опыты показали, что введение коксового орешка в количестве 16,3-17,6 % от удельного расхода кокса снижает суммарный расход твердого топлива 1,8-9,9% [2].

Основательные исследования влияния перемешивания кокса с железорудными материалами были выполнены под руководством проф. В.И. Логинова. Показано, что при смешивании кокса с агломератом на 12-25 % уменьшается газодинамическое сопротивление шихты по сравнению с послойной укладкой, наблюдается повышение степени использования CO на 1-3 %. Вследствие выше перечисленных причин, производительность доменной печи увеличивалась на 1,5-4,0 % при снижении расхода кокса на 4-8 % [3].

В доменных печах POSCO (Южная Корея) происходит смешивание коксового орешка с мелкой железной рудой, при дальнейшей дифференцированной загрузке в зону гребня шихты.

Проведены опытно-промышленные плавки по использованию коксового орешка в доменном цехе ОАО «Северсталь». Нарушения газодинамического режима или ухудшение дренажной способности коксовой насадки обнаружены не были. Коэффициент замены кокса коксовым орешком составил 0,895 кг/кг.

Применение коксового орешка на ОАО «ДМЗ» в количестве 27 кг/т чугуна позволило снизить удельный расход кокса с 463 до 455 кг/т чугуна (1,7%). Коэффициент замены в среднем составил 1 кг/кг кокса. Было зафиксировано, что использование коксового орешка создает условия для снижения потерь металлургического кокса – степень использования кокса в доменной печи увеличилась с 93,7 до 94,4%. Таким образом, экономия металлургического кокса на выплавку 1 т чугуна составила 21 кг (4,5%).

Использование коксового орешка фракцией 36-15 мм на доменной печи № 1 «ЕМЗ» в количестве 25 кг/т чугуна способствовало снижению фактического расхода кокса на 10,7 кг/т чугуна, в том числе, на 4,0 кг/т чугуна – за счет совершенствования технологического режима доменной плавки, а 6,7 кг/т чугуна – за счет снижения потерь при высеве мелочи (менее 15 мм) из металлургического кокса.

На доменной печи 3 Kakogawa (фирма Kobe Steel, Япония) проведены исследования по оценке использования коксового орешка в доменной плавке. Показано, что применение коксового орешка различной крупности в смеси с железорудной часть шихты позволило сохранить на периферии неизменный средний размер кусков кокса от уровня засыпи до распара. Так, например, введение в железорудный слой коксового орешка в количестве 17-30 кг/т чугуна средний размер кусков кокса в распаре снижался всего на 1 мм по сравнению с загружаемым коксом, и составил 47 мм. Авторы пришли к выводу о возможности влияния на средний размер кусков кокса по высоте печи за счет оптимизации режима газификации углерода коксового орешка [4].

Исследовательской группой профессора С.Л. Ярошевского было показано, что применение коксового орешка в смеси с железорудной частью позволяет улучшить газопроницаемость железорудной линзы. Оптимальные размеры коксового орешка: нижний – 10-15 мм, верхний – 35-40 мм. Введение первых порций коксового орешка в количестве 20-30 % оказывает положительное влияние на газопроницаемость столба шихтовых материалов: газопроницаемость улучшается на 11,5-13,5 % [5].

Заслуживают внимания работы специалистов Института черной металлургии Аахенского университета (г. Аахен, Германия), которые изучали влияние введение коксового орешка на степень восстановления агломерата и окатышей в условиях, характерных для зоны когезии доменной печи. Восстановлению в атмосфере 30 % CO и 70 % N_2 подвергались железорудные материалы в смеси с коксовым орешком в соотношение 3 к 1, при постоянной температуре. Так, например, при выдержке в течение 120 минут и температуре восстановления

1100°С, введение коксового орешка в слой окатышей позволило повысить их степень восстановления примерно на 25 % [6].

Оценено влияние введение коксового орешка различной крупности в слой окатышей на степень их восстановления. Показано, что при введении в слой окатышей 30 % коксового орешка различной крупности максимальная степень восстановления после нагрева до 1000°С с последующей выдержкой при данной температуре в течение 150 минут наблюдается у коксового орешка сопоставимого с размерами железорудного материала и менее. Введение коксового орешка в железорудную часть шихты будет способствовать более раннему началу протекания реакций восстановления оксидов железа в шахте доменной печи и обеспечит приход в горн более восстановленных железорудных материалов. Данное изменение может способствовать снижению значения оптимальной теоретической температуры горения, содержания кремния в чугуне, участия углерода кокса в реакциях восстановления и т.д. [7].

Таким образом, выполнен литературный анализ применения коксового орешка в доменных печах. Показано, что применение коксового орешка в смеси с железорудной частью шихты позволяет улучшить газопроницаемость рудной части шихты, а также будет способствовать значительной активизации процесса восстановления оксидов железа за счет использования углерода коксового орешка.

Литература

1. *Емченко, А.В.* Исследование прочностных свойств кокса различных классов крупности / А.В. Емченко, С.А. Медянцев, С.Л. Ярошевский, А.В. Кузин // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: Металургія. Випуск 14-15 (212) – Донецьк: ДонНТУ, 2012. – С. 14-19.

2. *Коробов, И.И.* О возможности использования мелкого кокса в современной доменной технологии / И.И. Коробов, К.И. Котов, С.И. Пинчук // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 1969. – № 5. – 40-43 с.

3. *Логинов, В.И.* Работа доменной печи при совместной загрузке железорудных материалов и кокса в скип / В.И. Логинов, К.А. Мусиенко, Д.В. Воронков и др.// Сталь. – 1987. – № 12 – С. 7-12.

4. Low Coke Rate Operation of Blast Furnace by Controlling Size of Coke Mixed Into Ore Layer / Muneyoshi S., Kazuya M., Kentaro N. et al. // Proc. The 5th Int. Cong. on the Science and Technology of Ironmaking : ICSTI 2009, Shanghai, China. November, 19–23, 2009. – Shanghai, 2009. – P. 663–667.

5. *Ярошевский, С.Л.* Производство и использование коксового орешка в доменной плавке / С.Л. Ярошевский, Н.С. Хлапонин, А.М. Кузнецов, А.В. Кузин – Донецк: УНИТЕХ, 2006 – 68 с.

6. *Mousa, E*. Reduction of Pellets-Nut Coke Mixture under Simulating Blast Furnace Conditions / E. Mousa, D. Senk, A. Babich // Steel research international. – 2010. – V. 81. – № 9. – P. 706-715.

7. *Кузин, А.В.* Влияние введения твердого восстановителя в железорудный слой на восстановление оксидов железа / А. В. Кузин // Металл и литье Украины. – 2013. – № 1. – 3-9 с.

ИЗМЕНЕНИЕ РУДНОЙ НАГРУЗКИ В ЗАДУВОЧНОЙ ШИХТЕ ПО ВЫСОТЕ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ ОБЪЕМОМ 3000 М^3

Иванишкин Д.С., Буковский М.А., Дименьтьев А.О.
Донбасский государственный технический университет,
г. Алчевск, ЛНР

Правильно подобранная задувочная шихта позволяет значительно эффективнее и быстрее запустить доменную печь и тем самым обеспечить стремительный рост технико-экономических показателей работы крупного металлургического предприятия в период запуска металлургического агрегата.

Авторами других работ предлагается использовать от 5 до 7 различных соотношений загружаемых шихтовых материалов по высоте доменной печи. Критериями для этого выбора являются: размер шахты печи, способ заполнения горна и опыт работы технологического персонала доменного цеха, опираясь на который обычно определяют плавность перехода между рудными нагрузками [1,2]

Рассчитать общий объем кокса и железорудной части задувочной шихты можно используя выражение

$$V_{дп} = \left(\frac{А}{\gamma_а} + \frac{К}{\gamma_к} \right) \cdot 0{,}87 \qquad (1)$$

где $V_{дп}$ – объем доменной печи в который будет загружаться задувочная шихта, м^3;

А, К – масса загружаемой железорудной части шихты и кокса в доменную печь до момента начала подачи дутья, м^3;

$\gamma_а$, $\gamma_к$– насыпной вес железорудной части и кокса задувочной шихты, м^3/т.

Принимаем, что рудная нагрузка задувочной шихты 0,5 т кокса/т агломерата, исходя из этого для предыдущей формулы (1) справедливо тождество $А = 0{,}5 \cdot К$.

На основании производственных данных был построен график изменения рудной нагрузки в задувочной шихте загружаемых шихтовых материалах по высоте доменной печи объемом 3000 м^3 перед началом ее задувки, который представленный на рисунке.

Перед загрузкой задувочной шихты, в мертвый слой укладывают металлическую стружку, гранулированный шлак, известняк, а так же устанавливают помост из бревен, который занимает верхнюю часть мертвого слоя и определенную часть горна, поэтому уровень начала 0 – I шихты расположен выше нулевой отметки проектного профиля доменной печи. Необходимо отметить, что при построении графика высота каждого слоя загружаемых материалов соответствует его середине.

Как видно на рисунке, рудная нагрузка с 0 – I по III шихту повышается стремительно (от 0 до 1,25), что позволяет обеспечить нагрев нижней части

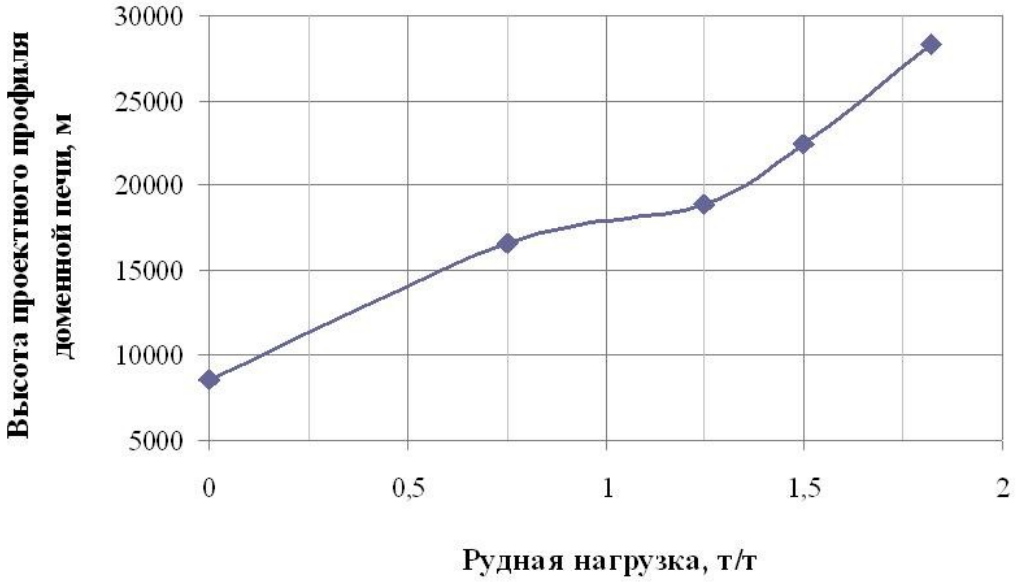


Рисунок – Изменение рудной нагрузки в задувочной шихте по высоте доменной печи объемом 3000 м^3

доменной печи и образующихся продуктов плавки. Начиная с III шихты соотношение руды и топлива изменяется плавнее (1,25 – 1,75), чтобы с учетом теплового состояния печи состав шихты, загружаемой после момента начала подачи дутья, соответствовал технологии выплавки литейного чугуна.

В результате проведенного анализа получены уравнения для расчета рудной нагрузки в задувочной шихте доменной печи объемом 3000 м^3 на любом горизонте ее проектного профиля

$P_н = 1{,}4 \cdot Ln(H) - 12{,}532$ – до нижней части шахты

$P_н = 10^{-8} \cdot H^2 - 2 \cdot 10^{-4} \cdot H + 0{,}9089$ – выше нижней части шахты

где $P_н$ – рудная нагрузка шихты, т/т;

H – высота загрузки шихтовых материалов в доменную печь от уровня помоста, м.

ВЫВОД

1. Согласно производственных данных рудная нагрузка делится на две основные части: до нижней части шахты изменяется стремительно (от 0 до 1,25) и выше нее повышается постепенно (от 1,25 до 1,75).

2. Предложены эмпирические уравнения расчета рудной нагрузки в задувочной шихте на разных высотах загрузки шихтовых материалов в доменную печь объемом 3000 м^3.

Литература:

1. *Плискановский, С.Т.* Оборудование и эксплуатация доменных печей. Учебное издание. / С.Т. Плискановский, В.В. Полтавец - Днепропетровск: Пороги, 2004. – 495 с.

2. *Дорофеев, В.Н.* Эксплуатация доменных печей: учебное пособие. / В.Н. Дорофеев. – Алчевск :ДонГТУ, 2005. – 104 с.

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ДЛЯ ОЦЕНКИ ВЛИЯНИЯ СОСТАВА ЭЛЕКТРОДНОЙ СМЕСИ НА ЕЕ ЭЛЕКТРОПРОВОДНОСТЬ

Воронько М.И., Десятников В.О., Проценко М.Ю.
Донбасский государственный технический университет,
г.Алчевск, ЛНР

Проблемы ресурсо- и энергосбережения в настоящее время достаточно остро стоят во всех без исключения отраслях промышленности, а также оказывают существенное влияние на экологическую обстановку индустриально развитых регионов. Применение ферросплавов для раскисления и легирования железоуглеродистых сплавов влечет большие затраты материальных ресурсов и энергии для производства. В связи с этим появляются технологии, в которых предусмотрено использование отходов производств и вторичных сырьевых материалов, что значительно влияет на себестоимость обработки и тем самым ее эффективность. Технология дугового глубинного восстановления (ДГВ) является относительно новой технологией, позволяющей восстанавливать необходимые химические элементы из отходов и вторичных материалов непосредственно в железоуглеродистый расплав, а также осуществлять его нагрев электрической дугой. Использование в качестве сырья отходов и вторичных материалов позитивно влияет на решение экологических проблем, а также способствует ресурсо- и энергосбережению.

Основным элементом технологии ДГВ является рудно-восстановительный блок, который состоит из комбинированного электрода (КЭ) в состав которого входит электродная смесь (ЭС), вокруг которого набита рудно-восстановительная смесь. Электродная смесь КЭ должна обладать максимальной электропроводимостью, чтобы не было потерь на омический нагрев, и вся энергия была сконцентрирована в зоне горения дуги, от чего зависит эффективность процесса извлечения полезных элементов в расплав [1]. Электропроводность ЭС зависит от множества факторов и в первую очередь от ее физико-химических свойств, а также конструктивных особенностей конструкции КЭ.

Поэтому основная цель работы заключалась в разработке методики для оценки влияния фракционного и химического состава ЭС на электропроводность.

В работе [1] в качестве балластной добавки для электродной смеси был использован магнезит, эффективное содержание которого составляло 12,5 %, а размеры частиц не превышали 0,63 мм. В данной работе была предложена методика для оценки влияния на электропроводность других добавок (шлака от производства силикомарганца, негашеной извести и доломитизированого известняка), а также их фракционного состава.

Для подготовки к исследованиям использовали методику двухфакторного планированного эксперимента с двумя звездными точками, матрица которой представлена в табл. 1 [2], а значения исследуемых параметров в табл. 2.

Экспериментальные образцы изготавливали в соответствии с матрицей, представленной в табл. 1 и полученными с ее использованием планированными значениями изучаемых факторов (табл. 2).

Таблица 1 – Матрица планированного эксперимента с двумя звездными точками

№ п/п	x_0	x_1	x_2	x_1^2	x_2^2	x_1x_2	y
1	+1	-1	-1	+1	+1	+1	y_1
2	+1	-1	+1	+1	+1	-1	y_2
3	+1	+1	-1	+1	+1	-1	y_3
4	+1	+1	+1	+1	+1	+1	y_4
5	+1	-1,4142	0	+2	0	0	y_5
6	+1	+1,4142	0	+2	0	0	y_6
7	+1	0	-1,4142	0	+2	0	y_7
8	+1	0	+1,4142	0	+2	0	y_8
9	+1	0	0	0	0	0	y_9

Основной задачей ДГВ, является эффективность извлечения полезных элементов в железоуглеродистый расплав, для достижения которой необходимо обеспечить синхронное расходование КЭ и рудно-восстановительной смеси. Для планирования экспериментов согласно работе [3], было выбрано среднее значение содержания балластной добавки в ЭС 12,5 % и ее фракция 1,2 мм, а единица варьирования ± 2,5 % и ± 0,8 мм соответственно.

Таблица 2 – Значения исследуемых факторов

Параметры	Фракция добавки, мм (x)	Доля добавки в ЭС, % (y)
Основной уровень (0)	1,20	12,50
Единица варьирования	0,80	2,50
Верхний уровень (+1)	2,00	15,00
Нижний уровень (-1)	0,40	10,00
«Звездная точка» (+1,4142)	2,33	16,04
«Звездная точка» (-1,4142)	0,07	8,96
Кодовое значение переменных	x_1	x_2

Содержание и фракция добавок (шлака от производства силикомарганца, негашеной извести и доломитизированого известняка) изменялись в соответствии с матрицей, однако ввиду отсутствия сит с размерами ячейки 0,07 мм, 1,2 мм и 2,33 мм вместо них в эксперименте использовали сита с размерами ячейки 0,05 мм, 1 мм и 2,5 мм соответственно, что не должно оказывать существенного

влияния на качественную оценку определяемых параметров. Расчетные и фактические содержания добавки и ее фракция в образцах представлены в табл. 3.

Используемые в ЭС бой графитовых электродов, и каменноугольный пек имели размер «–0,63» мм.

Таблица 3 – Доля добавки в ЭС, расчетный и фактический размер образцов в соответствии с матрицей планирования

№ образца	Фракция добавки, мм (x)		Доля добавки в ЭС, % (y)
	расчетная	фактическая	
1	0,40	0,40	10,00
2	0,40	0,40	15,00
3	2,00	2,00	10,00
4	2,00	2,00	15,00
5	0,07	0,05	12,50
6	2,33	2,50	12,50
7	1,20	1,00	8,96
8	1,20	1,00	16,04
9	1,20	1,00	12,50

В соответствии с данными табл. 3 были изготовлены образцы для определения электропроводности. При подготовке образцов графит, каменноугольный пек, а также исследуемые добавки измельчались и просеивались через сита до необходимой фракции. Готовая смесь перемешивалась до однородной консистенции: (добавка и электродная смесь образовывали визуально однородную консистенцию). В качестве пресс-формы для подготовки экспериментальных образцов необходимого размера использовалась стальная трубка, разрезанная вдоль оси, и стянутая двумя гибкими хомутами (рис. 1).

Пресс-форму устанавливали в рабочее пространство малой шахтной электропечи сопротивления. Готовая смесь подавалась порциями в пресс-форму, набивка производилась стальным прутом при постоянном усилии, температура пресс-формы и смеси выдерживалась в пределах 100-120 ^{o}C, что соответствует температуре плавления каменноугольного пека.

После того как пресс-форма была полностью заполнена смесью, она извлекалась из печи. Извлечение образца из пресс-формы проводилось после его остывания. Конечное коксование образцов производилось с помощью лабораторной шахтной электропечи СШОЛ-1.1,6/12, в течении 3 часов при температуре 800-900 ^{o}C, где из них удалялась влага и все летучие элементы. Для обеспечения необходимого качества дальнейших измерений контактные плоскости образцов зачищали и добивались их параллельного расположения относительно друг друга.

Рисунок 1 - Пресс-форма для набивки образцов

Таким образом, с использованием методики планированного эксперимента в соответствии с матрицей двухфакторного планированного эксперимента с двумя звездными точками было изготовлено 27 экспериментальных образцов.

В дальнейшем будет проведена серия опытов, направленных на определение изменения электропроводности электродной смеси в зависимости от ее химического и фракционного состава и установления регрессионных зависимостей.

Литература:

1. *Смирнов, А.Н.* Электродуговая и электромагнитная обработка расплавов: монография / А.Н. Смирнов и др. – Алчевск: ДонГТУ, 2013. — 320 с.

2. *Куберский, С.В.* Исследование влияния содержания извести и крупности силикомарганцевого шлака в рудно-восстановительной смеси на параметры дугового глубинного восстановления / Куберский С.В., Проценко М.Ю., Боровенский В.Н., Проценко В.И. // Сборник научных трудов по итогам международной научно-практической конференции. — Пермь, 2017. — 71 с.

3. *Куберский ,С.В*. Анализ технологических параметров обработки металла методом дугового глубинного восстановления марганца / С.В. Куберский, М.Ю. Проценко, С.Б. Эссельбах, С.В. Семирягин // Наукові праці ДонНТУ. №1(16)-2(17) — Донецк: ДонНТУ, 2013. – С. 96-106..

4. *Чернобровин, В.П.* Электропроводность хромоугольных брикетов и их компонентов для производства феррохрома / Чернобровин В.П., Шмыга В.Б., Хидиятов Р.А., Михайлов Г.Г., Пашкеев И.Ю., Сенин А.В. // Вестник ЮУрГУ. №3 Вып. 5. — Челябинск: Металлургия, 2005. – С. 66–69.

ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗМЕНЕНИЯ ТЕПЛОПРОВОДНОСТИ РУДНО-ВОССТАНОВИТЕЛЬНОЙ СМЕСИ ПРИ РАЗЛИЧНОЙ КРУПНОСТИ ВХОДЯЩИХ В ЕЕ СОСТАВ МАТЕРИАЛОВ

Егоров А.В., Боровенский В.Н., Проценко В.И.
Донбасский государственный технический университет, г.Алчевск, ЛНР

Для десульфурации и модифицирования чугуна применяются различные магниевые и кальциевые сплавы, лигатуры, гранулы, проволоки, и т.д. высокая стоимость производства которых приводит к значительному удорожанию готовой металлопродукции. Одной из перспективных технологий, позволяющих исключить применение дорогостоящих реагентов при обработке железоуглеродистых расплавов, является технология дугового глубинного восстановления (ДГВ). ДГВ позволяет совместить восстановление полезных элементов в глубине расплава в зоне дугового разряда с обработкой и дополнительным подогревом металла электрической дугой [1, 2].

Эффективность ДГВ в значительной степени зависит от теплофизических свойств материалов входящих в состав рудно-восстановительных блоков (РВБ). В первую очередь в условиях ДГВ от них зависят скорости расходования РВБ и прогрева заглубленным дуговым разрядом рудно-восстановительной смеси (РВС) до температуры, обеспечивающей протекание реакций восстановления необходимых элементов, а также энергетические параметры процесса [3]. Увеличение коэффициента теплопроводности (λ) РВС приводит к рассеиванию тепла по РВБ, и, соответственно, меньшей его аккумуляции на реакционной поверхности, что приводит к снижению степени восстановления [4].

Поэтому задача настоящего исследования заключалась в изучении влияния на коэффициент теплопроводности (λ) РВС крупности используемых материалов.

Исследование теплофизических параметров РВС используемых в ДГВ магния, проводились с использованием прибора «ИТЭМ-1М» предназначенного для массовых экспресс измерений теплопроводности металлов, сплавов, полупроводников и теплоизоляторов в диапазоне 0,2-80 Вт/(м·К) [5].

Лабораторные эксперименты проводили с использованием методики планированного эксперимента с двумя звездными точками, матрица которого и рассчитанные с ее помощью значения изучаемых факторов представлены в табл. 1 и 2.

РВС состояла из обожженного магнезита, алюминия и каменноугольного пека, который при температуре 100 °С становится жидкотекучим, и связывает компоненты смеси в единую форму.

Ввиду отсутствия сит с размерами ячейки 0,07 мм, 1,2 мм и 2,33 мм вместо них в эксперименте использовали сита с размерами ячейки 0,05 мм, 1 мм и 2,5 мм соответственно, что не должно оказывать существенного влияния на качественную оценку определяемых параметров. Исследуемая смесь содержала MgO – 63,7 %; Al – 29,3 %; каменноугольного пека – 7 %.

При подготовке смесей к изготовлению образцов магнезит, алюминий и каменноугольный измельчались с помощью щековой дробилки и ступки, рассеивались на необходимые фракции и тщательно перемешивались для получе-

ния однородного состава. В качестве пресс-формы использовалась жестяная полоса длиной 7 см и шириной 6 см, которой придавалась форма цилиндра диаметром 17-18 мм.

Таблица 1 – Матрица планированного эксперимента для определения влияния фракции компонентов РВС на λ

№ опыта	χ_0	χ_1	χ_2	χ_1^2	χ_2^2	χ_2	γ
1	+1	-1	-1	+1	+1	+1	γ_1
2	+1	-1	+1	+1	+1	-1	γ_2
3	+1	+1	-1	+1	+1	-1	γ_3
4	+1	+1	+1	+1	+1	+1	γ_4
5	+1	-1,4142	0	+2	0	0	γ_5
6	+1	+1,4142	0	+2	0	0	γ_6
7	+1	0	-1,4142	0	+2	0	γ_7
8	+1	0	+1,4142	0	+2	0	γ_8
9	+1	0	0	0	0	0	γ_9

Таблица 2 – Значения изучаемых факторов

Изучаемые факторы	Фракция компонентов, мм
Основной уровень (0)	1,20
Единица варьирования	0,80
Верхний уровень (+1)	2,00
Нижний уровень (-1)	0,40
«Звездная» точка (+1,4142)	2,33
«Звездная» точка (-1,4142)	0,07
Кодовое значение переменных	Фракция MgO – X_1
	Фракция Al – X_2

Экспериментальные образцы подвергались коксованию в индукционной печи шахтного типа при температуре 1000-1150 °С на протяжении 4 ч, где из них удалялась влага, и все летучие компоненты.

После коксования образцы обрабатывались до необходимых размеров в соответствии с инструкцией по эксплуатации прибора «ИТЭМ-1М». Контактные поверхности образцов шлифовались для уменьшения погрешности измерений. Результаты измерений показаны в табл. 3.

Таблица 3 – Результаты измерений λ

№ опыта	Фракция MgO, мм (x)	Фракция Al, мм (y)	Коэффициент теплопроводности, Вт/(м·К) (λ)
1	0,40	0,4	2,25
2	0,40	2,0	5,62
3	2,00	0,4	2,46
4	2,00	2,0	2,94
5	0,05	1,0	5,18
6	2,50	1,0	2,35
7	1,00	0,05	3,47
8	1,00	2,5	3,10
9	1,00	1,0	2,64

Результаты опытных данных были статистически обработаны для получения зависимости и построения плоскости, которая описывает связь между коэффициентом теплопроводности РВС и фракционным составом входящих в нее компонентов.

Представленная на рис. 1 зависимость описывается уравнением регрессии:

$$\lambda = 3{,}6586 - 1{,}8831 \cdot x + 1{,}2023 \cdot y + 0{,}7049 \cdot x^2 - 0{,}7688 \cdot x \cdot y + 0{,}049 \cdot y^2,$$

где λ – коэффициент теплопроводности;

x – фракция магнезита, мм;

y – фракция Al, мм.

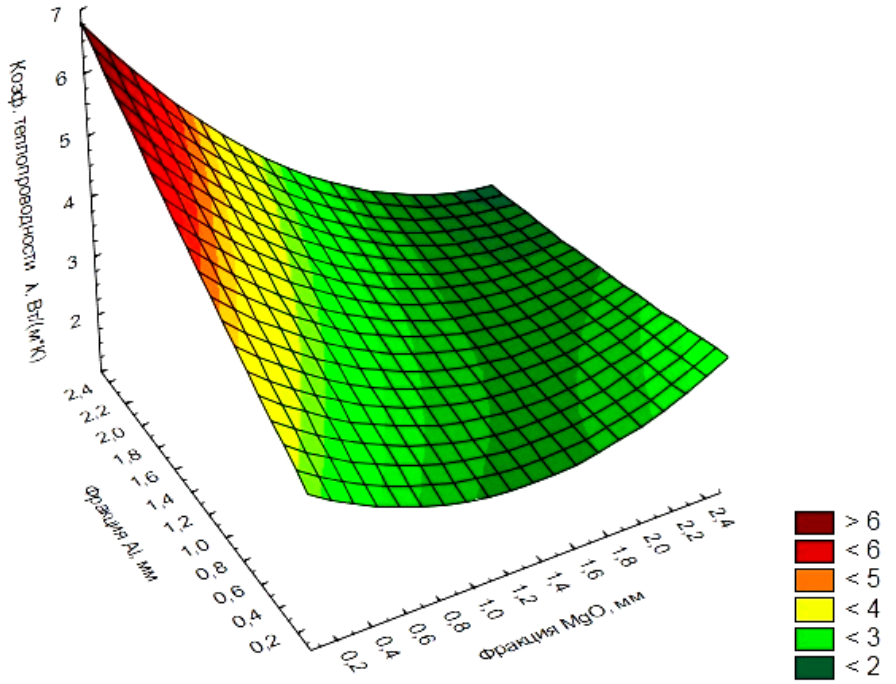


Рисунок 1 – Изменение λ РВС в зависимости от фракционного состава входящих в нее компонентов

Используя полученное уравнение, был проведен анализ парных зависимостей между исследуемыми величинами.

Представленные на рис. 2 и 3 данные свидетельствуют о том, что изменения λ РВС для различной крупности частиц входящих в ее состав компонентов имеют существенные отличия.

При использовании магнезита фракций 0,1-1,5 мм при увеличении фракции алюминия наблюдается значительное повышение теплопроводности смеси. При использовании магнезита фракции более 1,5 мм с увеличением фракции алюминия теплопроводность смеси снижается.

На рис. 3 показаны графики зависимости изменения λ РВС от фракции магнезита. С увеличением фракции магнезита 0,1-1,5 мм теплопроводность смеси снижается. При этом, чем меньше фракция алюминия, тем меньше абсолютное значение снижения λ. Несколько иная картина наблюдается при рассмотрении зависимости между исследуемыми параметрами для величины частиц магнезита 1,5-2,5 мм и алюминия 0,1-1,5 мм в данной области наблюдается повышение теплопроводности смеси.

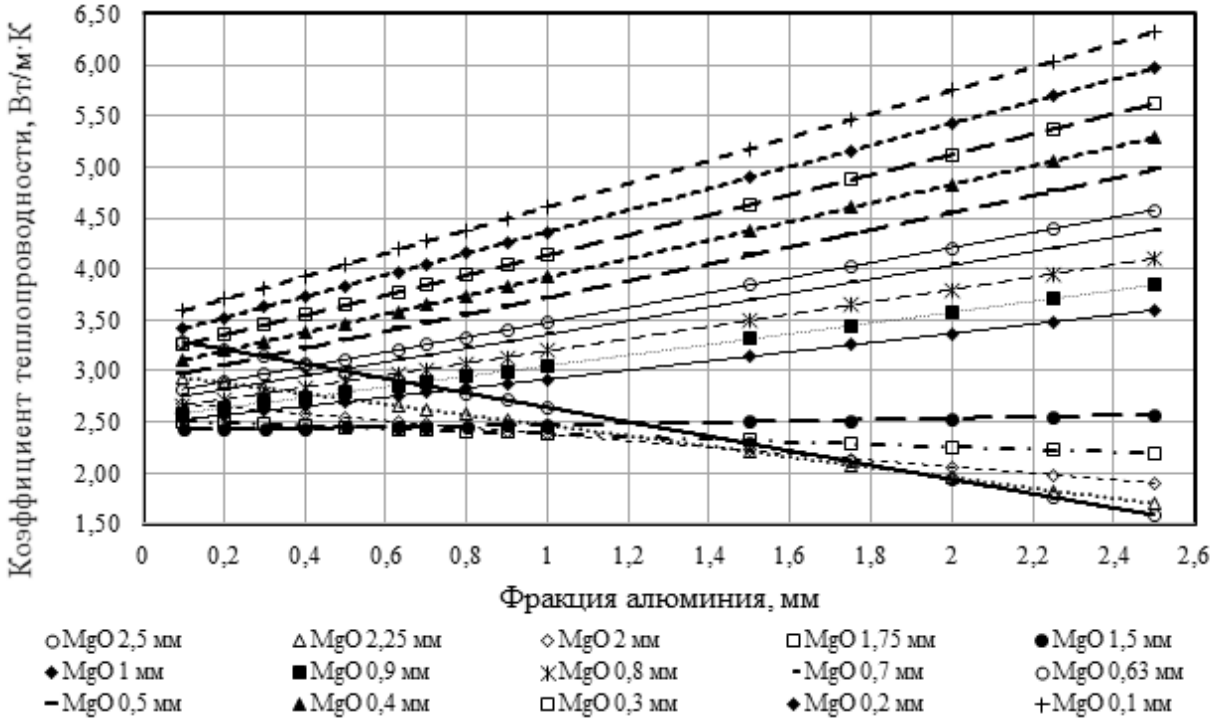


Рисунок 2 – Изменение λ РВС в зависимости от фракции входящего в ее состав алюминия

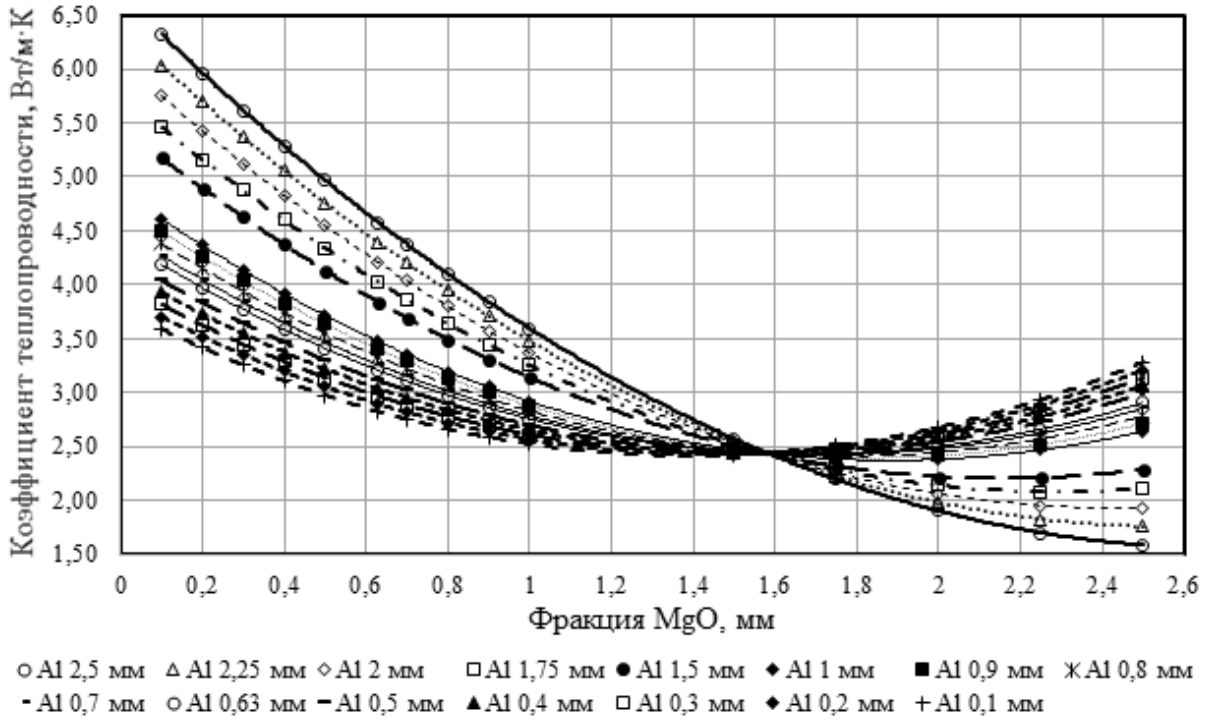


Рисунок 3 – Изменение λ РВС в зависимости от фракции входящего в ее состав магнезита

Полученные значения λ РВС значительно ниже λ MgO и Al, которые при 293 К равны 59 и 217 Вт/(м·К) соответственно [6]. Преобладающее влияние на

исследуемый параметр оказывает пористость РВС, поры, заполненные воздухом, являются основной преградой на пути теплообмена. Также влияют на теплопроводность РВС примеси различных оксидов, содержащиеся в магнезитовом порошке. Теплопроводность компонентов РВС снижается с повышением температуры, следовательно, значения λ РВС при температуре 1750 К, при которой протекает реакция восстановления магния, будут отличаться от значений полученных в ходе экспериментов.

В результате проведенных исследований можно сделать вывод, что минимальную теплопроводность имеет смесь, в которой содержатся компоненты фракции более 2 мм. Однако крупные фракции сырья непригодны для формовки монолитного блока, а также при использовании крупных частиц восстановителя значительно снижается площадь их поверхности, а, следовательно, его контакта с восстанавливаемыми оксидами, что будет негативно влиять на степень извлечения элементов. Наиболее приемлемым для изготовления РВБ является использование магнезита фракции -1 мм и порошка алюминия фракции -0,63 мм. Причем целесообразно использовать по возможности как можно более мелкие фракции восстановителя как с точки зрения повышения площади его контакта с восстанавливаемыми оксидами, так и с точки зрения уменьшения теплопроводности.

В ходе дальнейших исследований предполагается проанализировать аналогичные параметры для случая использования извести в качестве основного рудного сырья для десульфурации расплава кальцием.

Литература:

1. *Дорофеев, В.Н.* Внепечная обработка железоуглеродистого расплава методом дугового глубинного восстановления ЩЗМ / В.Н. Дорофеев, Е.Б. Теплицкий, С.Б. Эссельбах, С.В. Куберский, С.В. Семерягин // матер. междунар. науч. техн. конфер. Днепродзержинск: НТУ КПИ, 2000. - С. 318 – 321.

2. *Куберский, С.В.* Электродуговое извлечение полезных примесей металлургических отходов и вторичных материалов в железоуглеродистые расплавы / С.В. Куберский // Металлургия и горнодобывающая промышленность: 2010. — С. 168-169.

3. *Семерягин, С.В* Физико-химические условия процесса дугового глубинного восстановления магния под слоем металлического расплава / С.В. Семерягин, С.В. Куберский. В.Н. Дорофеев и др. // сбор. науч. трудов. Вып. №18. — Алчевск ДонГТУ 2004. — С. 192-203.

4. *Куберский, С.В.* Разработка методики прогнозирования теплофизических параметров процесса дугового глубинного восстановления / С.В. Куберский // Современный взгляд на проблемы технических наук / Сборник научных трудов по итогам международной научно-практической конференции. – № 2. Уфа, 2015. — С.38-43.

5. Эксплуатационная документация на измеритель теплопроводности «ИТЭМ-1М». — 1986. - 40 с.

6. *Шелудяк, Ю.Е.* Теплофизические свойства компонентов горючих систем. Справочник/ Ю.Е. Шелудяк, Л. Я. Кашпоров, Л.А. Малинин, В.Н. Цалков // Научно-производственное объединение «Информация и технико-экономические исследования» — Москва, 1992. - 184 с.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПУЛЬСИРУЮЩЕГО РЕЖИМА ПРОДУВКИ РАСПЛАВА В СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОМ КОВШЕ

Ткаченко С.В., Фистик С.А., Куберский С.В.
Донбасский государственный технический университет,
г.Алчевск, ЛНР

В настоящее время современные технологические схемы производства качественной металлопродукции из железоуглеродистых сплавов предусматривают перенос операций по раскислению, легированию, рафинированию, нагреву и гомогенизации расплава в сталеразливочный ковш. Такая трансформация технологии позволила значительно увеличить производительность плавильных агрегатов и обеспечить высокое качество подготовки металла для последующей его разливки.

Одним из наиболее распространенных способов ковшевой 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.

Основной причиной вторичного окисления стали является раскрытие зеркала металла, обусловленное выходом пузырьков инертного газа на поверхность при высокой интенсивности продувки и взаимодействие его с кислородом атмосферы, что приводит к образованию дополнительного количества оксидной фазы, снижению качества стали по загрязненности неметаллическими включениями, а также выхода годного металла ввиду ухудшения его уровня физико-химических свойств [1].

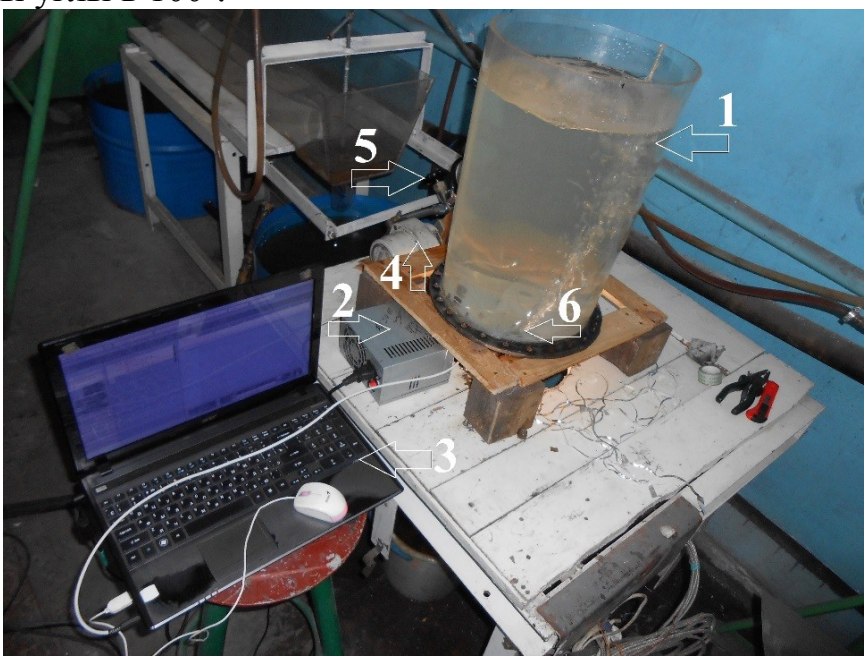
Повышенный износ футеровки может иметь место при воздействии на нее образующихся при продувке интенсивных газожидкостных потоков. Особенно это проявляется при перемещении продувочных пробок ближе к поверхности стен ковша с целью предотвращения образования застойных зон в этой части объема ванны.

Исследование гидродинамики перемешивания металла в ковше в производственных условиях является достаточно сложной задачей. Поэтому основные параметры и характер поведения металла при продувке инертными газами наиболее удобно изучать с использованием методов физического моделирования [2].

На физической модели сталеразливочного ковша ПАО «Алчевский металлургический комбинат», выполненной с использованием необходимых критериев подобия, были проведены исследования по изучению характера поведения моделирующей жидкости (воды) при традиционном и пульсирующем режиме подачи рафинирующего газа (воздуха) через две продувочные пробки конфигурация которых была максимально приближена к конструкции, используемой на предприятии.

Базовыми критериями подобия при разработке физической модели были выбраны критерии Фруда, Струхаля, геометрического подобия и критерий го-

мохронности. Физическая модель сталеразливочного ковша была выполнена из оргстекла в виде усеченного конуса высотой 456 мм, диаметром в верхней части 313 мм, а в районе днища 272 мм. Общий вид модели показан на рис. 1. Положение двух продувочных узлов в днище ковша определялось углом, который измерялся в горизонтальной плоскости относительно вертикальной оси ковша. Учитывая специфику работы агрегата ковш-печь, заключающуюся в расположении трех электродов в центральной части зеркала шлака, для исследований были выбраны углы в 100^{o}.



1 – емкость из оргстекла моделирующая сталеразливочный ковш;
2 – блок управления электромагнитными клапанами; 3 – компьютер, оснащенный программой Cubase 5; 4 – газовый счетчик;
5 – вентиль регулировки подачи газа; 6 – продувочные узлы

Рисунок 1 - Общий вид физической модели для исследования продувки расплава в сталеразливочном ковше

В качестве рабочей жидкости, моделирующей жидкую сталь, использовали воду при температуре 18-25 ^{o}C, а в качестве жидкого шлака – машинное масло. Выбор воды как моделирующей жидкости объясняется тем фактом, что значения вязкости воды и стали в области температур внепечной обработки достаточно близки друг к другу. Продувка модельной жидкости воздухом осуществлялась через две продувочные пробки, имеющих по 6 отверстий диаметром 0,33 мм.

Расход газа при моделировании продувки по исследуемым схемам составлял 2,5 л/мин. Управление электромагнитными клапанами при пульсирующей подаче газа осуществлялось от компьютера через звуковую плату с использованием программы Cubase 5. Частота открытия электромагнитного клапана составляла 2,0 Гц.

При использовании традиционной схемы продувки расплава в сталеразливочном ковше через две донные пробки было установлено, что вдуваемый с

расходом 2,0 л/мин модельный газ образует две вращающихся газожидкостных струи раскрывающихся на выходе из модельной жидкости и оголяющих ее поверхность (рис. 2 и 3). Площадь раскрытия поверхности модельной жидкости для рассмотренных условий продувки колебалась в пределах 17-25 % от площади зеркала модели, что способствует интенсивному вторичному окислению расплава в течении всей технологической операции.

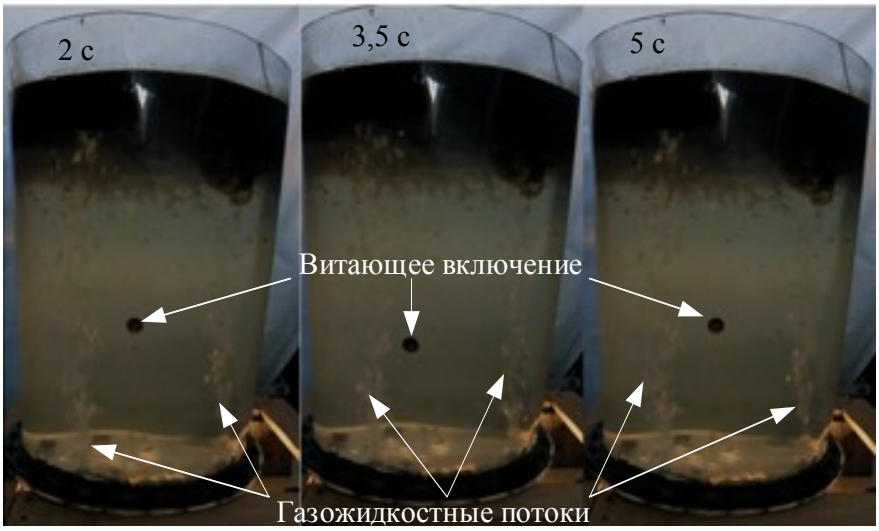


Рисунок 2 - Характер поведения жидкости и неметаллических включений при традиционной схеме продувки через 2 с, 3,5 с и 5 с от начала опыта

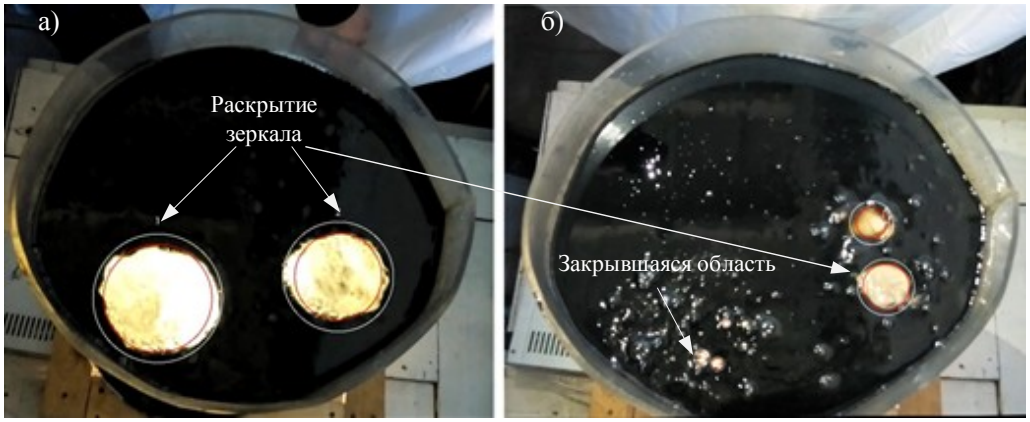


Рисунок 3 - Характер раскрытия зеркала металла при традиционной схеме продувки (а) и с использованием пульсирующей подачи газа (б)

Кроме того, отмечено, что объем жидкости находящийся между газожидкостными струями практически не подвергается гомогенизации представляя собой застойную зону. Показанное на рис. 2 неметаллическое включение в этой зоне практически не подвергалось воздействию образованных потоков и витало в объеме металла, не смотря на свой достаточно большой размер. Поэтому можно утверждать, что при таком расходе инертного газа традиционный способ продувки с целью гомогенизации расплава и его рафинирования от неметаллических включений является малоэффективным.

На рис. 4 представлена динамика поведения вдуваемого газа в объеме модельной жидкости при использовании пульсирующего режима продувки с час-

тотой 120 импульсов/мин, а также характер раскрытия зеркала при выходе его пузырьков в атмосферу. Анализ представленных рисунков показывает, что при пульсирующем режиме подачи газа интенсивное раскрытие потока происходит в средней части модели, а к зеркалу модельной жидкости доходит поток, имеющий не большую кинетическую энергию. Такой характер поведения вдуваемого газа увеличивает интенсивность перемешивания жидкости в средней части модели и обеспечивает значительно меньшее раскрытие зеркала (2-3 % от площади зеркала), что позитивно влияет на процессы перемешивания и снижение интенсивности вторичного окисления. Кроме того, при пульсирующей подаче газа в средней части объема жидкости образуются потоки, способствующие удалению неметаллических включений (рис. 4). 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 течении всей обработки.

Рисунок 4 – Характер поведения жидкости и неметаллических включений при пульсирующей схеме продувки через 1 с, 1,5 с, 2 с и 4 с от начала опыта

Таким образом, проведенные исследования позволили установить значительные преимущества пульсирующего способа продувки с точки зрения снижения интенсивности вторичного окисления, объема застойных зон, а также эффективности удаления неметаллических включений.

В ходе последующих исследований предполагается проведение планированного эксперимента с целью более глубокого изучения влияния основных параметров пульсационного перемешивания (удельного расхода газа, интенсивности пульсаций, конфигурации донных пробок) на эффективность процессов гомогенизации и рафинирования.

Литература:

1. *Шумахер, Э.Э.* Опыт внедрения технологии поочередной импульсной продувки металла в сталеразливочных ковшах на Белорусском металлургическом заводе / Э.Э. Шумахер [и др.] // — Металлург. – 2012. – № 8. – С. 39-42.

2. *Марков, Б.Л.* Физическое моделирование в металлургии / Б.Л. Марков, А.А.Кирсанов. - М.: Металлургия, 1984. — 119 с.

ВЛИЯНИЕ ФАКТОРОВ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ НА КАЧЕСТВО СОРТОВОЙ ЗАГОТОВКИ

Мазуренко В.А., Лебедев Е.Н.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Непрерывная разливка стали с успехом вытеснила ее разливку в слитки. Работа МНЛЗ хорошо согласуетсясо всем комплексом производства стали. Преобладающие развитое сегодня конверторное производство в сумме с последующей обработкой металла на УКП позволяет гибко управлять свойствами стали в жидком состоянии к началу ее разливки машинным способом. При этом грань между успешной разливкой и свойствами стали в жидком состоянии во многих случаях остается тонкой.

Существенное влияние на выход годной стали и ее физико-механические свойства оказывают ее химический состав. В частности прочность, образующийся в кристаллизаторе твердой корочки металла определяетсяналичием в металле повышенного содержание серы и фосфора. Не маловажное значение имеют так называемые примеси металлов, попадающие с металлическим ломом. Они не удаляются в процессе плавки, и поэтому существует необходимость подбора применяемого металлического лома [1].

Температурный режим также существенно влияет на формированияи выход годной заготовки. Образуются при разливки отдельные виды дефектов если они могут быть устранены при дальнейшей обработки стали. Если в процессе разливки отрицательные факторы технологии накладываются, то следствием этого является разрушение коркового слоя заготовки, с последующей потерей металла, а также остановка ручья на многоручьевых МНЛЗ.

Результаты промышленного контроля качества непрерывно литой заготовки выделила ситуацию, когда на ее свойства во время разливки одновременно оказали влияние теплотехнические факторы и химический состав разливаемого металла.

На рисунке 1 представлен фрагмент темплета с разнотолщинной коркой. Низкие механические свойства из-за наличия повышенного количества примесей привели к образованию продольной трещины в поверхностном слое заготовки. Следствием этого явилась потеря жидкой фазы из ее центральной части.

Темплеты с трех уровней непрерывнолитой заготовки с сечением 100х100 представлены на рисунке 2. В соответствии с литературным источником [2] причина образования дефекта является повышенная конструкция ликвирующих примесей в сердцевине заготовки.

Анализ произведенных данных, относящихся к непрерывнолитой заготовки с сечением 100Х100, позволяет сделать следующее заключение:

– качество непрерывно литой заготовки определяется целы комплексом технических параметров выплавки стали;

а б в

Рисунок 1 - Образцы коркового слоя непрерывнолитой заготовки
а - разнотолщинный корковый слой, б - продольная горячая трещина,
в - корковый слой без жидкой фазы

Рисунок 2- Темплеты с внутренней осевой ликвацией

– существенно на прочность металла, формирующегося в кристаллизаторе, влияет концентрация серы, а также примеси металлов, поступающие с металлическим ломом;
– изученные образцы с прорывом корки металла на выходе из кристаллизатора указывают существенное влияние на качество стали тепловой работы кристаллизатора

Литература:

1. *Смирнов, А.Н.* Непрерывная разливка сортовой заготовки: Монография/ А.Н. Смирнов, С.В. Куберский, А.Л. Подкрытов, В.Е. Ухин, А.В. Кравченко, А.Ю. Оробцев.- Алчевск : ДонГТУ, 2012- 449с.

2. *Ботников, С.А.* Современный атлас дефектов непрерывнолитой заготовки и причины возникновения прорывов кристаллизующейся корочки металла / С.А. Ботников // Изд. 2-е. Волгоград: Панорама, 2011.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЖЕЛЕЗА ИЗ КОНЦЕНТРАТА УГЛЕРОДОМ АНТРАЦИТА

Филиппенко Д.Г., Иванишкин Д.С.
Донбасский государственный технический университет,
г.Алчевск, ЛНР

Процессы восстановления твёрдых оксидов металлов, как правило, классифицируются в зависимости от типа восстановителя. Взаимодействие оксида металла с газообразным восстановителем принято называть реакцией косвенного восстановления, а с твёрдым углеродом — реакцией прямого восстановления. Возможность осуществления твёрдофазных реакций, по заключению ряда исследователей [1], весьма ограничена, поэтому к отличительным признакам прямого восстановления оксидов обычно относят, во-первых, протекание процесса в области высоких температур, во-вторых, образование в качестве продукта реакции монооксида углерода.

Прямое восстановление осуществляли во всех мыслимых условиях (в вакууме, под давлением, изменяя составы сырьевых смесей, применяя положения механохимии и электрохимии и т. д. и т. п.), но основные принципы течения процесса, а точнее условия, благоприятствующие его интенсификации, так и остались неразрешимой загадкой двадцатого века, о чём свидетельствуют цитаты из классиков отечественной металлургии:

«Механизм восстановления окислов металлов твёрдым углеродом является одним из наименее экспериментально разработанных в теоретической металлургии. Не только детали, но и макроскопические этапы этого важнейшего технологического процесса не имеют ещё должного опытного обоснования» [2].

Использование твёрдого топлива в качестве восстановителя при получении металлизированных продуктов является перспективным направлением металлургии. По сравнению с традиционными способами металлизации, основанными на применении в качестве восстановителя конвертируемого природного газа, использование твёрдого топлива позволяет значительно снизить себестоимость продукции за счёт более низкой стоимости сырья и возможности создания компактных промышленных агрегатов [3].

После успешного проведения экспериментов с использованием химически чистых материалов, таких как гематит и древесный уголь, получения крицы и переплава её в сталь [4] решено было перейти на производственные материалы, такие как концентрат и антрацит.

Цель научной работы — провести опытные исследования восстановления мелкодисперсного железорудного концентрата, смешанного с измельчённым антрацитом, при температуре 1100 ºС. В качестве угля восстановителя выбиралось наиболее химически чистое вещество от серы, основная составляющая которого — углерод. Этим требованиям соответствует уголь марки А.

В качестве железорудного сырья использовался взятый на Енакиевском металлургическом заводе ковдорский концентрат. Химический состав концентрата и его гранулометрический состав представлены в таблицах 1 и 2 соответственно.

В лабораторных условиях были спланированы и проведены опытные эксперименты по восстановлению концентрата антрацитом. Первый эксперимент проводился в шахтной печи, в которую загружался алундовый тигель, заполненный концентратом и измельчённым антрацитом. Шихта тщательно перемешивалась. Крупность измельчённого восстановителя составляла 0,2 мм. Известно, что реакции восстановления идут на границах соприкосновения материалов, поэтому для крупной шихты целесообразно использовать в качестве восстановителя водород, поскольку газ лучше проникает в поры материала, однако внутри материала реакции не идут. Используя же в качестве восстановителя углерод антрацита, необходимо иметь достаточно мелкий материал, тем самым обеспечить большую площадь контакта между окислами железа и частицами угля, чем ускорить реакции прямого восстановления.

Целью данного эксперимента было получение восстановленного губчатого железа, которое дальше можно было бы переплавить в сталь. Стехиометрически рассчитано, что на восстановление 800 г железорудного концентрата необходимо 200 г антрацитовой мелочи. Алундовый тигель нагревался в печи до температуры 1100 ºС, после чего данная температура выдерживалась в течение 2 часов. По истечении времени полученный материал извлекался из печи и взвешивался. В результате было получено губчатое железо, диаметр которого составил 50 мм, а высота 130 мм (рис. 1). Расчетным путем определялась степень металлизации – $\varphi_{мет}$, по формуле:

$$\varphi_{мет} = \frac{Fe_{мет}}{Fe_{общ}} \times 100. \qquad (1).$$

Расчёт степени восстановимости проводился с учётом потери массы навески с поправкой на содержание влаги выхода летучих веществ. Расчётная степень восстановления железа из оксидов составляла 94 %.

Таблица 1 – Химический состав концентрата

Элемент	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	FeO	P	C	S	П.П.П	$Fe_{общ}$
%	0,8	1,86	64,34	0,6	5,6	25,1	0,03	0,24	0,035	1,9	64,56

Таблица 2 – Гранулометрический состав концентрата

Размер материала, мм	>0,63	0,63-0,515	0,515-0,2	0,2-0,16	0,16-0,1	0,1-0.063	0,063-0,05	<0,05
Количество фракции, %	2,68	1,62	9,96	13,87	34,9	34,08	2,61	0,28

Рисунок 1 – Губчатое железо, полученное из железорудного концентрата и антрацита

Дальнейшей задачей было получить из восстановленного губчатого железа металл путём переплава. Поскольку полученный материал слишком пористый, переплав его в индукционной печи невозможен, так как токи Фуко не возникают в нём, а материал попросту не нагревается. Губчатое железо, восстановленное прямым путём, загружалось в графитовый тигель и помещалось в индукционную печь, тем самым все тепло забирал на себя тигель, нагревая материал. При разогреве «губки» до температуры выше температуры плавления химически чистого железа (1539 ºС), а именно 1600 ºС, объём материала существенно уменьшился, что говорит о расплавлении железа. После остывания полученного слитка замерялась усадка железа, которая составила 75%. На рисунке 2 изображено переплавленное губчатое железо. В таблицах 3 и 4 представлен химический состав шлака и полученного металла соответственно.

Таблица 3 – Химический состав шлака

Элемент	MgO	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	TiO_2	MnO	K_2O	V_2O_5
%	38,2	19,5	12,5	4,78	6,87	9,22	1,08	0,36	0,14

Из химического анализа металла видно, что в переплавленном губчатом железе имеется большое количество серы. Дабы избежать этого, стоит нагревать расплав металла до большей температуры, тогда кальций, переходящий в шлак, будет больше забирать на себя серы.

Наличие высокого уровня углерода связано с тем, что материал расплавлялся в графитовом тигле, из-за чего шло насыщение им металла. Подобный метод неприемлем для переплава губчатого железа. Дальнейшие исследования необходимо повторить, осуществляя переплав в электродуговой печи с использованием основной футеровки. Расплав всё равно будет насыщаться углеродом от сгорающих графитовых электродов, но по сравнению с графитовым тиглем это насыщение будет существенно снижено.

а) б)

а – металл, полученный при переплаве губчатого железа;
б – шлак, полученный при переплаве губчатого железа.

Рисунок 2 - Металл и шлак, полученный при переплаве

Таблица 4 – Химический состав переплавленного губчатого железа

Элемент	Fe	Si	S	Al	Mn	Ti	V	P	C
%	90,9	0,05	0,32	0,13	1,13	0,12	0,11	0,16	3,9

Данную технологию производства металла можно воплотить и в металлургическом производстве. В качестве агрегата восстановителя можно использовать установку, подобную коксовой батарее. Очень важным параметром является повторное использование отходящих газов для обогрева самой печи.

Производство металла по данной схеме позволит отказаться от коксохимического, агломерационного, доменного и конвертерного производства и тем самым снизить себестоимость металла

Литература:

1. *Будников, П. П.* Реакции в смесях твердых веществ [Текст] / П. П. Будников, А. М. Гинстлинг. — М. : Стройиздат, 1971. — С. 488.

2. *Гельд, П. В*. О взаимодействии окислов и их соединений с твердым углеродом [Текст] / П. В. Гельд, В. Г. Власов, Н. Н. Серебренников // ЖПХ. – 1952. – Т. 25, № 2. – С. 121-133.

3. *Юсфин, Ю. С*. Новые процессы получения металла [Текст] / Ю. С. Юсфин и др. – М. : Наука, 1976. — 278 с.

4. *Новохатский, А. М.* Экстракция железа из гематита твердым углеродом [Текст] / А. М. Новохатский, Д. Г. Филиппенко // Сборник научных трудов ДонГТУ. – 2017. – №4. – С. 49-56.

ВОССТАНОВЛЕНИЕ ХРОМА ИЗ ОКСИДНОГО ПОРОШКА НА ПОВЕРХНОСТИ ПЛАСТИНЫ ЖЕЛЕЗОУГЛЕРОДИСТОГО СПЛАВА

Карманова К.А., Шепталова Е.С.
Карагандинский государственный индустриальный университет,
г. Темиртау, Казахстан

С целью повышения качества металлизированного сырья и расширения его производства проводились эксперименты по исследованию восстановления этого сырья.

Восстановление металла из оксида может произойти только в том случае, если восстановитель обладает высоким химическим сродством к кислороду. Таким веществом является углерод.

Взаимодействие углерода с оксидами металлов лежит в основе процесса твердофазного восстановления, но восстановление металлов из оксидов твердым углеродом остается менее изученным, чем восстановление газами CO и CO_2. Это связано со сложными механизмами превращений веществ и кинетикой твердофазного восстановления [1].

В условиях твердофазного восстановления металла углеродом и металлическим восстановителем диссоциация оксидов и термоэмиссия электронов на поверхности твердого восстановителя обеспечивают начало восстановительного процесса.

Основываясь на теории твердофазного восстановления железа углеродом, был проведен эксперимент по восстановлению хрома из его оксида на поверхности железоуглеродистого сплава (чугуна) путем отжига, исключающего массообмен посредством газового восстановителя, а именно участием твердого углерода [2].

Хром занимает место в четвертой группе периодической системе элементов и имеет высокое сродство к кислороду. Хром является одним из сильных карбидообразующих металлов, поэтому он может быть восстановлен при взаимодействии его оксидов только с сильными восстановителями и при высокой температуре. Получение хрома в металлическом виде или в виде сплава сопровождается реализацией восстановительных реакций из распространенных восстановителей CO, H_2, C(т). Газообразные восстановители практически не в состоянии восстанавливать хром из его прочих оксидов Cr_2O_3 и CrO.

Эксперимент восстановление хрома из оксидного порошка проводился на пяти образцах чугунных пластинок. Контейнер с образцом и оксидным порошком хрома помещали в реакционную ячейку. Реакционную ячейку размещали горизонтальную трубчатую печь СУОЛ-045. Печь нагревали в интервале температур 800-1100 °С. Продувка аргоном обеспечивала удаление кислородосодержащих газов.

Наблюдаемая система оксидного порошка и чугунного образца представляла собой спекшуюся массу состава: Cr и Fe (рисунок 1и 2).

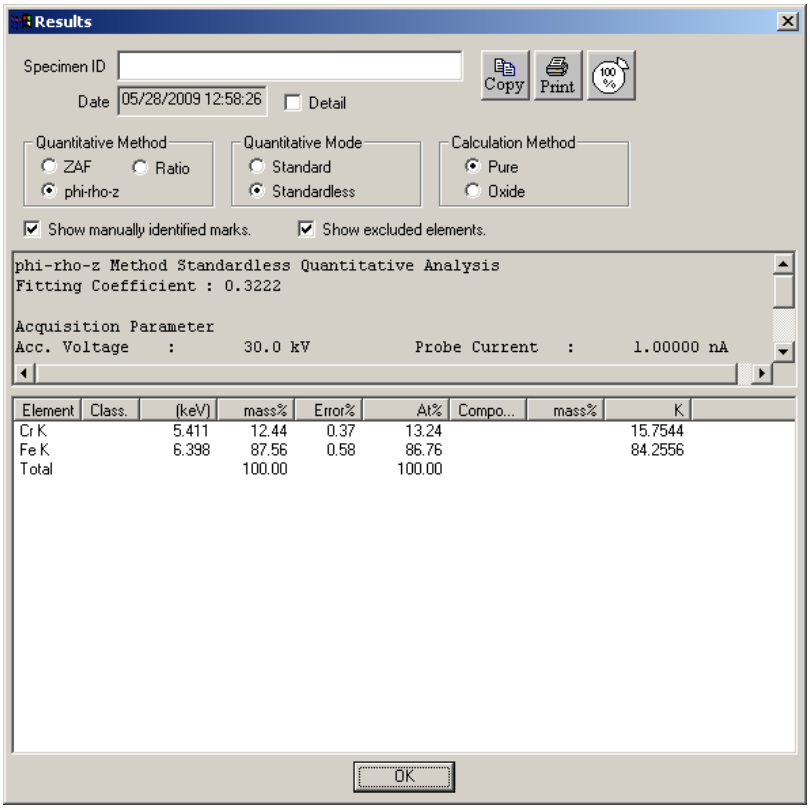


Рисунок 1 – Состав спекшейся массы оксидного порошка и чугуна

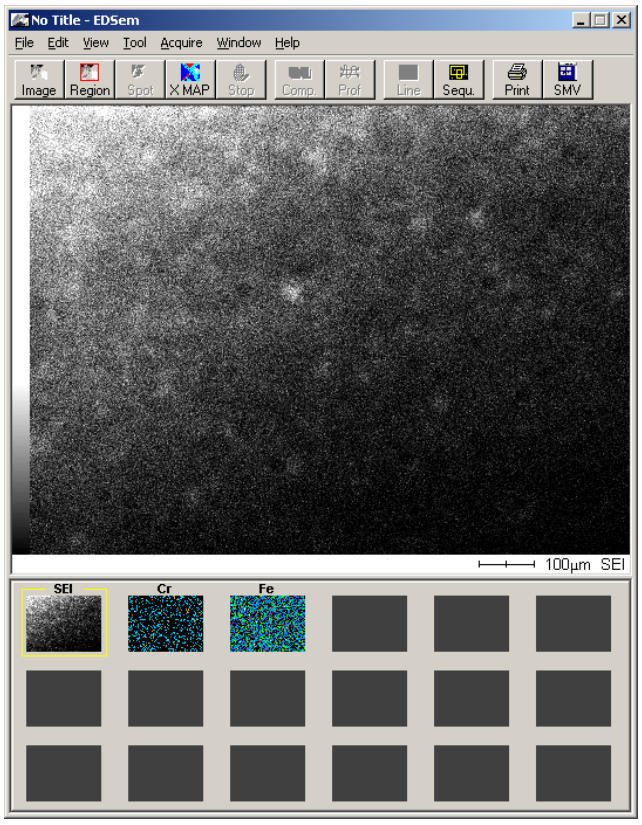


Рисунок 2 – Распределение хрома и железа на поверхности образца

На основании теории твердофазного восстановления железа углеродом был реализован физико-химический процесс взаимодействия свободного оксида хрома с твердым растворенным углеродом чугуна с изменением структуры поверхности чугунного образца.

Восстановление хрома проходило на поверхности пластины, вглубь чугуна восстановление не шло. На поверхности всех образцов была выявлена феррит-ная структура с пластинчатым и точечным графитом (рисунок 3) [3].

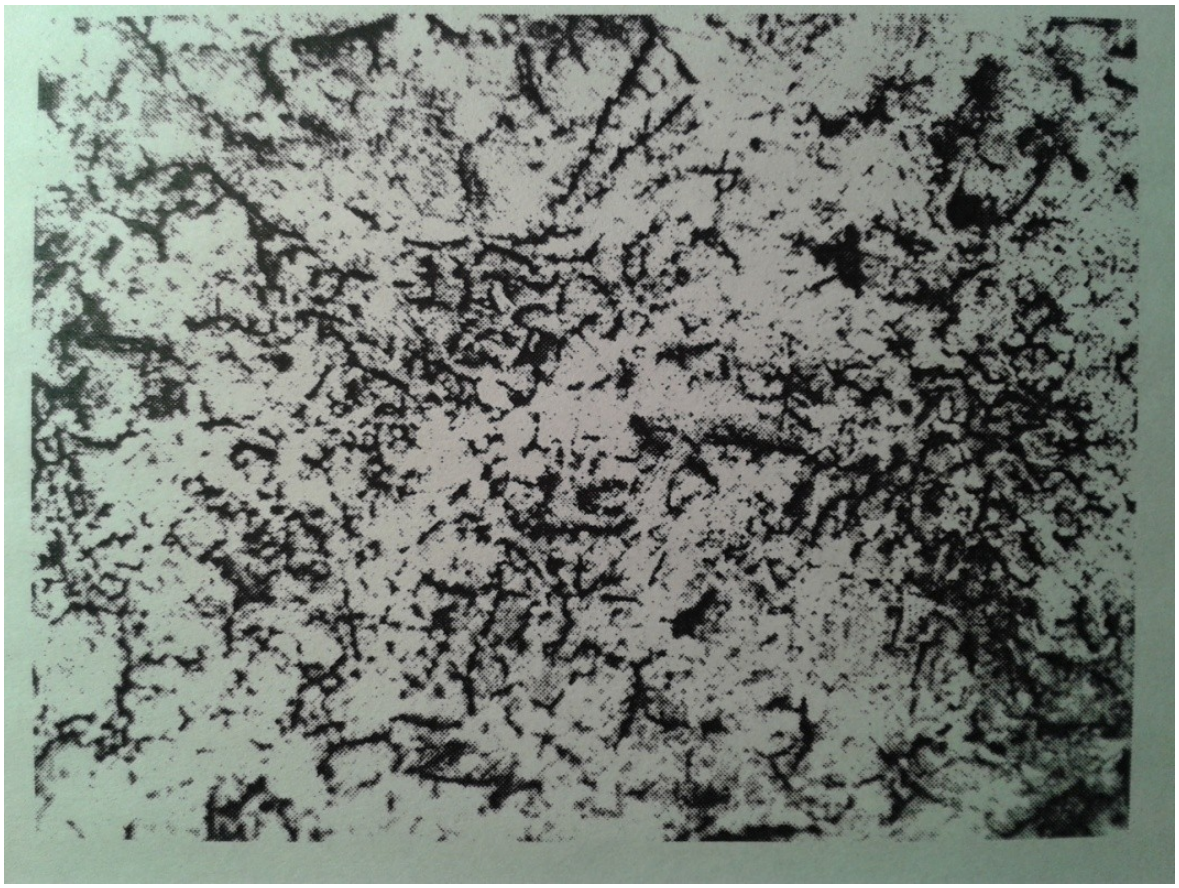


Рисунок 3 – Микроструктура образца: феррит и пластинчатый и точечный графит

Литература:

1. *Тлеугабулов, С.М.* Теория и технология твердофазного восстановления железа углеродом / С.М.Тлеугабулов. – Алма-Ата: Гылым, 1991.-312с.

2. *Симонов, В.К.* Механизм углетермического восстановления хрома из его оксида в отсутствии расплавов / В.К. Симонов, В.В. Золоторева, А.М. Гришин // известия вузов. Черная металлургия. 2000г. - № 6 с.31-34.

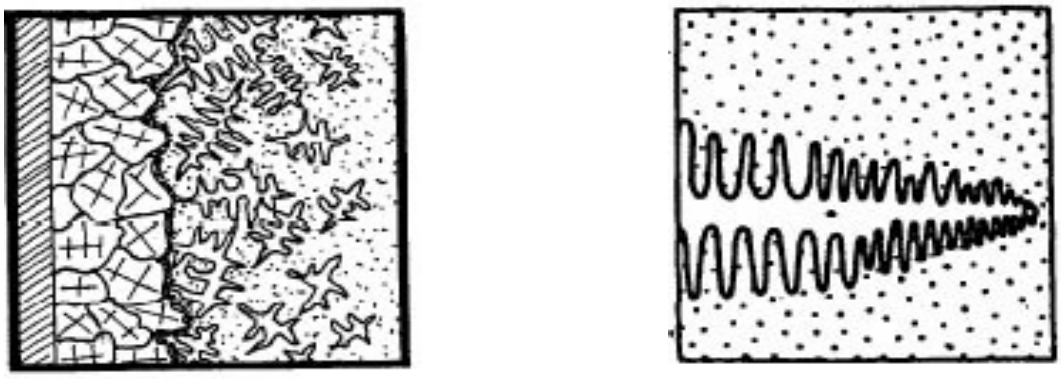
3. *Франценюк, И.В.* Альбом микроструктур чугуна, стали, цветных метало и их сплавов / И.В. Франценюк, Л.И. Франценюк. – М.: Академкнига, 2004. 192с.

ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ КРИСТАЛЛИЗАЦИИ СОРТОВОЙ ЗАГОТОВКИ

Кушнирев А.Ю., Ухин В.Е., Лебедев А.Н.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Важным этапом в получении качественной непрерывнолитой заготовки является процесс перехода стали из жидкого состояния в твердое, называемый кристаллизацией. Затвердевание заготовки сопровождается сложными физико-химическими процессами, включающими явление массопереноса, уменьшение ее объема. Общая картина процесса кристаллизации сортовой заготовки в настоящие время достаточно изучен [1].

На рисунке 1 схематически представлены основные структурные зоны в непрерывнолитом слитке.



а) б)

Рисунок 1 – Процесс формирования структуры сортовой заготовки

Рисунок 1 (а) характеризует формирование поверхностного слоя, образованного дезориентированными равноосными кристаллами. Этот слой формируется в момент попадания на стенки водоохлаждаемого кристаллизатора металла. Данный процесс завершается быстро с образованием коркового слоя который является базой формирования остальных структурных составляющих непрерывнолитой заготовки. Поры и неровности корки способствуют зарождению следующих структурных составляющих формирования структуры заготовки в целом.

В жидкой фазе появляются предпосылки к формированию дендритной структуры. Рост дендритов происходит в направлении теплового центра заготовки рисунок 1б. Междендритное пространство заполняется жидкой фазой, обогащенной ликватами. При этом существует несколько сценариев формирования структуры заготовки.

Первый – менее желательный, связан с тепловыми условиями охлаждения заготовки в кристаллизаторе и ЗВО. Он приводит к формированию резких границ между структурными составляющими металла. По данным [1,2] это является причиной низкой стабильности физико- механических свойств стали и увеличенной центральной ликвации примесей. Изучение кристаллической

структуры непрерывнолитой сортовой заготовки в лабораторных условиях, проводили применяя модельную жидкость камфен (2,2-диметил-3-метилен-бициклогептан) которая затвердевая образует дендритную структуру. При этом в жидком состоянии камфен сохраняет оптическую прозрачность вплоть до полного затвердевания. Основные физические и теплофизические свойства камфена приведены в таблице 1.

Таблица 1 − Некоторые физические и теплофизические свойства камфена

Температура солидус, ^{0}C	Температура ликвидус, ^{0}C	Теплота кристаллизации, кДж/кг	Теплоемкость, кДж/(кг·К)		Температуропроводность, м^2/с	Поверхностное натяжение, Н/м	Кинематическая вязкость, м^2/с
			жидкий	твердый			
33	35	40,2	2,4	2,1	$1{,}3\cdot10^{-8}$	0,021	$7{,}2\cdot10^{-6}$

Из условий опыта это вещество принято потому что, не имеет большой разницы между температурами ликвидус и солидус. Это позволило на небольшом фрагменте водоохлаждаемого кристаллизаторе сечением 100×100 мм детально исследовать процесс зарождения структурных зон слитка.

Лабораторная установка для моделирования процессов кристаллизации непрерывнолитой заготовки представлена на рисунке 2.

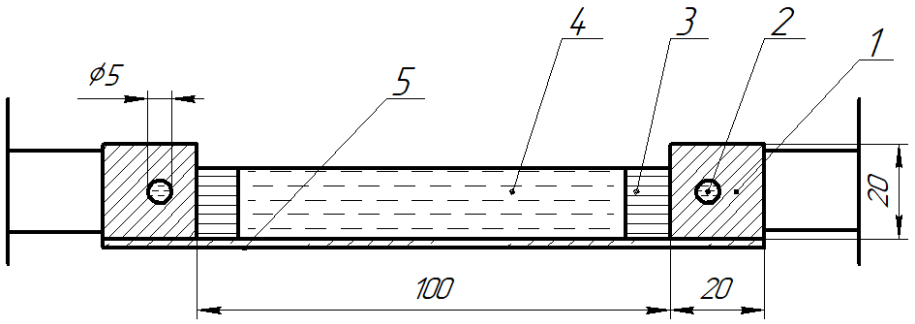
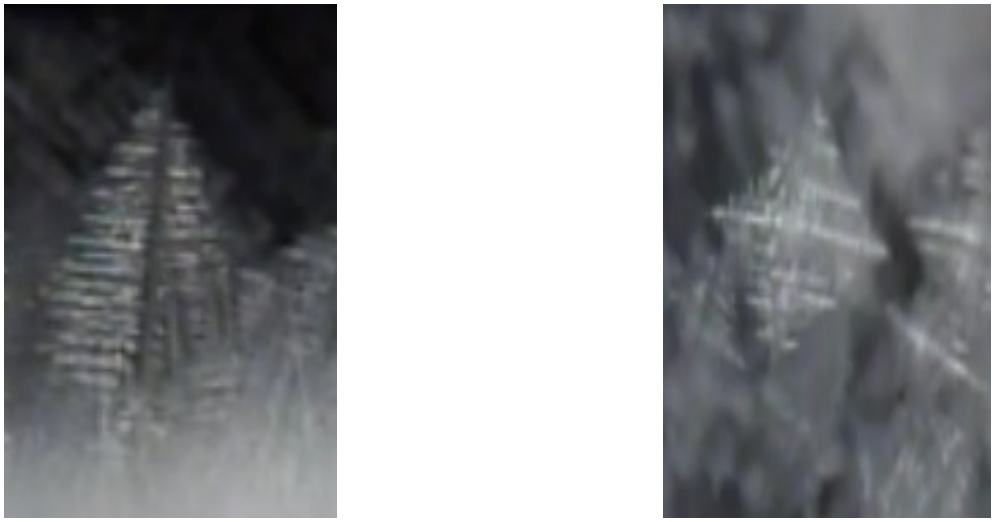


Рисунок 2 - Общая схема лабораторной установки для моделирования процесса затвердевания заготовки в кристаллизаторе:
1 – кристаллизатор; 2 – отверстия, для пропускания охлаждающей воды;
3 –твердый слой камфена, намерзший в ходе затвердевания;
4 – жидкий объем моделирующего вещества; 5 – прозрачное органическое стекло с низкой теплопроводностью.

Установка состояла из пространства ограниченного прозрачным стеклом сверху и снизу. Путем изменения расхода охлаждающей воды, моделировали процесс тепловой работы кристаллизатора. Прозрачные стекла обеспечивают фото- и видео съемку формирующейся структуры при различных условиях охлаждения.

При резком повышении расхода воды, а следовательно и интенсивности охлаждения стенок кристаллизатора, замечено разное увеличение толщины

корки дезориентированных кристаллов, прилегающих к стенкам кристаллизатора. При этом структура получалась грубой с резкими границами, размер дендритов и равноосных кристаллов получался достаточно большим. Структурные составляющие полученные в результате моделирования представлены на рисунке 3.



а) б)

Рисунок 3 – Структура дендритов и равноосных кристаллов.

На рисунках представлена характерная форма дендрита рисунок 3а) направленного осью первого порядка к тепловому центру заготовки. Выделена характерная форма равноосного кристалла рисунок 3б). Его особенностью является то, что в его окружении практически отсутствуют кристаллы более меньших размеров. В исследованиях установлено, что это является признаком формирования грубой структуры металла.

Снижение интенсивности отвода тепла от стенок кристаллизатора путем уменьшения расхода охлаждающей воды позволило управлять однородностью структуры модели сортовой заготовки.

В заключений следует отметить, что даже в статическом состоянии (без движения модели заготовки по технологической оси МНЛЗ вниз) модель при изменении интенсивности охлаждения стенок кристаллизатора изменяет особенности формирования структурных зон модели непрерывно литой заготовки. При этом управляя тепловой работой кристаллизатора варьируя расход охлаждающей воды можно управлять процессом формирования структурных зон сортовой заготовки в отдельной зоне кристаллизатора МНЛЗ.

Литература:

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

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

ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ СОРТОВОЙ ЗАГОТОВКИ НА ОПЫТНОЙ МОДЕЛИ

Кушнирев А.Ю. Ухин В.Е., Лебедев А.Н.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Высокие механические свойства стали закладываются на стадии ее кристаллизации при переходе из жидкого состояния в твердое. Целью проектирования технологии кристаллизации является создание таких условий, когда исключается резкий переход от одних структурных зон заготовки к другим. Создание условий формирования мелкозернистой структуры центральной части заготовки, минимизирует влияние ликвации в жидко-твердую часть металла [2].

Исследуя физическую модель кристаллизации раствора комфена, определяли принадлежность структурных составляющих к типу кристаллов. Для этого проводили определение линейных размеров структурных составляющих. По этому фото и видео съемкой фиксировали состояние структуры в определенные моменты времени и методом секущих определяли геометрические размеры и тип структурных составляющих.

На рисунке 1 представлена одна из пересекающих линий одного из моментов формирования структуры. Видно что линия пересекла в данном случае шесть элементов структуры кристаллизующегося раствора.

Измерением линейных размеров определяли геометрию зерен в направлении а) и б). Многократным измерение накапливали статистический материал.

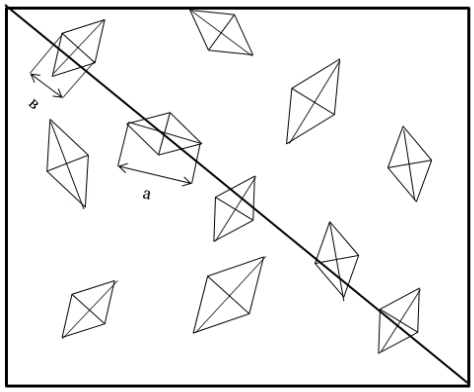


Рисунок 1 - Методика изучения равноосных кристаллов

Полученный ряд накопленных данных усредняли. Аналогичным методом определяли динамику роста кристаллов. Результаты измерений приведены в таблице 1, а графическая интерпретация представлена на рисунках 2-3. Учитывая погрешность метода измерений на графике представлен диапазон колебаний измеренных величин. Линия тренда получена методом математической обработки данных в программе Microsoft Excel. В среднем при обработке экспериментальных данных корреляционное отношения имело значение не менее 0,85.

Таблица 1 – Размеры равноосных кристаллов перед полной кристаллизацией моделирующего вещества

Опыт №1		Опыт №2		Опыт №3		Опыт №4		Опыт №5	
В начале появления равноосных кристаллов, мм	Перед полным затвердевание, мм	В начале появления равноосных кристаллов, мм	Перед полным затвердевание, мм	В начале появления равноосных кристаллов, мм	Перед полным затвердевание, мм	В начале появления равноосных кристаллов, мм	Перед полным затвердевание, мм	В начале появления равноосных кристаллов, мм	Перед полным затвердевание, мм
3,8	9,8	7,6	10,9	10,2	5	5,5	7,9	3,1	11,1
6,6	12,2	8,5	15,8	12,1	6,8	6,7	8,6	4,8	11,8
6,8	13,2	12,8	18,2	12,8	12,2	9,8	10,1	5,1	12,1
8,2	14,1	-	22,2	14,2	13,4	12,5	12,1	5,6	12,2
15,1	15,8	-	22,8	-	15,6	-	13,8	8,1	12,5
-	16,5	-	-	-	16,8	-	17,2	-	14,8
-	-	-	-	-	16,9	-	-	-	15,1

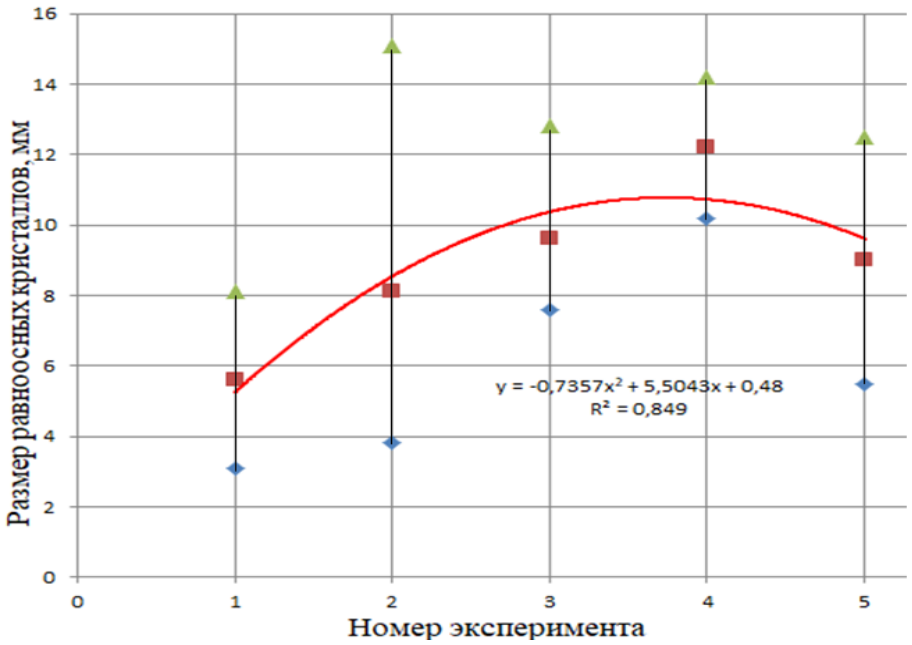


Рисунок 2 – Изменение размера равноосных кристаллов в начале их зарождения в объеме модели

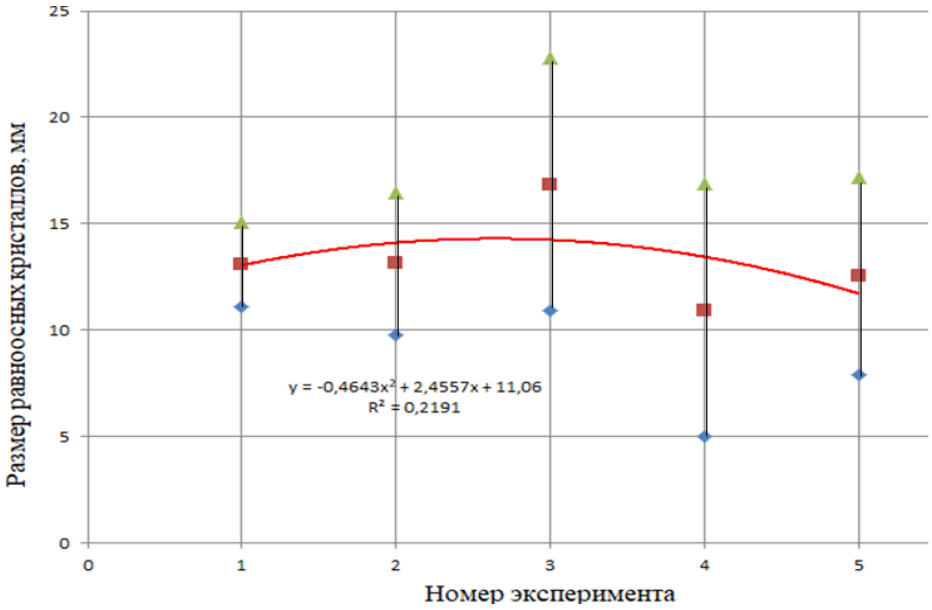


Рисунок 3 – Изменение размера равноосных кристаллов перед завершением кристаллизации

Во время исследований выделенные структурные составляющие фиксировали с помощью видео съемки.

Далее измеряли расстояние, которое они проходили за определенный промежуток времени. Этим методом удалось контролировать скорость искусственно создаваемых потоков.

При этом допускали, что скорость потока не закристаллизовавшейся жидкости соответствует скорости движения ее структурных составляющих (равноосных кристаллов). Движение дендритов не регистрировали. В процессе их перемещения потоками оси высших порядков разрушались.

Результаты измерений скорости потока перемещающего мелкие, средние, а также большие кристаллы представлены в таблице 2 и на рисунке 4.

Таблица 2 – Скорость перемешивающего потока

Общий размер кристаллов	Опыт №1		Опыт №2		Опыт №3		Опыт №4	
	размер, мм	скорость, см/с	размер, мм	скорость, см/с	размер, мм	скорость, см/с	размер, мм	скорость, см/с
Мелкие	5,9	15,5	7,2	16	6,2	18,7	6,9	13,6
Средние	12,2	14,2	11,8	14,7	14,7	15,8	13,2	11,9
Большие	24,5	10,2	18,9	12,6	21,2	13,7	19,8	8,6

Из данных таблицы 2 следует, что минимальная скорость первой серии опытов равнялась 10,2, третей – четвертой соответственно 12,6, 13,7 и 8,6 см/с.

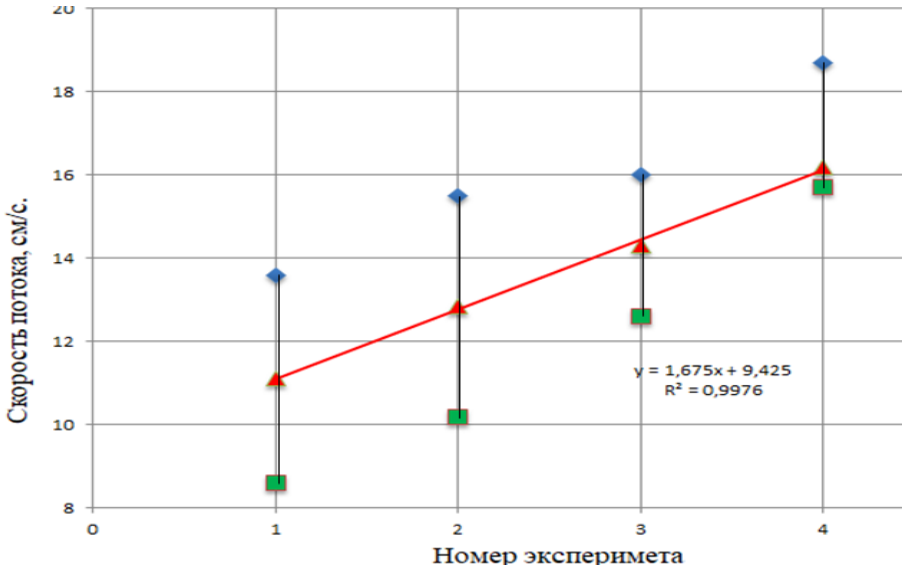


Рисунок 4 – Изменение скорости потока перемешивания

Измерение скорости потока для кристаллов средних размеров изменялась в диапазоне 11,9 , 4, 2 см/сек. Аналитическая зависимость, полученная методами статистической обработкой данных в программе Microsoft Excel, имеет вид (1).

$$y = 1{,}67x + 9{,}422;\ R^2 = 0{,}9976, \qquad (1)$$

где: y – скорость движения потока, см/с;

x – номер опыта.

В результате исследований установлено, что между скоростью искусственно вызванных потоков и размером частиц существует прямая зависимость. По этому увеличение скорости потока в том числе и электромагнитным перемешивание измельчает структуру металла сортовой заготовки. Это согласуется с данными ряда исследователей, установивших что электромагнитное поле, обеспечивает улучшение качества непрерывно литой заготовки в зоне столбчатых кристаллов за счет их измельчения и уплотнения.

Верхушки дендритов, которые выступают за фронт затвердевания в жидкую фазу под воздействием динамических нагрузок механически разрушаются. Осколки твердой фазы попадут в жидкую ванну, где будут при определенных условиях способствовать ускорению перехода от зоны столбчатых кристаллов к зоне равноосных кристаллов, являясь центрами кристаллизации [1].

Литература:

1. *Смирнов, А.Н.* Непрерывная разливка сортовой заготовки / А.Н. Смирнов, С.В. Куберский, А.Л. Подкорытов, В.Е. Ухин, А.В. Кравченко, А.Ю. Оробцев – Алчевск: ДонГТУ, 2012- 449с.

2. *Коновалов, Ю.В.* Металлургия: учебное пособие : в 3 кн. К.1. Производство чугуна, железа, стали и ферросплавов / Ю.В. Коновалов, А.А. Троянский, С.Н. Тимощенко. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2011.-431с.

Кушнирев А.Ю.

«МАЛОШЛАКОВАЯ» ТЕХНОЛОГИЯ СО СКАЧИВАНИЕМ КИСЛОГО ШЛАКА

Сайфуллин С.С., Егорова Т.Г.
Карагандинский государственный индустриальный университет,
г. Темиртау, Казахстан

В последние годы за рубежом, прежде всего в Японии, получила распространение малошлаковая технология выплавки конвертерной стали. Она была разработана в начале 80-х годов в результате внедрения предварительного обескремнивания, десульфурации и дефосфорации чугуна, когда в нем остается 0,15–0,30 % кремния, до 0,010 % серы и 0,010-0,015 % фосфора.

Достоинства данной технологии очевидны. Результаты расчетных и экспериментальных данных, представленных на рис.1, свидетельствуют о том, что при снижении в чугуне концентрации кремния увеличивается выход жидкой стали, уменьшается масса шлака и снижается расход извести [1].

Кремний чугуна является важным теплоносителем конвертерной плавки, и снижение его содержания нарушает тепловой баланс, что вынуждает уменьшать долю скрапа в шихте. Однако для многих зарубежных стран вопрос о соотношении чугуна и скрапа в шихте является конъюнктурным. Кроме того, исключение из приходной части тепла, вносимого реакцией окисления кремния, в значительной мере компенсируется сокращением потерь тепла со шлаком из-за уменьшения расхода холодной извести (до 20-30 кг/т) и количества шлака.

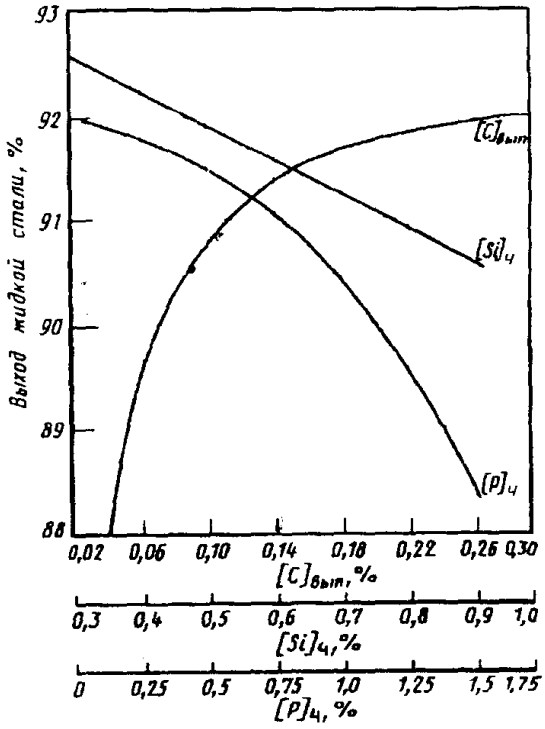


Рисунок 1- Влияние содержания кремния $[Si]_ч$ и фосфора $[P]_ч$ в чугуне и содержания углерода в металле перед выпуском $[C]_{вып.}$ на выход жидкой стали

Малошлаковая технология обеспечивает повышение выхода годного на 1-2 % за счет снижения потерь железа со шлаком в виде корольков и оксидов. К положительным моментам данной технологии следует отнести уменьшение шлаковых отвалов и улучшение работы шлакоуборки [2].

На АО «АрселорМиттал Темиртау» отсутствуют установки по дефосфорации, десульфурации и десиликонизации жидкого чугуна. В то же время на комбинатах «Криворожсталь» и «Азовсталь» используется технология со скачиванием «кислого» шлака, разработанная институтом Черной Металлургии, суть которой заключается в том, что начало продувки ведется с присадкой небольшого количества извести, затем после полного окисления кремния скачивают кислый шлак, в результате чего уменьшается расход извести на 30 - 40 % по сравнению с обычной технологией; это дает возможность снизить расход жидкого чугуна [3].

Остановка для скачивания первичного шлака проводится при практически полном окислении кремния, т.е. при его остаточном содержании не более 0,1 %. Данная технология базируется на том основании, что эффективная дефосфорация происходит при стабильном предварительном снижении содержания кремния в чугуне до уровня ≈ 0,15 % Si (рис.2).

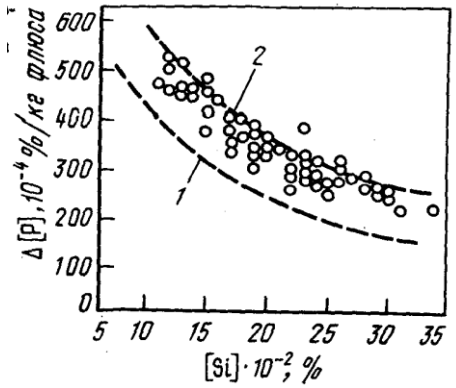


Рисунок 2 - Эффективность дефосфорации в зависимости от начального содержания кремния в чугуне: 1 – обычный уровень;
2 – добавка 3-5 кг Mn/т руды

Балансовые плавки, проведенные на этих комбинатах, показали, что количество конечного шлака в конвертере при малошлаковой технологии по сравнению с обычной уменьшается на 43,6 кг/т стали. Потери железа со шлаком сокращаются на 43,6 кг/т стали. К снижению потерь металла ведет и сокращение выбросов.

Особенности работы кислородно – конвертерного цеха АО «АрселорМиттал Темиртау» заключается в том, что он перерабатывает чугуны с повышенным содержанием фосфора (0,4 – 0,5 % и выше). При этом концентрация кремния в нем зачастую превышает 1 %. Продувка конвертерной ванны проходит в два периода с остановкой на промежуточное скачивание шлака, которое, как правило, осуществляется по израсходованию 65 – 70 % кислорода от общего количества на продувку (12 – 13 тыс. $нм^3$). По ходу ведения первого периода

продувки в конвертерную ванну присаживается известь с целью связывания кислотных окислов, прежде всего SiO_2.

Недостатки такой технологии очевидны: во-первых, снижается выход жидкого, связанный, прежде всего, с большими потерями железа со спускаемым промежуточным шлаком, количество которого определяется в первую очередь содержанием кремния в чугуне (рис.1); во-вторых, как видно из данных рис.3, эффективная дефосфорация металла происходит при практически полном окислении кремния (остаточное содержание его в конвертерной ванне около 0,10 %).

Следует также отметить, что большое количество шлака в конвертере в первом периоде продувки способствует иногда возникновению выбросов, что вынуждает вести продувку ванны при пониженном положении фурмы. Это обстоятельство с учетом значительного подъема уровня металлошлаковой эмульсии уменьшает возможность дожигания CO до CO_2, что ухудшает тепловой баланс конвертерной плавки.

Изложеное выше, а также анализ литературных и практических данных позволяет сделать вывод о необходимости раннего скачивания шлака (с низкой основностью).

Анализ результатов опытных промышленных плавок показал, что наилучшие результаты (остаточное содержание Si в металле примерно равно 0,10 %) достигаются при остановке продувки на промежуточное скачивание шлака по израсходованию 20 – 25 % (примерно 4 тыс. $нм^3$) кислорода от общего его количества на плавку. В этом случае остаточное содержание кремния в конвертерной ванне находится в пределах 0,1 %, что соответствует литературным данным. Это связанно с тем, что эффективная дефосфорация со снижением содержания фосфора в металле в 3 раза происходит после достижения низких концентраций кремния. (рис.3)

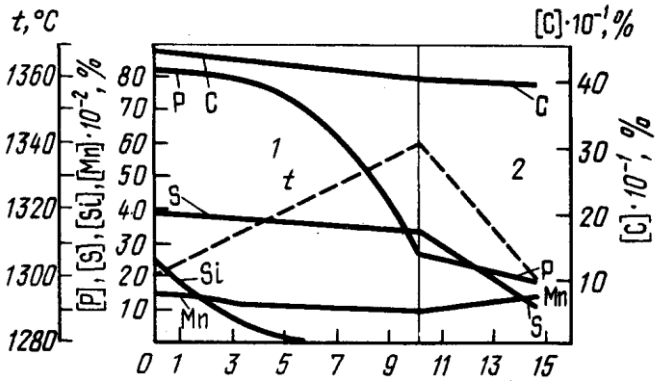


Рисунок 3 - Изменение состава металла в периоды дефосфорации (1) и десульфурации (2)

Данные по составу чугуна и металла в конвертерной ванне после первого периода продувки представлены в таблице 1.

Данные таблицы свидетельствуют о том, что остаточное содержание кремния составляет 0,14 %, что близко к рекомендуемым значениям. Одновременно

произошло некоторое снижение содержание фосфора без добавок шлакообразующих материалов.

Таблица 1- Химический состав металла

Элементы, %	Al	C	Mn	S	P	Si
Чугун	–	–	0,77	0,021	0,504	1,21
Металл I-го периода	0,12	1,80	0,15	0,058	0,280	0,14

В таблице 2 представлены характерные данные одной из промышленных плавок с ранним скачиванием кислого шлака.

Таблица 2 - Химический состав кислого шлака

Элементы,%	MgO	Al	SiO_2	P_2O_5	S	CaO	MnO	Fe	FeO
Шлак	6,45	1,40	29,04	4,11	0,041	34,65	6,46	7,25	1,76

Промежуточное скачивание шлака осуществлялось после израсходования 4380 $м^3$ кислорода, при общем его расходе на плавку 18 тыс. $м^3$. Из данных таблицы видно, что в скачиваемом шлаке содержание SiO_2 составляет 29,04 % при низкой его основности $CaO/SiO_2 = 34,65 / 29,04 = 1,2$.

Элементарные расчеты показывают, что при оставлении этого шлака в конвертере дополнительный расход извести для связывания SiO_2 с целью получения основности шлака, равной 3, составил бы порядка 5 – 7 тонн на плавку. Такое снижение извести способствует уменьшению содержания водорода в металле.

Уменьшение расхода извести и количества шлака не повлияли на ход реакций дефосфорации и десульфурации, т.к. высокая (в отсутствие кремнезема) основность шлака при достаточном содержании оксидов железа в нем создает условия для удаления фосфора и серы.

Кардинальным решением вопроса в условиях работы конвертерного цеха АО «АрселорМиттал Темиртау» явилось бы десиликонизация чугуна на желобе доменной печи или за счет его обработки в чугуновозном ковше. При этом, как видно из данных рис.3 сохраняется достаточный запас химического тепла (содержание углерода практически не меняется) и увеличивается физическое тепло последнего. В этом случае плавка в кислородном конверторе ведется с минимальным расходом извести и с оптимальными условиями дефосфорации.

Литература:

1. *Кудрин, А.А.* Теория и технология производства стали / В.А. Кудрин. М.: Изд-во «Мир», 2003. – 528 с.

2. *Шишкин, Ю.И.* Теория и технология конвертерных процессов / Ю.И. Шишкин, А.К. Артыкбаев, О.А. Григорова. Алматы.: Ғылым, 2006. – 192 с.

3. *Старов, Р.В*. Малошлаковая технология конвертерной плавки/ Р.В. Старов, Н.М. Омесь, В.Г. Горобец и др. // Сталь. - 1989. - № 5. - с. 25 – 28.

4. *Oita, M.* Оптимизация условий продувки сверху при работе по малошлаковой технологии / M. Oita // Jron and Steel Inat. Japan. 1987. V. 73. № 12. p.1018.

ПЕРЕДЕЛ ФОСФОРИСТОГО ЧУГУНА В КОНВЕРТЕРАХ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПЫЛЕВИДНОЙ ИЗВЕСТИ

Балабай Г.Н., Егорова Т.Г.
Карагандинский государственный индустриальный университет,
г.Темиртау, Казахстан

Одной из главных задач ускорения технического прогресса в черной металлургии является развитие высокопроизводительных, экономически эффективных, мало энергоёмких технологических процессов, обеспечивающих получение металлопродукции высокого качества.

В сталеплавильном производстве наиболее полно этим требованиям соответствует кислородно-конвертерный процесс, который благодаря высокой производительности и технологической гибкости, простоте и экономичности получил весьма широкое распространение в мире [1, 2].

Характерной особенностью кислородно-конвертерного процесса является необходимость обеспечения активного участия во всем технологическом процессе получения металла шлаковой фазы, представляющей собой расплав оксидов различных элементов (железа, кальция, кремния, марганца, магния, алюминия, фосфора, хрома и др.).

В процессе плавки шлак выполняет важные технологические функции, и его физические и химические свойства во многом определяют технологические и технико-экономические показатели плавки: содержание в металле вредных примесей (серы и фосфора) и газов (азот, водород), стойкость футеровки, потери металла с выносами и корольками, потери тепла и расход материалов, выход металла и т. д. [3].

Для получения в конвертере шлакового расплава с заданными свойствами используют различные шлакообразующие материалы, которые в совокупности с другими технологическими операциями обеспечивают необходимый шлаковый режим.

В современном кислородно-конвертерном процессе в качестве основного шлакообразующего материала широко используется известь. Уральским научно-исследовательским институтом черных металлов (УралНИИчермет) совместно с АО «АрселорМиттал Темиртау» разработана технология передела фосфористого чугуна с вдуванием в конвертер пылевидной извести. Для вдувания используется установка фирмы ARBED, Люксембург, включающая два приемных резервуара емкостью по 30 $м^3$ для пылевидной извести и один дозирующий бункер емкостью 20 $м^3$, установленный на трех месдозах. Под нижним коническим днищем дозирующего бункера расположен ячейковый дозатор, снабженный устройством для аэрирования извести и камерой, в которой происходит смешивание извести с кислородом. Пылевидную известь к фурме транспортируют по стальному трубопроводу диаметром 200 мм, покрытому внутри базальтом и имеющему крепкие элементы, исключающие влияние температурных колебаний и жесткости трубопровода на весоизмерительную систему.

Опытные плавки проводили в два периода с частичным оставлением конечного шлака, после нейтрализации которого присадками 4-5 т доломита или извести в конвертер загружали 90-100 т лома со средней насыпной плотностью 0,9 т/м^3. Температура чугуна, содержащего 0,55-0,85 % Mn; 0,65-1,10 % Si; 0,825-1,2 % P и 0,022-0,56 % S, находилась в пределах 1265-1370^{0}C. Количество миксерного шлака в заливочном ковше составляло 1,5-4,0т. Плавку продували кислородом чистотой не менее 99,3 % или смесью кислорода и пылевидной извести через пятисопловую фурму с соплом критическим диаметром 49 мм и углом наклона к оси фурмы 16^0.

На опытных плавках качество пылевидной извести было невысоким (содержание CaO в пылевидной извести изменялось от 65 до 80 %), а расход не превышал 40 % и составил в среднем 28 % от общего расхода шлакообразующих материалов на плавку. Однако даже при этих показателях улучшились условия дефосфорации и десульфурации металла. Использование пылевидной извести позволило при практически одинаковом содержании фосфора в чугуне и меньшем расходе извести и кислорода получить металл с меньшим содержанием фосфора и серы.

Благодаря улучшению шлакового режима кислородно-конвертерной плавки в результате более полной ассимиляции пылевидной извести (повышенное содержание оксида кальция в шлаках при меньшем общем расходе извести и более низком содержании оксида кальция в пылевидной извести) было достигнуто наряду с низким содержанием фосфора в металле увеличение концентрации фосфорного ангидрида в шлаках.

При более высокой температуре металла на опытных плавках становится возможным дополнительное сокращение расхода чугуна. Однако компенсация избытка тепла дополнительными присадками кусковой извести и низкое качество используемой пылевидной извести явились основной причиной недостаточно высокого уровня снижения расхода чугуна и извести.

Общий расход извести был сокращен в среднем на 4,2, а чугуна – на 2,5 кг/т стали.

При использовании пылевидной извести длительность продувки снизилась в среднем на 0,8 мин, цикл плавки – на 1,0 мин; выход жидкого металла повысился в среднем на 1,3 %.

Увеличение выхода жидкой стали, в значительной степени было обусловлено уменьшением интенсивности испарения железа в реакционной зоне в период подачи пылевидной извести.

В период вдувания пылевидной извести вынос ее в газоочистку практически полностью исключается. При этом не только снижаются потери извести, и прекращается рост отложений, закупоривающих газоочистку, но и растворяются уже образовавшиеся.

При этом улучшается шлакообразование, снижается расход извести и чугуна на 11,9 и 8,2 кг/т соответственно при одновременном увеличении выхода жидкой стали.

На заводе в Тибе фирмы «Кавасаки сэйтэцу», Япония, проводились опыты по вдуванию порошкообразной извести через верхнюю фурму в струе кислорода в ЛD — КГ-конвертер, этот процесс назван ЛD — КГ — ЛИ-процессом. Известь обычно подают в течение второго полупериода продувки с расходом 500 кг/мин в количестве, не превышающем 10 т на плавку. Через донные фурмы вдувают перемешивающий газ—аргон или азот. По сравнению с ЛD — КГ-процессом улучшилось шлакообразование и дефосфорация стали, снизились расход извести и количество выбросов. Например, содержание фосфора в стали составило 0,02 % при расходе кислорода примерно 20 $м^3$/т стали [4,5].

Дефосфорация улучшается при комбинированной продувке с вдуванием порошка извести через верхнюю фурму в начальный период продувки. Интенсификацию дефосфорации при высоком содержании углерода можно объяснить образованием феррита кальция в местах контакта частиц извести с расплавом и образованием в расплаве реакционной зоны непосредственного контакта с фосфором.

Для повышения качества извести в нее добавляют оксиды железа, а также магния, используя доломитизированный известняк.

Подача пылевидной извести (в среднем 32,9 кг/т) в струе кислорода способствует улучшению основных технико-экономических показателей процесса и снижению содержания фосфора и серы в стали.

Литература:

1. *Колпаков, С.В.* Технология производства стали в современных конвертерных цехах / С.В. Колпаков, Р.В. Старов, В.В. Смоктий Ви др. - М., “Машиностроение”, 1991, 464 с.

2. *Кудрин, В.А.* Теория и технология производства стали / В.А. Кудрин.- М.: Изд-во «Мир», 2003. – 528 с.

3. *Шишкин, Ю.И.* Теория и технология конвертерных процессов / Ю.И. Шишкин, А.К. Артыкбаев, О.А. Григорова. -Алматы.: Ғылым, 2006. – 192 с.

4. *Таока, К.* Вдувание порошкообразной извести сверху в конвертер с комбинированной продувкой/ К. Таока // Тэцу то хаганэ.- 1982. - Т. 68. - № 4. - С. 205.

5. *Таока, К*. Вдувание порошка извести через верхнюю фурму конвертера с комбинированной продувкой / К. Таока, Т. Имаи, М. Кига и др. // Кавасаки сэйтэцу гико. 1983. № 2. С. 120-125.

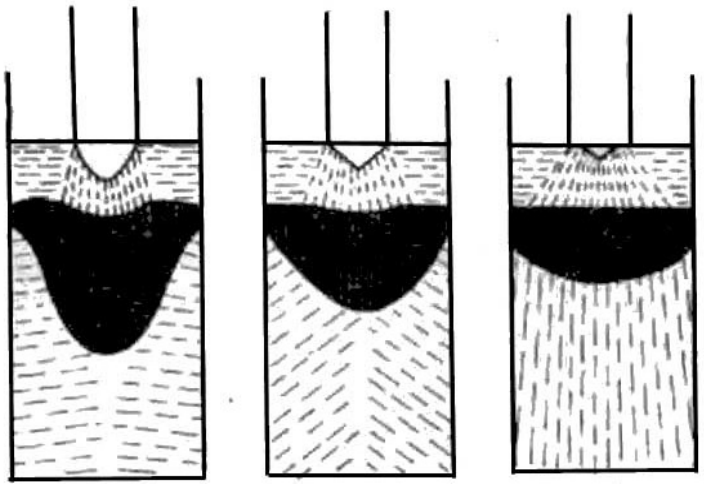
ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА КАПЛЕОБРАЗОВАНИЯ ПРИ ЭЛЕКТРОШЛАКОВОМ ПЕРЕПЛАВЕ С ЦЕЛЬЮ КОНТРОЛЯ ЗАГЛУБЛЕНИЯ ЭЛЕКТРОДА В ШЛАКОВУЮ ВАННУ

Барчуков Б.В., Троянский А.А., Ратиев С.Н.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Электрошлаковый переплав (ЭШП) – это электрометаллургический процесс, при котором металл расходуемого электрода переплавляется в ванне электропроводного синтетического шлака под действием тепла, выделяемого в шлаке при прохождении через него электрического тока [1].

Основное преимущество электрошлакового металла – это его однородная структура по всему объёму слитка и отсутствие дефектов ликвационного характера. Структура слитка, в свою очередь, во многом зависит от формы металлической ванны в процессе переплава. При ЭШП большое влияние на форму металлической ванны оказывает характер теплораспределения в шлаковой ванне, который определяется, в том числе, заглублением электрода в шлак. Чем больше заглубление электрода, тем больше прогревается центральная часть металлической ванны. Из-за этого ванна принимает более вытянутую форму, способствующую формированию радиальной кристаллизации (рис. 1а). Если электрод плавится с небольшим заглублением, то шлак и, соответственно, металлическая ванна прогреваются более равномерно. В результате граница раздела твердого и жидкого металла выполаживается и формируется радиально-осевая (рис. 1б) и осевая микроструктуры (рис. 1в).

Формирование плоской металлической ванны (рис. 1в) всегда предпочтительнее, с точки зрения плотности и однородности выплавляемого слитка. Поэтому поддержание небольшого заглубления электрода в шлак в течении всего переплава является важной задачей.



а б в

Рисунок 1 – Влияние положения электрода в шлаковой ванне на форму металлической ванны и структуру слитка [1]

Существует несколько основных способов контроля заглубления электрода в шлаковую ванну [2]. Самым современным является метод, основанный на контроле колебания электрического сопротивления, которые возникают при нарастании капли на торце электрода и последующем её отрыве [3]. В результате, межэлектродное расстояние постоянно изменяется и соответственно изменяются сопротивление участка шлака, по которому протекает ток, а также и сам ток переплава (рис. 2, 3).

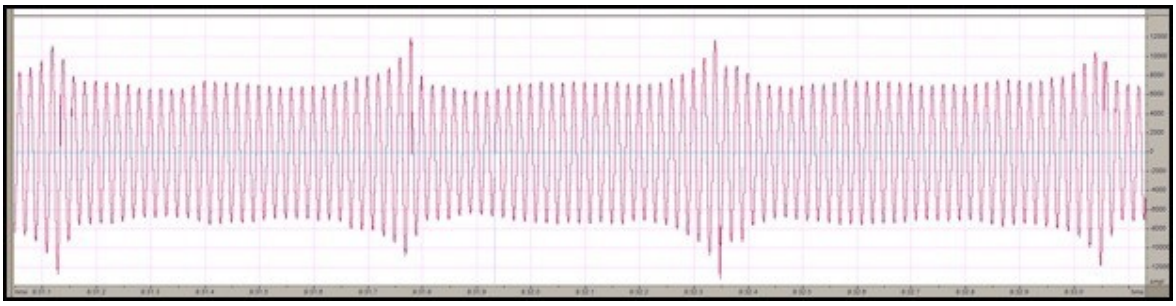


Рисунок 2 – Фрагмент осциллограммы тока переплава, в моменты нарастания и отрыва капли с торца электрода

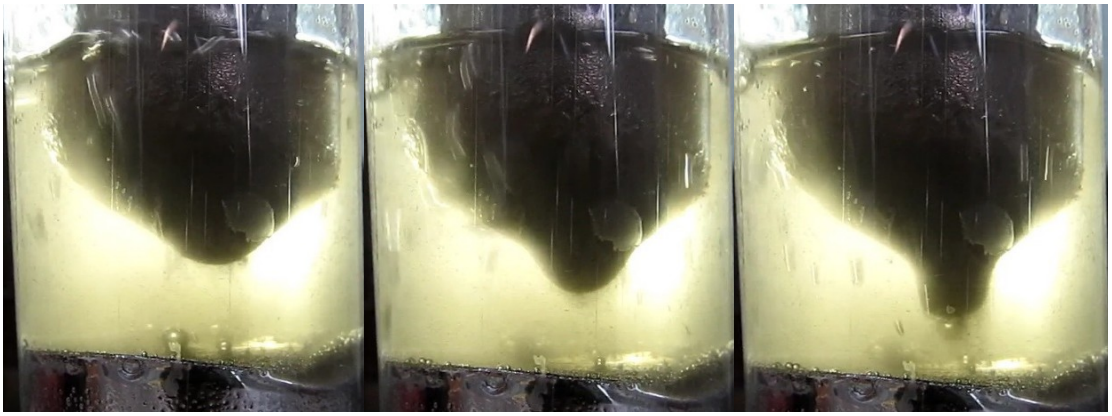


Рисунок 3 – Моменты нарастания капли на торце электрода демонстрирующие изменение межэлектродного расстояния

Амплитуда этих колебаний (рис. 2) непостоянна и зависит от заглубления электрода. Чем оно меньше, тем выше величина колебаний сопротивления шлака и тока переплава, и наоборот. Контролируя колебания тока переплава можно контролировать заглубление электрода. Поддерживая колебания сопротивления шлаковой ванны на заданном уровне можно обеспечить постоянное заглубление электрода в течении переплава.

Для исследования возможности реализации данного способа контроля положения электрода в шлаковой ванне была создана холодная физическая модель электрошлакового переплава. В качестве переплавляемого металла использовали электрод из сплава Вуда диаметром 25 мм и температурой плавления 68,5 °С. Переплав осуществляли на лабораторной установке ЭШП (рис. 4), которая имеет механизм крепления и перемещения электрода, источник питания, приборы для контроля тока и напряжения переплава. Роль кристаллизатора выполняла стеклянная колба диаметром 35 мм. На дно колбы установлена ме-

таллическая пластина, к которой с помощью изолированного провода подсоединена одна клемма источника питания переменного тока. Вторая клемма подсоединена к переплавляемому электроду. В качестве шлака использована соляная кислота.

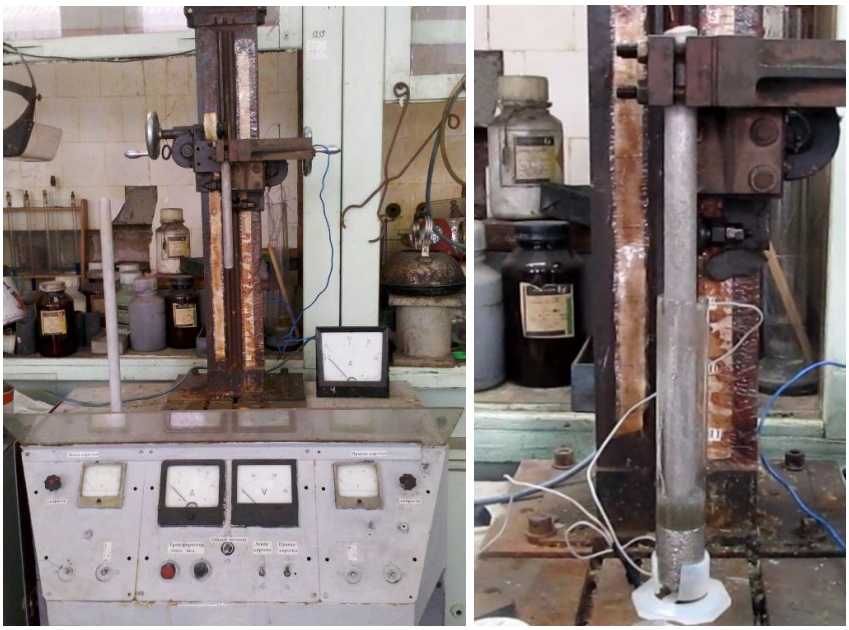
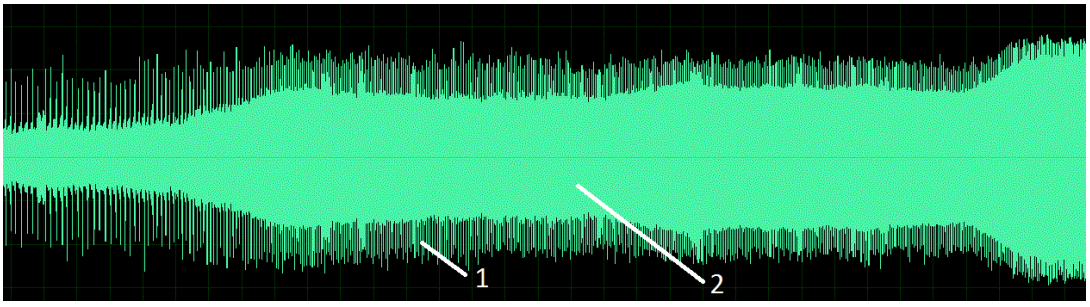


Рисунок 4 – Лабораторная установка ЭШП

Для установления связи между колебаниями сопротивления шлака (тока переплава) и заглублением электрода в шлаковую ванну провели эксперименты, которые заключались в переплаве электрода с различным его заглублением в шлаковую ванну. Напряжение переплава поддерживали постоянным, около 15 В. В результате изменения заглубления менялся ток переплава. Показатели тока и напряжения переплава записывали на звуковую карту персонального компьютера через понижающий трансформатор.

На рис. 5 приведен фрагмент осциллограммы тока переплава длительностью 6 мин. Можно выделить несколько участков в течении которых плавление электрода происходило при постоянном токе, а, следовательно, и постоянном заглублении электрода в шлак. Причем, меньшему току переплава соответствует меньшее заглубление и наоборот.



1 – величина пика, 2 – величина тока

Рисунок 5 – Осциллограмма тока переплава

Также видно (рис. 5), что величины колебаний тока, вызванных каплеобразованием, различны и зависят от заглубления электрода. Большая величина колебаний характерна для начального этапа переплава с небольшим заглублением электрода. С увеличением заглубления, величина колебаний тока переплава снижается.

На рис. 6 приведены действующее значение тока переплава и его колебания, рассчитанные как отклонение текущего значения тока от среднего его значения, за определенный момент времени.

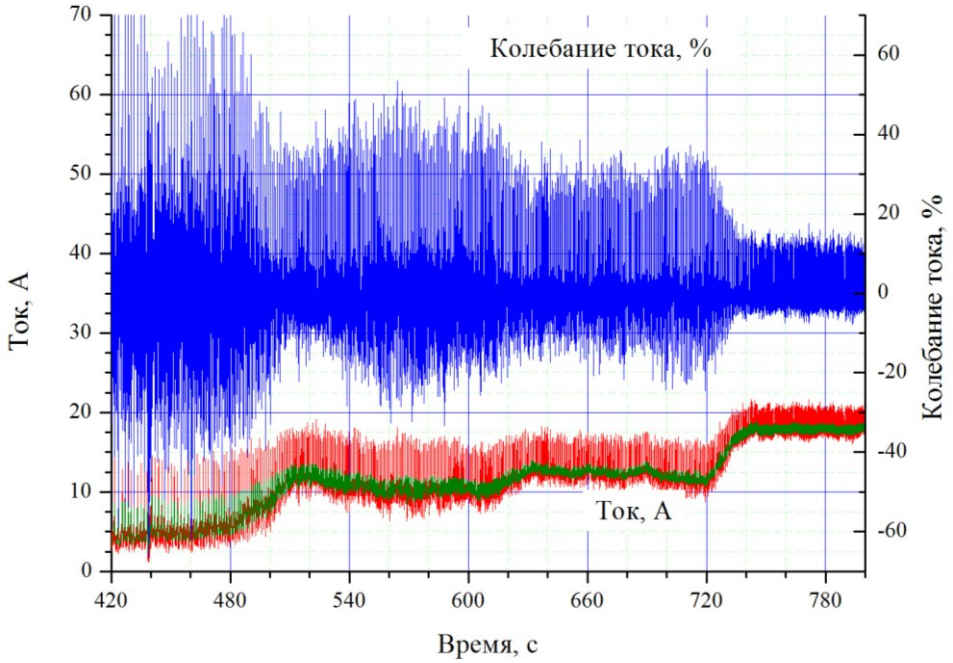


Рисунок 6 – Действующее значение тока переплава и его колебания, вызванные каплеобразованием

Видно (рис. 6), колебания тока могут превышать 50% от среднего его значения при небольшом заглублении электрода и снижаются до 10% с ростом заглубления. Установленные явления могут быть использованы для разработки систем управления электрошлаковой плавкой, в частности для контроля положения электрода в шлаковой ванне при переплаве.

Литература:

1. *Латаш, Ю. В.* Электрошлаковый переплав / Ю. В. Латаш, Б. И. Медовар. – М.: Металлургия, 1970. – 240 с.

2. *Барчуков, Б. В.* Разработка способа контроля положения электрода в шлаковой ванне при электрошлаковом переплаве / Б. В. Барчуков, С. Н. Ратиев // Металлургия XXI столетия глазами молодых / Материалы III Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов. – Донецк: ДонНТУ, 2017. – С. 52-54.

3. *Melgaard, D.K.* Controlling Remelting Processes for Superalloys and Aerospace Ti Alloys / D. K. Melgaard, R. L. Williamson // Journal of Metals, 1998. – March. – P. 13-17.

АНАЛИЗ РАБОТЫ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ ЕНАКИЕВСКОГО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ЗАВОДА В НОВЫХ ШИХТОВЫХ УСЛОВИЯХ

Яшин И.Н., Афанасьева З.К.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

За последние 50 лет, внедрение инноваций и применение компенсирующих мероприятий в доменном производстве позволило странам Запада и Азиатского региона повысить качество готового продукта и снизить его конечную стоимость, что предопределило лидирующее положение этих стран по выпуску чугуна и стали. Стоит отметить следующие тенденции, к которым стремятся доменщики в этих странах: снижение расхода кокса до уровня 250-300 кг/т чугуна; применение высококачественного агломерата с содержанием железа более 57 % и повышенной основностью; повышение температуры дутья до 1200^{o}С и более; применение офлюсованных окатышей; снижение выхода шлака до 250 кг/т чугуна и ниже и др. [1].

Начиная с 50-х годов XX века, работа доменщиков Енакиевского металлургического завода («ЕМЗ») была отмечена многочисленными нововведениями: впервые в СССР проведено «замораживание» доменной печи для научных исследований, производство высокоофлюсованного агломерата, использование комбинированного дутья высоких параметров и др.[2].

За последние двадцать лет, на «ЕМЗ» был внесен вклад в развитие доменного производства: построены две современные доменные печи (№3 и №5); проводится тщательная и качественная подготовка к плавке железорудного сырья и кокса (построен склад окатышей и кокса); отказ от природного газа (ПГ) и интенсивный поиск его замены, например, азотом, паром и, наконец, пылеугольным топливом (ПУТ).

С 2015 г. на предприятии ведется целенаправленная работа по созданию на основе совершенствования подготовки шихты (снижение расхода или вывод из состава шихты сырого известняка, повышение содержания железа и основности в агломерате, снижение содержания мелочи в железорудной части, подготовка кокса к доменной плавке по фракционному составу и др.) и комплекса компенсирующих мероприятий, необходимых для освоения высокоэффективной пылеугольной и малококсовой технологии. В 2016 г. запущен промышленный комплекс по вдуванию ПУТ в доменные печи №5 и №3 и было освоено вдувание ПУТ в количестве 120-130 кг/т чугуна.

В 2016-2017 гг. химический состав агломерата характеризовался достаточно высоким и устойчивым содержанием железа (Fe = 54±0,3 %) при уровне основности 1,45-1,7 единицы. Отсев мелочи из агломерата на печи дает возможность снизить содержание фракции 5-0 мм до 5-8 % при эффективности грохочения 57,5 %.

В 2017 г. окатыши СевГОК были заменены окатышами Госрезерва, в которых содержание железа на 2,5-4% выше. Железорудная шихта ДП № 5 в авгу-

сте 2017 г. содержала 4,4 % мелочи 5-0 мм, что отвечает мировому уровню, достигнутому при вдувании на 1 т чугуна до 200 кг ПУТ и снижении расхода кокса до 300-350 кг/т чугуна.

В связи с кардинальным изменением шихтовых условий, необходимо выполнить анализ работы доменного цеха в современных шихтовых условиях, при вдувании таких дополнительных топливных добавок, как ПУТ и ПГ.

Цель работы – анализ работы доменной печи Енакиевского металлургического завода в новых шихтовых условиях, при повышении вдувания дополнительных видов топлива.

Для анализа технико-экономических показателей в старых и новых шихтовых условиях, была выбрана работа доменной печи №5 полезным объемом 1513 м^3 в двух периодах: первый период – июль 2016 г., второй – август 2017 г. (новые шихтовые условия) (табл. 1).

Таблица 1 – Основные показатели работы доменной печи №5 «ЕМЗ»

Показатели	Периоды	
	11-31 июля 2016 г.	август 2017 г.
Производство чугуна, т/сутки	2743,1	2981
Расход кокса, кг/т чугуна	480,7	490,8
Расход шихтовых материалов, кг/т чугуна:		
агломерат ЕМЗ	636,2	793,5
агломерат ЮГОК	180,1	0
окатыши СевГОК	824,1	0
окатыши Госрезерв	0	748,9
известняк	44,7	6,9
Дутье:		
расход, м^3/мин	3186	3124
давление, кПа	257	257
температура, ^{o}C	1089	1100
ПГ, м^3/т чугуна	2,6	71,8
ПУТ, кг/т чугуна	109,6	0
содержание кислорода, %	22,6	22,8
Химический состав чугуна, %:		
Si	0,67	0,49
S	0,07	0,178
Выход шлака, кг/т чугуна	392	310,9

В табл.1 представлены показатели работы доменной печи № 5 в 2016 году (при вдувании ПУТ и на шихте Криворожского бассейна) и в 2017 году (при вдувании ПГ и на шихте российских месторождений).

Как видно из табл. 1, применение окатышей Госрезерва позволило снизить на 1 т чугуна расход сырого известняка с 44,7 до 6,9 кг и, как следствие, снизить выход шлака на 81,1 кг благодаря работе на кислых шлаках и повышенному содержанию серы в чугуне.

Стоит отметить тот факт, что шихтовые условия в 2016 г. неблагоприятны по такому показателю, как выход шлака. Высокий выход шлака снижает пре-

имущества вдувания ПУТ в доменную печь, по сравнению с вдуванием ПГ. Поэтому, с учетом изменения шихтового состава в 2017 году, экономически целесообразным будет возврат к вдуванию ПУТ, при одновременном снижении или выводе из состава дутья ПГ. Применение ПУТ позволяет достичь более высоких технико-экономических показателей (ТЭП) доменной плавки.

Для оценки влияния расхода вдувания дополнительных видов топлива на ТЭП работы доменной печи, выполнен расчет перспективных технологических режимов по программе Excel, на основе методики профессора А.Н. Рамма, для определения влияния на расход кокса и производительность различных факторов режима плавки [3].

За базовый период работы доменной печи выбран август 2017 г. Далее, были выполнены расчеты при постепенном увеличении расхода ПГ до 100 $м^3$/т чугуна. Получено снижение расхода кокса до 472,6 кг/т чугуна. Однако, в связи с высокой ценой на ПГ, существенно увеличивается себестоимость чугуна. Вдувание ПГ более 71,8 $м^3$/т чугуна (база) не является экономически целесообразным (табл. 2).

Таблица 2 – Влияние расхода природного газа на себестоимости чугуна

Показатели	Режимы при изменении расхода ПГ, $м^3$/т чугуна				
	0	40	71,8 (база)	80	100
Производительность, %	101,2	101,3	100,0	99,5	98,1
Расход кокса, кг/т чугуна	549,2	514,4	490,8	485,3	472,6
Изменение себестоимости, руб/т чугуна	-182,8	-120,2	0	+39,9	+150,5

В связи с вышеизложенным, следующие расчетные режимы были выполнены при работе доменной печи на базовой шихте, при замене пылеугольным топливом природного газа вплоть до полного его отсутствия (табл. 3 и 4). Шихтовые условия остались без изменений, а дутьевые параметры – изменены в сторону увеличения.

Таблица 3 – Изменение показателей ДП №5 при замене части ПГ на ПУТ и увеличении температуры дутья в качестве компенсации

Показатели	Период					
	База	Расход ПУТ, кг/т чугуна				
		40	80	120	160	200
Производительность, %	100	102,4	102,0	101,5	101,0	100,4
Расход кокса, кг/т чугуна	490,8	442,9	415,8	388,7	361,5	334,3
Температура дутья, ^{0}C	1100	1200	1200	1200	1200	1200
Расход ПГ, $м^3$/т чугуна	71,8	60	45	30	15	0
Изменение себестоимости, руб/т чугуна	0	-393,2	-552,0	-710,2	-867,4	-1023,3
Скорость газа в распаре, м/с	9,88	11,08	12,21	13,9	16,70	22,15

В табл.3 показаны результаты при увеличении температуры дутья до 1200^{o}C, что легко осуществимо благодаря наличию воздухонагревателей Калугина. Полученные результаты дают основания рекомендовать режим с вдувани-

ем 160-180 кг/т чугуна ПУТ, т.к. скорость газа в распаре и уровень теоретической температуры лимитируют дальнейшее повышение расхода ПУТ.

Таблица 4 – Изменение показателей ДП №5 при замене части ПГ на ПУТ и увеличении содержания кислорода в дутье в качестве компенсации

Показатели	Период					
	База	Расход ПУТ, кг/т чугуна				
		40	80	120	160	200
Производительность, %	100	104,6	104,2	103,8	103,3	102,7
Расход кокса, кг/т чугуна	490,8	429,5	402,3	374,9	347,5	320,0
Содержание O_2 в дутье, %	22,8	25,0	25,0	25,0	25,0	25,0
Расход ПГ, $м^3$/т чугуна	71,8	60	45	30	15	0
Изменение себестоимости, руб/т чугуна	0	-64,1	-227,9	-391,0	-554,2	-715,2
Скорость газа в распаре, м/с	9,88	10,40	11,27	12,50	14,41	17,66

В табл.4 показаны результаты, при увеличении содержания кислорода в дутье (до 25%) и при повышении расхода вдувания ПУТ. Компенсация повышением содержания кислорода привела к следующим результатам на 1 т чугуна: вдувание ПУТ на уровне 200 кг, снижение расхода кокса на 156,5 кг и себестоимости на 715,21 руб.

Таким образом, анализ работы доменной печи в новых шихтовых условиях показал, что замена окатышей СевГОК на окатыши Госрезерв, при изменении дутьевых показателей, позволила снизить на 1 т чугуна расход сырого известняка с 44,7 до 6,9 кг и, как следствие, снизить выход шлака на 81,1 кг. В связи со снижением выхода шлака, созданы благоприятные условия для увеличения расхода ПУТ. Стоит также отметить, что вывод ПГ из состава дутья – самая главная компенсация для увеличения расхода ПУТ.

Результаты расчетов показывают возможность реального освоения технологии вдувания ПУТ в количестве до 200 кг/т чугуна при полном выводе ПГ из состава дутья, в новых шихтовых условиях, при снижении расхода кокса до 330 кг/т чугуна. Однако дальнейшее повышение расхода ПУТ необходимо компенсировать за счет дальнейшего повышения содержания железа в агломерате и его основности, снижения конвертерного шлака до 50 кг/т чугуна, повышения температуры дутья и кислорода в дутье и др.

Литература

1. *Савчук, Н.А.* Доменное производство на рубеже XXI века / Н.А. Савчук, И.Ф. Курунов // Новости черной металлургии за рубежом. Часть II. – 2002. – 42 с.

2. *Ярошевский, С.Л.* Пылеугольное топливо – реальная и эффективная альтернатива природному газу в металлургии / С.Л. Ярошевский. – Донецк: Норд Компьютер, 2006.– 16 с.

3. *Рамм, А.Н.* Современный доменный процесс / А.Н. Рамм. – М.: Металлургия. – 1980. – 304 с.

PROCESSING OF DRILLING WASTES OF OIL AND GAS WELLS IN THE PRODUCTION OF FERROALLOYS

Kalybaeva M. I., Kolesnikova O. G., Kutzhanova A. N., Kolesnikov A. S.
South Kazakhstan state University named after M. O. Auezov

The oil and gas industry is one of the most polluting sectors of the economy of oil and gas producing countries in the world. The waste generated by drilling oil and gas wells is stored in barns, occupying large areas of land, thus having a negative impact on the natural environment.

Today in the 21st century there is a situation of a huge accumulation of waste from various industries, which, in their chemical composition, may be of interest as a recyclable material for a particular industry for the purpose of their processing and production of marketable products and extraction of valuable elements and compounds.

The Republic of Kazakhstan, being an oil and gas producing country, has accumulated drilling wastes, which are stored for decades and have a negative impact on the soil, surface and groundwater, wildlife and people.

Having considered the chemical composition of drilling wastes of the Kalamkas field containing up to 60% silicon oxide, up to 10% iron oxide and about 7% aluminum oxide, we conducted studies on the processing of drilling wastes as a charge component of ferrosilicon charge by electric melting using thermodynamic modeling.

Thermodynamic modeling was carried out with the help of the software complex "Astra 4", developed at the imtu. Bauman and maximum-based entropy [1-4].

Thermodynamic modeling of complex processing of waste products of drilling was carried out in the temperature range 1473-2073K in increments of 100K. at a pressure of from 01 to 0.01 MPa.

The results of thermodynamic analysis (table. 1, 2) showed the possibility of obtaining ferrosilicon containing 14 to 23% of silicon in its composition and represented by a number of minerals in the condensed phase, such as Fe3C, FeSi, Fe5Si3, Fe3Si. As seen from the above results, the iron silicides begin to form and change in intervale temperatures from 1773 to 2073K with the optimum with 1873K at P=0.1 MPa and 1673K at P=0.01 MPa.

Table. 1. Results of thermodynamic modeling of drilling waste processing at P=0,1 MPa.

Compound /T,K	1473	1573	1673	1773	1873	1973	2073
k*Fe_3C	99,99998	99,99991	99,999362	0	0	0	0
k*Fe_3Si	0	0	0	0	0	20,095	99,75
k*Fe_5Si_3	0	0	0	99,996	88,21	79,842	0
k*FeSi	0	0	0	0	11,771	0	0

The iron silicides formed in the process of electric smelting of drilling wastes correspond in their chemical and mineral composition to ferrosilicon FS18, FS20 and FS25.

Table. 2. Results of thermodynamic modeling of drilling waste processing at P=0.01 MPa.

Compound /T,K	1473	1573	1673	1773	1873	1973	2073
k*Fe_3C	99,9998	0	0	0	0	0	0
k*Fe_3Si	0	0	0	0	99,76165	43,577	0
k*Fe_5Si_3	0	99,99854	81,42694	99,95264	0	0	0
k*FeSi	0	0	18,56702	0	0	0	0
k*$FeSiO_3$	0	0	0	0	0	55,086	99,004

The results of the studies, the conclusion follows that the drilling waste can be used as a silicon-containing component of the charge for obtaining the silicides of iron, in particular ferrosilicon, which can be used as energy-accumulating supplements to increase the in-situ temperature oil reservoirs in the oil and gas industry [5], as a deoxidizer of steel in the metallurgical industry [6] and as a semiconductor material in electronics [7,8].

Literature:

1. *Трусов, Б.Г.* Термодинамический метод анализа высокотемпературных состояний и процессов и его практическая реализация: дис. … д-ра техн. наук / Б.Г. Трусов. – М., 1984. – 292 с.

2. *Ватолин, Н.А.* Термодинамическое моделирование в высокотемпературных неорганических системах / Н.А. Ватолин, Г.К. Моисеев, Б.Г. Трусов. - М.: Металлургия, 1994. -352 с.

3. *Белов, Г.В.* Термодинамическое моделирование: методы, алгоритмы, программы / Г.В. Белов. - М: Научный Мир, 2002. - 184с.

4. *Моисеев, Г.К.* Температурные зависимости приведенной энергии Гиббса некоторых неорганических веществ / Г.К. Моисеев, Н.А. Ватолин, Л.А. Маршук, Н.И.И льиных. - Екатеринбург: Институт металлургии УрО РАН, 1997. - 231 с.

5. *Голубев, В.Г.* Исследование кинетики взаимодействия композиций ферросплавов в щелочной среде пластовой воды на повышение нефтеотдачи в условиях месторождения Нуралы / В.Г.Голубев, А.С.Колесников, М.К.Жантасов, А.Н.Кутжанова, М.А. Даулетов // Электронное научное издание «Актуальные инновационные исследования: наука и практика». – 2015. - № 3.

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

7. *Dimitriadis, C.A.* Electronic properties of semiconducting FeSi2 films / C.A. Dimitriadis, J.H. Werner, S. Logothetidis, M. Stutzmann, J. Weber, R. Nesper // J. Appl. Phys. – Vol. 68(4). – 1990. – P.1726-1734.

8. *Bost, M.C.* Optical properties of semiconducting iron disilicide thin films / M.C. Bost, J.E. Mahan // J. Appl. Phys. – Vol. 58. – 1985. – P. 2696–2703.

ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

РАФИНИРОВАНИЕ МЕДИ ОТ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ ПРИМЕСЕЙ ПРИ ЭЛЕКТРОШЛАКОВЫХ ПРОЦЕССАХ

Дробышев А.Ю., Пасечник А.Ю.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Многие марки меди отличаются друг от друга содержанием примесей в сотых долях процента. Это говорит о заметном влиянии малых содержаний примесей на основные физико – механические свойства меди.

В силу особенностей производства медь всегда содержит ряд примесей, основными из которых являются висмут, сурьма, свинец, сера, кислород.

По характеру взаимодействия с медью все примеси можно укрупненно разделить на три группы.

К первой группе относят примеси, растворимые в твердой меди (алюминий, железо, никель, цинк, серебро). При небольшом содержании, характерном для металла технической чистоты, эти элементы слабо влияют на свойства меди, хотя в некоторой степени они снижают электропроводность и теплопроводность.

Во вторую группу входят элементы, которые практически нерастворимы в меди и образуют с ней легкоплавкие эвтектики. К таким примесям относят висмут, свинец, сурьму. Нерастворимые примеси отрицательно влияют на физико-механические и технологические свойства меди, причем эффект проявляется уже при весьма малых содержаниях указанных элементов. Висмут при содержании более 0,001% мас. выделяется в виде хрупких прослоек по границам зерен. При горячей обработке давлением такие прослойки плавятся, медь становится горячеломкой, и деформирующаяся заготовка разрушается по границам зерен. При низких температурах хрупкие прослойки провоцируют хладноломкость.

Сурьма в большей степени растворяется в меди по сравнению с висмутом, и при этом резко уменьшаются тепло- и электропроводность меди. Свинец также образует легкоплавкие выделения по границам зерен, и из-за низкой температуры плавления это приводит к сильной горячеломкости меди при горячей обработке давлением.

Третью группу составляют преимущественно неметаллические элементы, которые образуют с медью химические соединения (кислород, сера, фосфор, мышьяк, селен).

Растворимость кислорода в меди мала, весь содержащийся в меди кислород находится в виде обособленных твердых и хрупких частиц Cu_2O, образующийся оксид меди формирует эвтектику ($Cu+Cu_2O$), зернограничные выделения которой снижают пластичность и деформируемость металла. Частицы Cu_2O склонны к образованию скоплений, которые приводят к разрушению меди при обработке давлением, как в горячем, так и в холодном состоянии.

Для образования эвтектики (Cu_2S+Cu) достаточно минимального количества серы, а при ее выделении ухудшаются пластичность при горячей обработке давлением и коррозионная стойкость меди.

Водород является крайне вредным элементом, его повышенное содержание вызывает т.н. "водородную болезнь". Водород реагирует с оксидами, содержащимися в меди, с образованием водяного пара ($Cu_2O+H_2=H_2O+2Cu$). Под давлением паров воды внутри металла возникают микротрещины, а на поверхности - пузыри от вздутия металла. На медь, раскисленную фосфором, водород влияет слабо.

Таким образом, все примеси в той или иной степени ухудшают свойства меди. Даже те примеси, которые не ухудшают технологическую пластичность и прочность меди, заметно снижают показатели физических свойств. Большинство примесей ухудшают весь комплекс свойств и в первую очередь характеристики электро- и теплопроводности.

Все эти примеси необходимо удалить из меди. Первой операцией рафинирования является конвертирование черной меди, заключающееся в продувке через слой расплавленной черной меди воздуха. В результате удается максимально снизить содержание цинка, олова, свинца и частично сурьмы в газовую фазу и перевести никель, железо и части сурьмы в шлак. Однако убрать примеси до значений, при которых они не будут влиять на свойства меди, невозможно вследствие физико-химической ограниченности метода окислительного рафинирования и связанной с этим потерей меди со шлаком.

Дальнейшее рафинирования вторичной меди осуществляется как правило, в две ступени: сначала проводят огневое рафинирование, посредством которого содержание меди в металле повышают до 99,2…99,4% а затем полученную медь отливают в аноды и уже электролизом доводят до марки М0 и лишь в очень небольшом количестве - до марки М00. Огневое рафинирование вторичной меди осуществляется в таких же пламенных отражательных печах, как и рафинирование конвертерной меди, выплавленной из руд. Рафинирование меди представляет собой окислительный процесс, осуществляемый посредством продувки воздухом расплавленной медной ванны с последующим ее восстановлением путем «дразнения» с целью удаления кислорода и растворенных газов. Дразнение производится свежесрубленной древесиной, природным газом; в результате чего образуется шлак, в который переходит большая часть примесей. Огневое рафинирование меди основано на том, что большинство содержащихся в ней примесей имеет большее сродство к кислороду, чем сама медь, и большинство образующихся окислов в меди не растворимо и удаляются из меди в виде шлака. Однако огневым рафинированием нельзя удалить такие примеси, как благородные металлы и висмут, которые имеют к кислороду меньшее сродство чем медь, и потому не окисляются, оставаясь в расплаве меди.

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

осаждают из раствора чистую медь на катоде. Часть примесей остается в электролите, а такие как Au, Ag, Te, Pb, Sn, Pt выпадают в осадок — шлам, который выгружают из ванны и перерабатывают, извлекая ценные металлы. Растворение анода длится 20…30сут, катоды выгружают через 6…12 суток. Удельный расход электроэнергии равен 230…350 кВт • ч на 1т меди.

Альтернативой данному процессу, в условиях небольших предприятий, занимающихся переработкой вторичной меди, может быть электрошлаковый процесс. Сущность способа состоит в следующем. Изготовленный из вторичной меди расходуемый электрод погружен в слой расплавленного рафинирующего шлака. Электрический ток проходит от электрода в шлак. Под действием джоулева тепла, выделяющегося в жидком шлаке при прохождении через него электрического тока, электрод плавиться. Капли жидкого металла опускаются на дно шлаковой ванны и образуют металлическую ванну. По мере сплавления расходуемый электрод подается в шлаковую ванну, расплавляется, металл накапливается в огнеупорном тигле. Плавящаяся медь обрабатывается шлаком соответствующего состава. Электрошлаковый переплав меди позволяет снизить содержание кислорода в два раза, что обеспечивает высокую электропроводность получаемого металла. Снижение содержания кислорода происходит в результате раскисления карбидом кальция входящим в состав флюса. Т.е. полученная медь по содержанию кислорода соответствует металлу, полученному методами переплавов в вакууме при значительно более простом и дешевом технологическом оборудовании.

Содержание меди после ЭШР: 99,95…99,98%.

Примеси % х 10^{-3}: Fe 1,0…2,0; Ni 0,7…1,3; Pb 0,2…0,4; Zn 1,0…5,0; Bi 1,0; P 0,2…0,8; S 2,0…5,0.

Газы % х 10^{-5}: кислород 0,8…1,3; водород 0,1…0,2.

К сожалению, данный способ не позволяет проводить удаление металлических примесей. Данную проблему предлагается решить методом прецизионного рафинирования. Ввод компонентов осуществляется в виде порошковой проволоки не в шлаковую ванну а в металлический расплав. Для этого предлагается применить трайб – аппарат, который будет с заданной скоростью и расходом материала подавать проволоку в расплав металла (рис.1).

Технология прецизионного рафинирования была разработана Донецким государственным научно-исследовательским и проектным институтом цветных металлов и включает в себя операции поочередной загрузки флюсов на зеркало расплава и реакционный период с последующим снятием образующегося шлака [3-5]. В качестве флюсов применяют гексаметафосфат натрия, карбонаты кальция и магния. Первая стадия рафинирования - добавление гексаметафосфата натрия, которая способствует снижению активности продуктов реакции окисления вредных примесей и позволяет в 2…3 раза увеличить степень удаления свинца (до 77…82%), олова (до 75…80%), железа (до 65…70%), кадмия (до 70…75%) и серы (до 46…50%). Вторая стадия рафинирования включает добавление флюса, в состав которого входит фосфид меди. Обработка расплава фосфидом меди позволяет сформировать кислый рафинировочный шлак на основе

пентаоксида фосфора. В результате химического взаимодействия шлака с основными оксидами возрастает степень рафинирования расплава. На этой стадии рафинирования удаляется кадмий (на 90…100%), железо (на 94…98%), цинк (на 85…90%), свинец (на 80…85%) и частично никель (на 40…45%). На третьей стадии рафинирования расплав обрабатывают карбонатом кальция с целью создания основного рафинировочного шлака. Вступая в химическое взаимодействие с кислыми оксидами, шлак увеличивает степень рафинирования от олова (90…95%), сурьмы (80…85%), мышьяка (90…100%) и серы (60…65%).

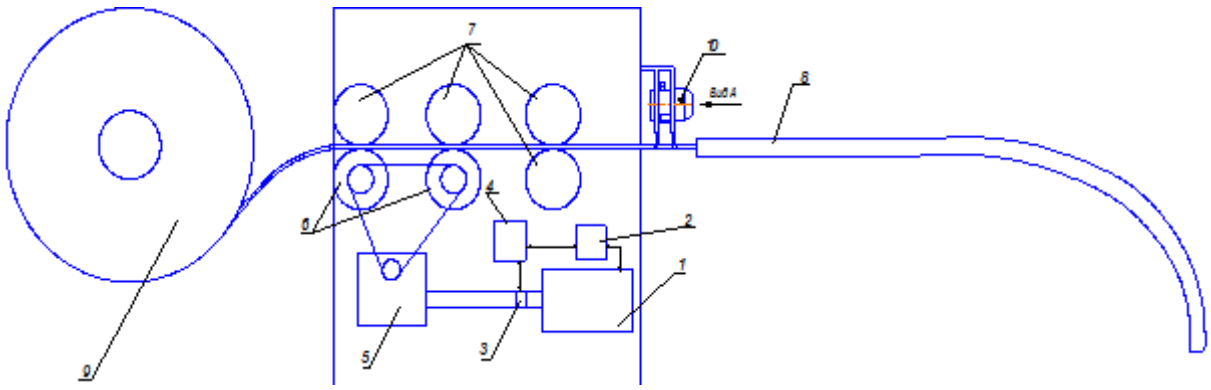


Рисунок 1 – Принципиальная схема трайб – аппарата.

1 – электродвигатель; 2 – блок частотного регулирования; 3 – тензодатчик; 4 – микропроцессор; 5 – редуктор; 6 – приводные ролики; 7 – опорные и прижимные ролики; 8 – направляющая труба; 9 – бухта с проволокой; 10 – мотор – вибратор; 11 – специальное крепление.

Таким образом, электрошлаковый процесс позволит получать медь с низким содержанием кислорода, растворенных газов, вредных металлических примесей. По качеству электрошлаковый металл близок к металлу ВДП, при этом стоимость такого передела значительно ниже. В условиях небольших предприятий экономически выгодно и целесообразно использовать электрошлаковый процесс для рафинирования вторичной меди.

Литература:

1. *Савенков, Ю.Д.* Рафинированная медь Украины / Ю.Д. Савенков, В.И. Дубоделов, В.А. Шпаковский, В.А Кожанов, Е.В. Штепан. – Днепропетровск.: АРТ – ПРЕСС, 2008. – 176 с.

2. *Бредихин, В.Н.* Медь Вторичная: Монография / В.Н. Бредихин, Н.А. Маняк, А.Я. Кафтаненко. – Донецк.: ДонНТУ, 2006. – 416 с.

3. Патон, Б.Е. Электрошлаковый металл / Под ред. Б.Е. Патона, Б.И. Медовара. – Киев.: Наук. думка, 1981. – 680 с.

5. *Лютый, И.Ю.* Электрошлаковая выплавка и рафинирование металлов / И.Ю. Лютый, Ю.В. Латаш / Под ред. Б.Е. Патона. – Киев.: Наук. Думка, 1982. – 188 с. (87с)

6. *Линчевский, Б.В.* Вакуумная индукционная плавка / Б.В. Линчевский. – М.:Металлургия, 1975. – 240 с.

К ВОПРОСУ ПЕРЕРАБОТКИ СТРУЖКИ ТИТАНА

Большаков А.С., Бредихин В.Н., Пасечник А.Ю.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Проблеме эффективного использования отходов титана и сплавов на его основе уделялось большое внимание с самого начала промышленного производства титана (50-е годы XX столетия). Разработаны способы легирования стали титановой стружкой при разливке в изложницы; использование титановой стружки в производстве пигментного диоксида титана; использование отходов титановых сплавов для целей порошковой металлургии.

Витая стружка до поступления на склад должна быть раздроблена до крупности не более 70 мм. Для этого каждый производственный участок, где обрабатывают титановые сплавы, необходимо оснащать малогабаритными стружкодробилками и специальной возвратной тарой.

Для измельчения стружки применяют дробилки различных типов, например СМД-135 (рис.1), у которой основной рабочий узел – молотки в виде свободно подвешенных литых фрез.

Рисунок 1 – Дробилка СМД-135

Стружка, полученная даже без применения смазочно охлаждающей жидкости (СОЖ), всегда в большей или меньшей степени загрязнена маслом.

Для очистки титановой стружки от СОЖ не применим пирометаллургический способ (обжиг) из-за ее окисления и возможного возгорания.

Более подходящим для обезжиривания титановой стружки является гидрохимический способ. Достаточно эффективно обезжиривание проводят в щелочных растворах следующего состава, г/л: кальцинированная сода – 6-24, едкий натр – 3-I2, поверхностно-активное вещество (ОП-7 или ОП-10) – I-4. Температура раствора поддерживается в пределах 75 ± 15 °С. Загрязненная стружка после выдержки в щелочном растворе в течение 3-4 мин при постоянном перемешивании во вращающемся барабане активно обрабатывается горячей водой, подаваемой под давлением 0,3 МПа, и промывается проточной холодной водой. После промывки стружку сушат в сушильных камерах горячим воздухом при температуре 120-200 °С. Наложение ультразвуковых колебаний достаточной мощности при обработке стружки в щелочном растворе обеспечивает более высокое качество очистки от поверхностных загрязнений: содержание углерода снижается до 0,05-0,06% и приближается к первоначальному содержанию углерода в серийных сплавах.

Обезжиренную и высушенную стружку пропускают через магнитный сепаратор, а затем через грохот. Отсев составляет несколько процентов от массы

исходной стружки. Он может быть направлен на электролитическое рафинирование или приготовление ферротитановых лигатур.

Основной проблемой при очистке стружки от механических примесей является отделение осколков твердосплавных пластин, используемых в качестве режущего инструмента при обработке слитков и полуфабрикатов титановых сплавов. Твердый сплав ВК8, применяемый для обработки титана, изготовлен на основе карбида вольфрама (92 %) с добавкой кобальта (8 %) в качестве связки. Этот сплав обладает высокой прочностью и твердостью, но весьма хрупок и при резании может разрушаться. Поэтому для удаления твердосплавных осколков резцов из титановой стружки ее после измельчения в дробилках подвергают магнитной сепарации.

Значительную сложность представляет обнаружение и удаление из титановой стружки примесей стружки нержавеющих сталей, которая по внешнему виду практически неотличима от титановой стружки и не удаляется на обычно применяемых магнитных сепараторах. Для их разделения необходимо применять сепараторы с магнитным полем большой напряженности, используя разницу в удельной магнитной восприимчивости обоих материалов. Так, в магнитных полях напряженностью 430-870 кА/м эффективно отделяется стружка нержавеющей стали ХІ8НІ0Т, имеющей удельную магнитную восприимчивость $3{,}8 \cdot 10^{-3}$ $см^3/г$, от стружки титанового сплава ВТІ-0 с удельной восприимчивостью $3{,}2 \cdot 10^{-6}$ $см^3/г$.

За рубежом предложен метод полной очистки стружки титановых сплавов, который включает в себя следующие операции: обезжиривание в растворе перхлорэтилена, магнитную сепарацию для удаления примесей железа и твердых сплавов, обработку 25%-м раствором едкого натра для растворения стружки алюминиевых сплавов, анодное растворение в 10%-й серной кислоте стружки нержавеющих сталей, медных и никелевых сплавов, травление в смеси азотной и плавиковой кислот для удаления поверхностных оксидов, промывку в воде и сушку [1].

Титановую стружку с малой насыпной массой подвергают брикетированию в прессах импульсного брикетирования. Такие брикеты имеют меньшую удельную поверхность, улучшаются условия их хранения и транспортировки.

Удельное давление прессования находится в пределах 400-1000 МПа в зависимости от предела прочности сплава. При удельном давлении 900 МПа плотность полученных брикетов составляет 3600-3800 $кг/м^3$. Такие брикеты в зависимости от качества стружки можно использовать как добавки в шихту для выплавки слитков титановых сплавов в бункерных или гарниссажных печах, а также в черной металлургии.

Литература

1. *Колобов, Г.А.* Особенности использования отходов в шихте для выплавки слитков первичных и вторичных титановых сплавов / Г.А. Колобов, К.А. Печерица // Металлургия легких металлов. Проблемы и перспективы. – М.: МИСиС, 2006. – С. 245-246.

КОМПЬЮТЕРНЫЙ АНАЛИЗ СТРУКТУРНОГО ПЕРЕХОДА ОТ СТОЛБЧАТОЙ К РАВНООСНОЙ ДЕНДРИТНОЙ СТРУКТУРЕ

Ле Као Данг, Голод В.М.
Санкт-петербургский политехнический университет Петра Великого,
г. Санкт-Петербург, Россия

Формирование структуры отливок и слитков относится к числу наиболее важных и сложных научно-технических задач в металлургии, поскольку механические и эксплуатационные свойства литого металла находятся в прямой зависимости от характеристик структуры, получаемых при кристаллизации. Однако для решения задачи структурообразования предстоит выяснить целый ряд малоизученных до сих пор сторон процесса кристаллизации, в частности – условий перехода дендритной структуры от столбчатой к равноосной морфологии. При решении этой задачи формируется программное обеспечение для численного моделирования и исследования базовых параметров последовательной кристаллизации – градиента температуры G и скорости кристаллизации V, которые согласно ряду публикаций [1-4 и др.] играют решающую роль в зарождении и развитии столбчатых дендритов. Реализация поставленной задачи предусматривает расчет распределения температуры и доли твердой фазы по сечению отливки в процессе затвердевания бинарного сплава при граничных условиях третьего рода путем построения сеточной схемы конечных разностей для одномерного уравнения Фурье [5-6]

$$c\frac{\partial t}{\partial \tau}=\lambda\left(\frac{\partial^2 t}{\partial r^2}+\beta\frac{\partial t}{\partial r}\right)+L\frac{\partial m}{\partial \tau},\quad 0\le r\le R, \qquad (1)$$

гдеt – температура; τ – время; r – линейная (радиальная) координата; R – толщина (радиус) отливки; c, L и λ – объемная теплоемкость, скрытая теплота кристаллизации и теплопроводность сплава; m – доля твердой фазы; β – коэффициент, учитывающий конфигурацию отливки (β=0, 1 или 2 для неограниченной пластины, бесконечного цилиндра или шара). Уравнение (1) решали при граничном условии: $-\lambda\frac{\partial t}{\partial r}(R,\tau)=\alpha\left(t(R,\tau)-t_C\right)$, где α – коэффициент теплоотдачи; t_C – температура окружающей среды. Теплофизические характеристики сплава были определены на основе термодинамического моделирования равновесного перехода из жидкого состояния в твердое [5]. Для анализа условий структурного перехода от столбчатой к равноосной морфологии дендритов использовали модель, предложенную в [1]:

$$G/V^{1/2}\ge(4\Gamma\Delta T_0 k/D)^{1/2}N_0^{1/3}, \qquad (2)$$

где ΔT_0– температурный интервал затвердевания сплава; Γ – коэффициент Гиббса-Томсона; k – коэффициент распределения компонентов; N_0 – объемная плотность зародышей кристаллов на фронте кристаллизации;D – коэффициент диффузии в жидкой фазе. Разработанная модель (1-2) использована для сравни-

тельного анализа влияния технологических факторов на ход последовательного затвердевания плоской отливки из сплава Fe-0.5%C (рис. 1-2.).

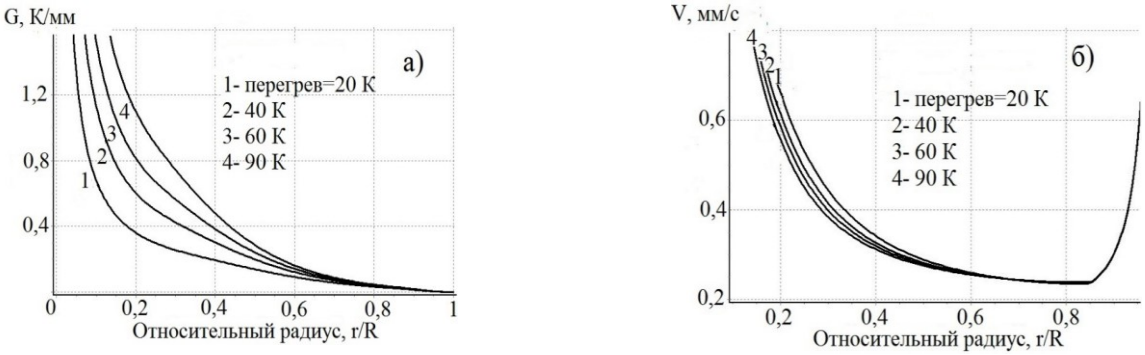


Рисунок 1 - Изменение градиента температуры (а) и скорости кристаллизации (б) при последовательном затвердевании отливки, залитой с разным перегревом

Как видно из рис. 1 (*а*, *б*), при движении фронта кристаллизации от поверхности к центру градиент температуры и скорость роста совместно резко снижаются (*G*от 100 до 0,12 К/мм и*V*от 20 до 0,25 мм/с) в области значений относительной толщины от *r/R*<0,4. Это объясняется тем, что в поверхностной области отливки теплообмен вызывает значительное снижение температуры за счет наружной теплоотдачи от отливки в форму.

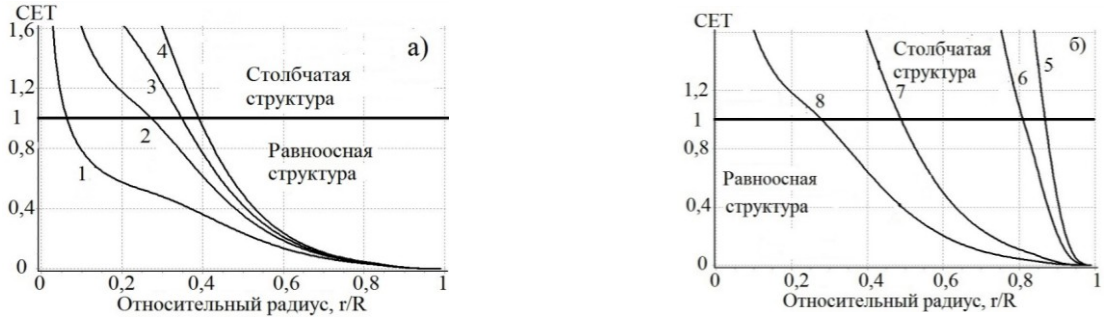


Рисунок 2 - Изменение положения критической границы *CET*=1 по сечению отливки в зависимости от перегрева при заливке (*а*) и объемной плотности образующихся зародышейна фронте кристаллизации (б).

Числа 1-8 соответствуют исследованным вариантам условий затвердевания, представленным в табл. 1.

Повышение температуры перегрева при заливке сплава (от 20 до 90 К) вызывает увеличение градиента температуры расплава *G* за счет его более высокой температуры в осевой зоне и вызывает уменьшение скорости затвердевания *V*вследствие повышения теплового потока из осевой зоны отливки к фронту затвердевания и увеличения времени снятия перегрева. На заключительной стадии затвердевания, когда в отливке остается малое количество жидкой фазы, скорость *V* резко растет, в то время как градиент температуры монотонно снижается до нуля.

Уравнение (2) позволяет ввести в рассмотрение относительное значение параметра *CET*, при превышении которого столбчатый рост продолжается беспрепятственно:

$$CET = \left(G / V^{1/2}\right) / \left((4\Gamma\Delta T_0 k / D)^{1/2} N_0^{1/3}\right) \qquad (3)$$

Таблица 1 - Варианты задания условий (перегрев и количество зародышей) и результаты расчета условий кристаллизации сплавов

№	N, м$^{-3}$	Перегрев $\Delta T_п$,К	G*, К/мм	V*, мм/с	$G^*/V^{*0.5}$, Кс$^{0.5}$/мм$^{3/2}$	(r/R)*
1	1,5*10^8	20	0,562	0,987	0,566	0,09
2	1,5*10^8	40	0,331	0,328	0,578	0,28
3	1,5*10^8	60	0,292	□,262	0,569	0,36
4	1,5*10^8	□0	0,283	0,241	0,578	0,41
5	10^3	40	0,00□5	0,182	0,011	0,87
6	10^4	40	0,009	0,161	0,023	0,82
7	10^7	40	0,107	0,211	0,233	0,49
8	1,5*10^8	40	0,331	0,328	0,578	0,28

Примечание: C, МДж/м^{3}К =5,7; Q, МДж/м^3=1930; ΔT_0=156 К; R=0,2 м - толщина отливки; $\Delta T_п$,К-перегрев при заливке; r/R- относительное расстояние от поверхности.Индекс (*) отмечает значения параметров процесса на критической границе CET=1 (переход от столбчатой к равноосной структуре)

На рис. 2 представлено изменение положения критической границы CET=1 по сечению отливки $(r/R)^*$ при варьировании значений технологических параметров перегрева заливаемого расплава и количества зародышей. Повышение перегрева приводит к смешению границы CETв сторону оси отливки, увеличение количества зародышей действует в обратном направлении (см. табл. 1).

Литература:

1. *Курц, У.* Фундаментальные основы затвердевания / У.Курц , Д. Фишер. – Москва-Ижевск, 2013. – 300 с.

2. Cicutti C., Boeri R.Development of an analytical model to predict the microsrtructure of continuously cast steel slab // Steel Res., 2000, v. 71, No. 8, p. 288-294.

3. Shibata H. Prediction of equiaxed crystal ratio in continuously cast steel slab by simplified columnar-to-equiaxed transition model // ISIJ Int., 2006, v. 46, No. 6, p. 921-930.

4. Karlinski de Barcellos V. et al. Modelling of heat transfer, dendrite microstructure and grain size in continuous casting of steels // Steel Res. Int., 2010, v. 81, No. 6, p.461-471.

5. *Голод, В.М.* Моделирование и компьютерный анализ кристалл-лизации многокомпонентных сплавов на основе железа / В.М. Голод, К.Д.Савельев, А.С. Басин. – СПб.: Изд-во Политехн. ун-та, 2008. – 372 с.

6. *Орлова, И.Г.* Исследование теплофизических условий формирования структуры при кристаллизации сплавов Fe-C-Mn / И.Г. Орлова, В.М. Голод. – Матер. межд. науч.-практ. конф. – СПб., СПбГПУ, 2010. – С . 20-21.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПРОИЗВОДСТВА АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Чайка В.Н., Бредихин В.Н.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Алюминиевые сплавы находят широкое применение в быту и в промышленности, поэтому их производство постоянно растет. В зависимости от химического состава и назначения алюминиевые сплавы подразделяют на литейные, деформируемые и антифрикционные, а по видам и качеству материалов шихты и ассортименту готовой продукции сплавы подразделяют для производства литья, для проката и вторичные алюминиевые сплавы.

Технология приготовления сплавов и плавильные агрегаты для каждого из видов производства имеют свои специфические особенности. Наибольшее влияние на выбор плавильных агрегатов для отдельных предприятий оказывают следующие факторы:

• состав шихтовых материалов, объемы производства и номенклатура выпускаемых сплавов;

• технологические ограничения по использованию отходов собственного производства;

• необходимость обеспечения технологических требований по качеству выпускаемых полуфабрикатов;

• рентабельность производства сплавов;

• наличие энергетических источников.

Мировое производство отливок из алюминиевых сплавов достигло более 16,0млн. т/год, в том числе из вторичных сплавов около 12,0 млн. тонн. Понятие алюминиевые сплавы из первичных металлов и вторичные алюминиевые сплавы условно, если они по физическим, механическим и эксплуатационным свойствам отвечают требованиям машиностроителей.

При производстве литья широкое применение нашли индукционные тигельные печи вместимостью от нескольких килограмм до нескольких десятков тонн. Индукционные тигельные печи имеют высокий КПД, в них отсутствуют потери металла с отходящими газами и перегрев футеровки печи выше температуры расплава. Обеспечение равномерного перемешивания металла и незначительные потери металла из-за угара (0,6-1,0%) делают эти печи более предпочтительными при производстве литья из чистых шихтовых материалов.

В последнее время все более широкое применение при производстве алюминиевого литья находят средне- и высокочастотные индукционные тигельные печи, снабженные современными преобразователями частоты (тиристорные, транзисторные), автоматической системой регулирования режимов плавки по заданной программе [1].

Канальные индукционные печи широко используют для плавки и в качестве миксеров. Эти печи работают в непрерывном режиме с «болотом». КПД

канальных печей выше, чем тигельных. Электрические канальные печи вместимостью 16 т имеют следующие показатели:

• удельный расход электроэнергии – 350 кВт×час/т;

• безвозвратные потери (угар) – 0,5-0,8%.

В производстве фасонного литья появились новые разработки.

Например, комплекс установок горизонтального непрерывного литья (УГНЛ) для отливки тавровых заготовок (876×20мм) из алюминиевых литейных сплавов с содержанием кремния 7-11% [2]. При расплавлении шихтовых материалов происходит взаимодействие жидкого металла с атмосферой печи, влагой и оксидами, вносимыми с шихтой, с футеровкой печи и материалом тигля. Все это приводит к загрязнению сплавов твердыми неметаллическими и газовыми включениями, очистка от которых является одной из важнейших операций технологического процесса производства отливок. Указанные загрязнения оказывают отрицательное влияние на свойства и качество отливок из алюминиевых сплавов, такие как: однородность и точность состава, пористость, прочность, склонность к образованию трещин, структуру отливок и др.

Литейщики уделяют постоянное внимание мероприятиям по рафинированию расплавов. Наиболее эффективным способом очистки расплавов оказались комбинированные методы рафинирования, включающие продувку инертными газами и фильтрация их через пористые керамические фильтры.

На раннем этапе развития производства проката из алюминиевых сплавов (сороковые и пятидесятые годы XX столетия) основными плавильными агрегатами были электрические печи сопротивления САН-7 и САН-9 вместимостью 7-10 т и мазутные отражательные печи вместимостью 10-15 т.

Но уже в первой половине шестидесятых годов XX ст. появляются отражательные газовые или мазутные печи вместимостью 20-40 т и электрические индукционные канальные печи вместимостью 12-16 т.

Для определения наиболее эффективного плавления и литья учитываются два основных фактора: качество полуфабрикатов и себестоимость тонны литья. Однако на качество полуфабрикатов ответственного назначения оказывает влияние не только тип плавильного агрегата, но и конструкция миксера, способы рафинирования расплава и устройство передачи его из миксера в литейный агрегат. Газовые плавильные отражательные печи имеют такие показатели: удельный расход газа 130 нм^3/т, безвозвратные потери (угар) – 0,8…1,3% в зависимости от качества шихтовых материалов (возвратных отходов без стружки, шлака и мелких отходов). Несмотря на применение рекуператоров для подогрева воздуха, КПД этих печей едва достигало 30÷35%. Поэтому продолжаются поиски более эффективных конструкций печей и топливно-сжигающих устройств–горелок. Одним из таких направлений во многих странах стали разработки шахтных и шахтно-ванных печей.

Печь с выносным карманом получила довольно широкое распространение для переплавки мелкой, не сильно окисленной шихты. Преимущества таких печей состоит в том, что плавка производится в жидкой ванне без присутствия агрессивных газов, что уменьшает потери металла от окисления. Вместимость та-

ких печей достигает 40 т. Однако, в последние годы наиболее широкое применение находят поворотные подовые печи вместимостью до 100 т, которые одновременно служат для корректировки химического состава сплава, т.е. выполняют функции миксера.

Производство алюминиевых сплавов из лома и отходов на плавильных заводах отличаются от их производства с использованием первичного алюминия и оборотных отходов на машиностроительных предприятиях.

Основным типом плавильного агрегата в СНГ являлась пламенная отражательная печь, имеющая несколько разновидностей. В Украине для плавки лома и отходов широкое применение получили двухкамерные пламенные подовые печи, удачно сочетающие в себе функции плавильного агрегата и миксера для доведения до определенной марки и хранение в процессе разливки в готовую продукцию.

Мобильность двухкамерной печи при переплавке сложного не подготовленного к плавке лома в том числе и негабаритного, простота в обслуживании, возможность механизации операций загрузки, перемешивания, скачивания шлака и чистки печи от настылей, небольшие затраты на ремонт и определили их широкое распространение на заводах вторцветмета.

Однако пламенные двухкамерные печи имеют существенные недостатки, которые сдерживают создание нормальных санитарно-гигиенических условий труда обслуживающего персонала и тормозят дальнейшее увеличение производительности труда.

Основные недостатки этих печей:

• низкий термический КПД (20-30%), обусловленный недостаточным использованием тепла отходящих газов;

• высокие безвозвратные потери, достигающие 3-6% от загрузки металла.

В мировой практике в последние десятилетия используются преимущественно роторные барабанные печи, отапливаемые природным газом или дизельным топливом [3]. В роторной барабанной печи можно перерабатывать практически все виды лома и отходов, в том числе и такие как съемы с содержанием металла менее 20%, сильно окисленные отходы от дробления и пакетирования пищевых банок, фольгу, мелкую стружку, которые в иных типах печей плавить неэффективно.

В роторной барабанной печи осуществляется:

- очищение расплава от газовых и неметаллических включений в результате непрерывного перемешивания расплава, жидким флюсом и обмывание расплавом загруженной шихты;

- обеспечение удаления магния из расплава за счет реакции с составляющими флюса;

- снижение потерь металла в печи за счет интенсивного обмывание шихтовых материалов солевым раствором, что способствует удалению оксидных включений из расплава;

- интенсификации тепло- и массообмена между факелом и жидкой ванной вследствие увеличения контактирующей поверхности, что увеличивает КПД печи как теплотехнического агрегата;

- полная механизация операций загрузки шихтовых материалов, контроль температурного режима плавки, выдачи расплавленного металла и удаления из печи шлака;

- полное исключение настылеобразования на футеровке печи, так как она непрерывно очищается расплавленным металлом и флюсом;

- герметичность рабочего пространства печи, исключение выбивания газов в помещение цеха;

Общая засоренность алюминиевого лома неметаллическими включениями до 6 % от общей их массы, что приводит к повышению потерь металла. В последние годы при производстве вторичных алюминиевых сплавов широкое применение находят наклоняющиеся роторные поворотные печи (рисунок 1).

Рисунок 1 – Роторная поворотная печь

В результате повышения глубины ванны и уменьшения поверхности соприкосновения шихты и соли с продуктами сгорания расход солей в таких печах сокращается на 20-30%, а коэффициент соли составляет 0,3-1,0 ед. Такой процесс получил название «малосолевая плавка». В наклоняемой роторной печи продукты сгорания совершают петлеобразное движение, что улучшает теплообмен и повышает КПД печи.

Литература:

1. *Виноградов, О.Н.* Производители литья в 2005 г / О.Н. Виноградов, В.М. Езжев. – К.; Союз-литье, 2005, 688 с.

2. *Гогин, В.Б.* Развитие технологии и оборудования литейного производства алюминия / В.Б.Гогин, Д.А. Шадаев // Технология легких сплавов ВИЛС. – 2007. - №4. -С.83-85.

3. *Бредихин, В.Н.* Современные печные агрегаты по переработке лома и отходов цветных металлов / В.Н. Бредихин, Б.И. Демедюк // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2002. - №4. - С.24-32.

СЫРЬЕВАЯ БАЗА ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ВТОРИЧНОГО НИКЕЛЯ

Евтушенко Н.Ю., Корицкий Г.Г.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Никелевые руды

В разных странах мира производят никель по стандартам из никелевых руд, эти страны могут похвастаться своими запасами никеля. Вот страны, с наибольшим запасом никелевой руды:

Страна	Количество (млн. т.)
Куба	16
США	15
Греция	13
Индонезия	6
Канада	5
Индия	3

В нашем регионе нет никелевых руд, поэтому мы прибегаем к использованию вторичного никеля.

Никелевый лом

Широкое распространение в качестве легирующей добавки получил металл никель, прием лома которого производится как для чистового вещества, так и любых его включений в соединениях и сплавах. Небольшое содержание Ni в различных сталях требует особых условий его приемки, оснащения пунктов специальными приборами спектрального анализа — анализатора металлов.

Для сдачи металла, предпочтительнее выбирать специализированные места приемки, оборудованные под проведение анализа на содержание никеля в ломе, где цена за кг металлических отходов будет выше.

Виды никелевого лома (вторсырья)

Условно, лом отходы никеля можно распределить по физическому состоянию на несколько базовых категорий: кусковой лом, стружка и прочее вторсырье, например, катодные крючки с наросшим слоем этого металла. В зависимости от содержания Ni, каждая из них разбивается на несколько подгрупп:

Лом из чистого металла;

Шлаковые отходы. Характеризуются содержанием Ni до 85 %;

Шлак никелесодержащий

Сдаваемые на металлолом сплавы, где никель один из основных компонентов. Это широко известный нихром, в котором концентрация Ni составляет 55…78%, а также малознакомые большинству пермаллой (до 76 %), константан, нейзильбер и прочие;

Вторичные сплавы, легированные никелем. Лом нержавейки и отходы этого вида, как правило, различные марки сталей с небольшим его содержанием.

Долевая концентрация элемента Ni в жаропрочных и нержавеющих материалах доходит до 20%, тогда как у низколегированных сталей эта величина не превышает 5 %;

Никельсодержащий шлам, представляющий гальванические и металлургические виды отходов.

Никель катодный

Также к лому никеля будут относиться:

- Никелевые катализаторы;
- Закись никеля (NiOH);
- Гидрат закиси никеля (Ni(OH)2);
- Агломераты и концентраты никелевые и т.п.;
- Аккумуляторы ТНЖ;
- Отходы, содержащие Ni, как чистый металл.

Никель-кадмиевый аккумулятор

Существенный сегмент подобных вторичных металлов составляют отработанные никелевые аноды и катоды, которые легко детектируются невооруженным глазом, при наличии определенного опыта. Они обладают светло-серым цветом, отработанные элементы обычно покрыты зеленоватым налетом. При накаливании, никелевые электроды приобретают желтый оттенок, также они характеризуются короткой красной искрой, магнитятся. Поверхность никелевых катодов пупырчатая, тогда как анодов – гладкая.

Следующий распространенный источник поступлений металла на пункты приемки — гранулированный никель, ломом или отходами его назвать сложно, но можно сдать его по высокой цене. Исключение составляют ферроникелевые гранулы. Они, как и гранулированные марки металла Н0 – Н4, используются для легирования сталей, однако имеют более низкую приемочную стоимость, поскольку это не чистый Ni, а его сплав с железом. Гранулированный ферроникель можно отличить по цвету: металл характеризуется матово-серым оттенком. Напротив, гранулам никеля присущ металлический блеск.

Никель гранулы

Еще две группы составляют стружка и проволока. Второй компонент, как лом Ni, обнаружить значительно проще. Из никелевой проволоки изготовлены термопары, электроды для гальванопластики, а также сетка, используемая при катализе.

Сплавы на базе элемента Ni

Данный вид вторичного цветного металла хоть и уступает в цене за кг лому никеля, остается довольно прибыльным товаром на рынке сдачи металлолома. Достаточно эффективно принимаются сплавы никеля с металлами:

- хром;

- медь;
- железо.

Жаростойкий нихром – соединение на базе Ni (60…80%) и Cr. Марка сплава Х15Н60 дополнительно включает железо. Данный материал на вторичный рынок поступает в виде нагревательных элементов, после эксплуатации внутри устройств теплового воздействия: обжиговые печи, сушки и прочее. Также нихром можно встретить среди деталей, эксплуатируемых при высоких температурах: реостаты, подложки для систем напыления.

Проволока марки Х15Н60

Сплавы меди и никеля представлены достаточно широким спектром соединений (в скобках указано содержание Ni):

Монель (29…70%). Используется никельсодержащий сплав как конструкционный материал в авиационном и судовом машиностроении. Многие узлы оборудования для нефтяной и химической промышленности: бурильные инструменты, насосные валы, скребки, лезвия и прочее; также изготовлены из монели. Цена лома зависит от никелевого содержания, которое устанавливается по наименованию марки или анализатором. Не следует путать со сплавом МНЦ, в отличие от него, монель не содержит цинка;

Пермаллой (45…82%). В состав соединения также входит железо и хром. Источники лома этого сплава: трансформаторы, экранирующие оболочки катушек, реле. Высокое содержание железа в соединении приводит к тому, что отходы пермаллоя часто сдаются как вторичный чермет. Приемка сплава как никельсодержащий лом производится специализированными ломозаготовительными предприятиями, оборудованными спектральными анализаторами. Оплата производится, исходя из присутствия элемента Ni;

Корпуса кожухов для трансформаторов, выполненные из пермаллоя

Константан (39 – 41%). Из этого соединения изготовлены термопары, реостаты, а также электронагревательные элементы, эксплуатируемые при рабочих температурах до 500 °С. Встречается константан в измерительных приборах низкого класса точности;

Константановая проволока

Мельхиор (5…30%). Этот никельсодержащий сплав находится на слуху, благодаря посуде и монетам СССР номиналом 10, 15 и 20 копеек (находились в обращении до денежной реформы 61-го года). Менее известно соединение, как материл для изготовления термогенераторов, резисторов высокой точности, а также деталей субмарин. Мельхиор используется при создании художественных предметов: подсвечники, шкатулки и прочие. Поэтому, определенные изделия из мельхиора, сдавать просто как никельсодержащий лом не всегда выгодно;

Ложка из мельхиора

Нейзильбер (5…35%). Сплав отличается от мельхиора присутствием цинка в составе соединения. Применение нейзильбера также отличается разнообрази-

ем направлений. При его участии создается посеребренная посуда, многие художественные предметы. С другой стороны нейзильбер востребован как твердый и упругий сплав при изготовлении булавок, застежек, а также пружин для релейной электротехники. Различные виды медицинских инструментов, паровая и водяная арматура – исполнены из этого соединения.

Проволока нейзильбер — мягкая

Еще один вид сплавов, представляющих интерес как вторичный металл, составляют соединения никеля с железом, например, инвар. Соединение широко используется в точном приборостроении, из него изготавливаются мерные эталоны, деталей часовых механизмов, в частности балансиры хронометров. Дополнительно, этот никельсодержащий сплав – материал для массивных реек геодезической техники, например нивелиров.

Материал инвар

Никельсодержащие стали

Еще один источник никеля под лом или отходы представляет собой «нержавейка». Известное свойство этого металла улучшать антикоррозионные свойства нержавеющей стали обеспечивает его широкое использование в различных марках соединения, как с хромом, так и без него. Например, аустенитные, не содержащие хрома стали, отличаются высокой коррозионной стойкостью в агрессивных средах: кипящих щелочах, растворах серной кислоты.

Вывод

Следует помнить, что вторичный никель может находиться в широком ряде изделий, от промышленных деталей до бытовых и художественных предметов. Это могут быть сломанные медицинские инструменты, бижутерия и даже никелированные кастрюли.

Отдельный раздел лома, отходов никеля можно отвести под аккумуляторы. Даже вытесненные Ni-Cd накопители электрической энергией, были заменены металл гибридными перезаряжаемыми батарейками. Они также содержат никель, который если внимательно осмотреться встречается практически во всех сферах деятельности человека. Необходимо только знать это и найти пункт приема, проводящий оценку отходов на базе специализированных приборов.

Собирая никельсодержащий лом необходимо учитывать, что Ni отнесен к опасным для здоровья человека веществам, в частности может проявляться контактная аллергия на коже.

ПОЛУЧЕНИЕ ГРАНУЛ АЛЮМИНИЯ ИЗ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА ПО СУХОЙ ТЕХНОЛОГИИ

Кулик М.А., Трибушевский Л.В., Неменёнок Б.М.
Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Беларусь

Гранулированный алюминий широко используется для раскисления стали.

При этом литую алюминиевую дробь диаметром 1,6-6 мм получают при сливе расплава через сито-дозатор в воду. Применение литой алюминиевой дроби позволяет существенно повысить реакционную поверхность раскислителя, так как данный показатель для алюминиевых гранул в 80-90 раз выше, чем у чушкового алюминия и составляет 1,6-8 $м^2$/кг против 0,02 $м^2$/кг.

Однако такая технология получения алюминиевой дроби требует ее обязательной сушки и существует опасность насыщения расплава водородом. Кроме того, при температуре сушки гранул 200°С происходит их дополнительное окисление [1].

Сотрудниками кафедры «Металлургия черных и цветных сплавов» БНТУ совместно с работниками ООО «НПФ «Металлон» реализована «сухая» технология производства алюминиевых гранул из отходов деформируемых алюминиевых сплавов и стружки. Для этих целей использовали установку (рисунок 1), состоящую из вращающегося круглого водоохлаждаемого стола, чугунного металлоприемника для жидкого алюминиевого сплава, ударного механизма для образования капель металла за счет прерывания струи металла и системы удаления полученных гранул со стола.

Рисунок 1 – Установка для получения алюминиевых гранул по «сухой» технологии

Расплав алюминия из короткопламенной роторной печи подавали в металлоприемник, в нижней части которого находились специальные отверстия для вытекания жидкого металла. Образование капель, то есть обрыв струи расплава, происходил за счет ударного механизма. В зависимости от интенсивности его работы изменяли размеры получаемых гранул в диапазоне 5-10 мм. Гранулы из капель расплава формировались на поверхности вращаемого водоохлаждаемого стола. Удаление готовых гранул производили направленным потоком сжатого воздуха, что исключало необходимость их последующей сушки.

Алюминиевые гранулы (рисунок 2), отлитые по «сухой» технологии из отходов алюминия, имели несколько большие размеры по сравнению с алюминиевой дробью, полученной охлаждением капель расплава в воде, но не превышали в диаметре 10 мм. По химическому составу гранулы соответствовали алюминию марок АВ-87 и АВ-97. Суммарное содержание алюминия и магния в АВ-97 составляло 97,3% при требованиях ГОСТ 295-98 не менее 97%, а для АВ-87 их содержание составляло 93,3% при требуемом не менее 87%.

а

б

Рисунок 2 – Алюминиевые гранулы (а, б), полученные по «сухой» технологии из отходов алюминия

Опытная партия гранул АВ-87 с размерами до 10 мм в объеме 20 т была использована на ОАО «Белорусский металлургический завод – управляющая компания холдинга «Белорусская металлургическая компания» при обработке стали для раскисления металла и предварительного его легирования алюминием (до обработки на вакууматоре «RH») взамен алюминиевой катанки. Присадка опытного материала осуществлялась через систему бункеров. Испытания показали, что использование алюминия АВ-87 в гранулах до 10 мм при внепечной обработке стали способствует глубокому раскислению системы «шлак-металл», следствием чего является повышение усвоения легирующих элементов (соответственно снижается расход ферросплавов) и степени десульфурации стали. Интенсивное раскисление системы «шлак-металл» в начальный период внепечной обработки позволяет в более короткие сроки провести необходимую десульфурацию расплава и способствует сокращению общей длительности внепечной обработки стали [2].

При обработке сталей S355J2, Fe360-1, C45E-3 и Ст1сп усвоение кремния повысилось на 5,3-12,5% по сравнению с базовой технологией. По усвоению марганца разница между опытными и сравнительными плавками составила от -3,45% до 2,1%.

Преимуществом гранулированного алюминия, по отношению к другим материалам из АВ-87, является сравнительно низкая, необходимая для расплавления гранулы, аккумулируемая теплота и достаточно высокая площадь поверхности взаимодействия, что и обеспечивает быстрое раскисление системы «шлак-металл».

Использование АВ-87 в гранулах до 10 мм через систему высотных бункеров позволяет автоматически фиксировать расход и время отдачи материала, исключить применение ручного труда, повысить контроль за соблюдением технологии и расходом вторичного алюминия.

Применение гранулированного алюминия АВ-97 при внепечной обработке стали на установке вакуумной дегазации «RH» позволило сократить средний удельный расход алюминийсодержащих материалов в опытных плавках до 0,75кг/т годного металла против 0,82 кг/т по стандартной технологии.

Литература:

1. *Трибушевский, Л.В.* Производство гранулированного раскислителя из дисперсных отходов алюминиевых сплавов / Л.В.Трибушевский, В.Л.Трибушевский, А.Д.Иванов // Наука-образованию, производству, экономике: материалы XI междунар. науч –техн. конф.: в 4 т. / Белорус. нац. тех. ун-т.; редкол.: Б.М.Хрусталев, Ф.А.Романюк, А.С.Калиниченко. – Минск, 2013. – Т.1 – С. 290.

2. *Кулик М.А.* Замена алюминиевой катанки гранулами из отходов алюминия / М.А. Кулик [и др.] // Новые материалы и технологии их обработки: материалы XIX Респуб.студ.науч.-техн.конф. / Белорус. нац. тех. ун-т.; редкол.: И.А.Иванов [и др.] – Минск, 2018. – С. 5-8.

РАЗРАБОТКА РАЦИОНАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ЛИТЬЯ ПО ГАЗМОДЕЛЯМ (ЛГМ) ИЗДЕЛИЯ ТИПА «РАБОЧЕЕ КОЛЕСО ШЛАМОВОГО НАСОСА»

Муштенко В.А., Троянский А.А., Симоненко В.И., Черкашин И.В.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР
ООО «Техносоюз», г. Донецк, ДНР

В настоящее время актуальной стала задача ремонта и обновления быстроизнашиваемого оборудования. К такому оборудованию можно отнести шламовые насосы водоотливных шахтных систем. Работая в агрессивной среде и перекачивая абразивный материал (шлам) в непрерывном режиме, рабочие колеса таких насосов подвергаются ускоренному абразивному износу. В связи с этим появилась необходимость в изготовлении рабочих колес насосов на замену изношенным малыми сериями (1-5шт.), но в широком ассортименте, ввиду большого разнообразия типоразмеров и видов насосов. В настоящей работе сделана попытка адаптации стандартной технологии ЛГМ [1] под изложенные выше условия. За основу взята конструкция рабочего колеса представленная на рис. 1.

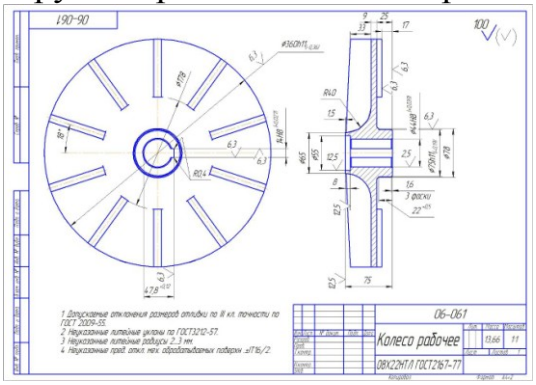


Рисунок 1 – Чертеж рабочего колеса шламового насоса

На базе этого чертежа разработана 3D литейная модель с припусками на усадку и упрощенной литниковой системой (рис. 2), которая была взята за основу и на ее базе были проведено компьютерное моделирование литейного процесса технологии ЛГМ.

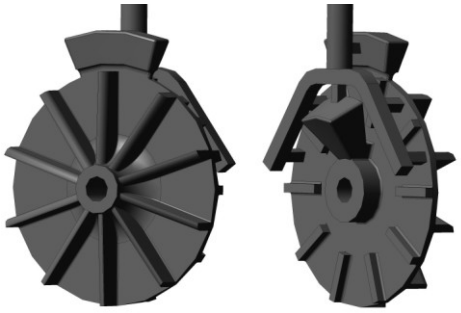


Рисунок 2 – 3D модель с упрощенной литниковой системой

На рис. 3 представлены отдельные этапы такого моделирования после затвердевания отливки (видны проблемные участки с точки зрения риска возникновения пористости и других неплотностей). По результатам компьютерного моделирования изготовлены пенополистирольные формы и проведена опытная

заливка металлом. Полученная литая заготовка рабочего колеса (рис.4), после проведения мехобработки в соответствии с требованиями чертежа (рис.1), поставлена на натурные испытания.

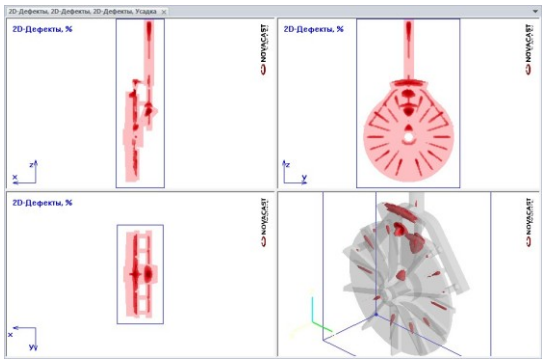


Рисунок 3 – 3D моделирование затвердевания модели с упрощенной литниковой системой

Рисунок 4 – Литая (ЛГМ) заготовка рабочего колеса (литниковая система частично обрезана)

Выводы.

1. Ускоренная (оптимизированная) технология ЛГМ предполагает отказ от модельных комплектов и изготовление пенополистирольных моделей методом порезки и поклейки в индивидуальном порядке ввиду малосерийности литья.

2. Проведение компьютерного цифрового моделирования литейных процессов позволяет сократить количество натурных опытных плавок.

3. Для тиражирования технологии создается карта ЛГМ литья изделия, в которую входит:

- конструкция литниковой системы,
- температура заливки металла,
- темп заливки металла,
- остаточное давление вакуумной системы и др. параметры.

Литература:

1. *Рыбаков, С. А.* Инновационные возможности литья по газифицируемым моделям, состояние и перспективы этого метода в России / С.А. Рыбаков // Литейщик России. 2009. №4. С. 44 - 45.

СПОСОБЫ УЛУЧШЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ЖИДКОСТЕЛЬНЫХ СВЯЗУЮЩИХ МАТЕРИАЛОВ

Русевич О.А., Гуминский Ю.Ю.
Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Беларусь

В литейных цехах, в настоящее время, в качестве стрежневых смесей используют холодно твердеющие смеси (ХТС). Данные смеси отличаются хорошими технологическими свойствами, такими как прочность, выбиваемость, живучесть и т.д. Однако они имеют существенные недостатки, главными из которых являются низкая экологичность и высокая газотворная способность, которая приводит к риску получения газовых дефектов в теле отливки. При заливки расплавом, под действием высоких температур смолы, являющиеся связующими материалами в ХТС, начинают выделять огромное количество токсичный и канцерогенных веществ, таких как аммиак, ацетон, акролеин, фенол, формальдегид, фурфурол и т.д.

Одним из решений данной проблемы видится переход от смоляных связующих к более экологически чистым. Например, жидкостекольное связующее, которое удовлетворяет экологическим требованиям и имеет достаточно высокие показатели технологических свойств. Но стержневым смесям, на его основе характерны такие недостатки, как плохая выбиваемость стержней и высока хрупкость поверхностного слоя.

В последнее время ведется множество работ по улучшению этих качеств. Условно данные работы можно разделить на три группы [3]:

- различные добавки в смесь, во время перемешивания в смесителе;
- модифицирование непосредственно жидкостекольного связующего;
- различные способы физического воздействия как на смесь, так и на связующее.

В данной статье поговорим о способах модифицирования жидкостекольного связующего материала.

Афанасьева Р.С провела работу по исследованию и разработке способов получения жидкостекольных связующих прямым синтезом на базе недефицитных материалов, и том числе и различных отходов производства, способствующих улучшению физико-механических свойств и выбиваемости формовочных и стержневых смесей. [1] Решению вопроса повышения эффективности применения жидкостекольных связующих в плане сокращения длительности процесса прямого синтеза, улучшения термостойкости связующих и смесей на их основе, целесообразно применение неорганических модификаторов, способных воздействовать на процессы, протекающие в них при нагревании в высокотемпературной области (>800°С). К ним относятся материалы, содержащие фосфат-ион и алюминат-ион.

Оптимальное содержание фосфат-иона и алюминат-иона в составе МСС составляет 0,4—0,6%. Как уже отмечалось, МСС обладают пониженным, по

сравнению с жидким стеклом, поверхностным натяжением, что создало возможность сократить расход ПАВ в составах ЖСС (в 3 раза), не снизив при этом текучесть смесей (табл. 2). Благодаря повышенной когезионной прочности пленок у всех модифицированных связующих их содержание в составах смесей снижено на 20—30%.

Также в ходе исследования по прямому синтезу модифицированных силикатных связующих (МСС) выявлено, что гидробаротермальпая обработка активированного кремнезема в присутствии модификаторов позволяет получать силикатные связующие с новым уровнем свойств [1].

На основе полученных данных были сделаны выводы о том, что связующие, модифицированные ПАВ и алюминат- ионом, отличаются от немодифицированного жидкого стекла пониженной вязкостью, имеют более низкие значения поверхностного натяжения и краевого угла смачивания, а также увеличение когезионной прочности пленок.

Таким образом, исследование свойств смесей показало, что наиболее эффективными и перспективными для промышленной проверки являются силикофосфатные связующие, использование которых обеспечивает как повышение поверхностной и объемной прочности, так и облегчение выбиваемости и регенерируемости смесей.

Фирстовым А.П. было предложено провести разработку составов покрытий на основе натриевого жидкого стекла для песчаноглинистых форм, позволяющую улучшить качество отливки за счет предупреждения эрозии их поверхности [2].

Им был изучен процесс гелеобразования в системе жидкое стекло – кислота. Жидкое стекло при высыхании образует пленку молекулярного состава с диаметром структурных части размерами от одного до 10 нм. Образуется плотная упаковка покрытия, снижающая подвижность воды в литейной краске. Для образования пористого литейного покрытия с размерами пор 100…500 нм в жидком стекле его необходимо обработать кислотой и получить гель ортокремниевой кислоты. Самыми простыми реагентами являются кислоты со средней силой диссоциации (борная, уксусная, малеиновая, глутаровая, янтарная и т.д.). Сильные кислоты даже при низких концентрациях хорошо образуют гель кремниевой кислоты, но образуют соли, которые экологически вредны для литейного производства.

Для определения влияния плотности жидкого стекла и щавелевой кислоты на живучесть литейного покрытия были проведены опыты методом кислотно-основного титрования с использованием pH метра. Результаты представлены в таблице 1.

Эксперименты показали, что, изменяя плотность жидкого стекла и объемное соотношение его с кислотой, можно получать требуемую живучесть. Контролируя постоянно pH, можно уверенно получать требуемую пористость покрытия и его живучесть. Структурообразование пленок жидкого стекла происходит за счет слипания коллоидных частиц, сопровождающееся увеличением вязкости системы. Затем возникает трехмерная сетка и выделяется твердое по-

ристое вещество – гидрогель. На обеих стадиях этого процесса идет реакция конденсации с образованием ≡Si-0-Si≡ - связей. Однако на первой стадии образуются первичные частицы коллоидной ортокремниевой кислоты, а на второй - межглобулярные, удерживающие частицы в фиксированном положении.

Таблица 1 - Взаимосвязь живучести покрытий от pH

Живучесть	ρ, кг/м^3	Отношение объемов растворов щавелевой кислоты и жидкого стекла								
		0,9	1,0	1,1	1,2	1,3	1,,4	1,5	1,6	1,7
Минут	1100	56	27	3,5	1,16	0,47	0,33	-	-	-
pH		10,2	10,15	-	-	-	-	-	-	-
Минут	1150	-	160	112	44,5	15,5	2,75	1,33	0,48	
pH		-	10,3	10,25	10,22	10,15	-	-	-	-
Минут	1200	-	-	-	-	115	56	43	17,5	6,3
pH		-	-	-	-	10,3	10,25	10,2	10,17	10,15

По результатам экспериментов, автором было определено, что наибольшую пористость обеспечивает высокомодульное жидкое стекло при соотношении с кислотой 1:1,6, при этом пористость пленок увеличивается по сравнению с пористостью пленок необработанного жидкого стекла в 10 раз. Также установили, что пониженная плотность приводит к резким скачкам по времени коагуляции и понижению свойств жидкостекольной основы для будущей краски. Процентное содержание дисперсионной среды в красках, отверждаемых кислотой, существенно не влияет на изменение внутренних напряжений, но чем выше модуль стекла, тем выше напряжения.

В результате проведенных экспериментов установлено, что наилучшие показатели по качеству поверхности формы после взаимодействия с движущимся металлом получаются из покрытий с жидким стеклом, обработанным кислотой [2].

Для улучшения выбиваемости жидкостеколных смесей, Юрасовым В.В. был предложен метод изготовления жидкостеколыюго связующего, изготавливаемого безавтоклавным растворением в нагретой до 80 ^{0}С воде нанодиспергированнюго ударно-волновой обработкой (УВО) щелочного силиката натрия, взамен производимого традиционными методами автоклавного растворения.

В работе было установлено, что гранулометрический состав диспергированного УВО щелочного силиката натрия определяется величиной импульса давления, возникающего при отражении детонационной волны от металлической стенки пресс формы; при этом получение основной фракции с размером частиц 100 ... 200 им достигается при реализации импульса давления в диапазоне 0,12 ... 0,16 МПа. Обнаружен эффект существенного сокращения, до 5 минут, времени растворения наноразмерного щелочного силиката натрия безавтоклавным способом, при температуре воды 80°С. Показано, что вследствие возрастания адгезии разработанного жидкого стекла к кварцу, краевой угол смачивания последнего сокращается по отношению к обычному связующему на 18 ...

20%, обеспечивая при приготовлении и отверждении смеси формирование более плотных пленок на зернах наполнителя и упрочнение манжет. Установлено, что при высушивании разработанного жидкого стекла существенная, по отношению к обычному, неоднородность размеров частиц коллоидного кремнезема - 2 ... 30 нм, обеспечивает более плотные и компактные упаковки последних, приводя к возрастанию прочности пленок связующего на 27... 34 %, а, следовательно, и тождественному повышению предела прочности смесей, поскольку последние разрушаются по когезионному механизму.

Приготовление жидкостекольного связующего при помощи энергии бризантных взрывчатых веществ, поскольку данный способ обеспечивает высокие силовые параметры нагружения без значительных капитальных затрат, за счет исключения применения сложных энергоемких машин и механизмов, также не накладывает каких-либо ограничений на объем обрабатываемого материала. Вместе с тем, особенности процесса ударно-волновой обработки сырьевых растворяемых материалов производства жидкого стекла не изучены до настоящего времени, что предопределяет необходимость рационального выбора схем и определения оптимальных параметров режима взрывного нагружения на основе экспериментальных исследований [4].

Исходя из вышеизложенного, можно сделать вывод о том, что исследования в области улучшения качества жидкостекольного связующего активно ведутся и по сей день и они являются перспективными. Так же перспективным видится в качестве модификатором использовать наноструктурированные материалы, которые в разы меньше размер глобулы силиката натрия. Введение различных специальных добавок в жидкостекольное связующее позволяет не только улучшать технологические свойства смеси, но и снижать затраты самого связующего для приготовления стержневой смеси.

Литература:

1. *Афанасьева, Р.С.* Разработка процесса прямого синтеза силикатных связующих и оптимизация составов смесей на их основе – автореф. дисссертации на соискание ученой степени канд. техн. наук / Р.С. Афанасьева. Минск, 1992.

2. *Фирстов, А.П.* Литейные противоэрозионные формовочные покрытия на связующем из модифицированного жидкого стекла: автореф. дисссертации на соискание ученой степени канд. техн. наук / А.П. Фирстов. Челябинск, 2007.

3. *Крутилин, А.Н.* Влияние вакуума на свойства жидкостекольных смесей / А.Н. Крутилин, Ю.Ю. Гуминский // Иинновации в машиностроении (инмаш-2015). Сборник трудов VII Международной научно-практической конференции. Кемерово, 2015. с. 451-456.

4. *Юрасов, В.В.* Разработка технологических процессов приготовления связующего жидкостекольных смесей из наноразмерных кремнеземсодержащих материалов для производства стальных отливок автореф. дисссертации на соискание ученой степени канд. техн. Наук / В.В. Юрасов. Нижний Новгород – 2011.

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВЫСОКОКРЕМНИСТЫХ ЧУГУНОВ

Ярошевич А.И., Крутилин А.Н.
Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Беларусь

Одним из главных факторов повышения эксплуатационной стойкости машин и механизмов является правильный выбор конструкционных материалов. Перспективным материалом, с точки зрения коррозионной стойкости, является высококремнистые чугуны, которые могут во многих агрессивных средах, при различных температурах и концентрациях.

Представляет интерес использование высокопрочных чугунов с повышенным содержанием кремния для деталей тракторостроения, например, в зарубежной практике, в форсированных двигателях для изготовления поршней применяют высокопрочный чугун с шаровидной формой графита. Для того, чтобы исключить рост чугуна в процессе работы при температурах 450 - 550°С, который происходит вследствие распада цементита входящего в состав перлита, необходимо использовать ферритный высокопрочный чугун. В условиях воздействия высокой температуры и агрессивной среды, использование высококремнистых высокопрочных чугунов может позволить значительно повысить эксплуатационные характеристики двигателей. Однако, получение ферритных чугунов с шаровидной формой графита с прочностью на уровне порядка 600 МПа и относительным удлинением более 10% достаточно трудно.

Высококремнистые железоуглеродистые сплавы (ферросилиды) характеризуются специфическими свойствами, которые обусловлены реализацией процессов упорядочения при фазовых переходах, образованием в структуре специальных фаз. Кремний относится к элементам, способствующим протеканию превращений в чугунах по стабильной системе. Под влиянием больших присадок кремния уменьшается растворимость углерода в чугунах и его количество, находящееся в связанном состоянии. Кремний сужает область существования γ - раствора и при содержании кремния выше 5% в чугунах получается однородная ферритная структура металлической массы с графитом, которая практически исключает процессы графитизации и фазовые превращения при нагреве до относительно высоких температур.

Отличительной особенностью кремнистых чугунов является их высокая жаростойкость и ростоустойчивость в агрессивных средах: в атмосфере кислорода, углекислоты, сернистых газов и в атмосфере, в составе которой имеется водород. Область применения чугунов ограничивается содержанием кремния, среднекремнистые чугуны, содержащие 4 – 8%Si, обладают высоким сопротивлением окислению при температурах до 750°С, высококремнистый чугун с содержанием 10% Si наиболее часто применяемый вид кислотоупорного чугуна.

Для получения жаростойкого и ростоустойчивого литья для отливок, работающих при температурах до 800 - 900ºС, обычно применяют кремнистые чугуны

содержащие 5 – 6% Si, с пластинчатой формой графита, известные под названием силала. Сплавы с содержанием кремния (более 7%), несмотря на повышенную жаростойкость и ростоустойчивость, практически не используются вследствие высокой хрупкости и трудностей с механической обработкой.

По величине жидкотекучести силал превосходит обычный серый чугун, что обеспечивает хорошее заполнение тонких полостей формы. Линейная усадка силала 1,2 – 1,3%, т.е. почти не отличается от величины усадки обычного серого чугуна.

Переход от пластинчатой формы графита к шаровидной позволяет резко повысить жаростойкость и ростоустойчивость кремнистых чугунов. Прочность кремнистого магниевого чугуна при высокой температуре в 2 – 3 раза выше прочности обычного силала. Большое влияние на механические и технологические свойства кремнистого чугуна оказывает содержание углерода. Уменьшение содержания углерода несколько улучшает прочностные свойства чугуна, способствует повышению жаростойкости. Однако при этом уменьшается жидкотекучесть, увеличивается усадка, появляется склонность к отбеливанию и образованию трещин в тонких сечениях отливок. Понижение содержания углерода до 2,3 – 2,8% можно рекомендовать только для массивных отливок.

Кремний оказывает значительное влияние, как на структуру, так и на механические свойства высокопрочного чугуна. При содержании 3 – 3,3% кремний способствует получению устойчивой ферритной структуры, пластичность чугуна понижается. Увеличение содержания кремния более 3,5% ведет к появлению хрупкости. С точки зрения пластичности, лучше использовать чугуны с 2 – 2,4% кремния, а для получения чистого феррита применять термическую обработку.

Структура ферросилида формируется как по стабильной, так и по метастабильной системе. Оптимальным сочетанием механических и литейных свойств обладают ферросилиды, состав которых по углероду и кремнию приближается к эвтектическому. Литейная усадка ферросилида сильно колеблется в зависимости от насыщенности газами и составляет 1,2-2,6%. Из-за большой линейной усадки, при отливке сложных деталей, создаются значительные внутренние напряжения, возможно образование трещин непосредственно в процессе охлаждения отливки.

Свойства кремнистого чугуна можно улучшить, если концентрацию кремния поддерживать на нижнем пределе (5,0%) и дополнительно легировать его хромом (0,5 – 0,8%) и медью (1,2% - 1,5%). Подобное сочетание легирующих элементов в чугуне нашло широкое распространение в литейном производстве Англии и США. В случае дополнительного легирования кремнистых чугунов хромом, алюминием, никелем или комплексом этих элементов, рабочая температура отливок может быть повышена до 1000 ºС.

Увеличение объемов производства отливок из высококремнистых чугунов в различных областях промышленности, позволит значительно улучшить эксплуатационные свойства деталей, работающих в агрессивных средах при высоких температурах.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ГРАФИТИЗИРУЮЩИХ И СФЕРОИДИЗИРУЮЩИХ ДОБАВОК ДЛЯ МОДИФИЦИРОВАНИЯ ЧУГУНА

Ярошевич А.И., Крутилин А.Н.
Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Беларусь

Основными факторами регулирования литой структуры и уровня физико – механических и эксплуатационных характеристик высокопрочного чугуна являются качество исходного расплава, режимы модифицирования (включающие состав, количество, способ и очередность ввода присадок), скорость затвердевания металла. Существующие известные способы получения чугуна с шаровидным графитом, обработка модификаторами в печи, ковше или непосредственно в форме, не обеспечивают длительного сохранения графитизирующего и сфероидизирующего эффекта.

Основная цель графитизирующего модифицирования заключается в стимулировании выделения углеродсодержащих фаз, повышении устойчивости активных центров кристаллизации. Элементы, входящие в состав графитизирующих модификаторов, взаимодействуя с серой и газами, связывают их в химические соединения. Оксиды, сульфиды, нитриды, карбиды и т.д., имеющие структурное и размерное соответствие кристаллических решеток соответствующего металла или выпадающей фазы, могут служить в качестве активных кристаллических зародышей.

При использовании графитизирующих модификаторов на основе кремния в расплаве образуются микрогруппировки с высокой концентрацией кремния, растворимость углерода в этих зонах уменьшается, в результате выделяется избыточный углерод. Микрогруппировки в течение определенного времени становятся термодинамически неустойчивыми, происходит их дезактивация, что и определяет термовременной характер модифицирующего эффекта.

Увеличение продолжительности действия модифицирующего эффекта (живучести) – одна из основных задач повышения эффективности графитизирующего модифицирования. Действие модификатора ограничено во времени, поэтому для обеспечения максимального эффекта металл необходимо заливать как можно быстрее после ввода модификатора. Эффективность действия различных модификаторов различна. Модификатор, обеспечивающий высокое число эвтектических ячеек, не обязательно эффективен для снижения отбела.

Анализ известных теоретических и практических данных показывает, чем интенсивнее влияние модификатора в начальный момент после модифицирования, тем быстрее оно затухает во времени.

С понижением температуры расплава продолжительность модифицирующего эффекта возрастает, а эффективность модифицирования, вследствие ухудшения усвоения модификаторов, падает. Эффект затухания связывают с растворением зародышей графита, что оказывает соответствующее влияние на

ход кривых охлаждения, число эвтектических зерен, глубину отбела и механические свойства чугуна.

В настоящее время комплексные графитизирующие модификаторы содержат графит, FeSi или SiCa, в состав FeSi входит небольшое количество Al, Ba,Ca,Sr, Ti, Zr, иногда Ce, Bi.

С точки зрения формирования включений шаровидного графита, модифицирующие элементы рассматривают либо как поверхностно-активные, избирательно адсорбирующиеся на гранях кристаллитов графита или их действие связывают с удалением из расплава вредных примесных элементов и газов, прежде всего, серы и кислорода, которые находятся на поверхности частиц графита. Кроме того, значительную роль в формировании включений шаровидного графита играет переохлаждение.

Одним из основных факторов эффективности модификатора является обеспечение им высокой степени сфероидизации графитовых включений (ССГ) в высокопрочном чугуне отливок, особенно при длительной разливке и низкой скорости затвердевания чугуна в отливках. При изотермической выдержке модифицированного чугуна ССГ уменьшается, интенсивность этого процесса зависит от состава модификатора.

Характерным для всех модификаторов является отсутствие пропорциональности между продолжительностью выдержки жидкого чугуна и величиной ССГ в отливках с течением времени выдержки модифицированного чугуна изменение формы графита вначале незначительное, затем увеличивается. За первые 10 минут выдержки значение ССГ уменьшается для всех модификаторов на 5-15%, за последующие 10 мин – на 15-40% по сравнению с первоначальным.

Продолжительность сфероидизирующего эффекта зависит от остаточного содержания магния в расплаве и при обычном его содержании 0,07-0,05% не превышает 10-15 минут, после чего эффект ослабевает. Скорость снижения остаточного магния в расплаве при 1450°С в первые 15 минут составляет 0,003% в минуту.

Поздний ввод микродобавок РЗМ, имеющих высокую адсорбционную активность, способствует очищению границ зёрен и для массивных отливок из ЧШГ его следует считать необходимым, так как при отсутствии РЗМ в расплаве чугуна интенсивность угара магния всегда возрастает.

При изготовлении массивных отливок из чугуна с шаровидной формой графита (время затвердевания > 0.5…1 ч) остаточное, после модифицирования, содержание сфероидизирующих элементов, имеет превалирующее значение.

Для сохранения эффекта обработки сфероидизирующими элементами, необходимо снизить содержание серы в чугуне, исключить возможность прохождения процесса ресульфурации, уменьшить площадь поверхности, контактирующей с воздухом, а также ограничивать количество шлака, образующегося в результате реакции окисления железа и кремния.

Для получения заготовок из высокопрочного чугуна, с точки зрения содержания кислорода, поднимать температуру расплава выше 1400-1420°С не рекомендуется. Увеличение температуры расплава ведет к растворению заро-

дышевой фазы, уменьшению степени графитизации, увеличению переохлаждения. С экономической точки зрения, высокий перегрев расплава также нецелесообразен, т.к. связан с большими затратами энергии и времени.

В производственных условиях основное внимание при изготовлении заготовок из высокопрочного чугуна уделяют процессу десульфурации расплава. Контроль над содержанием кислорода в расплаве не производится, так как чугун считают самораскисленным расплавом, кроме того, содержание кислорода легко восстанавливается при переливе расплава из печи в форму.

Вследствие высокой поверхностной активности серы и кислорода концентрация их на поверхности раздела фаз выше, чем в объеме расплава. Эффективность процесса рафинирования во многом зависит от содержания и активности ионов кислорода и серы в расплаве и флюсе. При содержании кислорода в расплаве менее 0,005%, интенсивность десульфурации резко возрастает. Высокая степень рафинирования расплава чугуна, возможна в случае последовательного введения элементов или их соединений, имеющих высокое сродство к кислороду и сере, при достаточно высокой температуре и основности флюса.

Отрицательное влияние на сфероидизацию графита оказывает “наследственность” чушковых чугунов, связанная с остаточным содержанием примесных элементов цветных металлов. При наличии в расплаве демодифицирующих элементов (Bi, Pb, Sb, Sn, As, Ti) сфероидизирующее действие магния понижается или полностью исчезает.

Таким образом, совершенствование технологических процессов обработки жидкого чугуна модифицирующими присадками с целью получения требуемого качества высокопрочного чугуна в отливках различной массы и назначения, сокращения расхода присадок и стабилизации получаемых результатов, является в настоящее время весьма актуальной задачей.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ SOLIDWORKS ДЛЯ КИНЕМАТИЧЕСКОГО АНАЛИЗА ПЛОСКОГО ШАРНИРНО-РЫЧАЖНОГО МЕХАНИЗМА

Радионов М.В., Одиночко В.Ф.
Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Беларусь

Кинематический анализ начинается с построения кинематической схемы механизма в программе SOLIDWORKS. При этом план механизма строится по исходным данным (рисунок 1 и таблица 1) в масштабе, например равным 1:4 с использованием блоков (рисунок 2). При этом построение плана механизма целесообразно начинать в таком положении входного звена (кривошипа), которое соответствует крайнему положению выходного звена (ползуна) так, как в этом положении его скорость равна нулю.

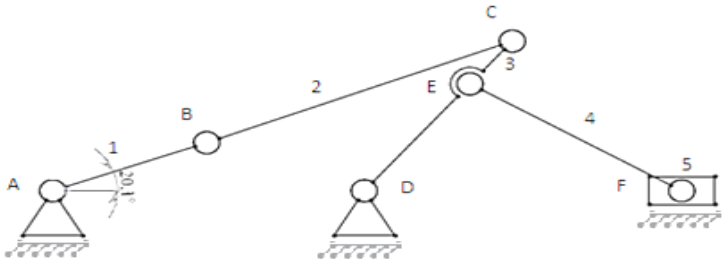


Рисунок 1 – Кинематическая схема механизма

Таблица 1 – Исходные данные

$l_{AB,}$ м	$l_{BC,}$ м	$l_{CD,}$ м	$l_{DE,}$ м	$l_{EF,}$ м	$l_{AD,}$ м	P, Н
0,1	0,2	0,14	0,1	0,15	0,19	250

При построении плана механизма можно учесть массы звеньев и положения центров их тяжести (рисунок 2), а также с помощью функции «Сила» нужно приложить полезную нагрузку P (рисунок 3).

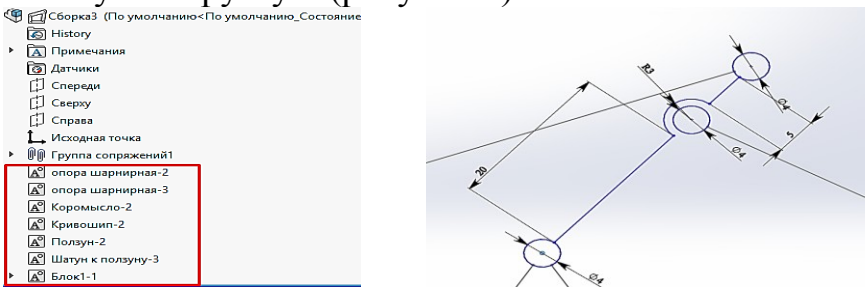


Рисунок 2 – Построение блоков

Затем подключается функция SOLIDWORKS Motion. Для создания анимации механизма в открывшемся окне диалога *Анализ движения* задаются исходные данные: число оборотов кривошипа, например n=140 м/с (n) и полезная нагрузка, а также притяжение (ускорение свободного падения g=9,8 м/с).

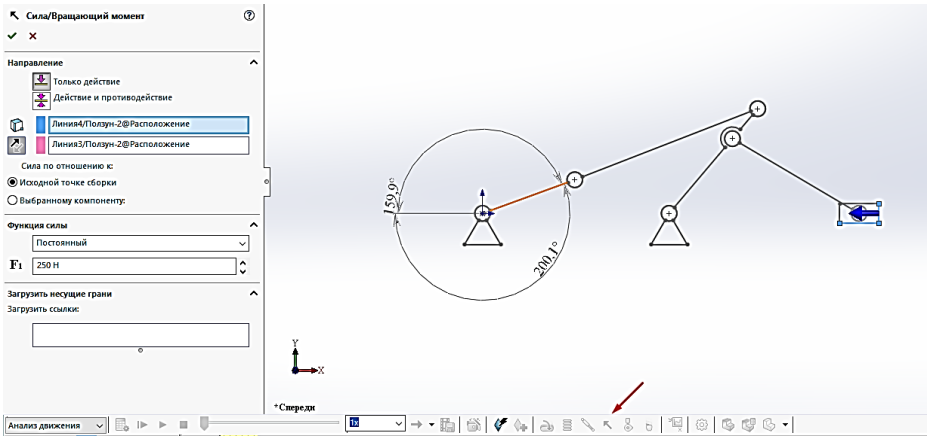
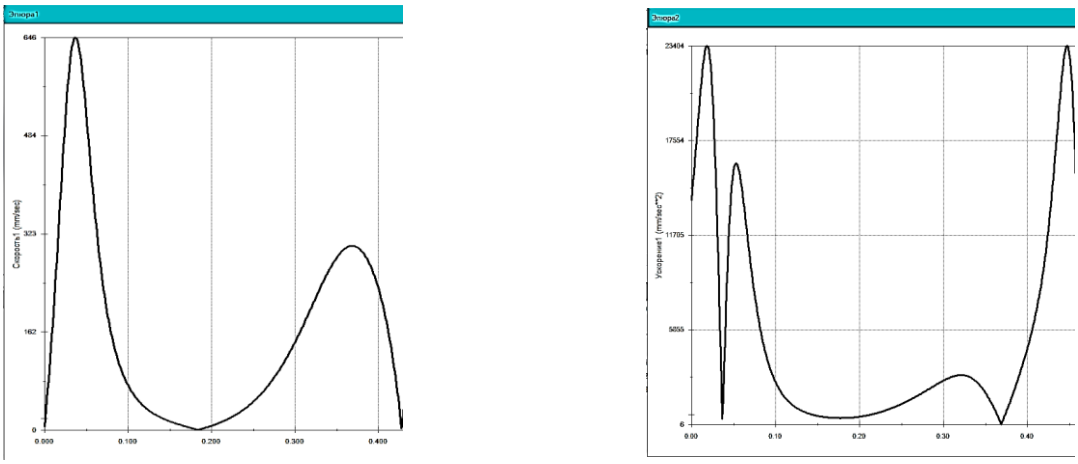


Рисунок 3 – Добавление полезной нагрузки

В процессе моделирования движения механизма с помощью функции SOLIDWORKS Motion строятся графики скоростей (рисунок 4, а) и ускорений (рисунок 4, б) выходного звена (ползуна) в зависимости от угла поворота начального звена.



а б

Рисунок 4 – График изменения скорости (а) движения ползуна во времени (б)

Результаты кинематического анализа механизма (рисунок 1) полученных двумя разными методами (SOLIDWORKS Motion и графоаналитическим) в установившемся режиме при одном и том же положении входного звена полностью совпадают.

Литература:

1. https://www.solidworks.com – SolidWorks с официального сайта.

2. https://www.youtube.com/watch?v=OmGqB0n28Rk&list=LLyfYJ-fDIOM9WpBVeuib7_Q&index=8&t=907s. Моделирование и анализ рычажного механизма в SolidWorks/SolidWorksMotion.

3. *Одиночко, В.Ф.* Использование программы КОМПАС-3D для построения планов рычажного механизма. Учебно-методическое пособие для студентов специальности 1-36 02 01 «Машины и технология литейного производства». Учебное электронное издание. Регистрационный номер БНТУ/МТФ 32–46.2015, 26 с.

К ВОПРОСУ О ВЛИЯНИИ САМООРГАНИЗАЦИИ ЧАСТИЦ В УЛЬТРАДИСПЕРСНЫХ СИСТЕМАХ

Куликов С.А., Скворцов А.А., Рудницкий Ф.И.
Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Беларусь

Ультрадисперсные системы вызывают определенный интерес ученых. Это связано с тем, что с уменьшением размера частиц материал изменяет свои свойства или даже приобретает новые. В катализе это называют размерным эффектом [1]. Этот эффект может быть положительным, отрицательным и нулевым.

Как показано в работе [2] применение ультрадисперсных модификаторов для модифицирования расплава чугуна возможно, однако для материалов подобного рода необходимо уточнять способ ввода и количество материала. Так как в определенных количествах модифицирование оказывается нецелесообразным. По-видимому, это связано с размерным эффектом ультрадисперсных частиц под действием высокой температуры расплава.

Так же было высказано мнение о целесообразности применения различных воздействий на ультрадисперсные модификаторы (УДМ) для формирования необходимой структуры конечного изделия.

В этом ключе УДМ являются уникальным материалом. В литературе широко описываются такие свойства дисперсных порошков как «слеживание», т.е. утрата активности вследствие длительного хранения [3]. Так же отмечено, что с ростом температуры, свойства дисперсных систем изменяются: возрастает удельная поверхность порошков, их активность так же увеличивается. Отмечено, что даже при комнатной температуре у высокоактивных порошков наблюдаются подобные явления.

Безусловно, самым эффектным примером самоорганизации дисперсных систем служит опыт по изменению вязкости бимодальных суспензий [4]. Он выражается в том, что если приготовить монофракционную суспензию с фракцией 125-250мкм и параллельно ей вторую с фракцией менее 63мкм, то вязкости таких систем будут очень высоки, приближаясь к пастообразному состоянию. Но если приготовить бимодальную суспензию (т.е. взять смесь из двух фракций, причем общее количество порошков остается неизменным – 63,5%масс), то вязкость такой системы примерно в 20 раз меньше моносуспензий. Т.е. частицы самоорганизуются, придавая системе (суспензии) свойство свободного течения.

Высокая температура расплава накладывает ограничения на свободный ввод ультрадисперсных частиц в расплав. Однако она может служить каталитическим фактором для интенсификации процессов самоорганизации. Подобное описано в исследованиях свойств покрытий из ультрадисперсных порошков при различных температурах отжига [5] и носит название зонального обособле-

ния, т.е. при разных температурах отжига частицы образуют различные конгломераты.

Очевидно, что ультрадисперсные системы с повышением температуры увеличивают свою удельную поверхность и, как следствие, свободную энергию. Формирование конгломератов есть естественный процесс приведения системы в устойчивое состояние. Авторы объясняют это наличием сил сцепления между частицами, которое выражается формулой:

$$Fr = 2\pi x\alpha/7\theta,$$

где x –радиус хорды контактного перешейка,

α – коэффициент поверхностного натяжения,

θ – угол между поверхностями соприкасающихся частиц.

Формула показывает, что с уменьшением размера частиц будут увеличиваться размеры конгломератов. Т.е. размерный фактор – один из инструментов регулирования процессов самоорганизации. Как указано выше, создание бимодальных смесей так же позволяет изменять процесс самоорганизации, что дает еще один инструмент для решения этой непростой задачи.

Учитывая подобное, уточнение механизма явлений самоорганизации ультрадисперсных систем позволит создавать на их основе комплексы, которые откроют широчайшие возможности для модифицирования расплавов.

Литература:

1. *Лямкин, А.И.* Каталитические свойства наночастиц // Ультрадисперсные порошки, наноструктуры, материалы. VII Ставеровские чтения:труды научно-технической конференции с международным участием, Красноярск / под ред. А.И. Лямкина и В.Е. Редькина. – Красноярск: БИК СФУ, 2015. – с.57- 60.

2. *Рудницкий, Ф.И.* Модифицирование чугунов ультрадисперсными добавками / Ф.И. Рудницкий , С.А. Куликов // Литейное производство. 2017. - №1(86) – С .11-15

3. *Айзенкольб, Ф.* Успехи порошковой металлургии. / Ф. Айзенкольб, перв. с нем. - М: Металлургия, 1969. -540с.

4. *Ходаков, Г.С.* Реология суспензий / Г.С. Ходаков // Российский химический журнал. - т.XLVII. – 2003. - №2. –С. 33-44.

5. *Чуистов, К.В.* Малые металлические частицы: способы получения, атомная и электронная структура, магнитные свойства и практическое использование / К.В. Чуистов, А.П. Шпак, А.Е. Перекос, А.Д. Рудь, В.Н. Уваров // Успехи физ.мет. - 2003. - т.4. - С.235-269.

МЕТОДИКА ПРОЕКТИРОВАНИЯ КОКИЛЯ

Скворцов А.А., Скворцов В.А.
Белорусский национальный технический университет, г. Минск, Беларусь

Кокильное литье, или литье в постоянные формы, − это литье металла, осуществляемое свободной заливкой. Кокиль – металлическая форма с естественным или принудительным охлаждением, заполняемая расплавленным металлом под действием гравитационных сил. Как в свое время писал профессор Н. Н. Рубцов, «мысль заменить разовую форму более стойкой полупостоянной, а еще лучше постоянной, без сомнения, была неотвязчивой мечтой древних литейщиков». И неудивительно, что уже в давние времена литейщики использовали каменные формы, а в отдельных случаях простые металлические для повторяющихся (серийных) изделий.

Кокиль представляет собой форму многоразового использования. Поскольку металлические материалы значительно отличаются по своим свойствам от неметаллических формовочных материалов (большей теплопроводностью, прочностью, практически нулевыми газопроницаемостью и газотворностью и др.), то в кокиле создаются особые условия формирования отливок.

Важным элементом кокиля является защитное покрытие его рабочей поверхности, которое уменьшает интенсивность теплообмена между отливкой и формой, снижает термические напряжения в стенке формы, предохраняет ее от эрозионного разрушения. Покрытие создает в форме определенную газовую атмосферу, обеспечивает в некоторых случаях поверхностное модифицирование и легирование отливки, изменяет газопроницаемость вентиляционных устройств, а также воздействует на силу трения между отливкой и кокилем.

В процессе термического и механического взаимодействия между отливкой и кокилем нередко возникает больший или меньший газовый зазор. Его влияние в термическом отношении аналогично влиянию защитного покрытия.

Как и любая литейная форма, кокиль – ответственная и точная оснастка. Технические требования к кокилям закреплены в ГОСТ16234-70–16262-70. Конструктивное исполнение основных элементов кокилей - полуформ, плит, металлических стержней, вставок, выталкивателей, приспособлений для скрепления отдельных частей кокиля, а также приспособлений для удаления стержней – зависит от конфигурации отливки и от особенностей конструкции кокиля. К основным элементам конструкции кокилей можно отнести: формообразующие элементы − половины кокилей, нижние плиты (поддоны), вставки, стержни, плиты толкателей, системы нагрева и охлаждения кокиля и отдельных его частей, вентиляционная система, центрирующие штыри и втулки, а также конструктивные – различные приспособления необходимые для надежной работы кокилей. Для проектирования кокилей необходимо выбрать конструкцию, которая зависит от степени его механизации.

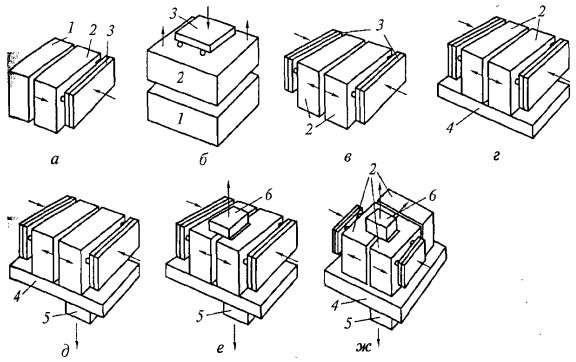
Различают несколько типов кокилей, предназначенных для универсальных кокильных машин (рис. 1). Наиболее простой кокиль состоит из двух полови-

нок, одна из которых подвижная. Кокиль может иметь вертикальную (рис.1, а) или горизонтальную (рис.1, б) плоскость разъема. При вертикальной плоскости элементы литниковой системы, расположенные в разъеме формы, не препятствуют свободному извлечению отливки из кокиля. При горизонтальной плоскости разъема часто приходится вводить специальный стержень (рис.1, б) для оформления стояка и чаши, чтобы извлечь отливку. Отливку из кокиля в обоих случаях извлекают с помощью подвижной плиты толкателей, расположенной в подвижной или неподвижной части кокиля.

Следующий тип кокиля (рис.1, в) состоит из двух подвижных половин с вертикальной плоскостью разъема. Плиты толкателей в этом случае могут находиться в одной или в обеих половинках кокиля.

Далее последовательно рассмотрим варианты конструкций кокиля в которых по мере их усложнения увеличивается число металлических частей, в том числе подвижных. Например, кокиля типов, приведенных на рис.1, г, д состоят из двух подвижных частей 2 с вертикальной плоскостью разъема и поддоном 4. В поддон можно устанавливать песчаный 1 или металлический стержень. В последнем случае в поддоне размещают механизм удаления стержня.

Конструкция кокиля на рис.1, е дополнительно имеет подвижную часть верхнего металлического стержня 6. В наиболее сложном варианте, показанном на рис.1, ж, по сравнению с предыдущим типом добавлена еще одна торцевая подвижная часть 2 кокиля.



1 – неподвижная часть кокиля; 2 – подвижная часть кокиля; 3 –плита толкателей; 4 – поддон; 5 и 6 – соответственно нижний и верхний металлические стержни. Стрелки – направление движения деталей кокиля

Рисунок 1 – Типы кокилей для универсальных кокильных машин.

Для кокилей с большим числом элементов и более сложным их движением, а также для крупных кокилей проектируют специальные кокильные машины. В сложных кокилях могут использоваться дополнительные механизмы для извлечения стержней. По числу рабочих полостей (гнезд), определяющих возможность одновременного изготовления того или иного числа отливок, кокиля подразделяются на одноместные и многоместные.

Размеры и конструкция частей кокиля должны позволять размещать и закреплять его на стационарных установках или на плитах кокильных машин.

В зависимости от способа охлаждения различают кокиля с воздушным (естественным или принудительным), жидкостным (водяным, масляным) и комбинированным (водовоздушным т.п.) охлаждением. Если воздушное охлаждение используют для малотеплонагруженных кокилей, то водяное охлаждение обычно применяют для высокотеплонагруженных кокилей, а также для повышения скорости охлаждения отливки или ее отдельных частей.

НЕКОТОРЫЕ ОСОБЕННОСТИ РАСЧЕТОВ ТОЛЩИН СТЕНОК КОКИЛЯ

Скворцов А.А., Скворцов В.А.
Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Беларусь

Выбор толщины и материала рабочей стенки кокиля является одним из наиболее ответственных этапов его проектирования, так как эти параметры конструкции определяют долговечность формы, т.е. ее стойкость против трещин и коробления, а также трудоемкость изготовления. По А.И.Вейнику толщина стенки кокиля рассчитывается с учетом толщины слоя краски (покрытия) по формуле (1)

$$X_3 = \frac{k}{2} A \left(1 + \sqrt{1 + \frac{8}{A}\frac{\lambda_3}{\alpha_1}}\right), \qquad (1)$$

где k – поправочный коэффициент;

$$A = \frac{3Q_1}{c_3 \rho_3 (T_{затв} - T_{3н})};$$

$$\alpha_1 = \lambda_2 / X_2;$$

$$Q_1 = \rho_1 X_1 [c_1' (T_{зал} - T_{затв}) + r_1],$$

где X_1 – половина толщины стенки плоской отливки; c – удельная теплоемкость (индекс 1 относится к отливке, 2 – к покрытию; 3 – к рабочей стенке; штрих сверху к жидкому состоянию); r – теплота превращений; $T_{зал}$ и $T_{затв}$ – температура соответственно заливки и затвердевания; X_2 – толщина слоя краски (покрытия).

При выводе формулы (1) принято, что толщина X_3 стенки кокиля равняется глубине прогрева кокиля к моменту окончания затвердевания отливки. При большем значении X_3 термические условия не изменяются.

Поправочный коэффициент k выбирают по конструктивным соображениям. В первом приближении можно принять, что $k = 1$.

По методу А.М. Петриченко сопротивление теплопроводности слоем краски не учитывается и толщина стенки кокиля рассчитывается по формуле (2)

$$X_3 = \frac{3B}{2K_p} X_1 \left(K_в + \frac{1+}{T_{зал}} \frac{K_в}{-T_{3н}}\right), \qquad (2)$$

где В – коэффициент, учитывающий склонность кокиля к короблению, а его материала к – окислению (В=1,25 – 2,0); X_1 – половина толщины стенки отливки (или радиус цилиндрической и сферической стенок);

$$K_p = 2X_1/R_{np};, \quad K_в = b_3/b_1,$$

где R_{np} – приведенная толщина стенки отливки; b_1 и b_3 – коэффициенты аккумуляции теплоты соответственно металла в момент заливки и начальная кокиля; r_1 и c_1 – удельная теплота затвердевания и удельная теплоемкость материала отливки.

Для чугунных деталей используют кокиль с толщиной стенки

$$X_3 = 11\sqrt{2X_1}.$$

Толщину X_3 рабочих стенок кокилей различных конструкций можно выбрать по графику (рис. 1) ГОСТ 16237−70. Толщину стенок плоских кокилей выбирают в границах заштрихованной области, но ближе, как правило, к верхнему пределу; для отливок сложной конфигурации, имеющих близко расположенные выступы, − ближе к нижнему пределу. Для стенок отливок, оформляемых с одной стороны песчаным стержнем, X_3 определяется по удвоенной толщине стенки отливки.

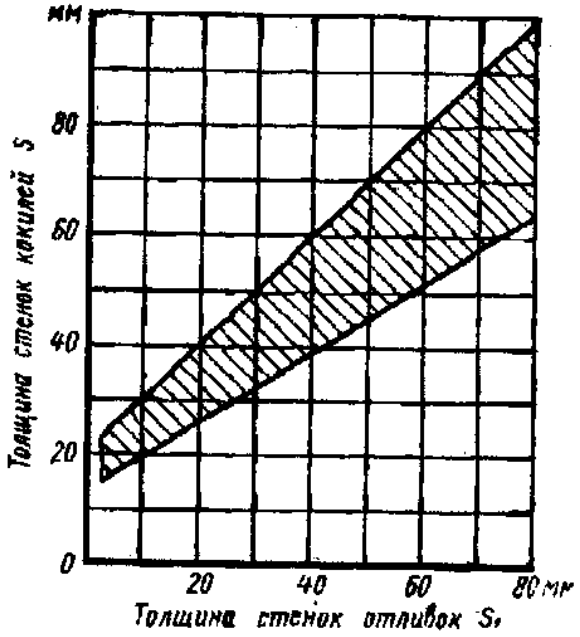


Рисунок 1 – График для выбора толщины стенки кокиля

Для кокилей со стальными рабочими стенками или стенками из высокопрочного чугуна толщину X_3 выбирают ближе к нижней границе заштрихованной области графика.

Толщина стенок кокиля должна обеспечивать конструктивную прочность, жесткость, а также необходимые условия охлаждения и затвердевания отливки.

НОВЫЕ БИОПОЛИМЕРНЫЕ ЛИТЕЙНЫЕ СВЯЗУЮЩИЕ МАТЕРИАЛЫ НА ОСНОВЕ ТЕХНИЧЕСКОГО ЛИГНИНА

Свинороев Ю.А. [1], Рябичев В.Д. [1], Гутько Ю.И.[1], Батышев К.А.[2], Семенов К.Г.[2]
[1.] Луганский национальный технический университет имени Владимира Даля, г. Луганск, ЛНР
[2.] Московский государственный технический университет им. Н.Э. Баумана, г. Москва, Россия

Технический лигнин – продукт делигнификации растительного сырья, в качестве которого могут выступать любые растительные ткани, от древесины, до морской водоросли. В растительной клетке этот материал присутствует неизменно в разных состояниях, выполняя функцию связи, которая обеспечивает общую прочность конструкции. По этой причине при переработке он генерируется как побочный продукт, как правило, в виде отхода. Масшбабность проблемы такова, что в 1992г. в г. Лозанне (Швейцария) был создан Международный институт лигнина (International Lgnin Institute).

По его данным, ежегодно в мире формируется от 40 до 50 млн. тонн технического лигнина, утилизация которого представляет существенные трудности и не имеет на сегодняшний момент рационального решения.

Россия, обладая крупнейшими лесными ресурсами, является одним из основных стран генерирующих технический лигнин. Лидером в этом процессе является целлюлозно-бумажная промышленность. По оценкам экспертов, контролируемые объемы ежегодного образования этого продукта, в различных формах его представления (сульфитный щелок, технические лигносульфонаты, гидролизный лигнин и др.) колеблются в пределах 4-5 млн. тон. В России, за прошедшие периоды хозяйственной деятельности, накоплено порядка 95 млн. тонн технического лигнина. По оценкам экспертов, объемы переработки растительного сырья будут увеличиваться, ожидается что к 2050 г. этот показатель возрастет на 50-60%, в этой связи вопрос разумной утилизации лигнинных отходов будет остро стоять как в ближайшей перспективе так ив будущем.

Одним из перспективных направлений рационального использования лигнина является применение его модификаций в качестве связующих материалов в литейном производстве.

Цель работы состояла в оценке возможностей создания на основе технических лигносульфонатов связующих материалов отвечающих современным требованиям литейного производства.

Перспективы решения**.** Технические лигносульфонаты (ЛСТ), являются модификацией технического лигнина широко и традиционно представленного на российском рынке связующих. Они являются крупнотоннажным отходом при переработке древесины в сульфитную целлюлозу. Этот материал традиционно применялся в различных производствах, в том числе и при производстве отливок, в качестве связующего материала.

ЛСТ, в качестве связующего широко применялись в СССР , так например, в работе указывается, что этот материал занимает третье место по объемам применения в литейном производстве после глины и жидкого стекла. На основе проведенных исследований, посвященных смесям на лигносульфонатной основе, защищались диссертационные работы, в том числе и докторские . Однако, с конца 90-х годов применение ЛСТ в литейном производстве резко снижается, замещаясь разнообразными смоляными связующими. В настоящее время этот материал практически не применяется в современных технологиях литья. Сфера его применимости ограничивается выпуском простых отливок, например чугунных изложниц. Причины носят как объективный, так и субъективный характер.

Объективно, связующие на основе ЛСТ не отвечают современному уровню требований, состоящему в выполнении следующих требований:

1) имеют не достаточно высокие прочностные свойства, присущие смоляным связующим ;

2) обладают не стабильными свойствами, что проявляется в резких (до 30% от номинальных значений) колебаниях свойств материала различных партий от одного производителя, и не соответствие свойств в случае перехода на приобретение материала у другого производителя, а также зависимость свойств от сезонного колебания температуры;

3) имеет не достаточную термостойкость, ограничивающуюся областью температур 300-3500С;

4) литейным стержням/формам на их основе присуща высокая гигроскопичность;

5) технологии их применения требуют теплового отверждения, что увеличивает энергозатраты и удлиняет цикл производства.

Субъективный характер причин резкого падения потребления лигнинных связующих заключается в том, что с середины 90-х годов прошлого столетия в России литейная отрасль претерпела значительных изменений, в плане технической модернизации. На смену устаревшим, как правило, физически, пришли технологии и оборудование ведущих западных фирм, которые являются доминирующими и на данный момент. Это привело к замещению отечественной ресурсной базы связующих материалов, импортными связующими, как правило, смоляными. Отечественные материалы не были приспособлены к работе на импортном оборудовании (в этом не было заинтересованности), с одной стороны; рыночные отношения – коммерческая выгода, диктовала необходимость «привязки» вновь приобретаемых иностранными компаниями рынков к своим расходным материалам, с другой. По этой, чисто коммерческой причине, отечественные материалы были вытеснены из рынка литейных связующих материалов.

Были упомянуты недостатки лигниносодержащих связующих, однако они обладают комплексом положительных свойств, которые, умалчиваются. По этим показателям они существенно превосходят существующие импортные смоляные связующие:

1) источником сырья для их производства являются отечественные предприятия;

2) стоимость лигносульфонатных связующих несоизмеримо меньше: 4,5 – 6,0 руб/кг жидких ЛСТ, против 3,5 -5,0 евро/кг (265 – 378 руб/кг, по текущему валютному курсу рубля) для смоляных материалов;

3) технологии на их основе являются экологически безопасными: при транспортировке, в процессе использования, при утилизации ;

4) простота при хранении: не требуют особых режимов, имеют длительный срок хранения;

5) отечественные литейные предприятия имеют многолетний положительный опыт их применения.

Для понимания, на данный момент, значимости и перспектив применения лигнинных продуктов, целесообразно проанализировать основные тенденции в развитии литейных связующих.

Связующие, на основе технического лигнина, можно отнести к биополимерной группе связующих материалов, которые традиционно и особенно активно разрабатываются странах европейского союза. Причина активности связана с ужесточением требований к санитарно-гигиеническим условиям труда в литейных цехах и к общей экологической безопасности работы литейных предприятий. Что отражено в материалах регламентирующих этот аспект их функционирования, и усилено в директиве от 2010г., которая, жестко регламентирует применение смоляных материалов на фенольной основе, на долю которых приходиться 90-95% современных литейных связующих. Это связано с многочисленными исследованиями выявившими негативное влияние упомянутых материалов на здоровье производственного персонала, и населения, проживающего в районах размещения предприятий использующих данные материалы.

Указанная директива, предполагает полное устранение подобных смоляных связующих материалов из технологического цикла производства. Это обусловило исследования направленные на поиск альтернатив. В частности, предлагаются композиции на основе белковых материалов, на основе крахмала, отходов разнообразных производств . Их общим недостатком, является ограниченность сырьевой базы в сочетании с высокой исходной стоимостью отдельных исходных компонентов (крахмал), в этой связи связующие на основе технического лигнина, в частности на ЛСТ, смогли бы компенсировать эти недостатки.

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

Достигнутые результаты показывают возможность значительного повышения связующей способности ЛСТ за счет их модифицирования. Это устраня-

ет причину сдерживающую их практическое применения, поскольку обеспечивает современный уровень прочностных характеристик.

Вопрос о скорости отверждения может быть решен продувкой смеси горячим воздухом (см. рис. 1).

Полученные результаты позволили провести опытно-промышленные испытания разработанных связующих композиций на основе ЛСТ. Приготавливались составы стержневых смесей для производства чугунного фасонного литья.

По экологическим показателям, согласно данным полученным НИИ Охраны труда (НИИОТ, г. Екатеринбург), по сравнению с другими органическими связующими материалами ЛСТ имеют наилучшие показатели.

Опыт внедрения показывает, что замена масляных связующих типа УСК и КО, либо смол на фенольной основе, на связующее ЛСТ приводит к значительному улучшению санитарно-гигиенических условий труда на производстве.

Такие и данные подтверждаются результатами проведенных экспериментов по определению качества и количества газовыделений смесей с ЛСТ в сравнении с упомянутыми связующими .

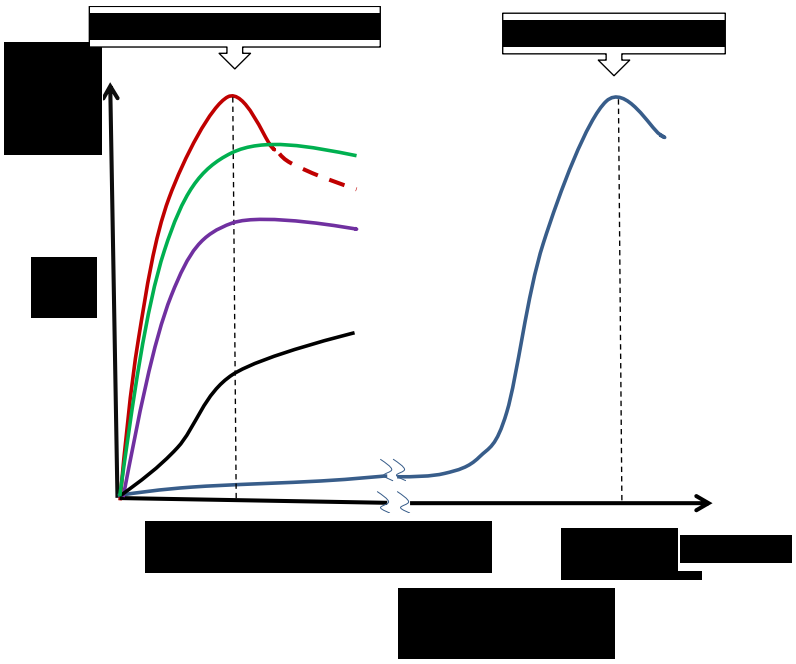
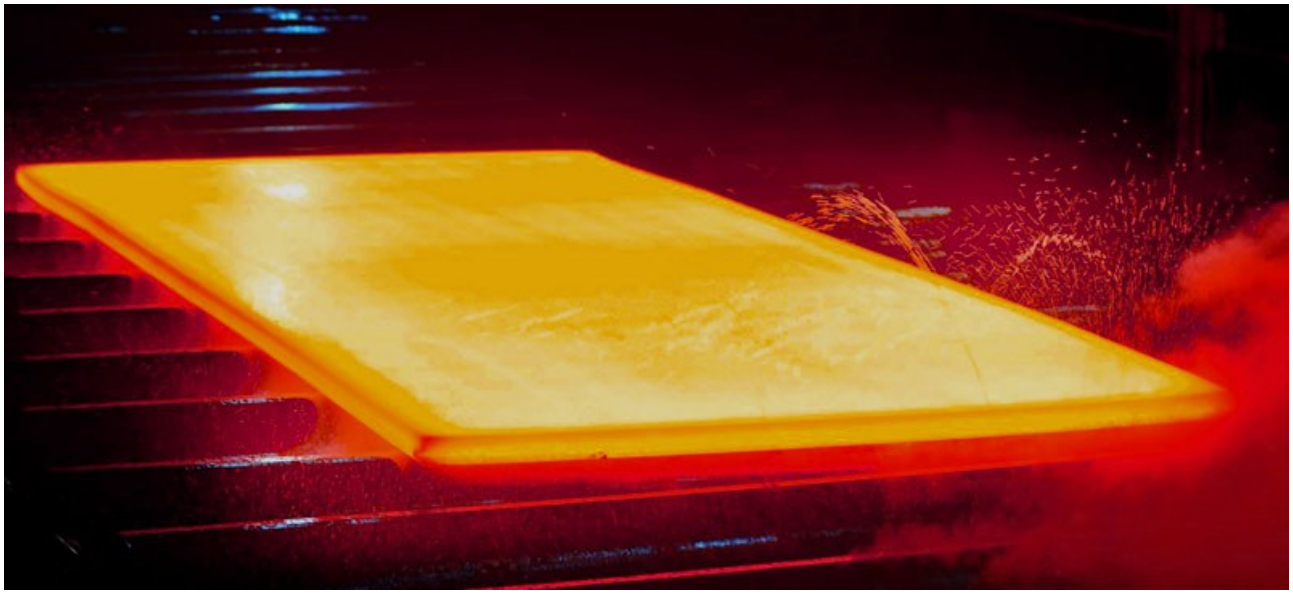


Рисунок 1 - Возможности обеспечения прочности связующих композиций на ЛСТ, при разных способах отверждения.

Выводы**.** Приведенные результаты разработки литейного связующего материала на основе технического лигнина (ЛСТ), позволяет говорить о технологической возможности создания связующих материалов на основе лигнинных материалов, способных успешно конкурировать с широко применяющимися сейчас синтетическими смолами на фенольной основе. Лигносульфонатные материалы можно рассматривать как типовой пример технологии ресурсосбережения и рационального использования вторичного сырья производимого из возобновляемого природного ресурса.

ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ



ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ КОНТРОЛИРУЕМОЙ ПРОКАТКИ НА ПРОДОЛЬНУЮ РАЗНОТОЛЩИННОСТЬ РАСКАТОВ

Денисенко А.А., Гончаров В.Е.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

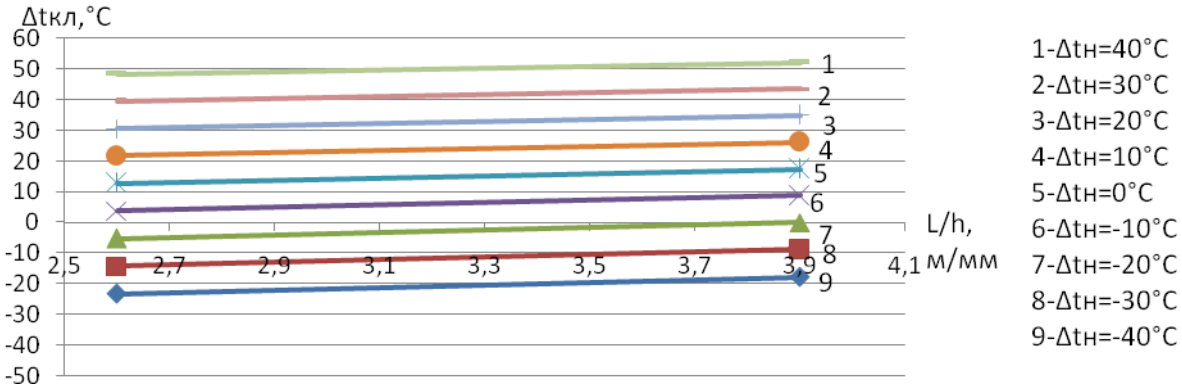
Анализ составляющих продольной разнотолщинности раскатов, прокатанных на толстолистовых станах, выполненный в работе [1], показал следующее. Одной из составляющих продольной разнотолщинности является разнотолщинность от температурного клина. Экспериментальные данные по ее величине полученные на прокатных станах, в том числе для условий контролируемой прокатки, неоднозначны, а известные методикиее расчета не в полной мере учитывают особенности контролируемой прокатки. Анализ априорной информации позволил предположить, что при расчете температурных и точностных параметров контролируемой прокатки толстых листов необходимо учитывать приращение теплосодержания раската от деформации и сплющивание рабочих валков при расчете силовых условий деформации.

За основу была принята методика Донниичермета [2,3], в которую были внесены следующие дополнения. Для оценки величины повышения температуры раската при контролируемой прокатки использовали известную зависимость Ю.Д. Железнова [4], а оценку величины изменения длины очага деформации осуществляли с помощьюформулы Д.Х. Хичкока [5]. Расчеты по указанным выше зависимостям с использованием экспериментальных данных, представленных В.И. Погоржельским [6], показали, что для условий контролируемой прокатки на стане 3600 приращение температуры за один пропуск может достигать 20°С, а приращение длины очага деформации – 16%.

С помощью дополненной модели исследовали динамику формированиятемпературного клина и вызванной им продольной разнотолщинности для условий контролируемой прокатки толстых листов на стане 3600.

На рис.1 представлена зависимость величины температурного клина $\Delta t_{кл}$ от отношения конечной длины раската к его конечной толщине L/h и начальной неравномерности температуры по длине подката перед чистовой прокаткой, вызванной некачественным нагревом заготовки $\Delta t_{н}$,без учета разогрева металла от деформации и сплющивания валков (а) и с учетом (б). Соответствующие зависимости величины продольной разнотолщинности, вызванной температурным клином, приведены на рис.2. Из рис.1 и рис.2 следует, что на величину температурного клина и вызванной им продольной разнотолщинности существенное влияние оказывает качество нагрева заготовки. В зависимости от того, какой из концов раската перед чистовой прокаткой имеет более высокий уровень температуры, а какой – более низкий, происходит изменение величины температурного клина в ту или иную сторону.

а)



б)

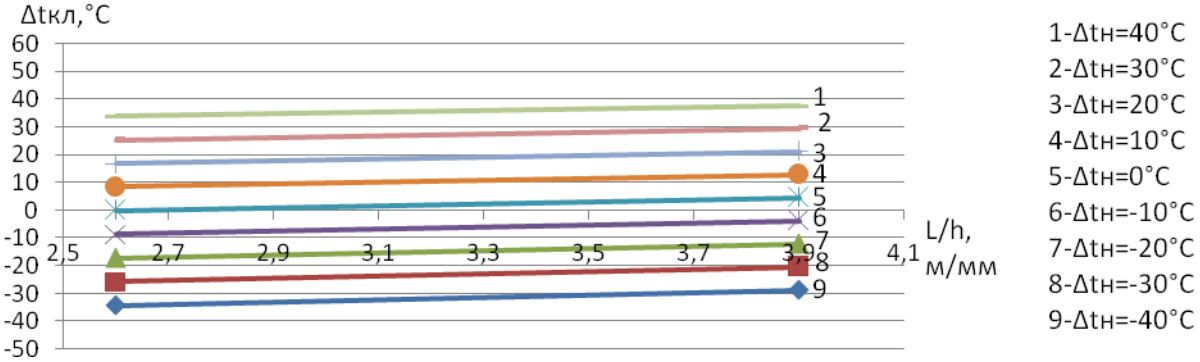


Рисунок 1 – Зависимость величины температурного клина $\Delta t_{кл}$ от параметра L/hи начальной неравномерности температуры $\Delta t_{н}$ при прокатке стали 09Г2ФБ (t_0=850°C) без учета разогрева металла и сплющивания валков (а) и с учетом (б)

Кривые 1-4 на рис.1 соответствуют условиям прокатки, когда величина $\Delta t_{н}$= +(10-40)°C и совпадает по знаку с величиной собственно температурного клина $\Delta t_{кл}$, а кривые 6-9 – когда величины $\Delta t_{н}$ и $\Delta t_{кл}$ противоположного знака $\Delta t_{н}$= -(10-40)°C. В первом случае происходит рост $\Delta t_{кл}$, а во втором – сначала уменьшение $\Delta t_{кл}$, вплоть до минимальных значений, а затем - рост $\Delta t_{кл}$ уже с отрицательным значением. Продольная разнотолщинность изменяется следующим образом. Если $\Delta t_{н}$ и $\Delta t_{кл}$ совпадает по знаку (рис.2 кривые 1-5) происходит сначала уменьшение $\delta h_{кл}$, а затем по мере роста величины $\Delta t_{кл}$. рост величины $\delta h_{кл}$, но уже с противоположным знаком. Если $\Delta t_{н}$ и $\Delta t_{кл}$ противоположны по знаку (рис.2 кривые 6-9) происходит рост величины $\delta h_{кл}$ по абсолютной величине.

Характер кривых на рис.1а и 1б, а также на рис.2а и 2б соответствует друг другу. Учет приращения температуры от деформации и сплющивания валков позволил уточнить результаты расчетов. При этом произошло смещение результатов расчета величины температурного клина (рис.1) в сторону отрицательных значений и смещение результатов расчета продольной разнотолщинности (рис.2) в сторону положительных значений. Диапазон изменения продольной разнотолщинности (рис.2б) уменьшился по сравнению с данными

рис.2а на 0,02-0,03 мм. Это вызвано более интенсивным разогревом заднего (более холодного) конца раската по сравнению с передним и снижением величины $\Delta t_{кл}$.

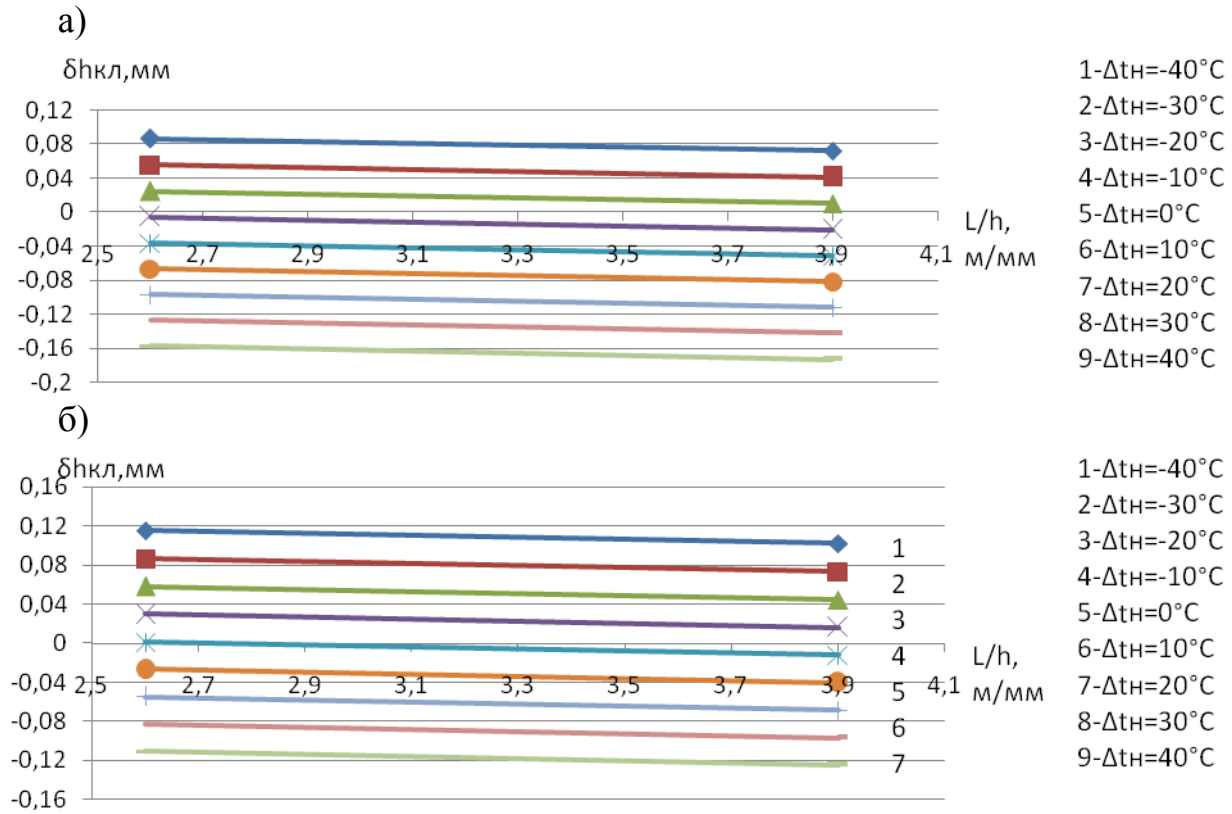


Рисунок 2 – Зависимость величины продольной разнотолщинности $\delta h_{кл}$ от параметра L/hи начальной неравномерности температуры Δtн при прокатке стали 09Г2ФБ (t0=850°С) без учета разогрева металла и сплющивания валков (а) и с учетом (б)

Представляет интерес изучение влияния температуры начала чистовой прокатки на величину температурного клина и продольной разнотолщинности раскатов.

На рис. 3 и 4 представлены соответствующие результаты расчетов.

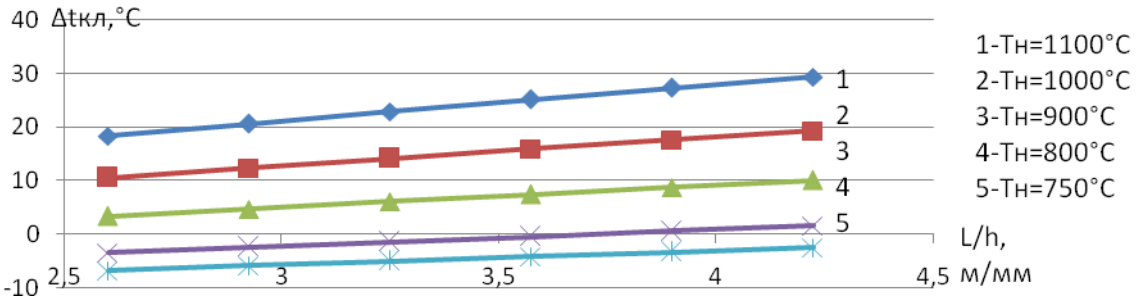


Рисунок 3 – Зависимость величины температурного клина от температуры начала чистовой прокатки (09Г2ФБ,$\Delta t_н$=0)

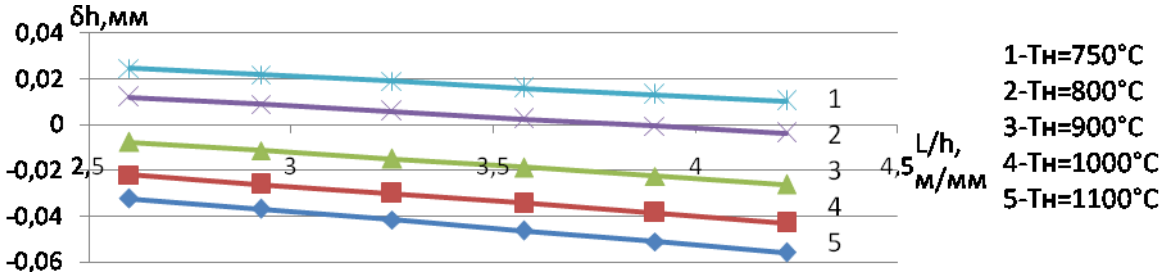


Рисунок 4 - Зависимость величины продольной разнотолщинности от температуры начала чистовой прокатки (09Г2ФБ,$\Delta t_н$=0)

По мере снижения уровня температуры начала прокатки происходит снижение величины температурного клина вследствие нарастания эффекта тепловыделения в очаге деформации, а затем, при $\Delta t_н$<850°С происходит изменение знака $\Delta t_{кл}$ на противоположный. При этом, с уменьшением $\Delta t_н$ происходит снижение величины $|\Delta t_{кл}|$ до минимальных значений, а при уменьшении $T_н$ до значений менее 800°С происходит изменение знака $\delta h_{кл}$(рис.4) также вследствие нарастания эффекта тепловыделения в очаге деформации.

Представленные результаты могут быть полезны при проектировании режимов обжатий листов, произведенных по технологии контролируемой прокатки. Используя полученные материалы можно наложить ограничения на качество нагрева заготовки, конечную длину раската. Эти ограничения обеспечат минимальную продольную разнотолщинность раскатов и допустимую разницу температуры окончания деформации по их длине для стабилизации и механических свойств металла.

Литература:

1. *Денисенко, А.А.*К вопросу точности толстых листов по толщине, произведенных по контролируемым режимам/ А.А.Денисенко,В.Е.Гончаров //Металлургия XXI столетия глазами молодых. – Донецк, 2017. – С.94-95.

2. *Долженков, Ф.Е.* Математическая модель продольной разнотолщинности раската при реверсивной прокатке толстых листов / Ф.Е. Долженков, Ю.В.Коновалов, А.А. Будаква, В.Е. Гончаров, В.А. Арцыбашев, В.В.Долинная // Известие вузов. Черная металлургия. – 1987. – №10. – С. 66-68.

3. *Долженков, Ф.Е.* Математическая модель продольной разнотолщинности раската при реверсивной прокатке толстых листов / Ф.Е. Долженков, Ю.В. Коновалов, А.А. Будаква, В.Е. Гончаров, В.А. Арцыбашев, В.В. Долинная // Известия вузов. Черная металлургия. – 1987. – №8. – С.72-75.

4. *Железнов, Ю.Д.* Черная металлургия / Ю.Д. Железнов, Б.А.Цифринович // Известия вузов. – 1968. – №9 – С.105-111.

5. *Грудев, А.П.* Теория прокатки: учебник для вузов / А.П. Грудев. –М.: Металлургия, 1988. – 240с.

6. *Погоржельский, В.И.* Контролируемая прокатка непрерывного металла / В.И.Погоржельский. – М.: Металлургия, 1986. – 151с.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОСАДКИ И РАЗГОНКИ КОЛЕСНЫХ ЗАГОТОВОК ДЛЯ КОЛЕС ДИАМЕТРОМ 957 ММ

Вильданова А.Р., Яковченко А.В.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Штампованно-катаные железнодорожные колёса Ø957 мм с плоскоконическим диском («облегченка») по ГОСТ 10791-2011 нашли широкое применение, как в России, так и в других странах СНГ.

Рассмотрим основные элементы технологии их производства [1]. Исходные заготовки получают путем порезки непрерывнолитых слитков на пильных комплексах KSS/1600 фирмы LINSINGER. Нагрев заготовок производится в двух кольцевых нагревательных печах. Затем выполняется гидросбив окалины и заготовки передают на пресс силой 20 МН для их предварительной осадки, которая производится с целью уменьшения высоты и увеличения площади поперечного сечения заготовок. После кантовки заготовок на 180º осуществляется их осадка и разгонка пуансоном на прессе силой 50 МН с целью регламентированного распределения металла между периферийной и центральной частями заготовки. Дальнейшее деформирование на прессе силой 100 МН производится с целью получения отформованных колёсных заготовок с окончательными размерами ступицы, подготовленным ободом и диском для последующей прокатки на колесопрокатном стане. На стане выполняется выкатка гребня и поверхности катания обода, а также раскатка обода по диаметру. На заключительном этапе на прессе силой 35 МН производят выгибку диска, калибровку обода по ширине и по его внутренней поверхности, прошивку отверстия в ступице и нанесение маркировки.

Недостатком существующей технологии является совмещение операций осадки заготовок и их разгонки пуансоном на прессе силой 50 МН, что приводит к увеличению времени технологического цикла по отношению к другим агрегатам прессопрокатной линии. Необходимо отметить, что разгонка пуансоном в ряде случаев приводит к получению асимметричных заготовок, так как сложно совместить ось подаваемого под пресс пуансона с осью технологического кольца.

Поставлена задача выполнения операции осадки-разгонки на прессе силой 50 МН конусной плитой на базе известной технологии, усовершенствованной в работе [2].

В режиме работы пресса без применения пуансона в верхний плитодержатель устанавливается конусная плита. В этом случае операция осадки-разгонки заготовки выполняется за один ход траверсы пресса. Но предварительно требуется центровка поданной на стол заготовки технологическим кольцом.

Преимущество такой технологии связано с исключением операции разгонки заготовок пуансоном, что уменьшает её асимметрию, и соответственно, с уменьшением времени цикла на прессе силой 50 МН.

Вместе с тем, в процессе предварительной осадки исходных заготовок на прессе силой 20 МН требуется получить достаточно стабильный диаметр, обеспечивающий центровку осаженных заготовок технологическим кольцом пресса силой 50 МН.

Для изучения особенностей рассмотренной технологии необходимо выполнить в системе DEFORM 3D конечно-элементное моделирование процесса осадки-разгонки заготовок. В конечном итоге необходимо обеспечить равномерную силовую загрузку прессов, определить допустимые параметры исходных и осаженных на прессе силой 20 МН заготовок, обеспечивающие возможность центровки таких заготовок на прессе силой 50 МН.

Результаты моделирования. На первом этапе выполнено моделирование процесса остывания заготовки на воздухе при её транспортировке рольгангом от печи к осадочному прессу силой 20 МН. Время транспортировки равно 25 с. Распределение температур в заготовке после её транспортировки и выдержки в течение 5 с на нижней плите пресса 20МН представлено на рис. 1. Средняя температура металла на поверхности заготовки перед осадкой составляет 1260 – 1270°С. Свободную осадку заготовки на прессе силой 20 МН обычно производят до высоты 117 – 120 мм. Результаты моделирования осадки заготовки представлены на рис. 2. Полученное значение силы осадки (24,9МН) является для данного пресса максимально возможным. Его достигают при давлении рабочей жидкости 31,4МН/м^2 [2].

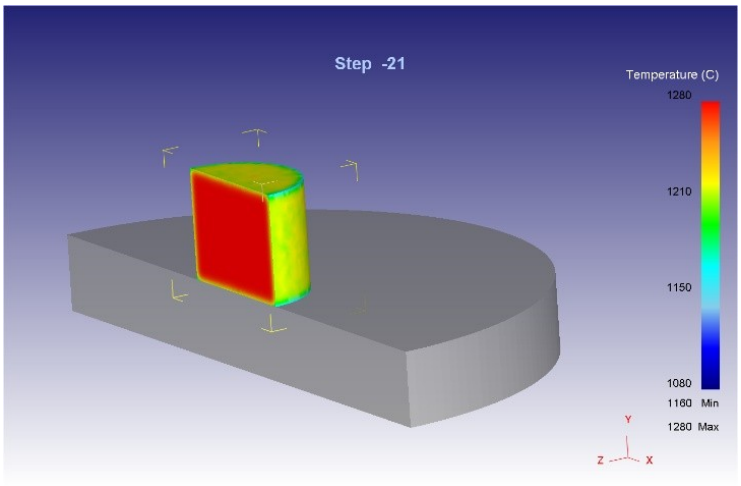


Рисунок 1 – Заготовка после ее транспортировки и выдержки на нижней плите

После этого заготовка подается на пресс силой 50 МН (время транспортировки – 10 с) для осадки-разгонки в технологическом кольце. Перед прессом 50 МН заготовку кантуют на 180° для выравнивания температуры с её верхней и нижней сторон. На рисунке 3 а, б представлено распределение температуры в заготовке до и после её транспортировки к прессу 50 МН, а также после выдержки заготовки (время выдержки – 5 с) на нижней обжимной плите пресса.

Средняя температура металла на поверхности заготовки перед разгонкой составляет 1250 – 1260°С.

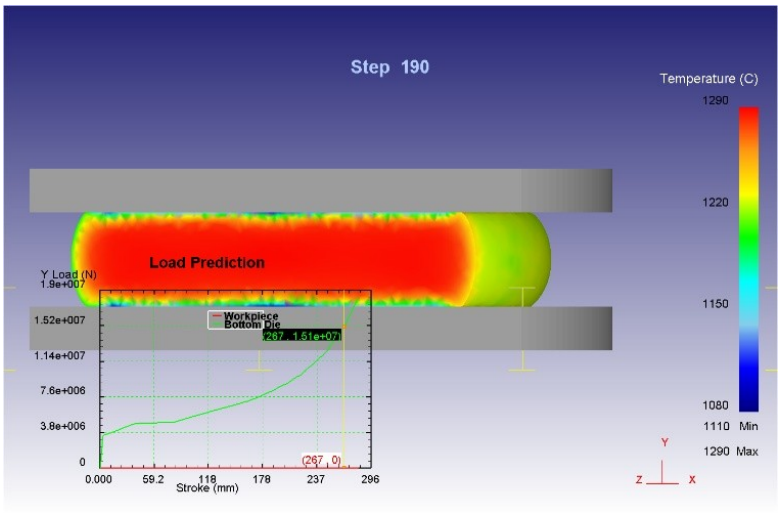
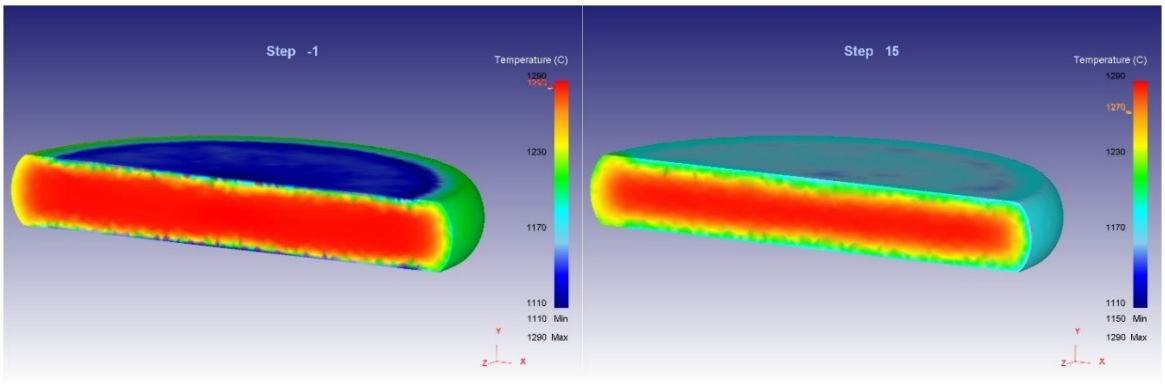


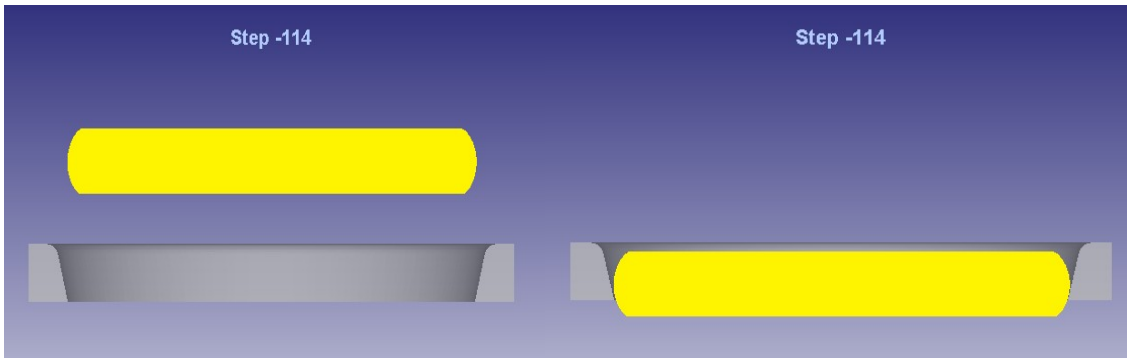
Рисунок 2 – Заготовка после ее осадки на прессе силой 20 МН



а б

Рисунок 3 – Заготовка (а) до и (б) после ее транспортировки и выдержки на нижней плите

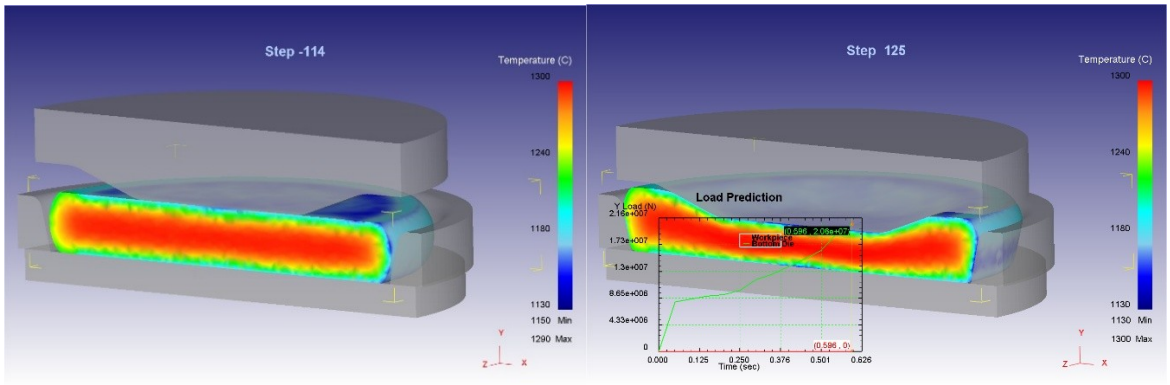
После укладки заготовки на обжимную плиту выполняют её центровку технологическим кольцом по оси пресса (рис. 3 а, б).



а б

Рисунок 4 – Заготовка (а) до и (б) после ее центровки нижним технологическим кольцом

На следующем этапе выполняют опускание траверсы пресса до возникновения контакта конусной плиты с заготовкой. Результаты моделирования процесса до и после разгонки заготовки на прессе силой 50 МН представлены на рис. 5 а, б.



а б

Рисунок 5 – Заготовка (а) до и (б) после ее разгонки на прессе силой 50 МН

Выводы:

1. Установлено, что центровка в технологическом кольце пресса силой 50 МН осаженной на прессе 20 МН заготовки возможна в том случае, если ее диаметр находится в диапазоне 830 – 835 мм. Этому диапазону по диаметру соответствует высота осаженной заготовки в пределах 117 – 118 мм. То есть, отклонение осаженной заготовки по высоте допускается в пределах ±0,5 мм, что должно обеспечиваться системой автоматического управления пресса. Для реализации этой технологии необходимы точные по массе заготовки, имеющие разновес не более ±5 кг.

2. Получена информация о напряжённо-деформированном и температурном состоянии заготовки после разгонки, которая необходима для конечно-элементного моделирования процесса формовки на прессе силой 100 МН.

Литература:

1. *Яковченко, А.В.* Проектирование профилей и калибровок железнодорожных колес: монография / А.В. Яковченко, Н.И. Ивлева, Р.А. Голышков. – Донецк: ДонНТУ, 2008. – 491с.

2. Пат. 86093 Украина, МПК B21H 1/00. Способ изготовления колесных заготовок с ободом, диском и ступицей / Снитко С.А., Яковченко А.В. – № a2007 02738; заявл. 15.03.2007; опубл. 25.03.2009.

3. *Снитко, С.А.* Конечно-элементное моделирование многопереходного процесса деформирования заготовок при производстве железнодорожных колес / С.А. Снитко, В.Л. Калюжный // Весник Национального технического университета Украины «Киевский политехнический институт». Сер.: Машиностроение. – 2011. – Вып. 62. – С. 106 – 111.

ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИКИ ИЗМЕНЕНИЯ ШИРИНЫ СЕЧЕНИЯ ПОЛОСЫ ПО ДЛИНЕ ОЧАГА ДЕФОРМАЦИИ

Гранкин Э.А., Митьев А.П.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

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

При прокатке полоса обжимается по высоте и увеличивается по длине и ширине. Увеличение размеров полос по ширине называется уширением. Обычно уширение определяется как абсолютное изменение размеров полосы по ширине.

Величина уширения при прокатке имеет важное значение. От правильного выбора уширения зависит точность получаемого профиля.

Различают уширение свободное, ограниченное, или стесненное, и вынужденное.

Свободное уширение наблюдается при прокатке в гладких валках, где поперечное течение металла сдерживается только силами трения. Для прокатки листов и лент характерно свободное уширение. Уширение и вытяжка образуются за счет объема металла, смещаемого по высоте полосы. При увеличении обжатия должны увеличиваться и уширение, и вытяжка. Соотношение между удлинением и уширением определяется законом наименьшего сопротивления. Основную роль при этом играет соотношение между длиной и шириной контактной поверхности, так как от этого зависит сопротивление перемещению металла в продольном и поперечном направлениях, возникающее вследствие сил трения на контактной поверхности.

Рассмотрим влияние основных факторов на уширение при прокатке.

С увеличением абсолютного обжатия увеличивается величина смещенного по высоте объема металла и, следовательно, увеличивается вытяжка и уширение.

С увеличением диаметра валков уширение увеличивается. Объясняется это тем, что при постоянном значении абсолютного обжатия с увеличением диаметра валков увеличивается длина дуги контакта.

Увеличение числа проходов при одном и том же абсолютном обжатии приводит к уменьшению уширения.

На уширение полосы оказывает влияние ее ширина, пока она невелика. С увеличением ширины полосы сопротивление перемещению металла в поперечном направлении возрастает, что приводит к уменьшению уширения. При достижении достаточно большой ширины сопротивление поперечному течению становится настолько большим, что уширение металла прекращается. Увеличение коэффициента трения на контактной поверхности приводит к увеличению

сил трения, действующих как в продольном, так и в поперечном направлениях. При прокатке узких полос с увеличением коэффициента трения уширение возрастает. Наоборот, при прокатке более широких полос ширина очага деформации больше, чем длина дуги захвата, увеличение коэффициента трения приводит к большему возрастанию сопротивления перемещению металла в поперечном направлении, чем в продольном. В этом случае увеличение коэффициента трения приводит к уменьшению уширения.

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

Проблемы совершенствования существующих и разработанных технологических процессов прокатки, а также проектирование и создание оптимальных конструкций прокатных станов тесно связаны с кинематическими и динамическими закономерностями деформации металла: условие захвата продольным и поперечным течением, напряженно деформированным состоянием, контактными и энергосиловыми условиями. При прокатке метал течет не только в продольном направлении, но и в поперечном направлении, что приводит к уширению полосы.

В настоящее время известно много формул для расчета уширения в гладких цилиндрических валках, многие из которых отображают частные случаи прокатки, соответствующие определённым условием деформации металла

Значительное влияние на уширение играют динамические процессы линии прокатного стана. Для выбора мощности двигателя необходимо знать рабочий момент нагрузки, момент инерции нагрузки.

Рабочий момент определяет силовую работу привода. Величина рабочей скорости и требуемое время разгона-торможения определяет динамику привода.

В настоящее время нет единой, достаточно точной, учитывающей все параметры и факторы, влияющие на процесс уширения формулы для прокатки высоких полос на гладкой бочке. Ряд ученых, работающих над проблемой изучение процесса поперечной деформации металла, вывели свои формулы для определенных условий деформации металлов в валках, учитывая все факторы, влияющие на уширение.

Опытная величина динамики уширения в ходе исследования сравнивались с теоретическими величинами, подсчитанными по формулам Целикова И.А., Клименко В.М., Чекмарева А.П., Бахтинова Б.Пи представлены в таблице 1. Затем производился анализ применяемости расчетных и экспериментальных данных.

Из сравнения данных полученных экспериментальным расчетным путем, видно, что имеются расхождения. В большинстве случаев, ближе всего к величинам опытной прокатки приближены расчеты по Бахтинову.

Таблица 1 – Результаты расчетных и опытных данных.

Заготовка, мм	Обжатие, мм	Δb, мм				
		Целиков	Чекмарев	Бахтинов	Клименко	Опытное
H_0-23,2; B_0- 35,4.	2,8	0,739	0,968	0,573	**0,832**	0,8
H_0-28,6; B_0-27.	4,4	1,184	1,341	0,958	**1,312**	1,3
H_0-24,2 ; B_0-28,3 .	3,8	1,132	1,33	**0,86**	1,132	0,7
H_0-27,3 ; B_0-30,8 .	□,5	**1,438**	1,627	1,209	1,649	1,5
H_0-16,75 ; B_0-18,65 .	2,47	0,864	0,974	**0,602**	0,734	0,4
H_0- 23,67 ; B_0- 20,4.	2,17	0,489	0,582	**0,389**	0,644	0,35
H_0- 31,7; B_0- 30,6.	3,9	0,88	1,056	**0,757**	1,16	0,6
H_0- 8,6; B_0- 2,1.	1,7	0,998	**0,362**	0,594	0,504	0,4
H_0- 9,7; B_0- 19,3.	1,2	0,505	0,656	**0,321**	0,355	0,2
H_0- 10; B_0- 20,3.	2,4	1,467	1,7	**0,867**	0,713	1
H_0- 22,73; B_0- 20,48.	2,2	0,522	0,620	**0,408**	1,65	0,24
H_0- 20,5; B_0- 17,81.	3,5	1,194	1,231	**0,861**	1,042	0,5
H_0- 23,19; B_0- 20,82.	3,08	0,856	0,958	**0,658**	0,916	0,54

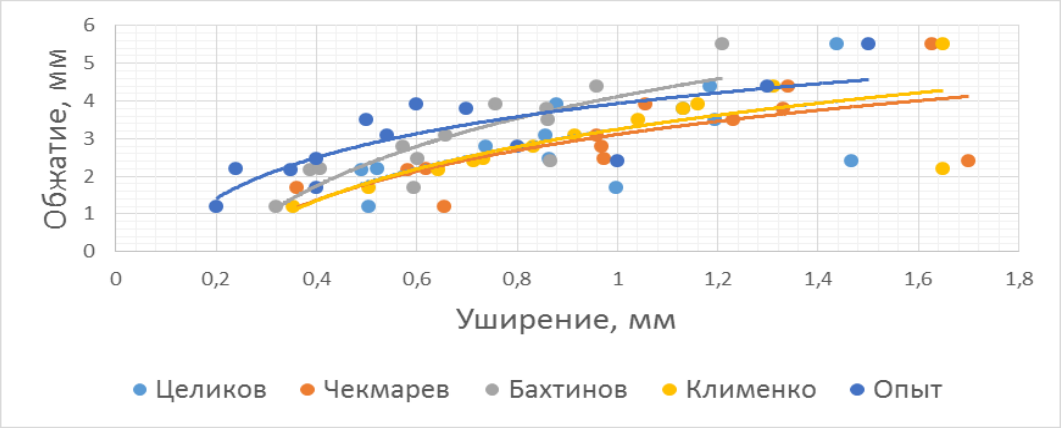


Рисунок 1 – Сравнение экспериментальных и практических кривых

На рис. 1, видно, что ближе всего к практической кривой лежит именно кривая Бахтинова. Формулы теоретические не учитывают динамику уширения, это и вызывает погрешность. Это даёт возможность практического применения при расчете величины со свободным уширением.

АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЙ ШТАМПОВКИ КОЛЁСНЫХ ЗАГОТОВОК НА СОВРЕМЕННЫХ ПРЕССОПРОКАТНЫХ ЛИНИЯХ

Тульский А.Е., Снитко С.А.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Актуальным вопросом для современного колесопрокатного производства является обеспечение стабильности размеров штампованно-катаных колес.

На ОАО «НТМК» производство железнодорожных колес осуществляется по современной технологической схеме: применяется высококачественная непрерывнолитая заготовка, заготовка раскраивается на пилах холодной резки, нагревается с минимальным окалинообразованием в печи и применяется гидросбив окалины. Формоизменение нагретой заготовки осуществляется на прессах предварительной и окончательной штамповки, прокатки штампованной заготовки на колесопрокатном стане, прессовой калибровки колеса с прошивкой и выгибкой диска [1]. В данной работе рассмотрены технологии штамповки заготовок черновых колес по технологиям, разработанным SMS Eumuco и ОАО «Евраз НТМК» [1]. Выполнено моделирование многопереходного процесса штамповки колесных заготовок.

Моделирование выполнено с учетом процессов теплообмена обрабатываемого металла с окружающей средой, как при деформации, так и вовремя междеформационных пауз, а также с учетом теплового эффекта пластической деформации.Используемые пластические и теплофизические свойства стали соответствовали стали 60. Для заготовки использовали пластическую модель материала. Для моделирования прессового инструмента была выбрана жесткая недеформируемая модель материала.

При моделировании был использован автоматический режим генерации конечно-элементной сетки. При этом достаточно корректно учитывалось условие непроницаемости металла заготовки сквозь стенки инструмента, а также условие несжимаемости.

Основываясь на вышеизложенном было произведено математическое моделирование процессов осадки, разгонки, формовки в штампах колесных заготовок по технологиям, разработанным SMS Eumuco и ОАО «Евраз НТМК». Исходные данные для моделирования по деформационным, силовым и скоростным параметрам штамповки вышеуказанных заготовок черновых колес задавались на основе литературных источников [2, 3].Температура штампов принята постоянной и равной 500°С, температура выдачи заготовок из печи – 1280°С [2].

На первом этапе исследований было выполнено моделирование температурного поля заготовки в результате остывания на воздухе при ее транспортировке (время транспортировки – 20 с) по рольгангу от печи к прессу силой 50 МН. Распределение температур в заготовке после ее транспортировки и выдержки (время выдержки – 5 с) на нижней плите пресса 50 МН представлено на рисунке 1.

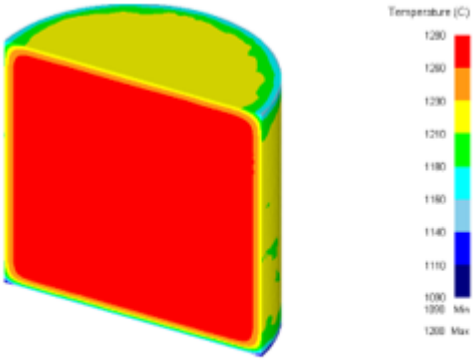
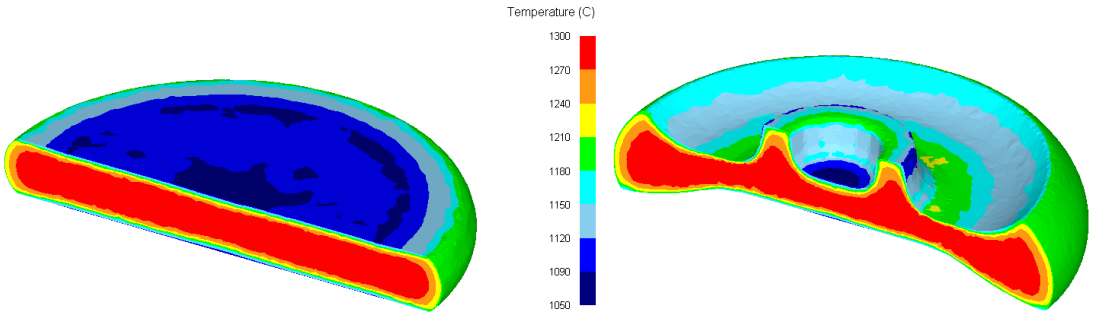


Рисунок 1 - Заготовка после транспортировки, выдержки на нижней плите пресса 50 МН

Результаты моделирования процесса черновой штамповки заготовок, представлены на рисунке 2. Средняя температура металла на поверхности заготовки перед осадкой составляет 1200°С.

По технологии ОАО «Евраз НТМК» (рис. 2а) черновая штамповка представляет собой процесс осадки заготовки гладкими плитами в верхнем плавающем калибровочном кольце.

По технологии SMS Eumuco – это штамповка с нижней конусной плитой (операция разгонки) и верхним формовочным штампом (формирование односторонней ступицы, которая обеспечивает самоцентровку заготовки в формовочных штампах.



а б

Рисунок 2 - Заготовка после черновой штамповки пресса 50 МН по технологии ОАО «Евраз НТМК» (а) и SMS Eumuco (б)

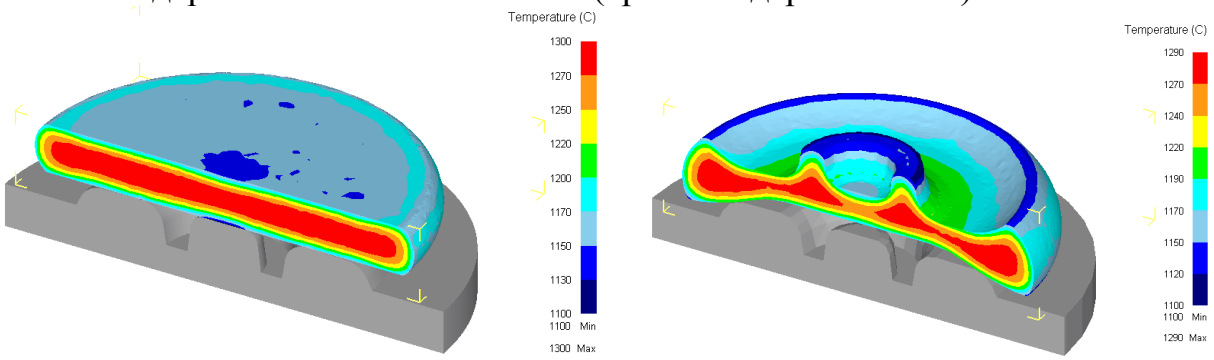
Стоит отметить, что при почти одинаковом времени процесса черновой штамповки, сила осадки (50МН) в первом случае (рис. 2а) почти в 2 раза больше, чем вовтором случаеи составляет 49 МН (рис. 2б).

Отсутствие возможности разгонки металла (рис. 2а) приводит к необходимости реализации преимущественно односторонней схемы течения металла в формовочных штампах, вызванной необходимостью перемещения излишков металла из зоны ступицы в зону обода.Однако стоит отметить то, что благодаря наличию плавающего калибровочного кольца, в первом случае, удается добиться отсутствия асимметрии заготовки после пресса силой 50 МН.

Преимуществом технологии SMS Eumuco является наличие открытых штампов, что уменьшает силовые параметры черновой штамповки, т.к. такие штампы практически не ограничивают радиальное течение металла; возможность выполнение операции разгонки для распределения металла между цен-

тральной частью заготовки и периферией; возможность фасонирования заготовки, что позволяет центровать заготовку на следующем прессе [3].

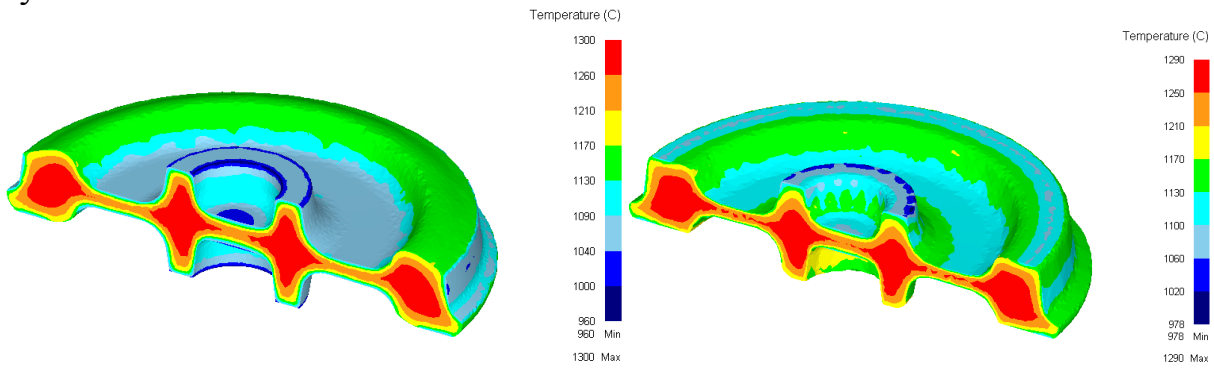
После операции черновой штамповки заготовка подается (время транспортировки – 20 с.) на формовочный пресс силой 90 МН. На рисунке 3 представлено распределение температуры в заготовке после ее транспортировки к прессу 90 МН и выдержки на нижнем штампе (время выдержки – 5 с.).



а б

Рисунок 3 - Заготовка после транспортировки, выдержки на нижней плите пресса 90 МН по технологии ОАО «Евраз НТМК» (а) и SMS Eumuco (б)

Средняя температура металла на поверхности заготовки перед формовкой в штампах составляет 1150°С (рис. 4а) и 1180°С (рис. 4б). Результаты моделирования процесса формовки заготовки на прессе силой 90 МН представлены на рисунке 4.



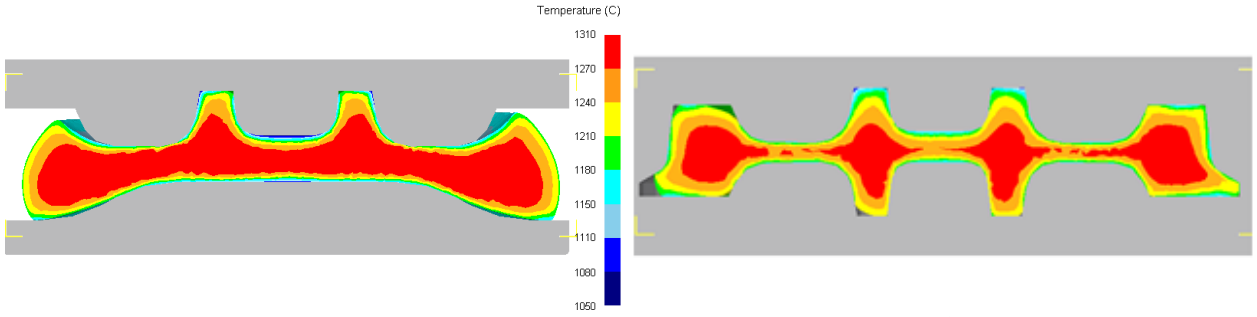
а б

Рисунок 4 - Заготовка после чистовой штамповки пресса 90 МН по технологии ОАО «Евраз НТМК» (а) и SMS Eumuco (б)

В первом случае (рис. 4б) сила штамповки составила 100МН. Более низкое значение силы формовки (~80МН) во втором случае (рис. 4б) объясняется тем, что выполненные операции разгонки металла и односторонней формовки ступицы на прессе 50 МН обеспечили выполнение ступицы (рис. 4б) и позволили снизить усилие на перетекание металла из центральной части штампов в периферийную.

Полученные при моделировании значения сил штамповки, температурных полей заготовок и параметров их формоизменения хорошо согласуются с данными литературных источников, основанных на результатах промышленного производства железнодорожных колес [4].

Также, путем сдвига заготовки на 5 мм вправо относительно центра штампов на прессе 50 МН, была смоделирована ситуация неточной установки заготовки по оси пресса, связанная с косиной реза и овальностью исходных заготовок.



а б

Рисунок 5 – Моделирование ситуации неточной установки заготовки в штампах и овальности заготовки на прессе 50 МН (а) и прессе 90 МН (б)

Сила осадки на прессе 50 МН, в данной ситуации, практически не отличается от стандартного процесса осадки. Однако, на прессе 90 МН отчетливо видно влияние вышеописанных дефектов заготовки. На рисунке 5б можно отметить переполнение правой части штампов и не заполнение левой, что привело к увеличению необходимой для формовки силы до величины ~140 МН.

Вышеуказанные дефекты значительно влияют на технологический процесс производства железнодорожных колес, т.к. их влияние на форму колес в каждой промежуточной операции зачастую приводит к неисправимым дефектам заготовок, что и явилось причиной перехода ОАО «Евраз НТМК» на новую технологию. Вместе с тем, актуально выполнение исследований в направлении разработки технологии штамповки, обеспечивающей выполнение разгонки осаженной заготовки и исправление ее асимметрии.

Литература:

1. *Кушнарёв, А.В.* Совершенствование технологии производства железнодорожных колес на основании математического моделирования процесса формоизменения металла при штамповке / А.В. Кушнарев, А.А. Богатов, А.А. Киричков // «Трансмет – 2007». – 2008. – С. 253-255.

2. *Снитко, С.А.* Конечно-элементное моделирование многопереходного процесса деформирования заготовок при производстве железнодорожных колес / С.А. Снитко, В.Л. Калюжный // Вісник Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут». – Київ: НТУУ «КПІ», 2010. – Вип. 62. – С. 53-62.

3. *Кушнарёв, А.В.* Новая технология производства высококачественных железнодорожных колес / А.В. Кушнарев, А.А. Богатов, А.А. Киричков и др. // Сталь. – 2010. - №3. – С. 58-62.

4. *Кушнарев, А.В.* Выбор рационального соотношения обжатий при штамповке и прокатке железнодорожных колес / А.В. Кушнарев, А.А. Богатов, В.А. Кропотов // Производство проката. – 2010. - №3. – С. 21-24.

ОЦЕНКА ОСТАТОЧНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ В ТРУБЕ СПОСОБОМ РАЗРЕЗАНИЯ

Магжанов Х.А., Хламкова С.С.
Московский политехнический университет,
г. Москва, Россия

Напряжения, стабильно существующие в металлических конструкциях длительный период времени без приложения внешних нагрузок, носят название остаточных (residual stresses), собственных или внутренних напряжений. Происхождение остаточных напряжений связано с воздействием различных физико-химических и термомеханических факторов, вызывающих в материале необратимые процессы [1, 3, 4, 5].

Применительно к магистральным газопроводам внутренние (остаточные) напряжения в металле труб могут быть сформированы практически в каждом из периодов производства и монтажа: при изготовлении листового проката из сляба в результате упруго – пластической деформации. Обычно проявляется в преимущественном развитии напряжений по плоскостям, параллельным направлению прокатки.

Цель представленной работы: исследование остаточных напряжений в трубах после длительной эксплуатации

Материалом для исследования послужил металл катушек, отобранных от трубы диаметром 1420 мм импортной поставки. Внешний вид катушек представлен на рисунке 1. В таблице 1 представлен химический состав металла исследуемой трубы.

Рисунок 1 – Внешний вид катушек диаметром 1420 мм

Таблица 1 – Результаты определения химического состава металла трубы

Марка стали	Содержание элементов, % масс.									
	C	Mn	Si	P	S	Ni	Cr	Cu	V	Nb
X70	0,09	1,65	0,23	0,02	0,002	0,01	0,02	0,03	0,02	0,07
По сертификату										
	0,09	1,58	0,26	0,02	0,002	-	-	-	0,06	0,04

Структура и механические свойства исследованной стали представлены на рисунке 2 и в таблице 2.

Структура стали контролируемой прокатки представляет собой мелкодисперсную феррито-перлитную смесь с высокими прочностными и пластическими свойствами. Стали контролируемой прокатки являются наиболее чистыми по неметаллическим включениям, в них снижено содержание углерода [2, 7]. Кроме того, указанные стали должны иметь повышенную чистоту по сере (до 0,01%), фосфору (до 0,02%) и неметаллическим включениям. Тем не менее, в стали Х70 производства Японии обнаружены строчечные и точечные нитриды, а также отдельные точечные оксиды. Загрязненность соответствует 1—2 баллам.

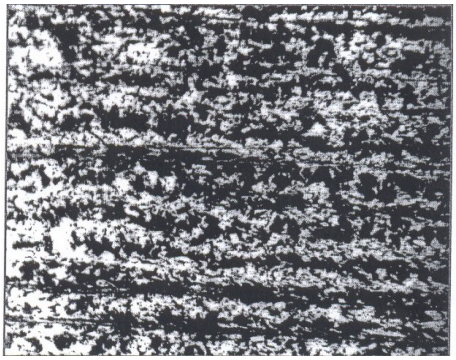


Рисунок 2 – Структура стали Х70, х200

Механические свойства стали повышены (таблица 2), а пластические понижены по сравнению с требованиями Технических условий. Это указывает на возможность охрупчивания стали в процессе эксплуатации.

Таблица 2 - Механические свойства исследованной стали

Марка стали	Способ упрочнения	Временное сопротивление $\sigma_в$, МПа	Предел текучести $\sigma_{0,2}$, МПа	Относительное удлинение δ, %	Относительное сужение ψ,%	Средние значения твердости НВ
Х70	Контролируемая прокатка	670	617	11,1	63	213 повышена
По ТУ		588	461	20	-	

Примечание: приведены средние значения по 3 образцам.

Известно, что остаточные напряжения, возникающие в стенках при изготовлении трубы, способствуют вместе с другими факторами развитию стресс-коррозионных трещин [3]. Для определения остаточных напряжений воспользовались методом разрезания кольца (рисунок 3).

Суть метода заключается в следующем: на внешней поверхности кольца намечается место разреза (сечение «А») и две базисные линии а-а и б-б, затем

до разрезания кольца измеряются расстояния между крайними и средними точками базисных линий. После разрезки кольца по сечению «А» снова измеряются расстояния между точками базисных линий, и определяется среднее расстояние расхождения кромок.

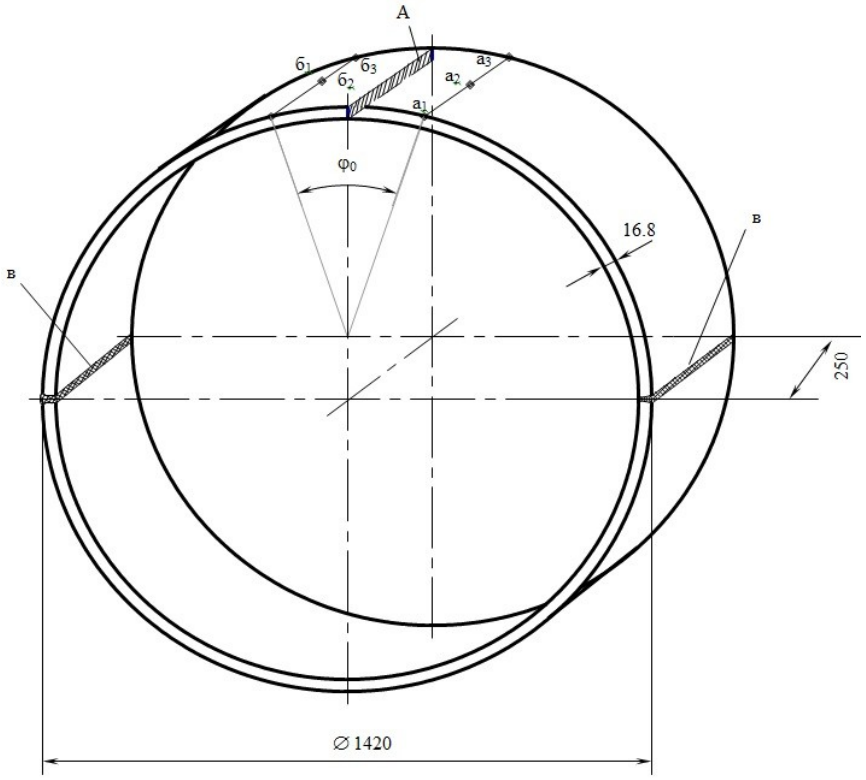


Рисунок 2 - Схема трубного кольца для определения остаточных напряжений: А – плоскость разрезки кольца; а-а, б-б – базисные линии для замеров до и после разрезки; в – продольные сварные швы

Для нахождения величины остаточных напряжений используется формула:

$$\sigma_{мах} = \frac{\delta \cdot E \cdot \Delta}{4R_0^2\left[(\pi - \varphi_0)\cos\varphi_0 + \sin\varphi_0\right]}, \qquad (1)$$

где δ - усредненная толщина стенки трубного кольца, м;
$E = 2{,}06 \cdot 10^5$ МПа – модуль упругости первого рода для трубной стали;
Δ - среднее значение расхождения кромок, м;
$R_0 = 0{,}5(D_н - \delta)$ – средний радиус трубной оболочки, м;
$D_н$ – наружный диаметр трубы, м;
φ_0 – угол между базисными линиями с вершиной в центре кольца до разрезки этого кольца.

Результаты замера расстояний между намеченными точками, проведенные после разрезки колец, представлены в таблице 3.

После подстановки приведенных параметров в формулу для остаточных напряжений получаем: в трубном кольце А $\sigma_{ост}$ = 56 МПа, Б $\sigma_{ост}$ = 69,8 МПа, В $\sigma_{ост}$ = 70,4 МПа. Среднее значение остаточных напряжений составит $\sigma_{ост}$ = 65 МПа.

Полученные значения напряжений относятся к напряжениям первого рода, т.е. простираются на объёмы, соизмеримые с размерами трубы.

Таблица 3 – Расстояния между кромками трубных колец

Номер трубного кольца	Расстояния между точками базисных линий, мм						Среднее значения расстояний, мм		Величина расхождения кромок, мм
	До разрезки			После разрезки			До разрезки	После разрезки	
	$а_1б_1$	$а_2б_2$	$а_3б_3$	$а_1б_1$	$а_2б_2$	$а_3б_3$			
А	295	295	295	388	388	389	295	388,3	93,3
Б	296	298	300	411	414	413	298	412,7	115
В	298	296	295	413	414	414	296,3	413,7	117,4

Необходимость учёта оценки остаточных напряжений первого рода подтверждается результатами сопоставления с кольцевыми напряжениями, возникающими в стенке трубы при нормативном (рабочем) давлении и рассчитанными по формуле, приведённой в СНиП 2.05.06-85*[6]:

$$\sigma_{кц} = \frac{pД_{вн}}{2\delta}, \qquad (2)$$

где $\sigma_{кц}$ – кольцевые напряжения от расчетного внутреннего давления, МПа;

p – давление, МПа;

$Д_{вн}$ – диаметр трубы, мм;

δ – толщина стенки трубы, мм.

Полученные результаты приведены в таблице 4.

Таблица 4 -Сравнение остаточных и кольцевых напряжений в стенках трубы при нормативном давлении

Труба		Кольцевые напряжения, МПа	Остаточные напряжения, МПа	Уровень остаточных напряжений по отношению к кольцевым, %
Тип	Размеры (диаметр × толщина стенки), мм			
Двухшовная	1420 × 16,8	307,6	65,0	21,1

Сравнение рассчитанных значений кольцевых напряжений в стенках трубы от рабочего давления с остаточными напряжениями показывает, что последние могут составлять до 20% от нормируемых значений.

Таким образом, результаты исследований свидетельствуют, что уровень остаточных напряжений в трубах магистральных газопроводов постройки 70 – 80 гг. значителен, что требует их учёта при оценке напряжённо – деформированного состояния при назначении остаточного ресурса.

Результаты проведенных исследований металла трубы после длительной эксплуатации показали:

1. Химический состав и структура металла отвечают требованиями нормативно-технической документации на трубу импортной поставки категории прочности Х70.

2. В процессе длительной эксплуатации произошло повышение прочностных свойств (предел текучести, временное сопротивление и твердость) и снижение пластических свойств (относительное удлинение) металла. Возможно, это связано с процессами деградации металла при длительной эксплуатации.

3. Измерение остаточных напряжений методом разрезания показало, что их величина достигает более 20% от нормативного предела текучести.

4. Таким образом, результаты исследований свидетельствуют, что уровень остаточных напряжений, «закладываемый» в трубы МГ постройки 70 - 80 гг. значителен, что требует их учёта при оценке напряжённо – деформированного состояния и назначении остаточного ресурса.

Литература

1. *Скороходов, В.Н*. Строительная сталь / В.Н. Скороходов, П.Д. Одесский, А.В. Рудченко. - М.: Металлургиздат, 2002. - 624 с.

2. *Матросов, Ю.И*. Сталь для магистральных трубопроводов / Ю.И. Матросов, Д.А. Литвиненко, С.А.Голованенко. - М., 1989. - 289 с.

3. *Волгина, Н.И*. Остаточные напряжения и сопротивление стресс-коррозии металла прямошовных и спиральношовных труб / Н.И. Волгина, Т.К.Сергеева. – М.: ИРЦ Газпром, 1999. - С. 103 – 115.

4. *Быков, Л.И.* Оценка напряженно-деформированного состояния сложных участков трубопроводов / Л.И. Быков, П.Н. Григоренко, В.Ю. Шувалов // Межвузовский сборник научных статей «Нефть и газ». - Уфа: УГНТУ, 1997. - №1 - С. 145-147.

5. *Канайкин, В.А*. Контроль напряженного состояния – как фактор работоспособности газопроводов / Канайкин В.А., Мирошниченко Б.И. и др. // В сб. докл. междун. деловой встречи Диагностика 97, Т 2. – М.: ИРЦ Газпром, 1999. - С. 112 – 119.

6. СНиП 2.05.06-85* Магистральные трубопроводы. Актуализированная редакция, М,, 2012, 86 с.

7. *Петров, С.В*. Определение характеристик механических свойств металла труб и сварных швов в надземных газопроводах из сталей обыкновенного качества./ С.В. Петров, А.В. Комаров, А.С. Кузьбожев // Защита окружающей среды в нефтегазовом комплексе – 2009 – № 5. – С. 40-47.

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЖАТИЙ РАСКАТА ПО ГОРИЗОНТАЛЬНЫМ ВАЛКАМ ЧЕРНОВЫХ КЛЕТЕЙ ШИРОКОПОЛОСНОГО СТАНА

Ходунова И.В., Руденко Е.А., Юрченко Ю.И.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Известные способы распределения обжатий по черновым клетям широкополосного стана, обеспечивающие равномерность их загрузки по энергосиловым параметрам прокатки основаны на условии равенства [1]

$$b_{i(П)} = П_i/[П_i] = const, \quad (1)$$

где $П_i = N_i, P_i, M_i, \Delta H_i$ – мощность, сила, момент прокатки и обжатие;

$b_{i(П)}$ – коэффициент загрузки *i*-ой клети по выбранному параметру;

$П_i$, $[П_i]$ – текущее и допустимое значение параметра прокатки в ГВ *i*-ой клети.

Для параметра прокатки $П_i$ из условия (1) приняли

$$b_{i(П)} = П_i/[П_i] = b_{icp(П)} = \sum_{i=1}^{n} П_i / \sum_{i=1}^{n} [П_i], \quad (2)$$

где $b_{icp(П)}$ – средний коэффициент загрузки клети по выбранному параметру;

$\sum_{i=1}^{n} П_i$, $\sum_{i=1}^{n} [П_i]$ – сумма параметра прокатки и допустимых значений всех n черновых клетей.

Из равенства (2) следует, что клетевая доля (клетевой коэффициент) «расхода» параметра прокатки *П* в *i*-той клети в суммарном «расходе» этого параметра во всех клетях черновой группы $a_{i(П)}$ определяется как отношение:

$$a_{i(П)} = П_i / \sum_{i=1}^{n} П_i = [П_i] / \sum_{i=1}^{n} [П_i]. \quad (3)$$

Нарастающая доля (нарастающий коэффициент) «расхода» параметра прокатки (*П)* в *i*-той клети $A_i^{П}$ равна сумме:

$$A_{i(П)} = \sum_{i=1}^{n} a_{i(П)}. \quad (4)$$

С учетом (3) выражение (4) примет вид:

$$A_{i(П)} = \sum_{i=1}^{i} [П_i] / \sum_{i=1}^{n} [П_i]. \quad (5)$$

Таким образом, выражение (5) позволяет определять значения $A_{i(П)}$, обеспечивающих равномерную относительно допустимых значений загрузку клетей по известным допустимым значениям мощности, момента или силы прокатки, не имея данных о фактических значениях этих параметров по клетям, то есть до прокатки.

Закон распределения толщин раската по клетям представлен в виде [1]:

$$H_i = H_c (H_n / H_c)^{(A_{i(П)})^c}, \quad (6)$$

где H_i, H_c, H_n – толщина раската по клетям, толщина сляба и подката;
c – коэффициент.

Задача работы заключалась в том, чтобы по данным вычислительного эксперимента разработать новые зависимости для оптимального распределения обжатий по клетям черновой группы.

Для исследования был принят литой сляб размерами $H_{сл}\times B_{сл}\times L_{сл}$ = 240×1000×10000 мм. Далее с помощью программы UNIVERSAL данный сляб прокатывался на три подката (раската на выходе из черновой группы клетей) $H_п$ = 30; 40; 50 мм. Расчёт вёлся для стана 2000 ЧерМК при четырёх условиях распределения обжатий: P_i = const; $P_i/[P_i]$ = const; M_i = const; $M_i/[M_i]$ = const.

После этого для каждого из условий были построены графики зависимости толщины сляба от нарастающего коэффициента загрузки клетей $H_i = f(A_{i(П)})$. Ниже, как пример, приведены графики зависимости для двух условий распределения обжатий по клетям (рис.1).

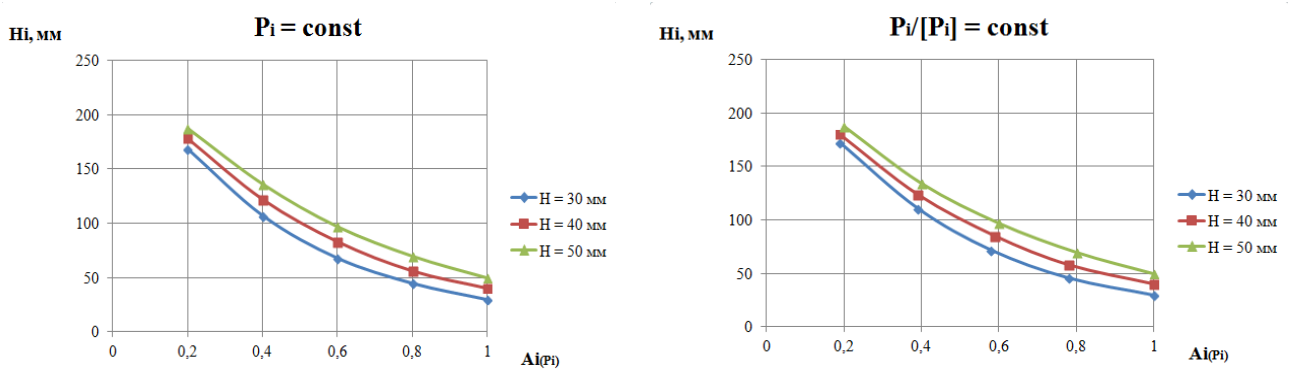


Рисунок 1 – Графики зависимости толщины сляба от нарастающего коэффициента загрузки клетей $H_i = f(A_{i(П)})$ при условиях P_i = const и $P_i/[P_i]$ = const.

Затем путём преобразования значений толщин раската в натуральный логарифм (методом выравнивания) были построены следующие графики зависимости толщины от нарастающего коэффициента загрузки клетей $\ln(H_i) = f(A_{i(П)})$ (рис.2).

На полученных графиках в виде прямых линий визуально выделили прямоугольные прямоугольники, из которых были найдены два равенства:

$$H_c - H_п = \frac{H_i - H_п}{1 - A_{i(П)}} \quad (7)$$

$$\ln(H_c) - \ln(H_п) = \frac{\ln(H_i) - \ln(H_п)}{1 - A_{i(П)}} \quad (8)$$

После математического преобразования данных равенств были найдены уравнения для расчёта распределения обжатий по горизонтальным клетям черновой группы.

$$H_i = H_c \cdot \left(\frac{H_п}{H_c}\right)^{(1-A_{i(П)})} \quad (9)$$

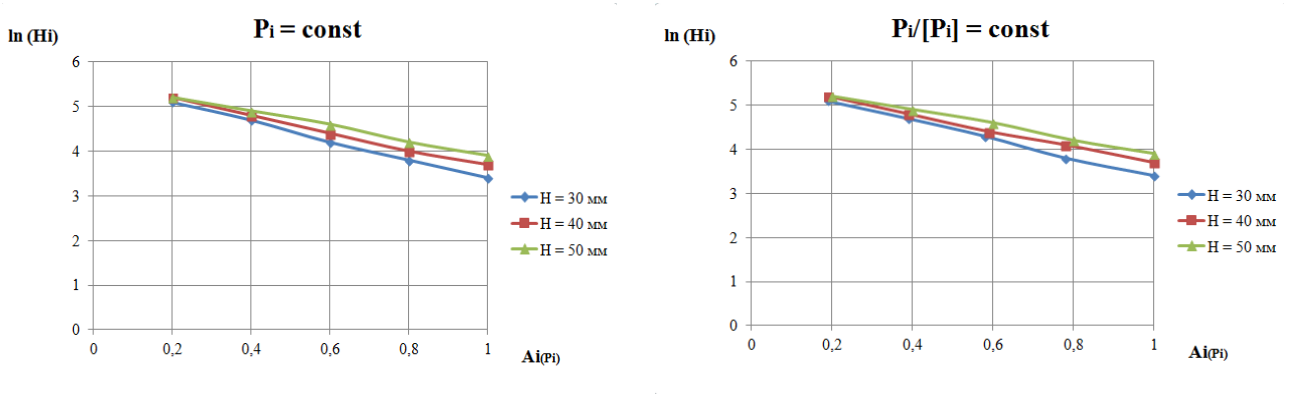


Рисунок 2 – Графики зависимости толщины от нарастающего коэффициента загрузки клетей ln (H_i) = f ($A_{i(П)}$) при условиях P_i = const и $P_i/[P_i]$ = const.

Полученное уравнение представляет собой степенное выражение, его можно использовать для криволинейных графиков зависимости. Это частный случай. А для графиков, близких к прямолинейному виду, уравнение для определения толщин по клетям выглядит следующим образом:

$$H_i = H_c - (H_c - H_п) \cdot A_{i(П)} \quad (10)$$

Однако при расчёте по найденным уравнениям получается слишком большое отклонение от экспериментальных значений исследования.

Поэтому методом наименьших квадратов с помощью программы REGRESS были найдены регрессионные уравнения для криволинейных зависимостей (11) и для зависимостей, близких к прямолинейным (12):

$$H_i = b_0 + b_1 \cdot H_п - b_2 \cdot A_{i(П)} + b_3 \cdot A^2_{i(П)} \quad (11)$$

$$\ln(H_i) = b_0 + b_1 \cdot \ln(H_п) - b_2 \cdot A_{i(П)} \quad (12)$$

где H_i и H_n – толщина раската по клетям и толщина подката;

$A_{i(П)}$ – нарастающая доля (нарастающий коэффициент) «расхода» параметра прокатки (*П*) в *i*-той клети;

b_0, b_1, b_2, b_3 – коэффициенты регрессии (для каждого уравнения находится свой коэффициент, соответственно).

Также была определена средняя относительная ошибка аппроксимации значений исследования. Ошибка составила меньше 3% во всех случаях. Коэффициент множественной корреляции R = 0,999.

Для нахождения лучшего способа распределения обжатий раската по горизонтальным валкам черновых клетей ШСГП была произведена их оценка по нескольким критериям: равномерности загрузки клетей относительно допустимых значений силы, момента и мощности прокатки $Ф_П$; суммарному удельному расходу электроэнергии на прокатку $Ф_Э$ и удельному расходу металла на концевую обрезь $Ф_О$. Значения критериев $Ф_П$ были рассчитаны по формуле:

$$Ф_{П_i} = \sum_{i=1}^{n} (b_{i(\,П)} - b_{icc(П)})^2 \Longrightarrow_{min} \quad (13)$$

Критерии удельного расхода металла на концевую обрезь $Ф_О$ и суммарного удельного расхода электроэнергии на деформацию металла $Ф_Э$ взяты из наших расчётов программы UNIVERSAL.

Минимальные значения всех критериев определяют качество способа распределения толщин по горизонтальным валкам.

Таблица 1 – Значения критериев начальной настройки ГВ

№ способа	Способ распределения обжатий по клетям	Критерии оценки качества				
		$Ф_Р$	$Ф_М$	$Ф_N$	$Ф_Э$, МДж/т	$Ф_О$, кг/т
$H_п = 30$						
1	P_i = const	**0,023**	0,065	0,099	35,61	1,1
2	$P_i/[P_i]$ = const	**0,018**	0,050	0,102	35,97	1,0
3	M_i = const	0,046	**0,010**	0,155	39,57	0,8
4	$M_i/[M_i]$ = const	**0,066**	0,125	0,158	35,25	1,2
$H_п = 40$						
1	P_i = const	**0,017**	0,036	0,106	27,34	1,2
2	$P_i/[P_i]$ = const	**0,017**	0,035	0,100	27,34	1,2
3	M_i = const	0,045	**0,010**	0,125	29,50	0,9
4	$M_i/[M_i]$ = const	**0,049**	0,091	0,125	27,34	1,3
$H_п = 50$						
1	P_i = const	**0,015**	0,023	0,096	22,30	1,3
2	$P_i/[P_i]$ = const	**0,012**	0,028	0,098	22,30	1,3
3	M_i = const	0,029	**0,008**	0,119	23,74	1,1
4	$M_i/[M_i]$ = const	**0,044**	0,059	0,119	22,30	1,4

В таблице 1 приведены значения критериев для условий прокатки литого сляба размерами $H_{сл}\times B_{сл}\times L_{сл}$ = 240×1000×10000 мм из углеродистой стали общего назначения Ст3сп по четырём способам начальной настройки ГВ (1 – при постоянной силе прокатки (Pi = const); 2 – при относительной равномерности загрузки клетей по силе прокатки (Pi/[Pi] = const); 3 – при постоянном моменте прокатки (Mi = const); 4 – при относительной равномерности загрузки клетей по моменту прокатки (Mi/[Mi] = const).

Лучший способ распределения обжатий по черновым горизонтальным валкам из четырёх рассмотренных должен характеризоваться минимальным значением комплексного критерия вида:

$$F_{сум} = \alpha_Р \cdot F_Р + \alpha_М \cdot F_М + \alpha_N \cdot F_N + \alpha_Э \cdot F_Э + \alpha_О \cdot F_О \Longrightarrow \min \qquad (14)$$

где $\alpha_Р$, $\alpha_М$, α_N, $\alpha_Э$, $\alpha_О$ – весовые коэффициенты ($\alpha_Р$, $\alpha_М$, α_N, $\alpha_Э$, = 0,5; $\alpha_О$ = 1);
$F_Р$, $F_М$, F_N, Fэ, Fо – приведенные значения соответствующих критериев Ф.

Приведение критериев было выполнено по методике начальной настройки клетей ШСГП, основанной на их переводе в безразмерные величины и к единому диапазону изменения во всех способах распределения толщин по горизонтальным валкам черновых клетей. Для этого при свёртке частных критериев в комплексный критерий их привели к относительным величинам путём деле-

ния на соответствующие максимальные значения, определённые в каждом способе распределения обжатий (таблица 2).

Таблица 2 – Значения приведённых частных и комплексных критериев

№ способа	Способ распределения обжатий по клетям	Приведённые критерии оценки качества					
		F_P	F_M	F_N	$F_Э$	F_O	Fсум
$H_п = 30$							
1	P_i = const	0,348	0,520	**0,627**	0,900	0,917	2,114
2	**$P_i/[P_i]$ = const**	**0,273**	0,400	0,646	0,909	0,833	**1,947**
3	M_i = const	0,697	**0,080**	0,981	1	**0,667**	2,046
4	$M_i/[M_i]$ = const	1	1	1	**0,891**	1	2,945
$H_п = 40$							
1	P_i = const	**0,347**	0,396	0,848	**0,927**	0,923	2,182
2	**$P_i/[P_i]$ = const**	**0,347**	0,385	**0,800**	**0,927**	0,923	**2,152**
3	M_i = const	0,918	**0,110**	1	1	**0,692**	2,206
4	$M_i/[M_i]$ = const	1	1	1	**0,927**	1	2,963
$H_п = 50$							
1	**P_i = const**	0,341	0,390	**0,807**	**0,939**	0,929	**2,167**
2	$P_i/[P_i]$ = const	**0,273**	0,475	0,824	**0,939**	0,929	2,184
3	M_i = const	0,659	**0,136**	1	1	**0,786**	2,183
4	$M_i/[M_i]$ = const	1	1	1	**0,939**	1	2,970

Из таблицы 2 следует, что оптимальным распределением обжатий по горизонтальным валкам черновых клетей являются способы № 2 при подкате $H_п$ = 30 мм, № 2 при подкате $H_п$ = 40 мм и № 1 при подкате $H_п$ = 50 мм.

Таким образом, получены новые уравнения для расчёта толщины раската по клетям при соответствующих подкатах. Такие выражения пригодны для использования в алгоритме начальной настройки черновых клетей широкополосного стана при управлении при помощи автоматизированной системы управления технологическим процессом.

Литература

1. *Руденко, Е.А.* Оптимальное распределение обжатий раската по горизонтальным валкам черновых клетей широкополосного стана / Е.А. Руденко, В.Г. Корохов, Р.А. Черковер // Вестник Донбасской Государственной машиностроительной академии: Сб. науч. тр. – Краматорск, 2007. – №1(7) – С. 121-124.

АНАЛИЗ КОНСТРУКТИВНЫХ СХЕМ ПРИВОДА ШАГАЮЩИХ БАЛОК В МЕТОДИЧЕСКИХ НАГРЕВАТЕЛЬНЫХ ПЕЧАХ С ЦЕЛЬЮ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ МОЩНОСТИ

Соколов Д.С., Жильцов А.П.
Липецкий государственный технический университет,
г.Липецк, Россия

Эксплуатация современных методических печей с шагающими балками связана с существенными энергетическими затратами как для нагрева заготовок, так и для обеспечения их перемещения по поду печи за счет применения приводов “шагающих” подов или балок. Поэтому актуальным является применение энергосберегающих технологий нагрева [1,2], проведения модернизационных мероприятий [3]. Основной задачей при этом следует считать техническое перевооружение устаревших печей. Так, в результате реконструкции участка нагрева НШС 2000 горячей прокатки ПАО “НЛМК” взамен печей толкательного типа установлены методические нагревательные печи с шагающими балками, которые предназначены для нагрева литых слябов из углеродистой, низкоуглеродистой , низколегированной и электротехнических марок сталей массой до 36 тонн. Тип печей - методические с шагающими балками, рекуперативные, многозонные, двухрядные с двухсторонним нагревом, торцевым посадом и выдачей, длиной рабочей поверхности печи-40,8 м; высотой-4,35 м.

Перемещение металла по печи осуществляется с помощью подвижных (шагающих) подовых балок. Количество подовых балок: со стороны загрузки (до зоны 2-го нагрева) –10 шт.; со стороны выгрузки (в зонах 2-го нагрева и выравнивания)-11 шт.

В соответствии со схемой, приведенной на рисунке 1, рама подъема глиссажных балок (2) состоит из сварных профилей, соединенных с помощью болтов. Она опирается своей нижней частью на 2 ряда роликов (5) диаметром 1000мм по 8 штук в каждом с шагом 5400мм. Эти ролики расположены на наклонных поверхностях качения (6) с ходом 1740мм, по ним ролики под углом 11 градусов 9 минут движутся на высоту 610мм, сообщая раме подъема перемещение в сторону загрузки печи и вверх. Движение осуществляется 4-мя плунжерными гидравлическими цилиндрами (1) толкающее усилие - 120т; общий ход – 1250мм; рабочее давление – 17 Мпа, соединенными попарно для обеспечения синхронности перемещения рамы по наклонным плоскостям. Для подъема рамы цилиндры осуществляют толкающее взаимодействие, при опускании скорость контролируется с помощью дросселя. По бокам рамы подъема расположены по 4 ролика ограничения бокового смещения.

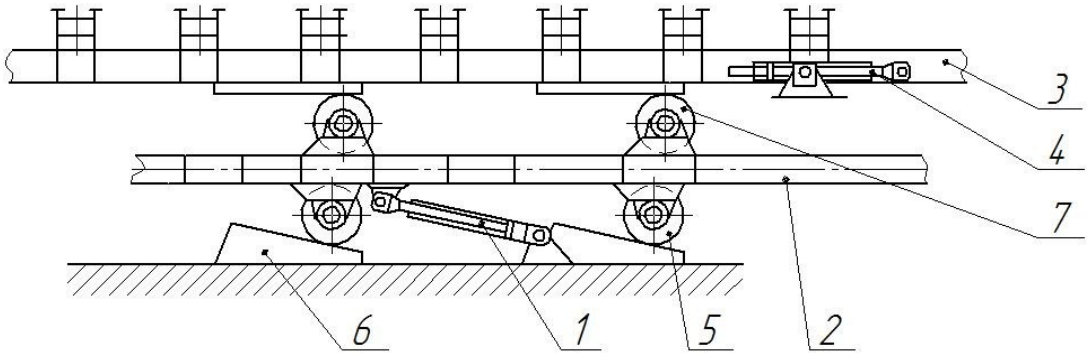


Рисунок 1 - Схема подвижной части пода с механизмом шагания

В верхней части рамы также находятся 2 ряда по 8 роликов (7) с шагом 5400мм и диаметром 1000мм, которые предназначены для опоры и передвижения рамы перемещения глиссажных балок вдоль печи.

Конструктивный и технологический анализ показывает, что используемое устройство подвижной части пода (см.рис.1) имеет значительные потери мощности: рама подъема должна воспринимать нагрузку не только подовых балок и слябов, но и рамы перемещения. Подъем происходит по наклонным плоскостям, при этом рама перемещения с шагающими балками и слябами перемещается на роликах по нижней раме.

Для снижения энергоёмкости может быть предложена следующая конструкция подвижной части пода с механизмом шагания (рис. 2).

Рама подъёма (1) опирается на 2 ряда колёс (3). Для подъёма рамы цилиндры (4) осуществляют толкающее воздействие и с помощью эксцентриковых механизмов (условно не показаны) совершают вертикальный ход и поднимают раму вместе со слябами; в верхнем положении включается механизм горизонтального передвижения балок, под давлением масла поршни гидроцилиндров перемещения (2) совершают горизонтальный ход. В данном случае предложена только упрощенная конструктивная основа. Для количественной оценки уровня снижения энергоемкости необходимы дальнейшая поузловая и детальная проработка и анализ на основе расчетов гидравлического привода с учетом действующих ограничений и веса перемещаемых балок и слябов

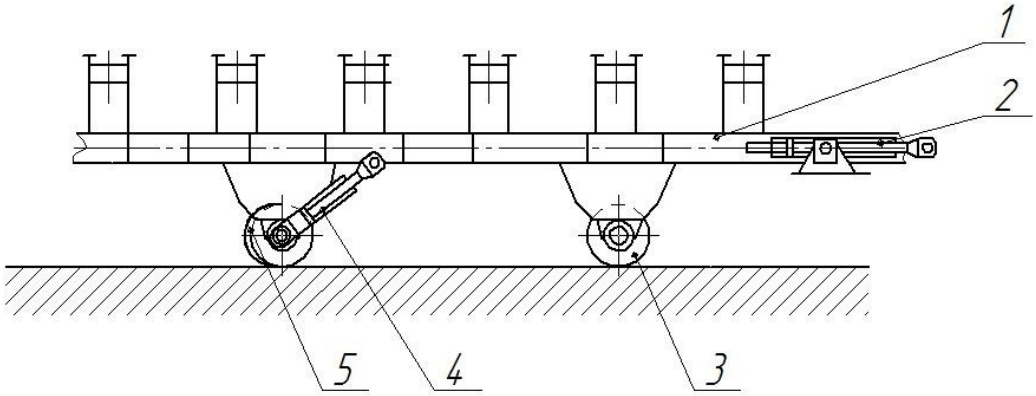


Рисунок 2 - Предлагаемая схема подвижной части пода с механизмом шагания

На рисунке 3 приведено сравнение циклограмм по затратам мощности подвижной части механизма шагания для используемого и предлагаемого устройств.

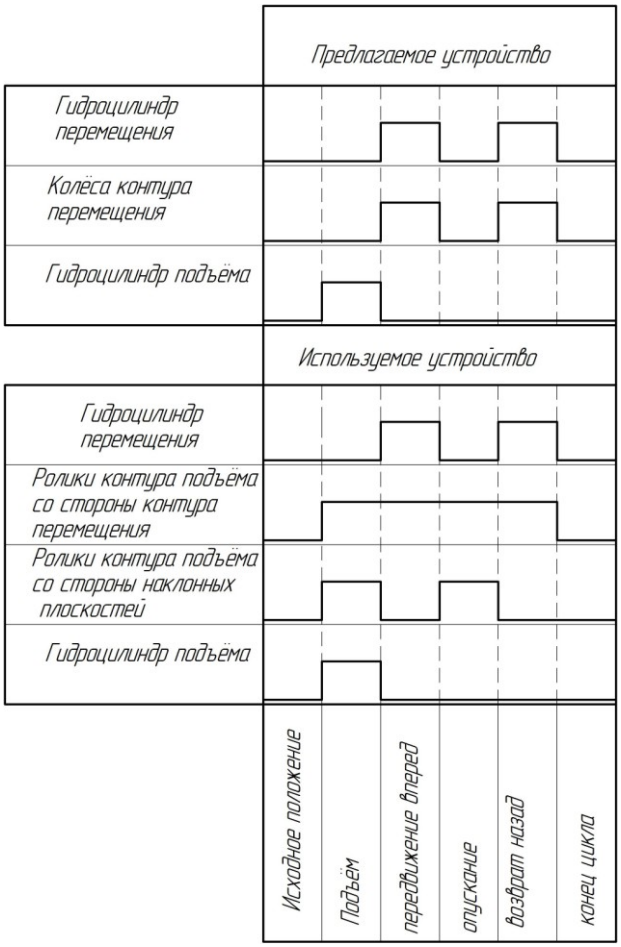


Рисунок 3 - Циклограмма потерь мощности в подвижной части механизма шагания

Предлагаемое устройство за счет изменения конструкции исключает потери мощности в наклонных плоскостях и роликах контура подъема при вертикальном движении, а также уменьшается вес механизма, что снижает потери мощности при обеспечении функционирования гидроцилиндров подъема и перемещения, что позволяет обеспечить снижение энергоемкости процесса перемещения балок и слябов.

Литература

1. *Кузнецов, Е.И.* Энергосберегающая технология нагрева слитков / Е.И. Кузнецов, Е.И. Кобляровский и др.- М.: Металлургия , 1992.-176 с.

2. *Чмырев, И.Н.* Влияние опорной системы печей с шагающими балками на особенности теплового состояния нагреваемых слябов / И.Н. Чмырев , Э.А. Башкатов, В.И. Дождиков, Д.С. Мордов // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации,- Москва, 2016, вып. 11(1403).- с.63-66.

3. *Сюсюкин, А.Ю.* Потери металла с окалиной после реконструкции печи с шагающими балками / А.Ю. Сюсюкин // Вестник Сибирского государственного индустриального университета, 2014,№319.-с.41-43.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ БОКОВОГО ОБЖАТИЯ И ИСХОДНОЙ ШИРИНЫ СЛЯБА НА ПАРАМЕТРЫ ПРОЦЕССА РЕДУЦИРОВАНИЯ[1]

Пилипенко В.В., Снитко С.А.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Получение оптимальной формы раската в плане и оптимизация энергетических затрат при производстве прокатной продукции является актуальной задачей. Этому вопросу посвящен ряд работ. В работах [1,2] было проведено физическое моделирование процесса, где было исследовано влияние бокового обжатия и ширины сляба на параметры поперечного сечения и форму раската в плане, в работе [3] было выполнено исследование энергосиловых параметров процесса. К недостатку данных работ можно отнести большой масштабный коэффициент, который увеличивает погрешность измерений при перерасчете на натурный объект, а также низкую обжимную способность лабораторного оборудования.

Анализ зарубежных публикаций показал, что с конца двадцатого века, широкую популярность приобретает математическое моделирование с помощью метода конечных элементов. Его широкому внедрению способствует относительная дешевизна проведения опыта в сравнении с промышленным экспериментом, возможность всестороннего анализа, компактность хранения информации.

Так в работе [4] было проведено математическое моделирование редуцирования слябов путем обжатия в боковых прессах и в вертикальных валках с целью сравнения эффективности двух способов. В работе [5] было проведено математическое моделирование процесса редуцирования сляба в гладких вертикальных наклонных валках и анализ температурного поля поперечного сечения сляба на всех этапах прокатки. В работе [6] было выполнено моделирование редуцирования сляба за три прохода, где после каждого прохода было выполнено проглаживание прикромочных наплывов. Дан анализ формоизменения концов раската. К основным недостаткам данных работ следует отнести довольно низкие значения величины бокового обжатия 40-50 мм. Формоизменение раската в плане рассмотрено не полно.

В связи с этим представляет собой научный интерес расширить диапазон исследуемых факторов. Ранее нами была выполнена проверка адекватности конечно элементной модели, которая показала хорошую согласованность с ранее полученными экспериментальными данными.

На базе данного подхода предлагается выполнить конечно элементное моделирование процесса и выполнить анализ влияния исходной ширины сляба и бокового обжатия на параметры процесса редуцирования сляба.

Исследуемыми параметрами приняты следующие величины: $f_п$ – вогнутость переднего торца раската; $f_з$ – вогнутость заднего торца раската; $\delta_п$ – утяж-

[1] Работа выполнялась при научном консультировании д.т.н, проф. Руденко Е.А

ка ширины переднего конца раската; $l_п$ – длина переднего утянутого конца раската (с переменной шириной); $\delta_з$ – утяжка ширины заднего конца раската; $l_з$ – длина заднего утянутого конца раската; $P_в$, $M_в$ – сила и момент редуцирования в вертикальных валках; $P_г$, $M_г$ – сила и момент проглаживания прикромочных наплывов в горизонтальных валках.

Независимыми факторами были выбраны исходная ширина сляба B и значение величины бокового обжатия Δb. Из технологических соображений, пределы изменения факторов выбраны следующие: ширина сляба B=(1100–1800)мм; боковое обжатие сляба Δb=(100–60)мм. Перевод натуральных переменных в кодовые осуществлен с использованием данных, представленных в таблице 1.

Таблица 1 – Кодировка факторов

Интервал варьирования и уровни факторов	B, мм	Δb, мм
Кодовое обозначение	X_1	X_2
Нулевой уровень $X_i = 0$	1450	80
Интервал варьирования δ	350	20
Нижний уровень $X_i = -1$	1100	60
Верхний уровень $X_i = +1$	1800	100

Компьютерное моделирование было выполнено по плану второго порядка согласно методике планируемого эксперимента. Применено центральное композиционное ортогональное планирование для n=2 (n - количество факторов) [7]. План-матрица эксперимента представлена в таблице 2, результаты моделирования представлены в таблице 3 и на рисунке 1.

Таблица 2 – План-матрица эксперимента

Блоки плана	№опыта	Факторы			
		X1 (B)	X2 (Δb)	B, мм	Δb, мм
Ядро плана	1	-1	-1	1100	60
	2	+1	-1	1800	60
	3	-1	+1	1100	100
	4	+1	+1	1800	100
Звездные точки	5	-1	0	1100	80
	6	+1	0	1800	80
	7	0	-1	1450	60
	8	0	+1	1450	100
Нулевая точка	9	0	0	1450	80

Таблица 3 – Результаты проведения эксперимента

Блоки плана	№	Факторы				$f_п$, мм	$f_з$, мм	$\delta_п$, мм	$l_п$, мм	$\delta_з$, мм	$l_з$, мм	$P_в,10^6$ Н	$M_в,10^6$ Нм	$P_г,10^6$ Н	$M_г,10^6$ Нм
		X1 (B)	X2 (Δb)	B, мм	Δb, мм										
Ядро плана	1	-1	-1	1100	60	64,7	52,5	48	346	20	318	8,5	1,13	6,2	0,56
	2	+1	-1	1800	60	80,6	55,2	68	514	30	417	9,3	1,22	8,8	0,80
	3	-1	+1	1100	100	82,9	66,3	58	411	24	378	10,5	1,82	6,9	0,68
	4	+1	+1	1800	100	128,7	97,2	116	739	72	628	12,0	2,02	10,8	1,15
Звездные точки	5	-1	0	1100	80	75,5	62,5	52	384	20	354	9,5	1,46	6,6	0,63
	6	+1	0	1800	80	105,6	70,9	94	574	54	472	10,7	1,60	10,4	1,06
	7	0	-1	1450	60	76,9	52,2	64	468	28	367	9,2	1,21	8,7	0,79
	8	0	+1	1450	100	110,7	79,0	94	575	48	534	11,2	1,90	10,0	0,99
Нулевая точка	9	0	0	1450	80	95,2	65,0	78	512	42	467	10,3	1,59	9,3	0,90

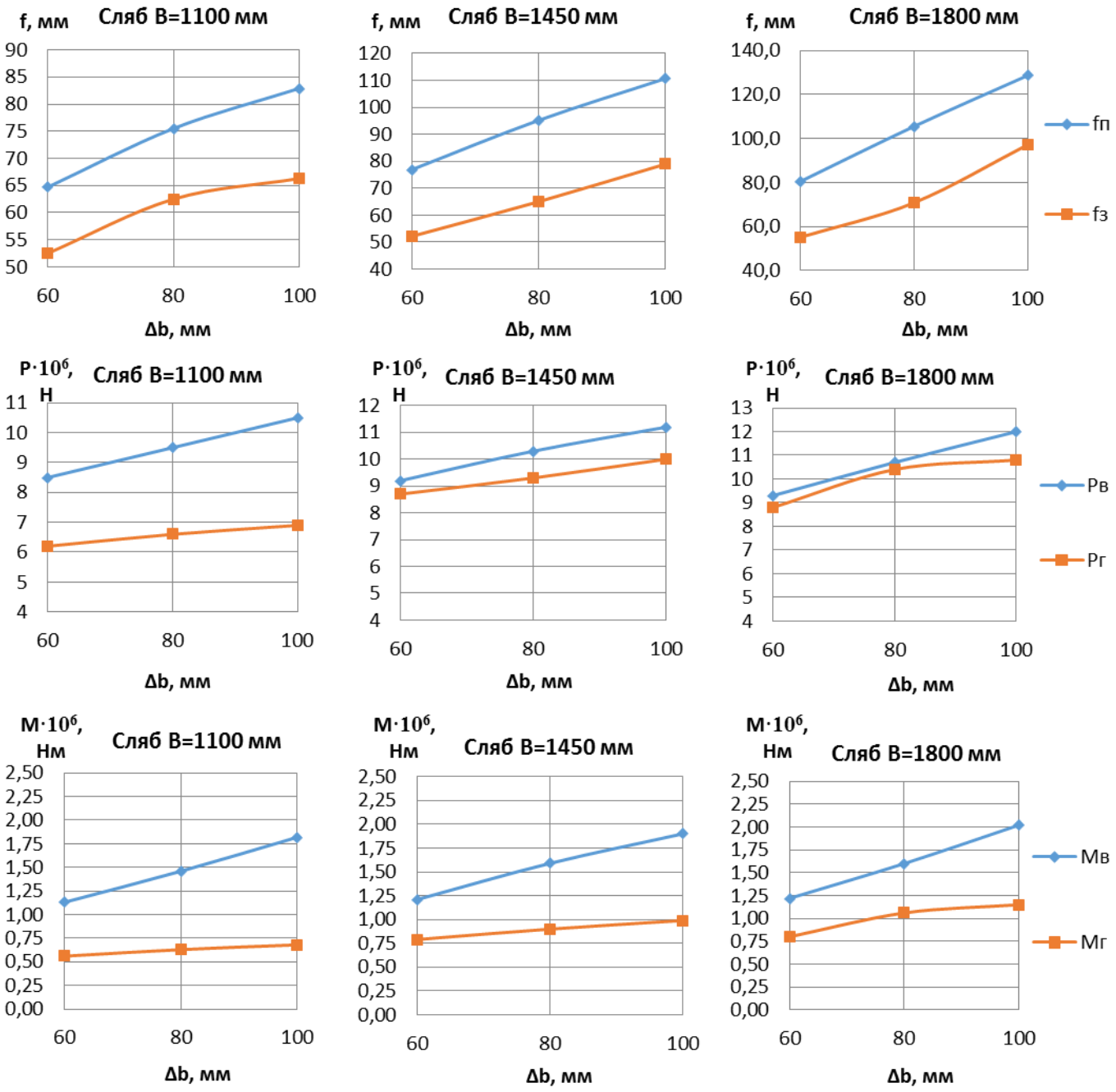


Рисунок 1 - Параметры процесса редуцирования сляба в зависимости от бокового обжатия по группам ширин слябов

Для описания кривых был выполнен регрессионный анализ полученных результатов. В качестве уравнения регрессии был выбран полином второй степени:

$$y_i = a_0 + a_1 \cdot B + a_2 \cdot \Delta b + a_3 (B)^2 + a_4 (\Delta b)^2 + a_5 (B \cdot \Delta b), \quad (1)$$

где $a_j (j = 0, 1, \ldots, 5)$ – коэффициенты полинома, определяемые при реализации планируемого эксперимента.

Для каждого параметра был определен набор констант, которые представлены в таблице 4.

Таблица 4 – Коэффициенты уравнения регрессии

y_i / a_j	$f_п$	$f_з$	$\delta_п$	$l_п$	$\delta_з$	$l_з$	$P_в$	$M_в$	$P_г$	$M_г$
a_0	64,25234	147,37167	90,57144	325,4376	17,91371	126,7983	5,383337	-0,200238	1,173812	-0,930476
a_1	-0,04171	-0,10871	-0,05143	0,4298	-0,00163	0,4578	-0,000333	0,000205	0,001190	0,000543
a_2	-0,17423	-1,14536	-1,23452	-12,5107	-0,75119	-7,9030	0,039583	0,018167	0,046012	0,019583
a_3	0	0,00002	0	-0,0002	-0,00002	-0,0002	0	0	0	-0
a_4	-0,00338	0,00233	0	0,0471	-0,00417	0,0233	-0,000125	0	-0,000500	-0,000087
a_5	0,00107	0,00101	0,00136	0,0057	0,00136	0,0054	0,000025	0	0,000046	0

Полученные регрессионные модели могут быть полезны при анализе эффективности технологических решений. Также они могут быть заложены в автоматизированную систему проектирования технологических параметров процесса.

Литература:

1. *Борзенков, Н.С.* Исследование параметров формоизменения раскатов в плане после проглаживания обжатых в вертикальных валках слябов / Е.А. Руденко, Н.С. Борзенков // Металлургия XXI столетия глазами молодых: сб. докл. всеукр. науч.-практ. конф. студ.– Донецк: ДонНТУ, 2010.– С.45-46.

2. *Саливан, С.В.* Исследование параметров формоизменения раскатов при разовом обжатии слябов в вертикальных валках / Е.А. Руденко, С.В. Саливан // Металлургия XXI столетия глазами молодых: сб. докл. всеукр. науч.-практ. конф. студ.– Донецк: ДонНТУ, 2010.– С.62-63.

3. *Руденко, Е.А.* Исследование силы и момента редуцирования и проглаживания слябов в системе вертикальные-горизонтальные валки черновой реверсивной клети / Е.А. Руденко, Ю.В. Коновалов, М.О. фролова, С.О. Герасименко // Обработка металлов давлением: сб. науч. тр. – Краматорск: ДГМА, 2013. - №1(34). – С. 195-200.

4. *Mohammad Reza Forouzan*. A comparative study of slab deformation under heavy width reduction by sizing press and vertical rolling using FE analysis / Forouzan M.R. , Salehi I. , Hossein A.A. // Materials Processing Technology. – 2009. - №209. – P.728-736.

5. *Xiong Shangwu*. A three-dimensional finite element simulation of the vertical-horizontal rolling process in the width reduction of slab / Shangwu X. , Xianghua L. , Guodong W. , Qiang Z. // Materials Processing Technology. – 2000. - №101. – P. 146-151.

6. Yi Hailiang. FEM analysis for V-H rolling process by updating geometric method / Hailiang Y, Xiangua L, Xiaming Z, Kusaba Y. // Materials Processing Technology. – 2006. – №180. – P. 323-327.

7. *Винарский, М.С.* Планирование эксперимента в технологических исследованиях / М.С. Винарский М.В. Лурье. – К.: Техника , 1975.- 168 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОТБОРТОВКИ ОТВЕРСТИЙ ОВАЛЬНОЙ ФОРМЫ НА ОСНОВЕ КОНЕЧНО-ЭЛЕМЕНТНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

Шабельская Л.И., Митичкина Н.Г.
Донбасский государственный технический университет,
г.Алчевск, ЛНР

В различных отраслях народного хозяйства часто применяются детали с бортом вокруг отверстия, получаемые процессом отбортовки. Наиболее распространены именно цилиндрические борты вокруг круглых отверстий для получения таких деталей, как «горловины», цоколи и др. Сам процесс «отбортовки» достаточно хорошо изучен и описан. Наибольшей проблемой при его использовании является получение высокого борта при оптимальном утонении, т.к. в процессе отбортовки происходит интенсивное утонение стенки борта, особенного у его кромки. При чем, чем выше получаемый борт, тем больше утонение и вероятность появления разрывов.

Для интенсификации процесса отбортовки применяют силовые и термические виды. Силовые представляют наибольший интерес, т.к. изменяют НДС заготовки во время формоизменения. Так, например, для повышения высоты борта совмещают процессы формовки, пробивки и отбортовки, что удлиняет образующую борта, но и повышает утонение борта в целом. Еще одним видом силовой интенсификации является применение предварительно спрофилированной заготовки, когда производится предварительное выдавливание заготовки с получением утолщения по краю пробиваемого отверстия, затем совмещают пробивку и отбортовку. Этот способ хорошо изучен в работах Калюжного [2,3] и рекомендован для получения цилиндрических бортов.

Однако, в некоторых случаях, существует необходимость отбортовки некруглых отверстий, например, овальной формы. Они применяются в авиастроении для облегчения конструкции крыла самолета, а для повышения жесткости осуществляют отбортовку такого отверстия.

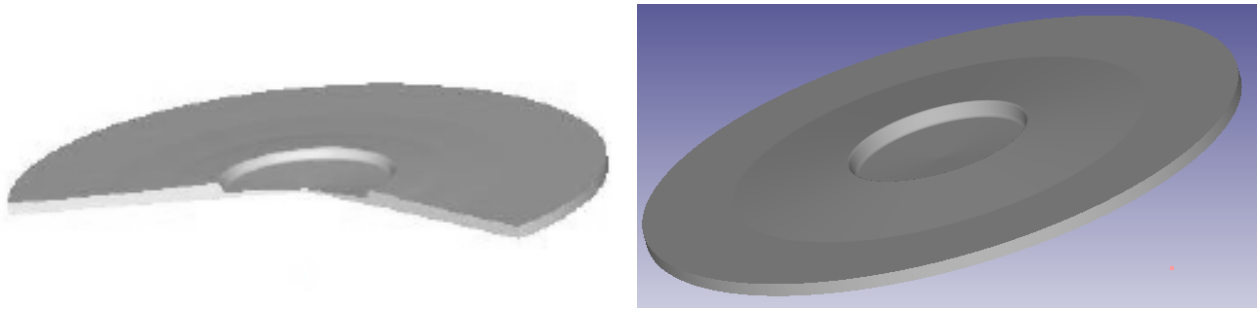
В литературе рекомендаций по поводу применения отбортовки некруглых отверстий очень мало. В частности, интересна возможность применения предварительно спрофилированных заготовок при отбортовке овальных отверстий.

Поэтому, целью работы является повышение качества отбортовки овальных отверстий с предварительным выдавливанием путем оптимизации технологических параметров на основе конечно-элементного моделирования.

Исследования способа отбортовки с предварительным выдавливанием и последующей пробивкой отверстия овальной формы проведены с помощью моделирования методом конечных элементов в программном комплексе DEFORM – 3D.

Математические модели, созданные с помощью программного комплекса DEFORM-3D, учитывали трение на контактных поверхностях, свойства материала, упрочнение деформированного металла, возможность разрушения при

холодном формоизменении, деформирующий инструмент принимался абсолютно жестким.



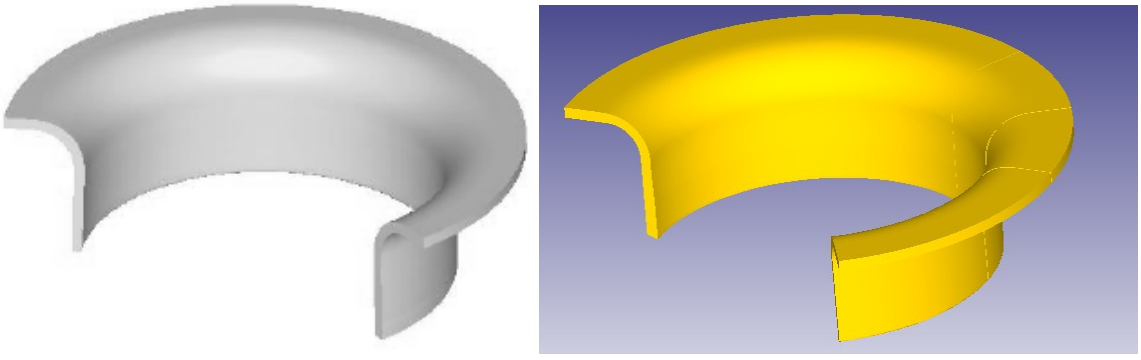
а) б)

Рисунок 1 – Сравнение сдеформированных заготовок после выдавливания: а – заготовка, полученная Калюжным А.В. [2]; б – заготовка, полученная при моделировании процесса выдавливания авторами

Для подтверждения адекватности математической модели производили моделирование для отверстий круглой формы по данным работы [2]. Анализ проводился для осесимметричной листовой заготовки из малоуглеродистой стали 08, толщиной S0=3мм и диаметром заготовки dз=140мм. Для получения борта постоянной толщины и плоского торца, использовали спрофилированные заготовки холодным выдавливанием (рисунок 1).

Моделирование отбортовки проводилось с учетом накопленных деформаций и напряжений в заготовке, полученных при выдавливании.

На рисунке 2 изображены готовые изделия после отбортовки (в разрезе).

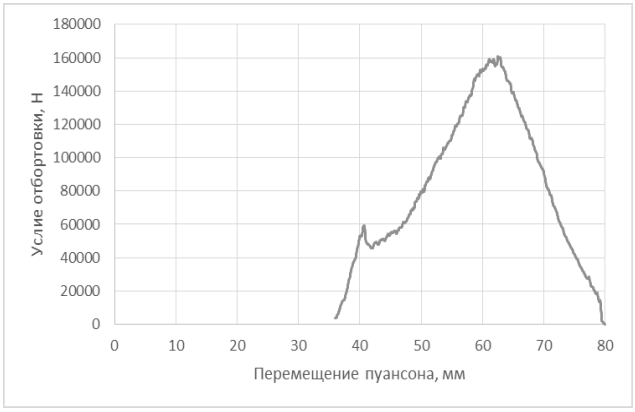


а) б)

Рисунок 2 – Отбортованные заготовки: а) изделие, полученное Калюжным А.В. [2]; б) изделие, полученное при моделировании процесса отбортовки авторами

На рисунке 3 изображенные графики зависимостей усилия отбортовки от перемещения пуансона.

а)



б)

Рисунок 3 – Зависимости усилий отбортовки от перемещения пуансона: а) зависимость полученная Калюжным А.В. [2]; б) зависимость, полученная при моделировании процесса отбортовки

Сравнительный анализ математических моделей отбортовки с предварительным выдавливанием и пробивкой перемычки круглого отверстия показал, что результаты исследуемых процессов аналогичны. Погрешность при сравнении величин усилий не превышает 5%. Следовательно, можно сделать вывод о том, что смоделированная математическая модель является адекватной. Поэтому можно применять аналогичную модель для исследования процесса отбортовки отверстий овальной формы.

На первом этапе осуществлялось моделирование процесса отбортовки овального отверстия без выдавливания для выявления узких мест процесса. При проведении моделирования процесса отбортовки овального отверстия по классической схеме было установлено, что исследуемый процесс приводит к появлению на скругленных участках зон локализации деформации (утонение, трещины, разрывы) (рисунок 4). Поэтому наиболее опасной зоной при отбортовке отверстий овальной формы являются именно зоны скругления.

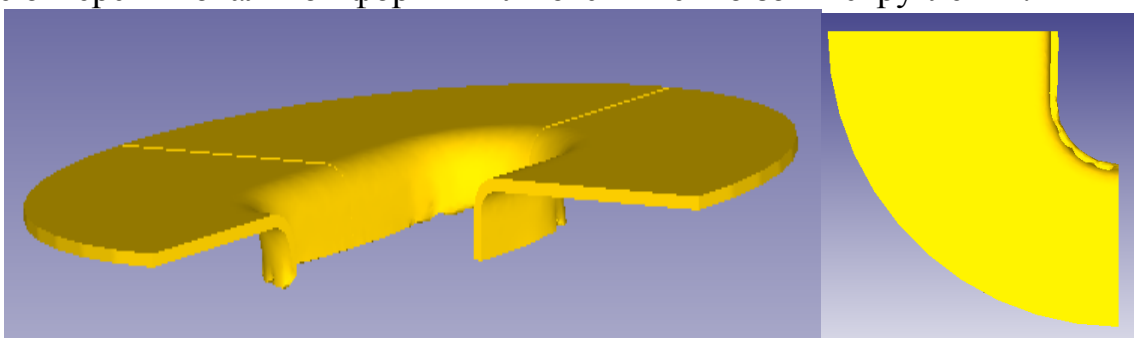
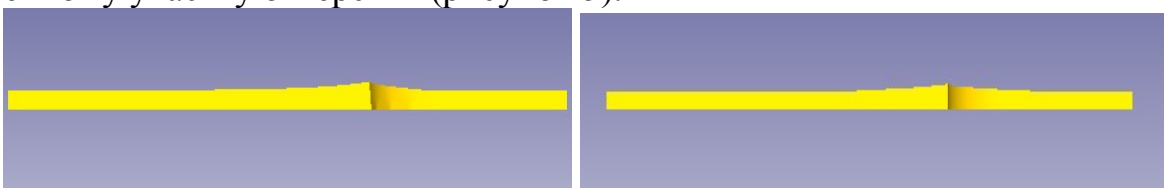


Рисунок 4 – Готовая деталь, полученная отбортовкой по классической схеме

Для исследования процесса формоизменения отверстия овальной формы осуществлено поэтапное моделирование предварительного выдавливания, пробивки перемычки и отбортовки для библиотечной модели программы, аналога

дуралюмина Д16 – ALUMINUM–2024[70-930F(20-500C)], для заготовки размерами: толщина 1 мм, длина отверстия 19 мм и шириной отверстия 9,5 мм.

Моделировались два процесса выдавливания с различной длиной выдавливаемого участка: только по радиусу скругленной части заготовки и с увеличением длины выдавливаемого участка на ½ радиуса закругленной части по прямолинейному участку отверстия (рисунок 5).

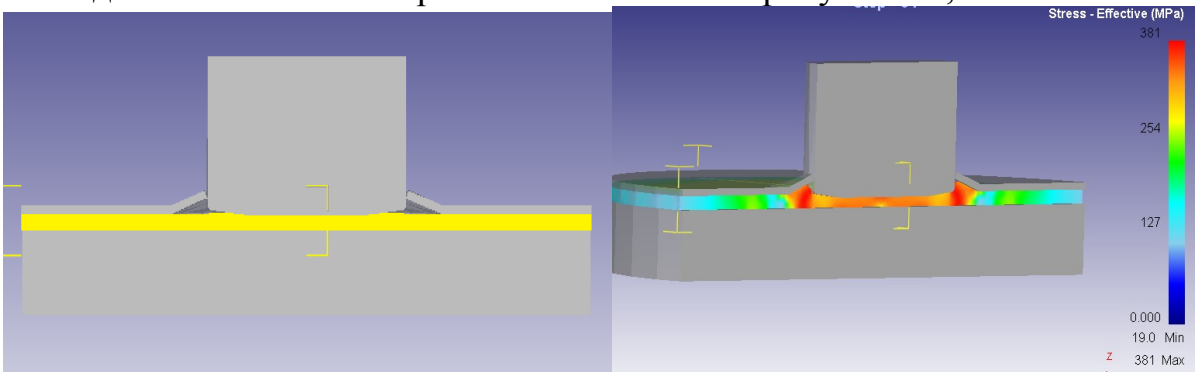


а) б)

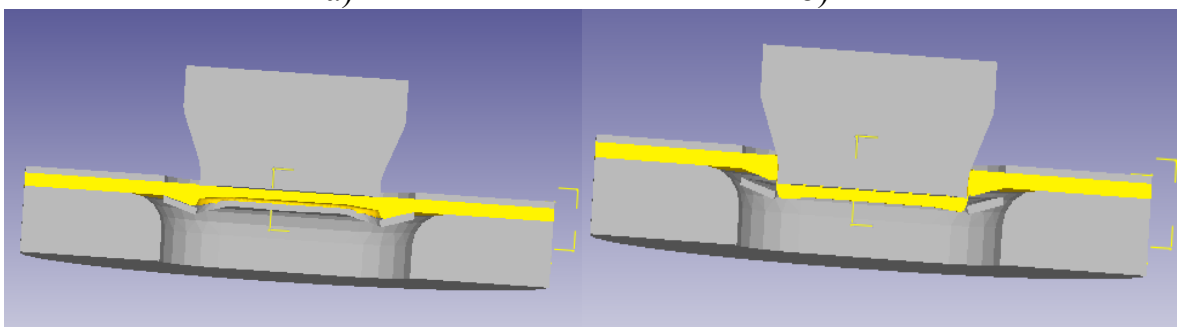
Рисунок 5 – а) Спрофилированная заготовка по радиусу скругленной части заготовки; б) Спрофилированная заготовка с увеличением выдавливаемого участка

Оснастка для проведения процесса отбортовки с увеличенным участком выдавливания аналогична процессу отбортовки с выдавливанием по скругленной части заготовки, скорректированы форма пуансона и прижима для выдавливания.

Начальное положение всех компонентов процесса в сборе, а также распределение действительных напряжений показано на рисунке 6 а,б.



а) б)



в) г)

Рисунок 6 – а) начальное положение всех компонентов процесса выдавливания в сборе, б) распределение действительных напряжений, в) начальное положение всех компонентов для процесса пробивки перемычки в сборе (в разрезе); г) окончание процесса пробивки (в разрезе)

Обязательные условия процесса пробивки и последующей отбортовки для отверстий овальной формы аналогичны процессам с отверстиями круглой формы, спрофилированная заготовка укладывается в штамп таким образом, чтобы перемычка была со стороны пуансона и фиксируют прижимом, утолщенные участки спрофилированной заготовки опираются на обойму (Рисунок 6 в,г).

Процесс отбортовки для спрофилированных заготовок с различной длиной образующей выдавливаемого участка осуществлялся двумя пуансонами – коническим и цилиндрическим.

Применение спрофилированных заготовок позволяет устранить недостатки классической схемы процесса отбортовки. При этом было выявлено, что применение цилиндрического пуансона и увеличение длины образующей набора металла до ½ прямолинейного участка позволяет получить борт с наиболее равномерной толщиной без дефектов (рисунок 7).

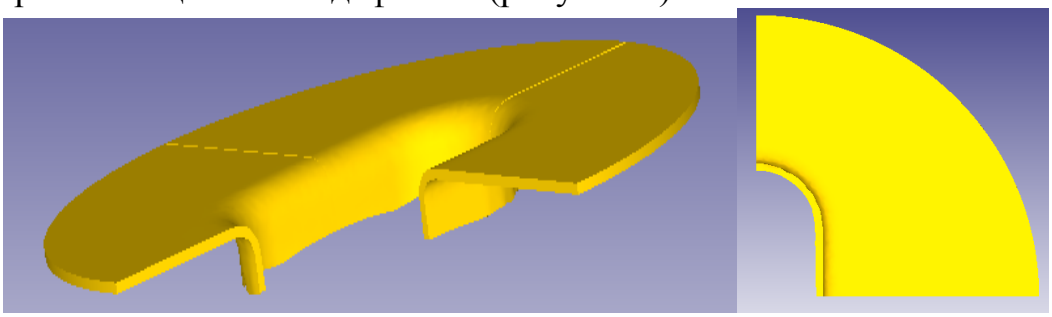


Рисунок 7 – готовая деталь, полученная отбортовкой цилиндрическим пуансоном с предварительным выдавливанием по увеличенной длине образующей набора металла скругленных участков овальной горловины

Выводы и направления дальнейших исследований: Для подтверждения адекватности модели пользовались сведениями, полученными в работе [2]. Результаты моделирования аналогичны. Погрешность при сравнении величин усилий не превышает 5%. С помощью МКЭ установлено, что оптимальной формой предварительного профилирования заготовки является увеличенная длина образующей набора металла до ½ прямолинейного участка. Наилучшим результатом по разнотолщинности наблюдался при применении пуансона цилиндрической формы, с радиусами скругления равными 5мм.

Разнотолщинность борта не превышала 4%.

Литература:

1. *Зубцов, М.Я.* Листовая-штамповка / М.Я. Зубцов. - Л.: Машиностроение. 1980. 431с.

2. *Калюжний, О. В*. Аналіз процесу вісесиметричного відбортування отворів в спрофільованій заготовці інженерним методом / О. В. Калюжний // Міжвузівський збірник «НАУКОВІ НОТАТКИ», Луцьк, 2011, Випуск №35 – с. 83–92

3. *Калюжный, А.В.* Влияние коэффициента отбортовкки на силовые режимы и качество изделий при отбортовке круглых отверстий в традиционной и спрофилированной листовой заготовке // А.В. Калюжный// Вестник Национального технического университета «ХПИ», № 46, 2012. - С. 56-63.

ИССЛЕДОВАТЬ ВЛИЯНИЕ АСИММЕТРИЧНОЙ ПРОКАТКИ НА ПЕРЕРАСПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЖАТИЙ, ОПЕРЕЖЕНИЯ, УШИРЕНИЯ НА ВЕДУЩЕМ И ВЕДОМОМ ВАЛКАХ ПРИ ВАЛКОВОЙ АСИММЕТРИИ

Свистунова А.А., Митьев А.П.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Асимметричная прокатка может быть реализована несколькими методами: разностью диаметров валков (валковая асимметрия), разностью скоростей прокатных валков (кинематическая асимметрия) и целым родом других возмущений в очаге деформации при прокатке толстых листов. Процессу симметричной прокатки посвящено много работ, в основном при прокатке тонких листов это ПВ процесс (прокатка волочением)

Исследовали влияния на перераспределение обжатий, определения уширения на ведущем и ведомом валках в очаге деформаций.

Стан оснащен двигателем постоянного тока мощностью 3,6 кВт с плавной регулировкой частоты вращения 0-30 об/мин. (рисунок 1)

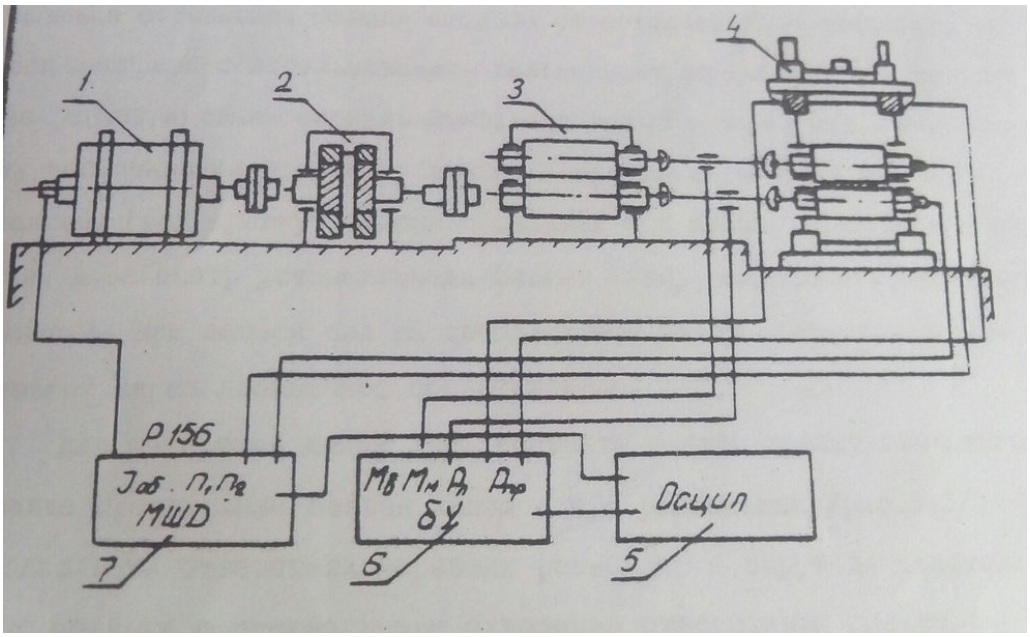


Рисунок 1 – Схема стана
1-двигатель; 2- редуктор; 3-шестеренная клеть; 4-прокатная клеть; 5-осциллограф; 6-безусилительный блок; 7-магазин шунтов и добавок.

Диаметр бочки валков составляет 100мм, длина бочки 160мм. Исследования провели на свинцовых образцах с начальной толщиной 24-24мм на ступенчатых валках (рисунок 2)

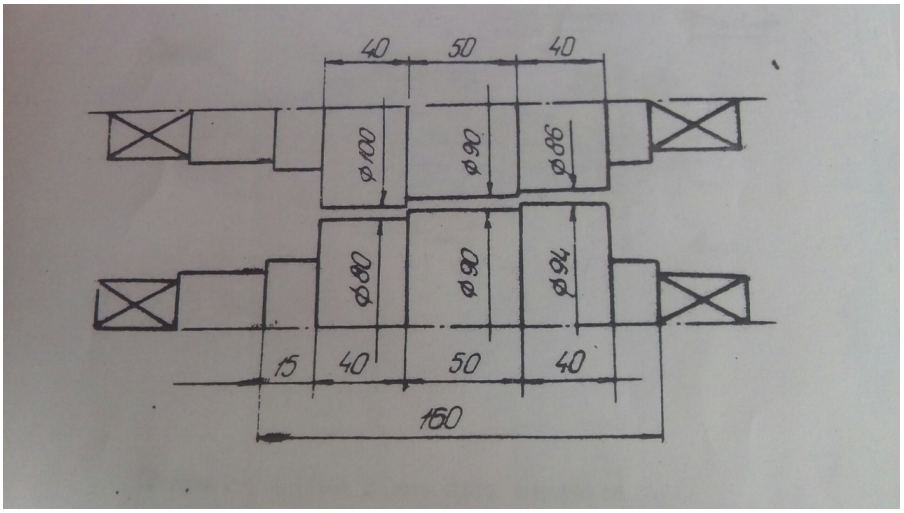


Рисунок 2 - Монтаж валков на стане 160

Производили измерения и регистрацию:

-частоты вращения;

-силы прокатки;

-длины дуги проката валков с полосой;

-геометрические размеры валков и полос.

Запись силовых параметров проводим на шлейфовом Н145. Объем экспериментальных исследований приведен в таблице 1.

Таблица 1- Объем экспериментальных исследований

Цель исследования	Материал образцов	Толщина, мм	Ширина, мм	Длина, мм	Количество образцов, штук
Определение длинны дуги контакта при асимметрии диаметров валков	свинец	14,9-16,0	23,7-24,5	200-202	4

Запись частоты вращения валков производилась на осциллографе с использованием гальванометров М010-20. Одновременно регистрировали сигналы отметчика времени через 1 сек. Запись силы прокатки производили месдозами расположенными под нажимными винтами. Для измерения длины дуги контакта в теле трехступенчатого валка просверлили осевой канал и на каждой ступени валка три радиальных отверстия. В радиальных отверстиях разместили нихромовые контакты диаметром 0,1 мм. Выводы контактов подключили к источнику питания и шлейфу осциллографа (рисунок 3)

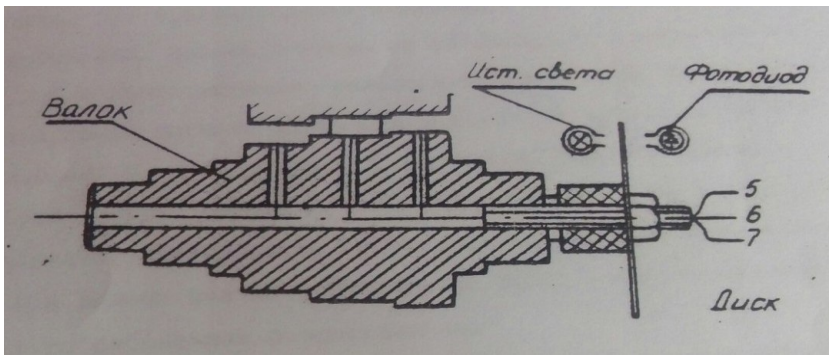


Рисунок 3 - Устройство для определения длины дуги контакта

При сопротивлении точечного контакта с прокатываемым металлом происходило замыкание электрической цепи. При размыкании контакта после выхода из очага деформации цепь разрывалась. Зная скорость вращения валков и расстояние между отметками на осциллографе, определяли длину дуги контакта металла с валком. Истинная длин дуги контакта металла с валками пропорциональна отрезку между отметкой начала замыкания цепи и отметкой на осциллограмме. Обжатия за пропуск рассчитывается по формуле:

$$\Delta h = H - h, \tag{1}$$

где

H- товщина полосы до прокатки;

h- толщина полосы после прокатки.

Измерение толщины определялось с точностью 0,01мм. Длина дуги контакта и обжатие со стороны каждого валка связаны соотношением:

$$l_1 = \sqrt{2R_1 \cdot \Delta h_1}, \tag{2}$$

$$l_2 = \sqrt{2R_2 \cdot \Delta h_2}, \tag{3}$$

Где,

R_1и R_2 - радиус валков;

Δh_1 и Δh_2 - обжатия со стороны соответствующих валков.

Следовательно, по длине дуги контакта его стороны каждого валка можно определить соответствующие величины обжатий, сумма которых равна обжатию полосы в пропуске:

$$\Delta h = \Delta h_1 + \Delta h_2, \tag{4}$$

На основаниях полученных отрезков между отметками, величину обжатий Δh_1и Δh_2 можно определить следующим образом, разделив почленно:

$$l_1 = \sqrt{2R_1 \cdot \Delta h_1}; l_2 = \sqrt{2R_2 \cdot \Delta h_2}, \tag{5}$$

получили:

$$\frac{l_1^2}{l_2^2} = \frac{R_1 \cdot \Delta h_1}{R_2 \cdot \Delta h_2}, \tag{6}$$

В условиях эксперимента запись ведется с постоянной скоростью прокатки, поэтому отношение τ_1 / τ_2 равно отношению отрезков записи α_1 / α_2 замыкания цепи на осциллографе. Тогда:

$$\Delta h_1 = \Delta h \frac{1}{1+\left(\frac{\omega_2}{\omega_1}\right)^2 \cdot \frac{R_1}{R_2} \cdot \left(\frac{\alpha_1}{\alpha_2}\right)^2}, \quad (7)$$

$$\Delta h_2 = \Delta h \frac{1}{1+\left(\frac{\omega_1}{\omega_2}\right)^2 \cdot \frac{R_1}{R_2} \cdot \left(\frac{\alpha_1}{\alpha_2}\right)^2}, \quad (8)$$

Если оба валка приводные от шестеренной клети, то они вращаются с одинаковой угловой скоростью. В этом случае обжатия:

$$\Delta h_1 = \Delta h \frac{1}{1+\frac{R_1}{R_2} \cdot \left(\frac{\alpha_1}{\alpha_2}\right)^2}, \quad (9)$$

$$\Delta h_2 = \Delta h \frac{1}{1+\frac{R_1}{R_2} \cdot \left(\frac{\alpha_1}{\alpha_2}\right)^2}, \quad (10)$$

Выводы

Для излучения особенностей течения металла в очаге деформации и энергосиловых параметров при асимметрии диаметров и угловых скоростей разработана специальная методика и оборудование для лабораторных исследований на стане 100 с использованием соответственно свинцовых образцов.

Разработано устройство для измерения и методика расчета длины дуги контакта при прокатке в лабораторных условиях позволяющее определить обжатия со стороны ведущего и ведомого валка.

Литература:

1. *Целиков, А.И.* Основы теории прокатки / А.И. Целиков. - М.:Металлургия,1965-248с.

2. *Синицын, В.Г.* Экспериментальное исследование процесса несимметричной прокатки в валках неодинакового диаметра с большей угловой скоростью на меньшем валке / В.Г. Синицын, Г.Д. Федоров, Б.В. Симочкин. - В кн.: Обработка металла давлением. М.:1976, - С.25-38.

3. Исследование технологических параметров и эффективности системы автоматического регулирования толщины толстых листов на базе скоростной асимметрии и выдача исходных данных по ее структурной реализации(отчет), тема 80-163, инв.№ Донецкий политехнический институт, Горелик В.С., Донецк,1981.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ВЫРАБОТКИ ВАЛКОВ НА ФОРМОИЗМЕНЕНИЕ ТОЛСТОЛИСТОВОЙ СТАЛИ

Попашенко А.С., Юрченко Ю.И., Будаква С.А.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Влияние выработки валков на разноширинность раскатов объясняется неравномерным обжатием по ширине листов в процессе прокатки [1,2].

Для изучения влияния выработки валков были изготовлены лабораторные образцы, имеющие вогнутую форму поперечного сечения, имитирующие выработку валков (рис. 1)

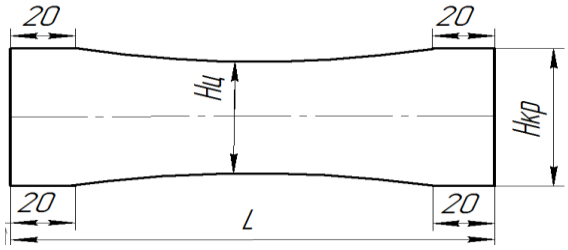


Рисунок 1 - Форма поперечного сечения образца, имитирующего выработку валков

С целью определения поправочного коэффициента,учитывающего влияние выработки валков, варьировали величину вогнутости образцов от 0 до 0,5 мм(соответственно выработка валков от 0 до 5 мм в промышленных условиях).

Прокатку осуществляли в цилиндрических валках по поперечной схеме за один этап. Режимы обжатий для всех образцов были одинаковыми.

После обработки результатов лабораторных экспериментов с учётом масштаба моделирования получили поправочный коэффициент (С) учитывающий влияние выработки валков на разноширинность листов (рис.2)

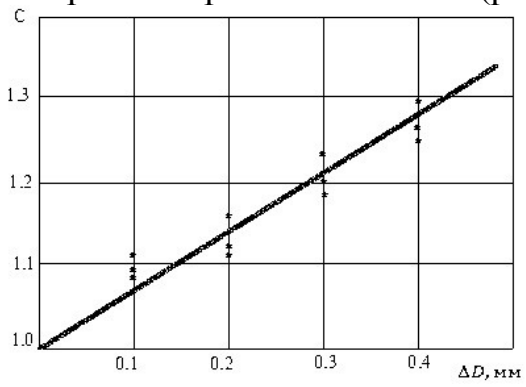


Рисунок 2 - График зависимости С от выработки валков при прокатке по поперечной схеме.

Эту зависимость можно предоставить в следующем виде:

$$C=1+0{,}72\ \Delta D$$

$$C = \delta'_k / \delta_k$$

δ'_k - средняя разноширинность листов при прокатке в изношенных валках;

δ_k - средняя разноширинность листов при прокатке в новых цилиндрических валках (выработка валков равна 0); ΔD-выработка валков, мм.

Для промышленных условий среднюю разноширинность раскатов, с учётом износа можно предоставить:

$$\delta'_k = (1+0{,}072\ \Delta D)\ \delta_k .$$

Аналогично эксперименты проводили для определения влияния выработки валков на разноширинность раскатов , прокатных по продольной схеме.

Продольная схема включает в себя, как правило, три этапа.

- первая вытяжка;
- кантовка на 90 градусов;
- разбивка ширины (вторая вытяжка);
- кантовка на 90 градусов;
- третья вытяжка- прокатка раската до получения необходимой толщины подката, передаваемого в чистовую клеть.

При первой вытяжке (протяжке), если ширина сляба намного меньше длины бочки валков, то влияние выработки валков на веерообразные уширение незначительно так как участок в средней по длине части бочки валков изнашивается равномерно и валки имеют форму, близкую к цилиндрической.

При разбивке ширины длина раската близка к длине бочки валков, при этом наблюдается заметное влияние выработки валков на разноширинность листов. Это влияние имеет такой же характер, как влияние выработки валков при прокатке по поперечной схеме. Однако, выработка валков влияет только на одну длину участка веерообразного уширения концов раската (длина концов раската).

При второй продольной прокатке износ валков влияет на неравномерное обжатие по ширине раската. Обжатие по краям раската, больше чем в середине.

Разноширинность листов при прокатке в изношенных валках может уменьшаться, если при прокатке таких же листов в цилиндрических валках имеются суженные концы. Неравномерное обжатие по ширине раската способствует увеличению веерообразная уширения на втором этапе продольной прокатки и тем самым способствует уменьшению расширенности листов [2,3].

Если при прокатке раскатов в цилиндрических валках листы получаются с расширенными концами, то выработка валков еще более расширяет их концы.

Для изучения влияния выработки валков на разноширинность листов при прокатке по продольной схеме изготавливались образцы (слябы-модели) прямоугольной формы из свинца, предварительно обжатого на 10%.

Все образцы подвергались протяжке с суммарным коэффициентом вытяжки μ_1= 1,2. Затем для имитации выработки валков изготовили образцы с вогнутой формой в продольном сечении (рис.1). Далее:

- производили разбивку ширины образцов;
- суммарная вытяжка при разбивке μ_2 =2,0;

- после разбивки ширины изготовили образцы вогнутой формы в поперечном сечении;
- на заключительном этапе (это третья вытяжка) прокатку вели вдоль.

Раскат измерялся после каждого пропуска по схеме (рис.1).

По полученным данным построена зависимость поправочного коэффициента С учитывающего влияние выработки валков на разноширинность листов (рис.3).

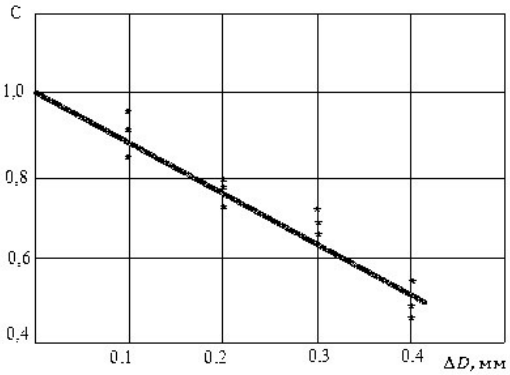


Рисунок 3 - Зависимость С от выработки валков при прокатке по продольной схеме

Эту зависимость описывает выражение:

$$C=1- 1{,}28\ \Delta D$$

$$C = \delta'_k / \delta_k$$

δ'_k - средняя разноширинность листов при прокатке по продольной схеме;

δ_k - средняя разноширинность листов при аналогичной прокатке в валках без выработки; ΔD-выработка валков, мм.

Для промышленных условий влияние выработки может быть предоставлено в следующем виде:

$$C = \frac{\delta'_k}{\delta_k} = 1\text{-}0{,}128\ \Delta D$$

Таким образом, полученные формулы для определения поправочного коэффициента влияния выработки валков на разноширинность листов при прокатке по продольной или поперечной схеме позволят минимизировать величину обрези раскатов.

Литература:

1. *Коновалов, Ю.В.* Справочник прокатчика: в 2-х книгах / Ю.В. Коновалов. – М.: Теплотехник, 2008. Кн.1: Производство горячекатаных листов и полос. - 640с.

2. *Бровман, М.Я.* Усовершенствование технологии прокатки толстых листов / М.Я. Бровман, Б.Ю. Зеличенок, А.И. Герцев. – М.: Металлургия, 1969.-255 с.

3. *Клименко, В.М.* Исследование влияния третьей вытяжки на формоизменение толстых листов / В.М. Клименко, Э.Л. Филиппов, Ю.И. Юрченко. // в кн.: Производство толстолистовой стали. - М.: Металлургия 1981, №5-5 с.

ВЛИЯНИЕ ОБЖАТИЯ КОНЦОВ СЛЯБА НА ПРЕССЕ НА ИХ ФОРМУ

Василенко Д.С., Руденко Е.А.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Актуальной проблемой в мировой практике при производстве широкополосного проката, является снижение отходов металла. Использование на широкополосных станах непрерывно литых слябов дает низкий расход металла. Работа самой МНЛЗ непосредственно зависит от количества типоразмеров слябов, что в свою очередь вызывает необходимость в редуцировании слябов.

Есть несколько способов реализации процесса редуцирования: первый способ заключается в использовании агрегата, который отдельно стоит и состоит из горизонтальных и вертикальных валко, а второй – в черновой линии широкополосного стана горячей прокатки (ШСГП). Более широкое распространение получила технология редуцирования слябов в черновой линии ШСГП с использованием мощных универсальных реверсивных клетей [1].

Процесс редуцирования может быть реализован как классическим методом или как часть совмещенного процесса «редуцирования - прокатка». Классический метод характеризуется двумя видами операций: поперечное обжатие в вертикальных валках(ВВ) и проглаживание в горизонтальных валках (ГВ) слябов. Последняя предназначена для устранения локальных наплывов возле кромок которые в свою очередь образуются после прокатки в вертикальных валках. Процесс поглаживания характеризуется большой неравномерностью обжатие по ширине.

Наплывы при проглаживании переходят в уширение и частично в вытяжку. Редуцирование осуществляют только в первых универсальных клетях черновой группы, т.к. при больших соотношениях ширины раската к его толщине, имеющее место при прокатке в черновой группе непрерывных листовых станов, обжатие в вертикальных валках до 2 - 3% мало влияет на уменьшение ширины.

После редуцирования сляба в системе вертикальные валки (ВВ) - горизонтальные валки (Г) форма переднего (П.К) и заднего (З.К) концов характеризуется утяжкой ширины $\delta_П, \delta_з$, длиной утянутого участка $l_П, l_з$ и вогнутостью торцов $f_П, f_з$ (рис. 1).

Существуют различные мероприятия по снижению потерь металла с концевой обрезью, самые распространенные из которых формирование концов, боковых кромок и поперечного сечения сляба.

В работе [1] приведен способ снижающий искажение формы концов сляба при редуцировании в вертикальных валках (утяжку ширины) заключается в предварительном боковом обжатии сляба в бойках горизонтального пресса. В работе отсутствуют сведения по режимам обжатий концов слябов и их влиянию на форму и размеры концов.

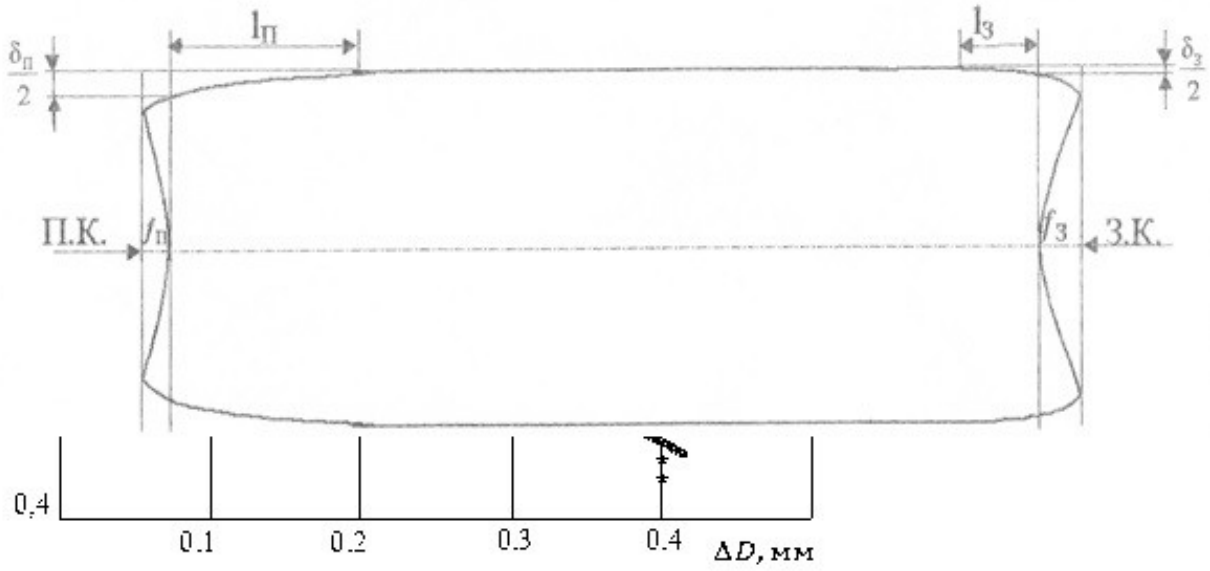


Рисунок 1 - Форма раската в плане после редуцирования сляба в ВВ-ГВ.

В этой связи выполнили исследование параметров формоизменения раскатов в плане путем физического моделирования условий обжатия концевых участков сляба в в плоских бойках. Исследования проводили на лабораторном гидравлическом прессе ДонНТУ и на проглаживающей клети с валками диаметром 50 мм. Моделирующим материалом был выбран свинец. Масштаб моделирования 1:30. Моделировали процесс редуцирования слябов размерами: толщина 240 мм, ширина – 1200 мм, 1650 мм и 2100 мм. Длину принимали равной 1.5-2 ширины. Согласно с масштабом моделирования изготовляется три партии свинцовых образцов. Толщина образцов 8 мм, ширина 40, 55, 70 мм.

Для обжатия концов на лабораторном гидравлическом прессе использовали плоские бойки с краевым скосом (фаской) под углом 30 град. Длину обжимаемых концов приняли равной половине ширины образцов. Образцы каждой ширины обжимали на прессе на 1.5, 3, 4.5 мм. В качестве факторов, которые влияют на параметры формоизменения приняли: $\frac{B_0}{H_0}$ - фактор поперечного сечения; $\frac{\Delta B_П}{B_0}$ - относительное обжатие по ширине переднего конца; $\frac{\Delta B_З}{B_0}$ - по ширине заднего конца; ΔB - абсолютное обжатие. Диапазоны варьирования факторов: $\frac{B_0}{H_0}$=5,89-11,13; $\frac{\Delta B_П}{B_0}$=0,020-0,111; $\frac{\Delta B_З}{B_0}$=0,023-0,127.

После обжатия на гидравлическом прессе выполняли проглаживание в ГВ и измеряли стреляя вогнутости переднего $f_П$ и заднего $f_З$ торцов раскатов (рис. 2).

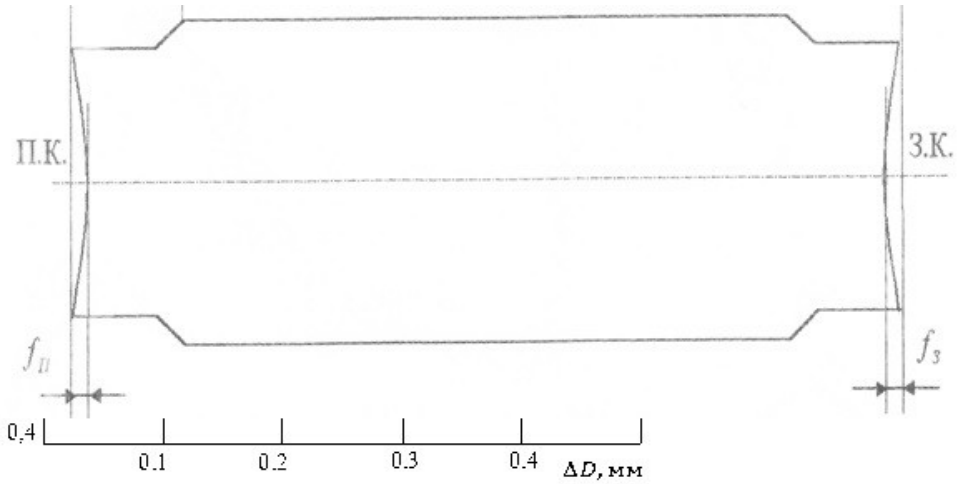


Рисунок 2 - Параметры формы концов образцов в плане после обжатия на горизонтальном прессе и проглаживания в клети с горизонтальными валками

По результатам измерений параметров концов раскатов построили графики (Рис.3).

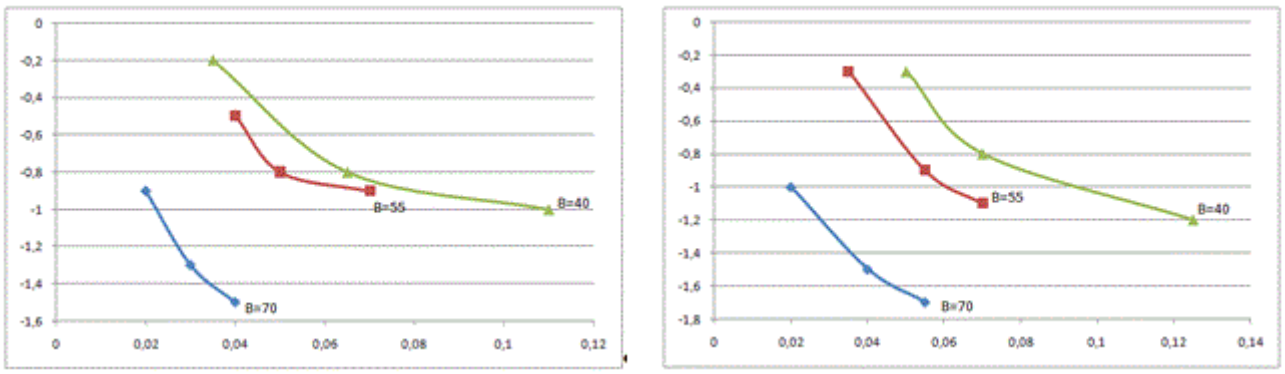


Рисунок 3 - Влияние факторов на параметры формы концов

Из рисунков 1 и 2 и графиков следует, что предложенный способ улучшения формы концов сляба при редуцировании в системе ВВ-ГВ с использованием предварительного обжатия концов на прессе оказывает существенное влияние на параметры их формы в плане. Устраняются утяжка ширины, уменьшаются стрелы вогнутости.

Литература

1. *Тимошенко, Л.В.* Современные способы уменьшения концевой обрези раскатов на широкополосных станах горячей прокатки / Л.В. Тимошенко, О.Н. Логак, Л.В. Мазур // Черная металлургия. Бюл. ин-та Черметинформ. – 1989.- №2. – С. 33 – 45.

РАЗВИТИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОКАТКИ ТОЛСТЫХ ЛИСТОВ С ОБЖАТЫМИ КРОМКАМИ

Гончаренко С.С., Руденко Е.А.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Прокатка толстых листов характеризуется наибольшим расходом металла на тонну годного. Расходный коэффициент составляет до 1,25. Расход металла идет в основном на боковую и торцевую обрезь, которая определяется неточностью формы листовых раскатов в плане. Уменьшение расхода металла при прокатке толстых листов является актуальной проблемой.

Наибольшее уменьшение боковой обрези за счет снижения выпуклости по ширине и средней разноширинности в партии листов получают при их производстве с обжатыми кромками по всей длине. Так же, прокатка листов с обжатыми кромками, позволяет получить готовый лист без внутренних напряжений на гранях и связанных с этим дефектов. В добавок, немаловажным параметром является свариваемость, качество которой значительно возрастает при использовании такой технологии.

Известен способ прокатки толстых листов из слитков, согласно которому разбивку ширины производят поэтапно. Количество этапов выбирают из значения суммарного коэффициента вытяжки при разбивке ширины μ_{Σ}.

Коэффициент вытяжки на каждом этапе не превышает 1,4 – 1,6. Между этапами раскат кантуют на 90° и прокатывают в клети с вертикальными валками и в клети с горизонтальными валками

Недостатком данного способа является то, что коэффициенты вытяжки при разбивке ширины по этапам выбирают без учета величины выпуклости по ширине и возможности ее обжатия по всей длине раската в вертикальных валках.
Одним из способов прокатки толстых листов с обжатыми кромками, является способ, предложенный Волгоградским металлургическим заводом «Красный Октябрь» в 1994 году.

Данный способ, включает поэтапную разбивку ширины и продольную прокатку в вертикальных валках, отличающийся тем, что коэффициенты вытяжки на этапах разбивки ширины, кроме последнего, устанавливают в зависимости от суммарного коэффициента вытяжки и отношения ширины к толщине сляба по формуле:

$$\mu_i = \sqrt[2i]{\mu_{\Sigma}}\left[1.05 + 0.05 \times \left(\frac{B_{сл}}{H_{сл}} - 3\right)\right] \qquad (1)$$

где μ_i, μ_{Σ} - этапный и суммарный коэффициенты вытяжки при разбивке ширины;

$B_{сл}$, $H_{сл}$ – ширина и толщина сляба;

i – номер этапа.

На рис.1 приведен график этапов обжатия раскатов по ширине. На рисунке обозначены: ΔВ-обжатие в ВВ; $\delta b_{сум}$, $\delta b_э$ –суммарное и этапное изменение

ширины, $\ln\lambda_i$, $\ln\lambda_{сумм}$- логарифмическая вытяжка на i-том этапе разбивки ширины и суммарная вытяжка.

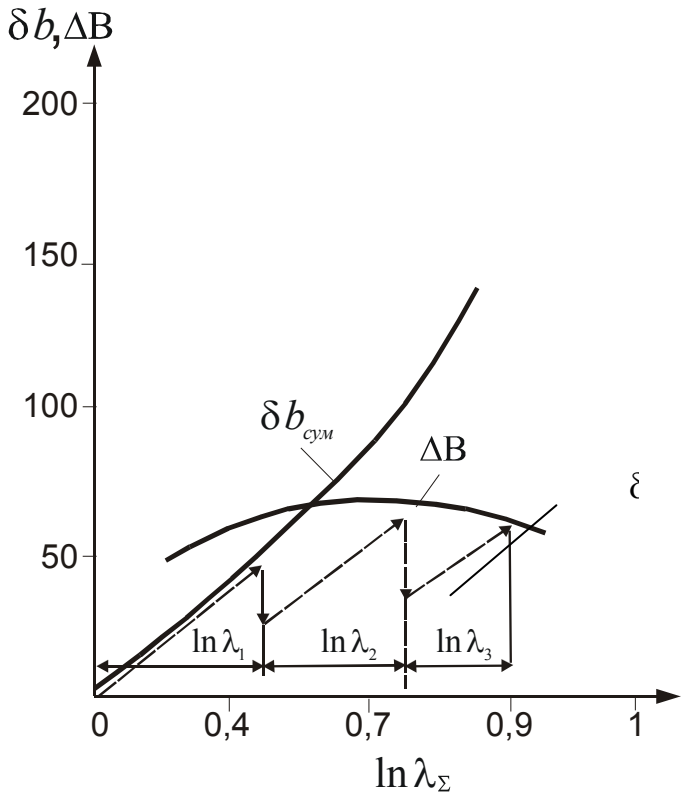


Рисунок 1 – График зависимости выпуклости по ширине и максимально допустимого обжатия от суммарной вытяжки

Между этапами производят два продольных реверсивных прохода в вертикальных валках с максимально допустимыми обжатиями и продольный проглаживающий проход в горизонтальных валках.

Данная технология прокатки толстых листов с обжатыми кромками с поэтапной разбивкой ширины обеспечивает повышение точности и стабильности ширины в 1,3 – 2 раза, а следовательно, уменьшает расход металла на тонну годного.

Данная технология не позволяет прокатывать длинные и широкие листы, толщиной менее 50мм, из-за неустойчивого захвата и загиба расширенных концов.

В линии толстолистового стана 5500 завода фирмы «Кавасаки сэйтэцу» в Мидзусиме, Япония, с целью получения толстых листов с необрезными кромками была установлена клеть с вертикальными валками, бочки которых имеют калиброванные и гладкие участки. Технология прокатки толстого листа предусматривает прокатку по следующей схеме: ВВ-ГВ-ГВ-ВВ-ГВ-ГВ, где ВВ – прокатка в вертикальных валках с обжатием по ширине и ГВ – прокатка в горизонтальных валках с обжатием по толщине. Чистовой проход в ВВ выполняется с прижимом боковых кромок верхними и нижними специальными роликами.

Отличительной особенностью конструкции вертикальной клети является наличие устройства смещения валков, с помощью которого на одном комплекте валков, имеющих калиброванные и гладкие участки бочки, можно выполнять обжатие раската с образованием фасок и обычные по ширине.

При чистовых проходах в вертикальной клети центр раската удерживают центральным роликом, а боковые кромки - прижимными роликами. Таким образом, получается трехточечный прижим металла, позволяющий исключить потерю устойчивости при прокатке широких и относительно тонких листов.

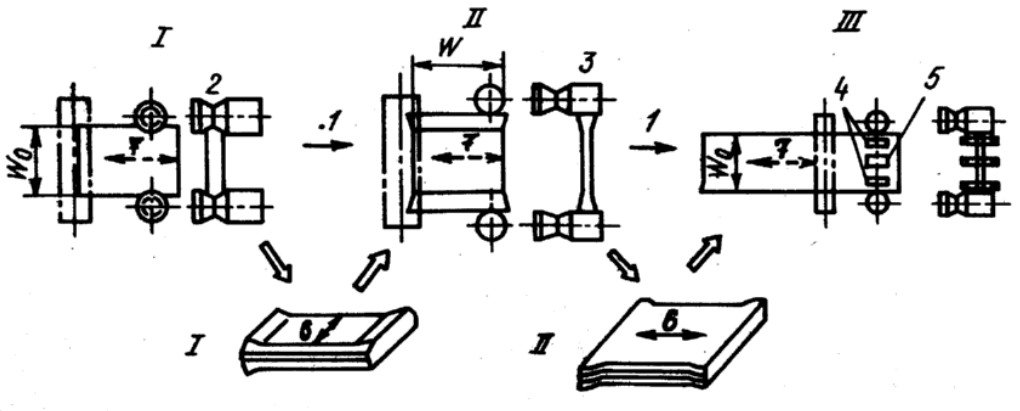


Рисунок 2 – Схема прокатки листов с применением вертикальной клети:
I – черновой проход в калиброванных вертикальных валках и клети квартно;
II – разбивка раската по ширине гладкими участками ВВ и прокатка в клети кварто;
III – чистовой проход гладкими участками с прижимом боковых кромок и прокатка в клети кварто;
1 – кантовка; 2 – калиброванная часть валка; 3 – гладкая часть валка;
4 – прижимные ролики у кромок; 5 – центральный ролик;
6,7 – направление прокатки в ВВ и ГВ соответственно.

Погрешность размера по ширине на всей длине листа достигает 10 мм. Кроме того, для значительной части сортамента исключена операция обрезки боковых кромок листа. Все перечисленные преимущества позволили уменьшить отходы в боковую обрезь до 16% от прежнего значения и повысить выход годного.

ВНИИМЕТМАШ совместно с Орско-Халиловским металлургическим комбинатом (ОХМК) был предложен, разработан и реализован способ улучшения формы раскатов путем прокатки слябов в вертикальной клети с переменными обжатиями. Профилирование сляба по длине осуществляется в процессе прокатки с помощью нажимного устройства вертикальной клети по определенному ранее заданному закону (рис.3). Величина вогнутости узких граней сляба обеспечивает при прокатке в черновой клети по поперечной и продольной схемам компенсацию сужения концов при продольной схеме прокатки и уменьшения веерообразных языков при поперечной. Внедрение данного способа позволило уменьшить исходный вес слябов на 2%.

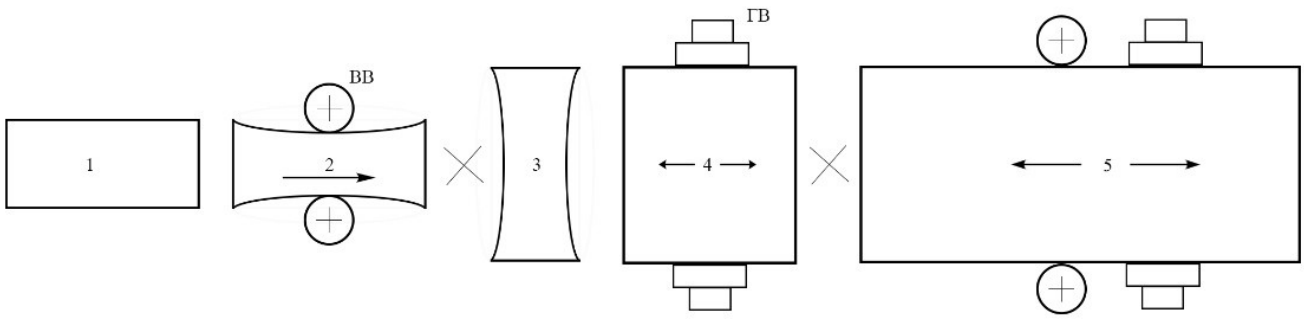


Рисунок 3 – Схема прокатки толстых листов с обжатыми кромками:
1 -сляб; 2-профилирование узких граней в ВВ;
3-раскат после кантовки;
4-поперечная прокатка в ГВ;
5-прокатка в ВВ-ГВ до заданной толщины.

Установлено, что применение только вертикальных клети перед черновой клетью не позволяет прокатывать листы с обжатыми кромками толщиной менее 25 мм [1].

Задача исследования – разработка технологии прокатки толстых листов толщиной менее 25 мм с обжатыми кромками. Предлагается применением метода переменного обжатия толщины по длине раската (рис.4), обеспечивающего параллельность боковых кромок готового раската, следовательно, обжатие в вертикальной клети установленной перед чистовой клетью.

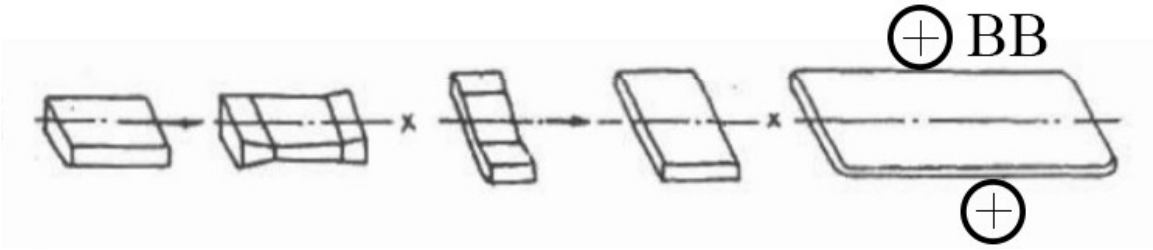


Рисунок 4 – Формирование параллельных боковых кромок раската

Литература:

1. *Коновалов, Ю.В*. Справочник прокатчика. В 2 кн. Кн.1: Производство горячекатаных листов и полос / Ю.В.Коновалов - М.: Москва: Теплотехник, 2008. – 640 с.

МИНИМИЗАЦИЯ АСИММЕТРИИ ШТАМПОВАННО-КАТАНЫХ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ КОЛЕС

Фоменок И.А., Снитко С.А.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

В колесопрокатном производстве все так же актуальной остается задача снижения металлоемкости производства [1, 2 и др.]. В основном это связано со значительными припусками на механическую обработку колес, а также браком на прокате при производстве уже освоенных колес, зачастую связанного с нестабильностью размеров (асимметрией) черновых колес после прессопрокатной линии.

Известно, что к основным причинам асимметрии колес на прессопрокатной линии можно отнести следующие: дефекты формы исходных заготовок (овальность и косина реза), неравномерность температурного поля заготовок при нагреве под деформацию, непараллельность обжимных плит, несоосность инструмента при разгонке и формовке в штампах, несоосность заготовки относительно инструмента деформации прессов. Так как полностью исключить асимметрию заготовок на линии, равно как и разновес исходных заготовок, невозможно, то ее необходимо минимизировать.

Ранее нами были определены факторы [3], которые оказывают наиболее существенное влияние на асимметрию и которым можно управлять. Наиболее существенным оказался фактор неточной центровки заготовки перед ее формовкой в штампах.

В работе [2] предложен способ штамповки, позволяющий не только с асимметрию заготовок, но и снизить влияние точности настройки прессов на стабильность размеров штампуемых колесных заготовок. Актуально уточнить параметры данной технологии, которые обеспечат надежную самоцентровку заготовки в формовочных штампах и, соответственно, - минимальную асимметрию колесной заготовки.

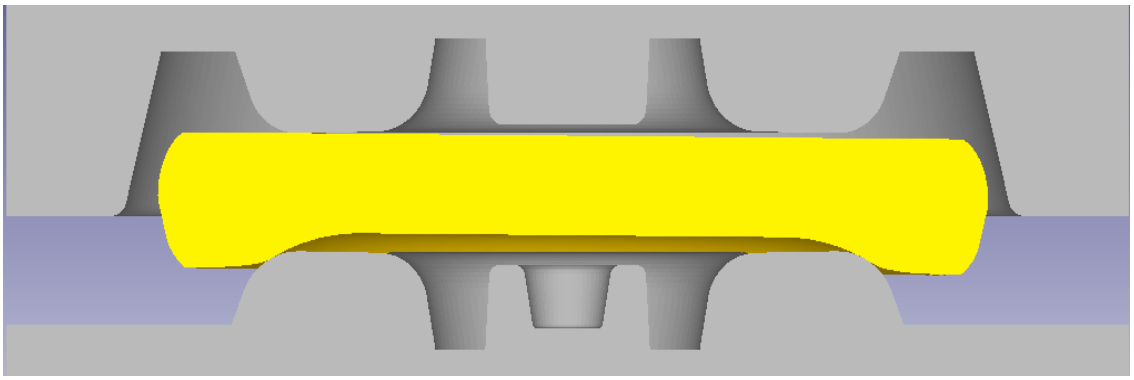
На базе методики, изложенной в [4], выполнено моделирование процессов осадки-разгонки (пресс силой 50 МН) предварительно осаженных заготовок и их последующей формовки в штампах (пресс силой 100 МН). Были реализованы соответствующие расчетные опыты, в которых предусмотрено варьирование угла наклона (α) периферийной части нижнего конусного штампа к горизонтали (таблица 1), именно величина данного угла определяет возможность самоцентровки заготовки и, соответственно, - получаемую при штамповке асимметрию. Также было предусмотрено децентровка заготовки относительно оси формовочных штампов (вправо в плоскости чертежа) на 5мм (рисунок 1). Так же представлены результаты реализации расчетного опыта №3 на прессе силой 50МН (рисунок 2).

В качестве параметра была выбрана мера асимметрии заготовки (Δ), определяемая как разница масс правой и левой частей колесной заготовки относи-

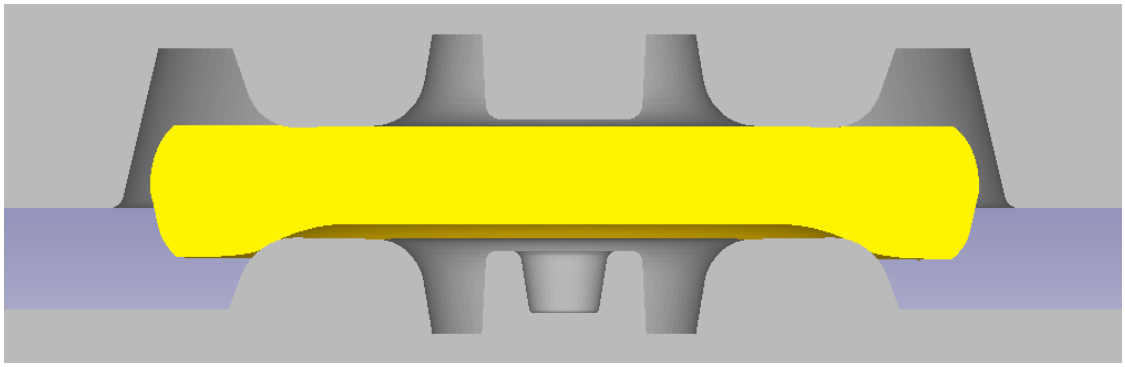
тельно вертикальной плоскости, проходящей через ось штампов (таблица 1). Результаты расчетов представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты исследования асимметрии колесной заготовки

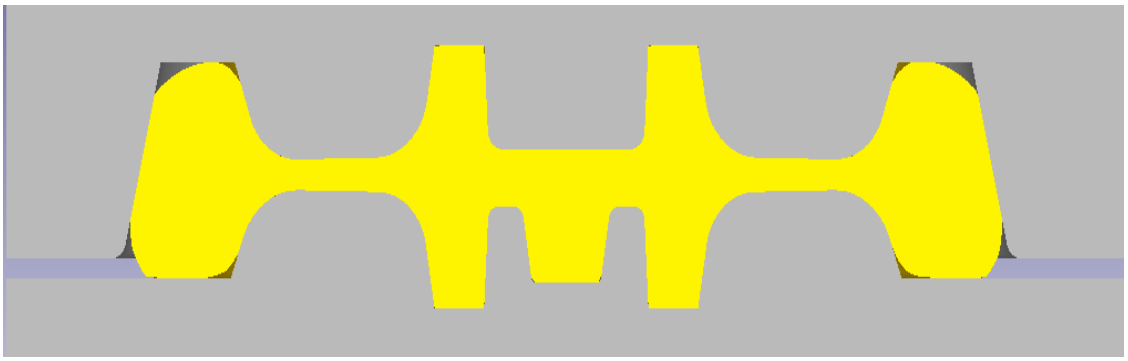
№ опыта	α, град.	Δ, кг
1	27	2,5
2	30	1,9
3	33	0,05



а



б



в

Рисунок 1 – Результаты реализации расчетных опыта №3: а – исходное положение заготовки в штампах; б – этап самоцентровки заготовки; в – последний момент штамповки колесной заготовки

а

б

Рисунок 2 – Результаты реализации расчетного опыта №3 на прессе силой 50МН: а – исходное положение заготовки; б – последний момент разгонки

Анализ полученных результатов показал, что наименьшая асимметрия штампуемой заготовки достигается в опыте №3 (при $\alpha = 33^{o}$) за счет наиболее точной самоцентровки заготовки в штампах перед началом ее деформирования (рисунок 1 б). Это обеспечивает равномерное заполнение металлом периферийной полости формовочных штампов (рисунок 1 в) и, соответственно, - стабильность размеров получаемой колесной заготовки под прокатку.

Анализ полученных результатов также показал, что дальнейшее увеличение угла α нецелесообразно.

Литература:

1. *Яковченко, А.В.* Проектирование профилей и калибровок железнодорожных колес / А.В. Яковченко, Н.И. Ивлева, Р.А. Голышков. - Донецк: Донецкий национальный технический университет, 2008. - 491с.

2. *Снитко, С.А.* Совершенствование технологии и оборудования в колесопрокатном производстве / С.А. Снитко, А.В. Яковченко, А.Л. Сотников // Вестник ДонНТУ. – 2017. – № 4(10). – С. 13-21.

3. *Фоменок, И.А.* Асимметрия штампованно-катаных железнодорожных колес и факторы ее определяющие / С.А. Снитко, И.А. Фоменок // Металлургия XXI столетия глазами молодых: сб. докл. междунар. науч.-практ. конф. студ.– Донецк: ДонНТУ, 2017.– С.103-106.

4. Snitko Sergey, Duzhurzhi Alexander. Features Finite-Element Modeling of the Deformation Exact Mass / Journal of Computational and Theoretical Nanoscience. - 2012. -Vol. 9, Nr. 9. - P. 1505 – 1510.

МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕТОДОМ КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ПРОЦЕССА АСИММЕТРИЧНОЙ ПРОКАТКИ НА БАЗЕ ПРОГРАММНОГО КОМПЛЕКСА ABAQUS

Халлыев Р.И., Денищенко П.Н.
Донбасский государственный технический университет,
г.Алчевск, ЛНР

С целью исследования влияния скоростной асимметрии на энергосиловые параметры процесса прокатки с использованием метода конечных элементов и программного комплекса ABAQUS были разработаны две математические модели, асимметричной и симметричной прокатки, применительно к условиям толстолистового стана 3000 Алчевского меткомбината.

Под асимметричным процессом прокатки в двух валках понимают прокатку, когда схемы действия сил на прокатываемую полосу, условия на контакте, напряженно-деформированное состояние и скоростные условия в зонах обжатия, относящихся к каждому валку, различны. Это наиболее общий случай процесса прокатки, при котором соответствующие параметры верхнего и нижнего валков неравны.

Нарушение любого из условий симметричного процесса прокатки приводит к асимметрии. Даже прокатка в валках с одинаковыми диаметрами, при различных контактных условиях, неодинаковом состоянии прокатываемой полосы по высоте, разных окружных скоростях валков или влиянии проводок и рольгангов будет проходить в условиях резко выраженной асимметрии.

Асимметричная прокатка - позволяет снизить усилие прокатки и энергозатраты на процесс деформации, уменьшить продольную и поперечную разнотолщинность, улучшить плоскостность и форму полосы, дает возможность оперативно управлять качеством поверхности, физико-механическими свойствами проката [1].

С целью исследования влияния скоростной асимметрии с использованием коэффициента рассогласования была разработана математическая модель процесса асимметричной прокатки сляба 250×1450×2460мм в черновой клети при производстве листа 16×2000×6000мм марки стали 15Г с использованием метода конечных элементов (МКЭ) и программного комплекса ABAQUS. Моделирование произведено для режима прокатки в черновой клети из 8 проходов. Использовался коэффициент рассогласования скоростей валков a_v=1,16 причем в четных проходах ведомый верхний валок, а в нечетных - нижний. Также было выполнено моделирование режима прокатки без применения асимметрии.

Взаимное расположение частей разработанной модели приведены на рисунке 1.

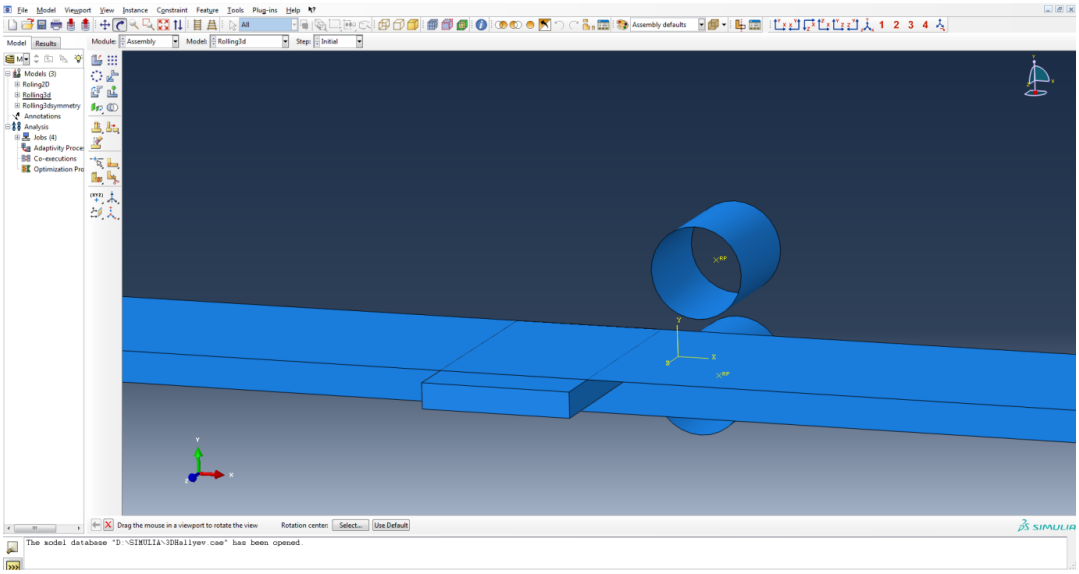


Рисунок 1 – Изображение окна Assembly разработанной модели

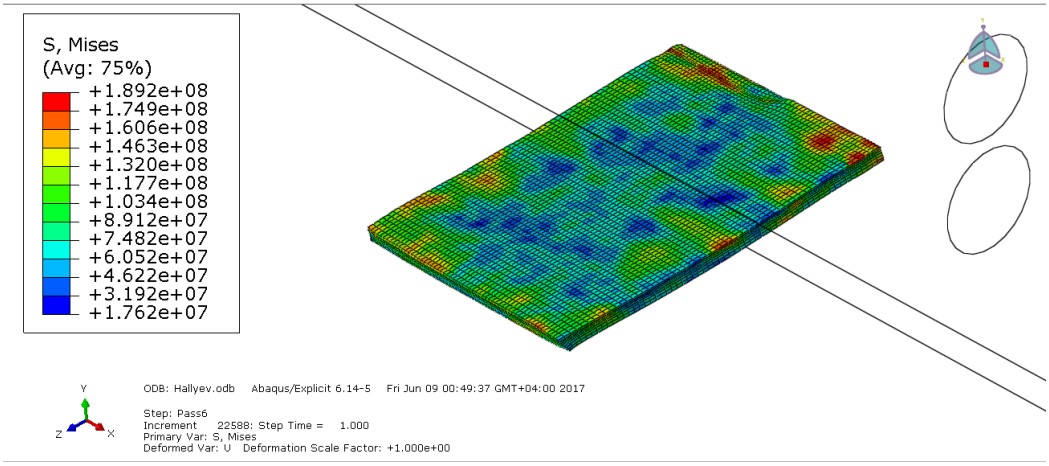


Рисунок 2 – Характерное поле распределение эквивалентной пластической деформации при асимметричной прокатке (a_v=1,16)

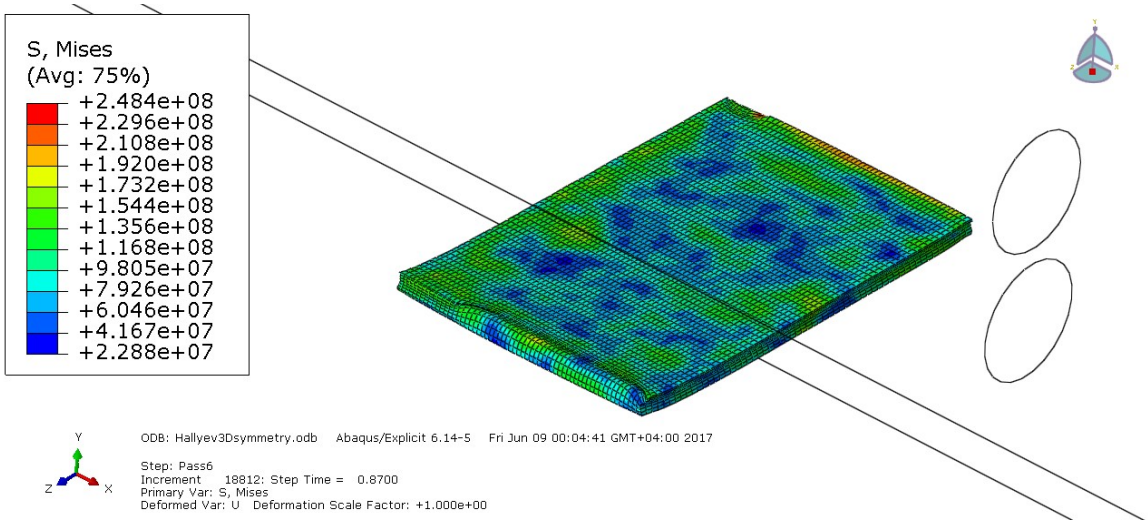


Рисунок 3 – Характерное поле распределение эквивалентной пластической деформации при симметричной прокатке

Исследовано напряженно-деформированное состояние в черновой клети и получено распределение усилия прокатки во время прохода. На рисунках 2 и 3 изображено характерное поле распределение эквивалентной пластической деформации при асимметричной и симметричной прокатке соответственно [2]. Видно, что в данном проходе при асимметричной прокатке величина напряжений меньше на 25%, чем при симметричной прокатке. В других проходах различие доходит до 35%.

В результате моделирования было получено распределение усилия прокатки во время проходов. На рисунке 4 показано характерное распределение усилия прокатки в 4 проходе.

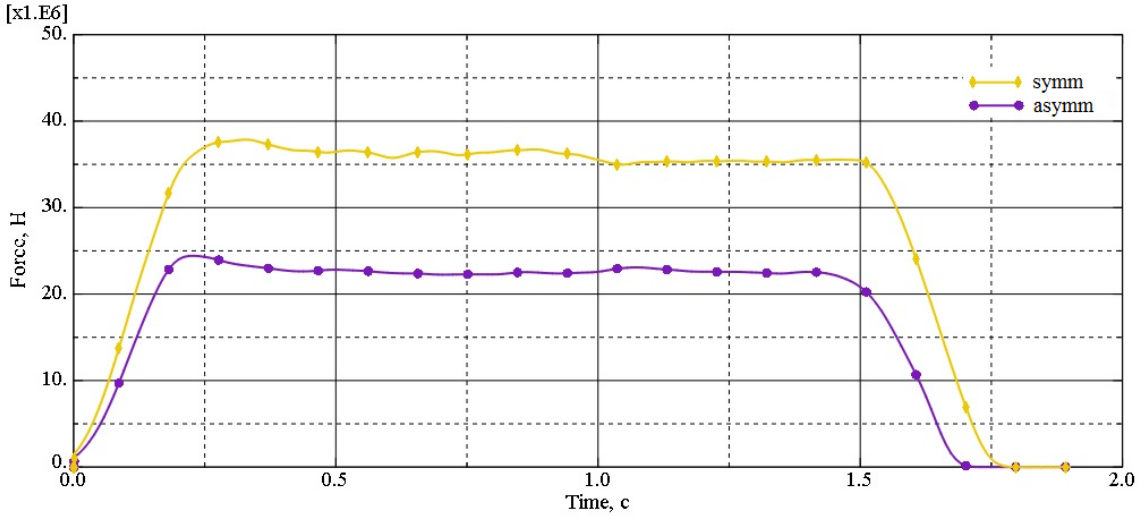


Рисунок 4 – Распределение усилия прокатки за время прохода при симметричной и асимметричной прокатке (a_v=1,16)

Усилие прокатки во всех проходах при вращении валков с одинаковыми угловыми скоростями (симметричный процесс прокатки) находится в пределах 33-37 МН и соответствуют значениям, полученным инженерными методами. Расчеты показали, что усилие прокатки при применении скоростной асимметрии меньше на 25-37%, чем при симметричной прокатке.

Разработанная математическая модель процесса асимметричной прокатки с использованием метода конечных элементов и программного комплекса ABAQUS может быть использована для анализа прокатки.

Полученные данные показывают эффективность применения асимметричной прокатки по снижению усилия прокатки, подтверждают адекватность разработанной модели и ее пригодность для дальнейших исследований процесса асимметричной прокатки.

Литература

1. *Бровман, М.Я.* Применение теории пластичности в прокатке. Изд.2, перераб. и доп. / М.Я. Бровман, 1991. - 252 с.

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

МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕТОДОМ КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ПРОЦЕССА КОНТРОЛИРУЕМОЙ ПРОКАТКИ ЛИСТА 14×2200×5500 ММ ИЗ СТАЛИ 09Г2ФБ НА БАЗЕ ПРОГРАММНОГО КОМПЛЕКСА ABAQUS

Урубохова К. А., Денищенко П.Н.
Донбасский государственный технический университет,
г.Алчевск, ЛНР

С целью установления возможности реализации способа контролируемой прокатки использовали метод конечных элементов и программного комплекса ABAQUS была разработана математическая модель, позволяющая моделировать, получить данные о напряженно- деформированном состоянии металла прокатки, а так же продольной и поперечной разнотолщинности.

Контролируемая прокатка— горячая прокатка в которой регулируется температурный режим от нагрева и до последнего прохода в клети. Так же учитываются деформационные (обжатия в проходах) параметры, паузы между проходами и кантовки. Это необходимо для того, чтобы в результате получить гарантированный заданный комплекс механических свойств металла[1].

С целью установления возможности реализации способа контролируемой прокатки листа в чистовой клети толстолистового стана 3000 размерами 14×2200×5500 мм из стали 09Г2ФБ было проведено исследование напряженно-деформированного состояния металла, а так же поперечной и продольной разнотолщинности металла методом конечно-элементного моделирования. Начальная толщина в проходе 14 мм. Установленное обжатие 2,5 мм. Модуль жесткости клети моделировался с помощью опции модуля Iteraction-Special-Springs/Dashpots заданием жесткости пружины 6 МН/мм, что соответствует модулю жесткости клети толстолистового стана 3000, которая соединена с шейкой опорного валка. Опорный и рабочий валок имеют возможность перемещения по оси У и вращения по оси Z. Для учета упругой деформации рабочего и опорного валка был задан модуль упругости и коэффициент Пуассона [2]. Привод валков осуществляется через шейку рабочего валка.

В результате моделирования были получены изоповерхности распределения напряжений по Мизесу, возникающие в прокатываемом металле, рабочем и опорном валке (рисунок 1, 2).

Так же было получено поле распределение эквивалентной пластической деформации, возникающее в прокатываемом металле (рисунок 3). Области металла с пониженной температурой и обладающие меньшей пластичность про деформировались в меньшей степени, чем более горячие области, обладающие большей пластичностью из-за упругой деформации валкового комплекта и пружины клети.

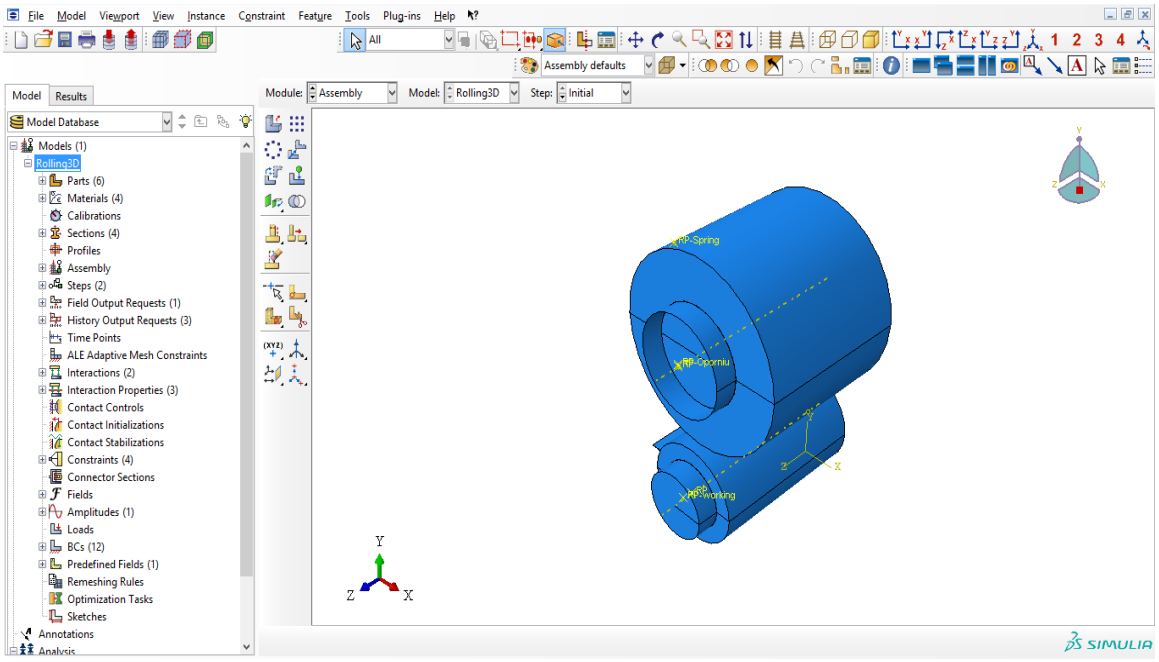


Рисунок 1 - Изображение окна Assembly разработанной модели

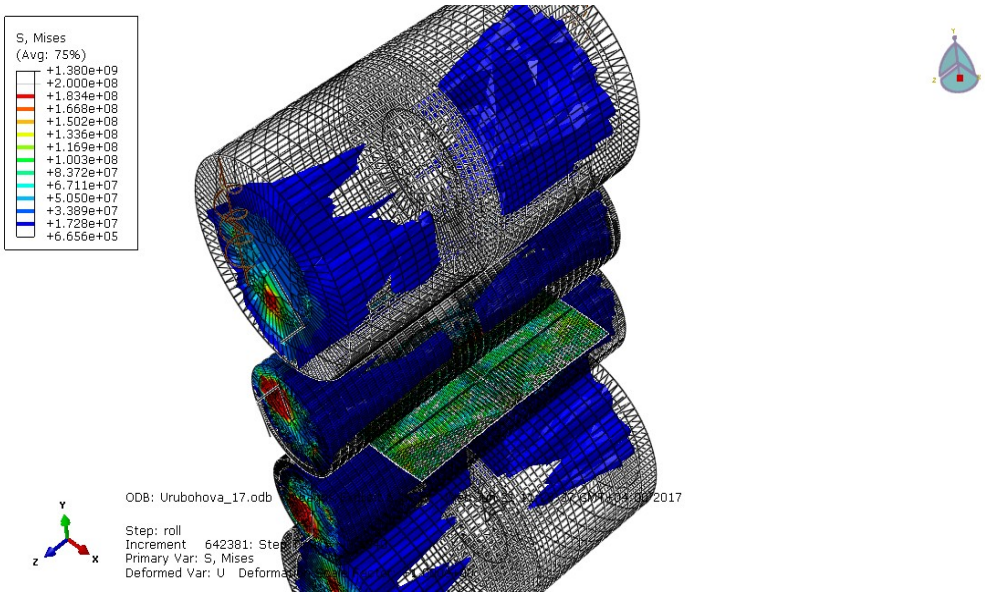


Рисунок 2 – Изоповерхности распределения напряжений по Мизесу

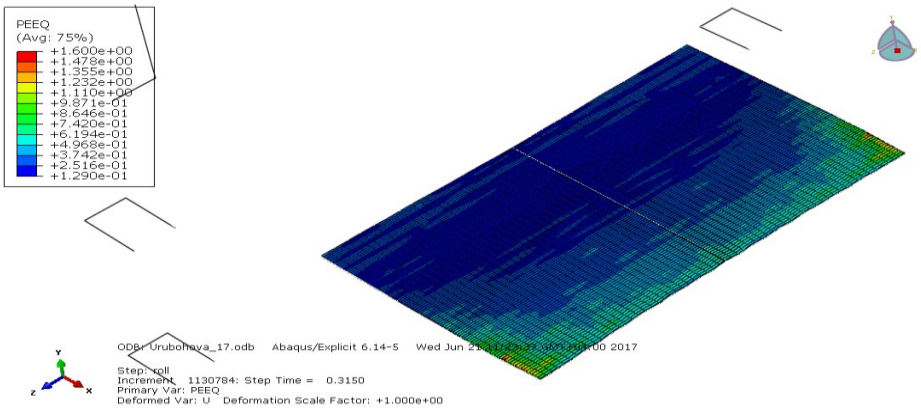


Рисунок 3 - Поле распределение эквивалентной пластической деформации

График перемещения оси рабочего валка в вертикальной плоскости во время прохода показан на рисунке 4.

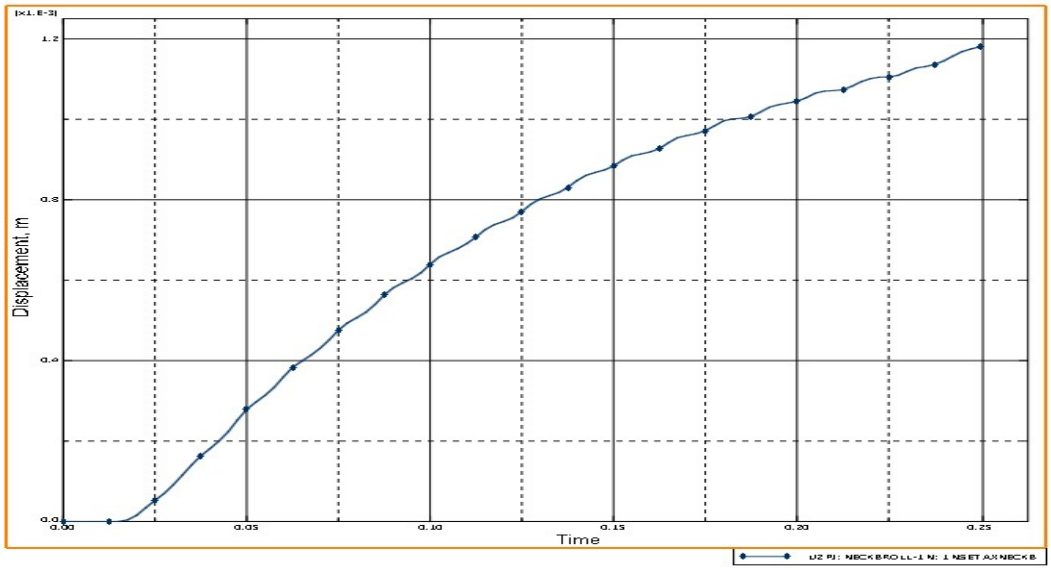


Рисунок 4 – График перемещения оси рабочего валка в вертикальной плоскости

Такая зависимость перемещения оси рабочего валка соответствует моделируемому процессу и показывает формирование продольной разнотолщинности (рисунок 5) из-за глиссажных меток.

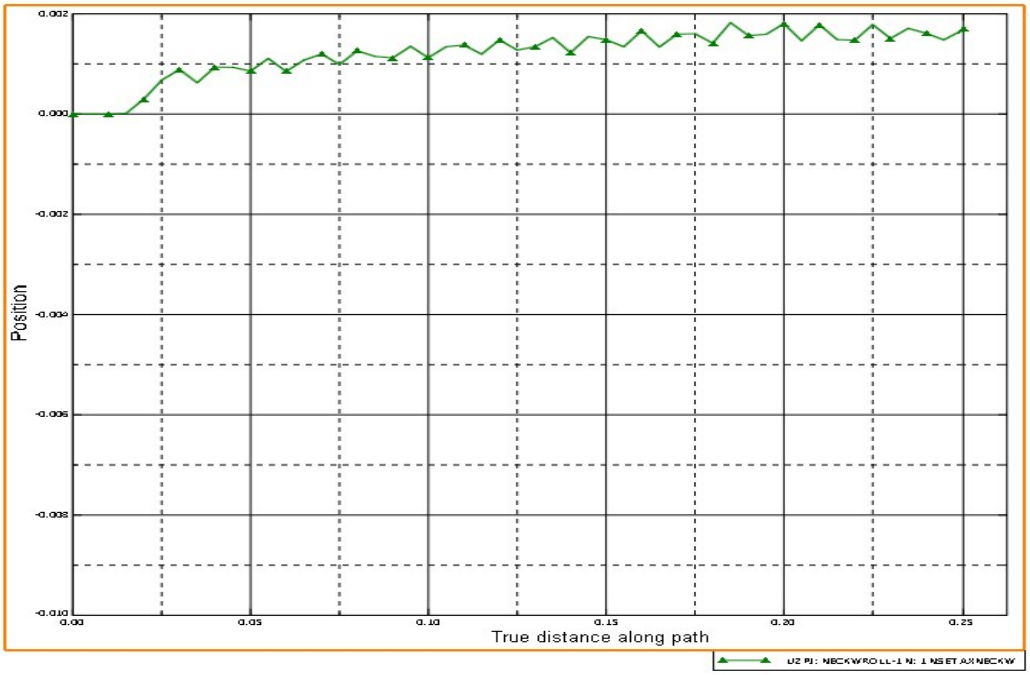


Рисунок 5 – График координат по оси У точек поверхности металла в продольном направлении

На рисунке 6 приведен график координат по оси У точек поверхности металла в поперечном направлении с учетом плоскостей симметрии XY и XZ. На-

блюдаемая поперечная разнотолщинность возникает из-за упругой деформации валкового комплекта и сплющивания валков.

Осцилляция на графиках объясняется дискретностью метода конечных элементов.

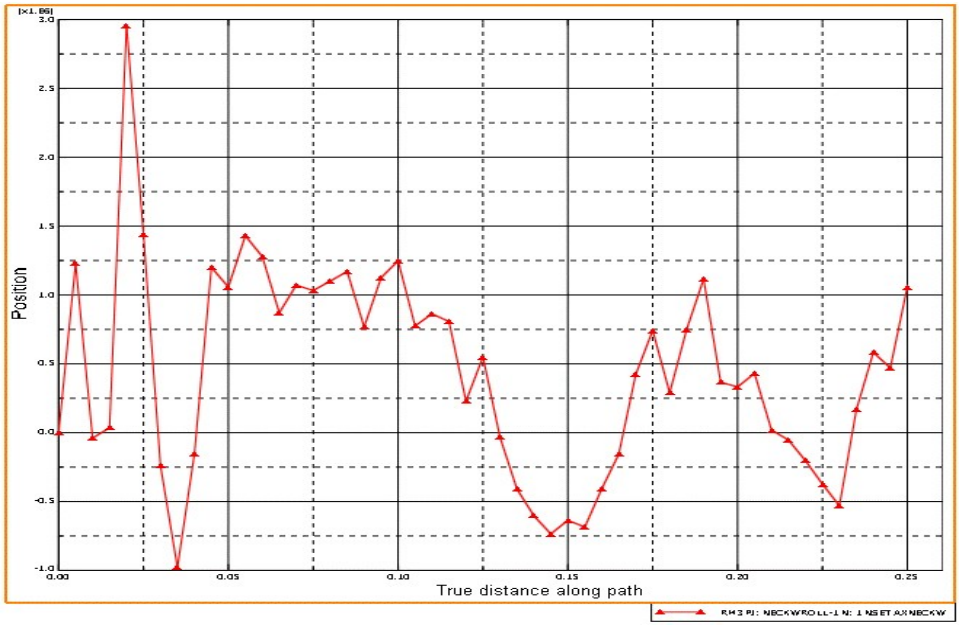


Рисунок 6 – График координат по оси У точек поверхности металла в поперечном направлении

Таким образом, разработана математическая модель процесса контролируемой прокатки с использованием метода конечных элементов и программного комплекса ABAQUS. После разработки и установления возможности реализации способа контролируемой прокатки листа в чистовой клети стана 3000 размерами 14×2200×5500 мм из стали 09Г2ФБ было установлено, что данный способ можно использовать на данном стане, продольная и поперечная разнотолщинность не превышают допустимых значений.

С использованием метода конечных элементов и программного комплекса ABAQUS была разработана математическая модель, позволяющая моделировать, получить данные о напряженно деформированном состоянии металла при прокатке.

Литература

1. *Погоржельский, В.И.* Контролируемая прокатка / В.И. Погоржельский, Д.А. Литкиненко, Ю.И. Матросов, А.В.Иваницкий. — М.: Металлургия,. 1979. — 184 с,

2. *Сегерлинд, Л.* Применение метода конечных элементов / Л. Сегерлинд . - М.: Мир, 1979. - 392 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ЗАПОЛНЕНИЯ РУЧЬЯ РОМБИЧЕСКОГО КАЛИБРА ПРИ РЕДУЦИРОВАНИИ СЛЯБА

Прядченко Э.В., Руденко Е.А.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

На сегодняшний день широко внедряется технология редуцирования непрерывно-литых слябов по ширине в мощных черновых реверсивных универсальных клетях широкополосных станов. Редуцирование позволяет сократить число типоразмеров непрерывно-литых слябов по ширине и получить полосу шириной на 200-250 мм меньше ширины исходного сляба [1].

В технической литературе достаточно широко представлены результаты исследования эффективности уменьшения ширины при разовых и многократных обжатиях слябов при прокатке в гладких вертикальных валках. Однако в литературе нет данных по влиянию многократных обжатий на эффективность уменьшения ширины при прокатке в калиброванных вертикальных валках [2].

Целью работы является исследование процесса заполнения ручья ромбического калибра при редуцировании сляба.

Исследование выполнили методом физического моделирования условий редуцирования слябов за один, два и три прохода на лабораторном стане.

Приняли масштаб моделирования 1:30, материал-свинец.

Моделировали процесс обжатия слябов толщиной 240 мм и шириной 1650-2000 мм в универсальной реверсивной клети с вертикальными валками диаметрам 1600-1900 мм и горизонтальными валками 1500 мм. Толщина образцов равна 8 мм, ширина 45, 60, 75 мм. Размеры ромбического ручья следующие, диагональ вдоль бочки валка (Вр) 11 мм, глубина (Нр)3 мм. (Рис. 1). Радиус по дну калибра 60 мм.

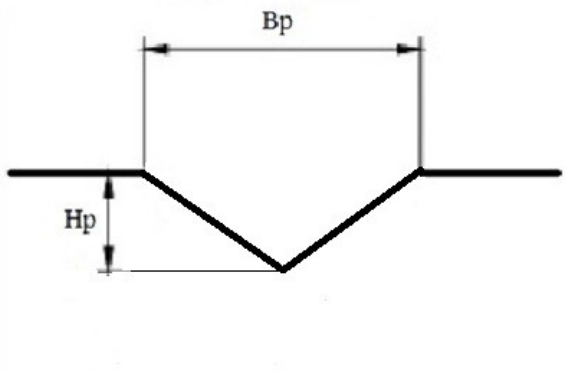


Рисунок 1 – Скелет ручья ромбического калибра

В данной работе выполнялась установка в ромбическом калибре ширина образца на ребро, далее перемещали верхний валок до контакта с образцом. Расстояние принимали между верхним и нижним валками ранвное S_0 (Рис.2, а), равное ширине образца $S_0 = B_0$.

Затем опускали верхний валок, изменяя межклетьевой зазор на ΔS_1, который определяли по разности $\Delta S=S_0-S_1$. Устанавливали ΔS_1 = 5-7 мм. (Рис. 2, б). На следующем этапе опускали верхний валок устанавливая зазор ΔS_2. $\Delta S= S_0-S_2$. Принимали ΔS_2 = 9-10 мм (Рис 2, в). Выполняли измерения после обжатия образцов.

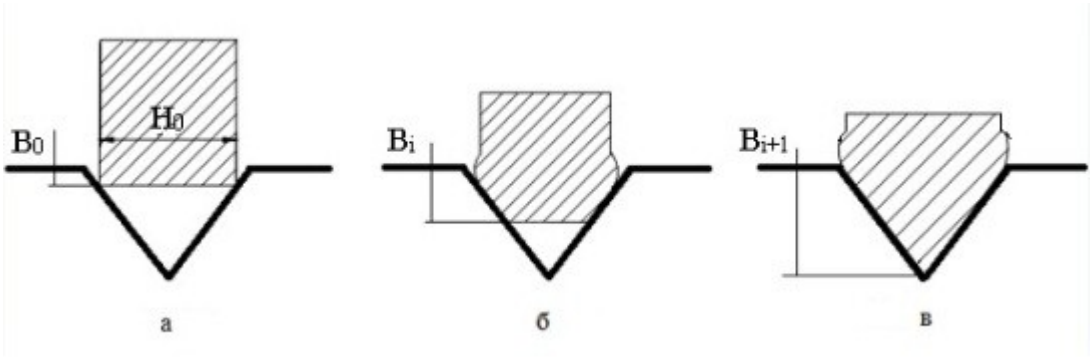


Рисунок 2 – Размеры ручья и стадии заполнения ручья металлом

После прокатки в вертикальных валках делали замеры каждого образца, в частности измеряли ширину и рассчитывали ее изменение.

$$B_в = \delta B_в = B_0 - B_в \quad (1)$$

Рассчитывали глубину заполнения калибра (расстояние от бочки до кромки образца) и рассчитывали коэффициент заполнения k.

$$k = \frac{B_{зап.}}{з}, \quad (2)$$

где 3 = глубине ручья, а

$$B_{зап} = \frac{B_в - B_к}{2}; \quad (3)$$

Затем все образцы проглаживали в горизонтальных валках диаметром 50 мм. Измеряли следующие параметры – ширину $в_г$ и ширину по контакту металла с боковыми стенками ручья $B_к$. Затем рассчитывали изменения ширины в горизонтальных валках

$$\delta B_г = в_г - B_0 \quad (4)$$

Рассчитывали коэффициенты влияния изменения межвалкового зазора.

$$K_{\Delta S}^{вв} = \frac{\delta B_в}{\Delta S}, \quad (5)$$

$$K_{\Delta S}^{вг} = \frac{\delta в_г}{\Delta S}, \quad (6)$$

$$K_{\delta B_в}^{вг} = \frac{\delta в_г}{\delta B_в}; \quad (7)$$

Результаты исследования приведены на графиках ниже.

Из графиков (рис. 3) видно, что процесс заполнения ручья калибра металлом на 3-5 мм, на образцах шириной 45,60 мм ширина образцов не изменяется, а на образцах шириной 75 мм, уменьшение незначительно (0,2 мм). С уменьшением межвалкового раствора ширина всех исследуемых образцов уменьшается на 1,5-4,5 мм. Однако после проглаживания образцов с малыми обжатиями (ΔS

= 3-5 мм) их ширина увеличивается в диапазоне 0,7-1,5 мм. С увеличением обжатия (ΔS = 7-10 мм) ширина образцов уменьшается от 0,2 мм, на узких, до 2,5 мм на широких.

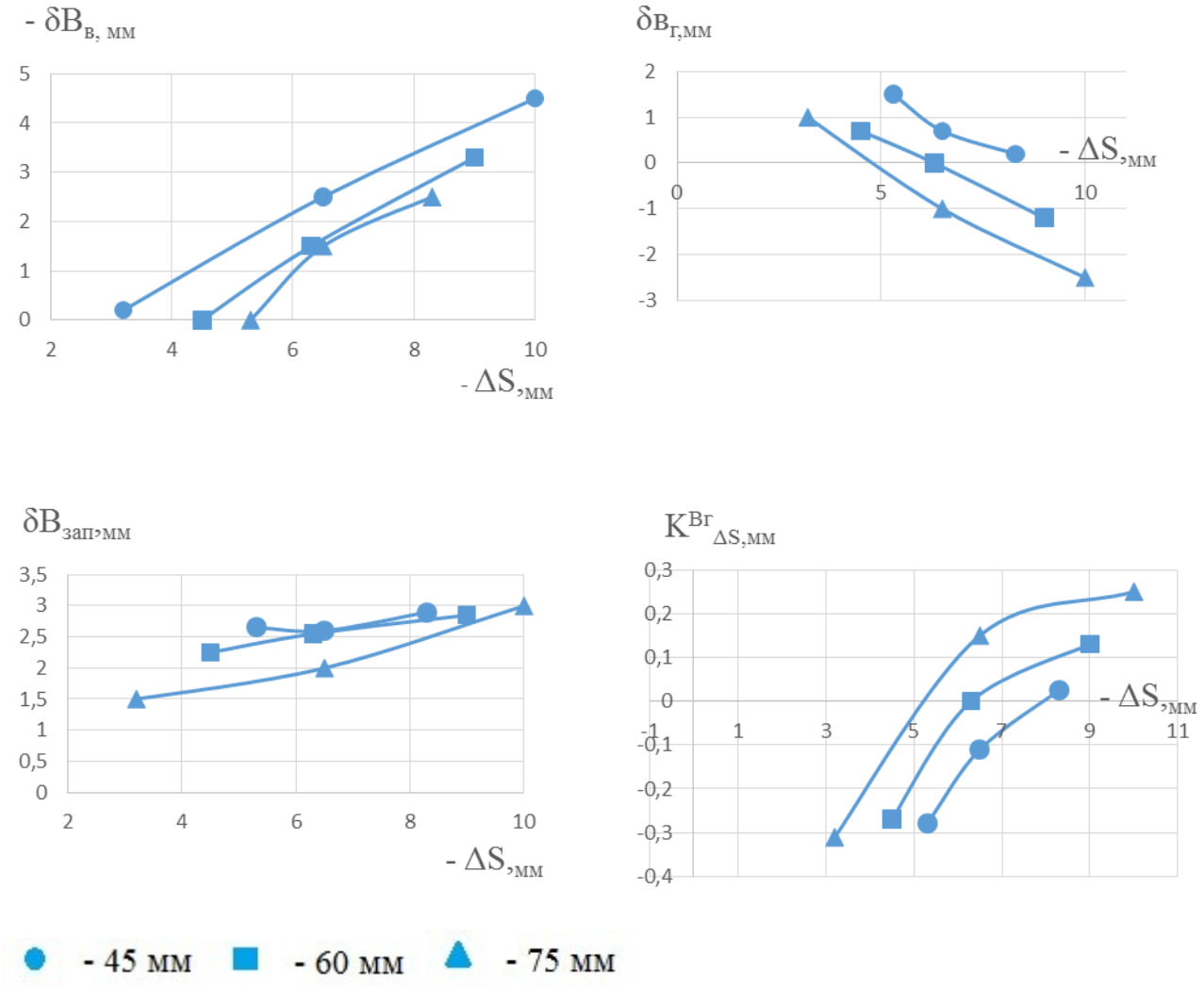


Рисунок 3 – Влияние изменения межклетьевого зазора ΔS на параметры ширины образцов

Следовательно при малых обжатиях происходит процесс вдавливания (прессования) металла в ручей и смещенный объем металла идет в увеличение ширины. С увеличением обжатий увеличиваются боковые наплывы и металл заполняет наружную часть ручья.

Литература:

1. *Коновалов, Ю.В.* Редуцирование непрерывнолитых слябов в технологической линии широкополосных станов горячей прокатки /Ю.В. Коновалов, Е.А. Руденко, М.О.Фролова // Сталь, 2014 - №6. – С. 47-53.

2. *Абэ, Х.* Техника большого обжатия сляба по ширине при черновой прокатке на полосовом стане горячей прокатки и меры по уменьшению потерь обрези / Х.Абэ, К.Саса, С. Накагара // «Тэцу то хаганэ», 1983. – Т.69 №10. - С. А229 – А232.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОСАДКИ И РАЗГОНКИ КОЛЕСНЫХ ЗАГОТОВОК ДЛЯ КОЛЕС ДИАМЕТРОМ 957ММ

Мамичев С.А., Снитко С.А.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Штампованно-катаные железнодорожные колёса Ø957мм по ГОСТ 10791-2011 нашли широкое применение в России и в других странах СНГ.

Технология производства [1]. Слитки поступают в цех в вагонах, порезка производится на пильных комплексах KSS/1600 фирмы LINSINGER. Нагрев производится в двух кольцевых нагревательных печах. Затем на прессе 20 МН производится предварительная осадка. После кантовки заготовок на 180º осуществляется операция деформации на прессе силой 50 МН с целью перераспределения металла между периферийной и центральной частями заготовки. Далее на прессе силой 100 МН производится деформирование с целью получения отформованных колёсных заготовок с окончательными размерами ступицы, подготовленным ободом и диском для последующей прокатки на колесопрокатном стане. На стане выполняется выкатка гребня и поверхности катания обода, а также раскатка обода по диаметру. На заключительном этапе на прессе силой 35 МН производят выгибку диска, калибровку обода по ширине и по его внутренней поверхности, прошивку отверстия в ступице и нанесение маркировки.

Основным недостатком существующей технологии является неудовлетворительная центровка заготовки перед ее формовкой в штампах пресса 100 МН. Существующий на прессе центрователь требует постоянной подстройки в процессе работы, что выполняют далеко не всегда, так как для этого необходимо останавливать прокат. В результате этого при высоком темпе прокатки получается большое количество прокатанных колес с нестабильными размерами обода и, как следствие, - повышенная ремонтная обточка.

Предлагается новый способ штамповки заготовок с частично сформированными ободом и ступицей на заготовочном прессе.Полученную заготовку, нагретую до температуры горячей пластической деформации, подвергают осадке обжимными плитами пресса силой 20 МН. Далее заготовка подвергается кантовке на 180º. Затем ее передают на нижний штамп заготовочного пресса силой 50 МН.

На прессе силой 50 МН выполняют центровку осаженной заготовки путем поднятия технологического кольца. Это обеспечивает равномерную деформацию заготовки по периметру при последующей ее штамповке, обеспечивающей предварительную формовку части обода и ступицы.

Полученная заготовка будет самоцентроваться в нижнемштампепресса 100МН еще до начала деформации по сформированной посадочной поверхности в зоне ступицы.

Применение предлагаемой технологии позволит стабилизировать размеры колесных заготовок и, соответственно, прокатываемых из них колес.

Для изучения особенностей рассмотренной технологии необходимо вы-

полнено конечно-элементное моделирование процесса осадки-разгонки-формовки заготовок.

На первом этапе выполнено моделирование процесса остывания заготовки на воздухе при её транспортировке рольгангом от печи к осадочному прессу силой 20 МН. Время транспортировки равно 25 с. Распределение температур в заготовке после её транспортировки и выдержки в течение 5 с на нижней плите пресса 20МН представлено на рис. 1. Средняя температура металла на поверхности заготовки перед осадкой составляет 1260 – 1270°С. Свободную осадку заготовки на прессе силой 20 МН производят до высоты 117 – 120 мм. Результаты моделирования осадки заготовки представлены на рис. 2. Полученное значение силы осадки (24,9) является для данного пресса максимально возможным. Его достигают при давлении рабочей жидкости 31,4МН/м^2 [2].

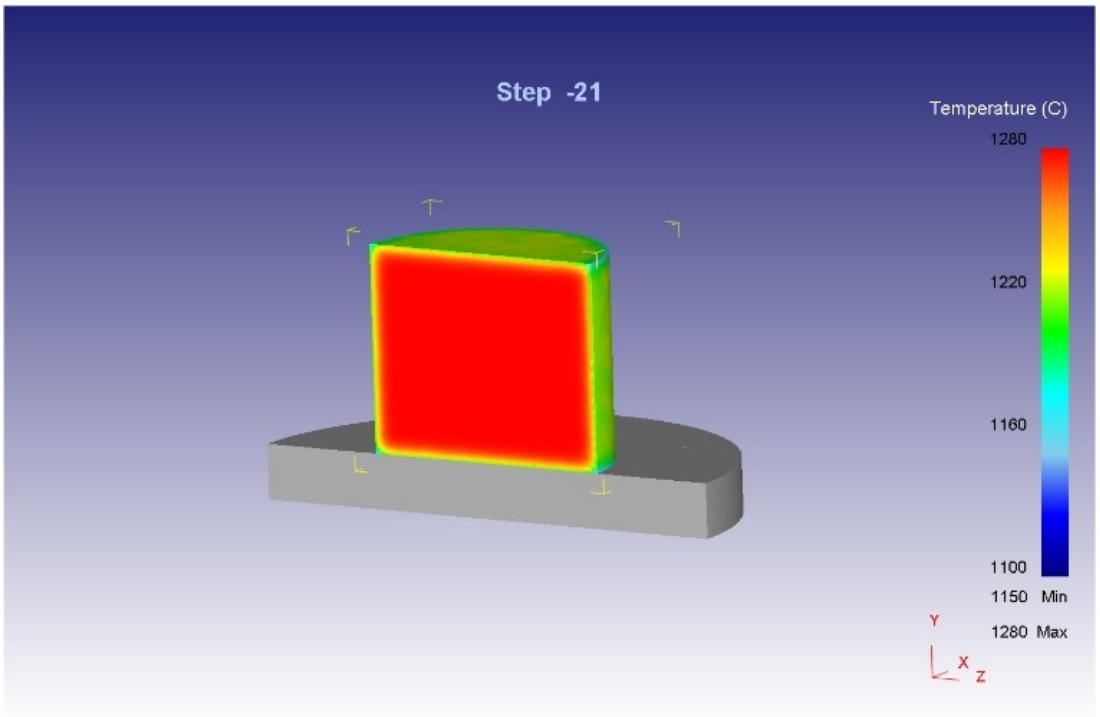


Рисунок 1 – Заготовка после ее транспортировки и выдержки на нижней плите

После этого заготовка подается на пресс силой 50 МН (время транспортировки – 10 с) для осадки-разгонки в технологическом кольце. Перед прессом 50 МН заготовку кантуют на 180° для выравнивания температуры с её верхней и нижней сторон. На рис.3 а, б представлено распределение температуры в заготовке до и после её транспортировки к прессу 50 МН, а также после выдержки заготовки (время выдержки – 5 с) на нижней обжимной плите пресса. Средняя температура металла на поверхности заготовки перед разгонкой составляет 1250 – 1260°С.

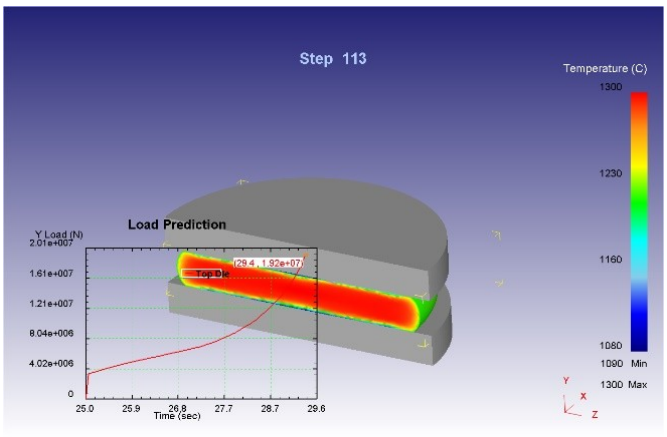
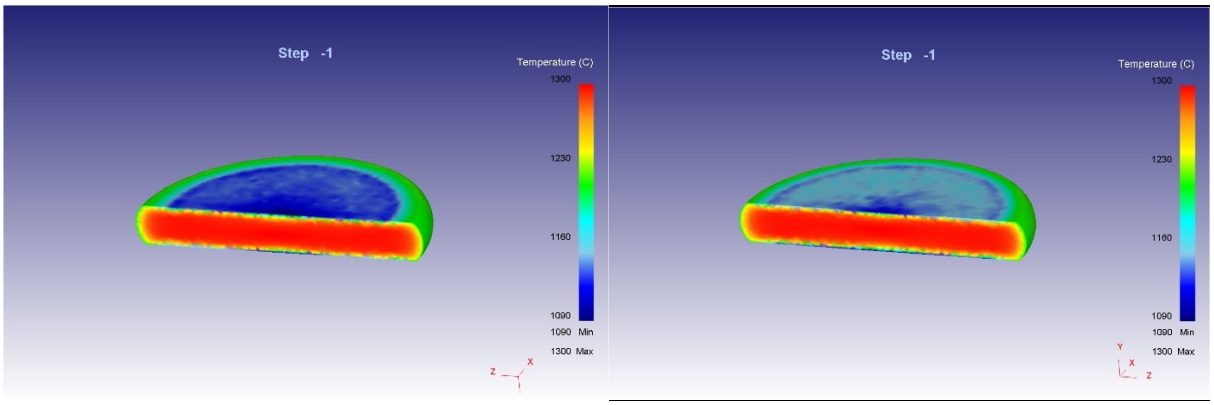


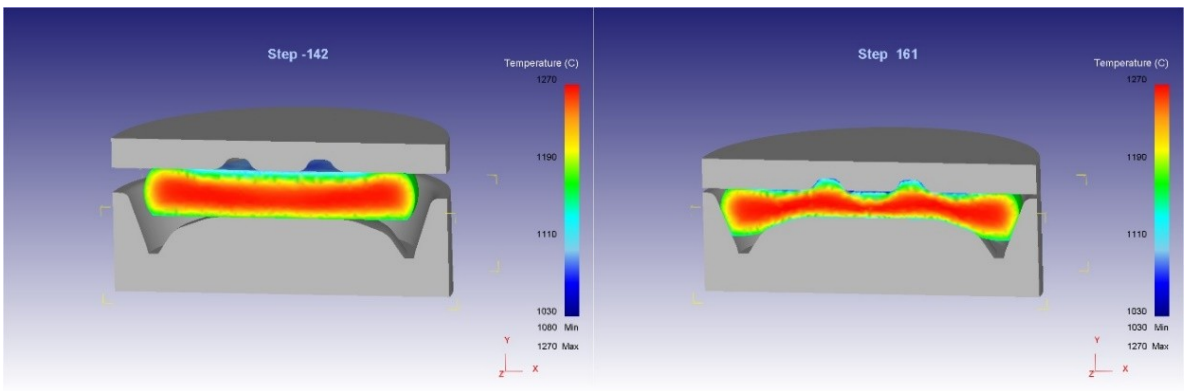
Рисунок 2 – Заготовка после ее осадки на прессе силой 20 МН



а б

Рисунок 3 – Заготовка (а) до и (б) после ее транспортировки и выдержки на нижней плите

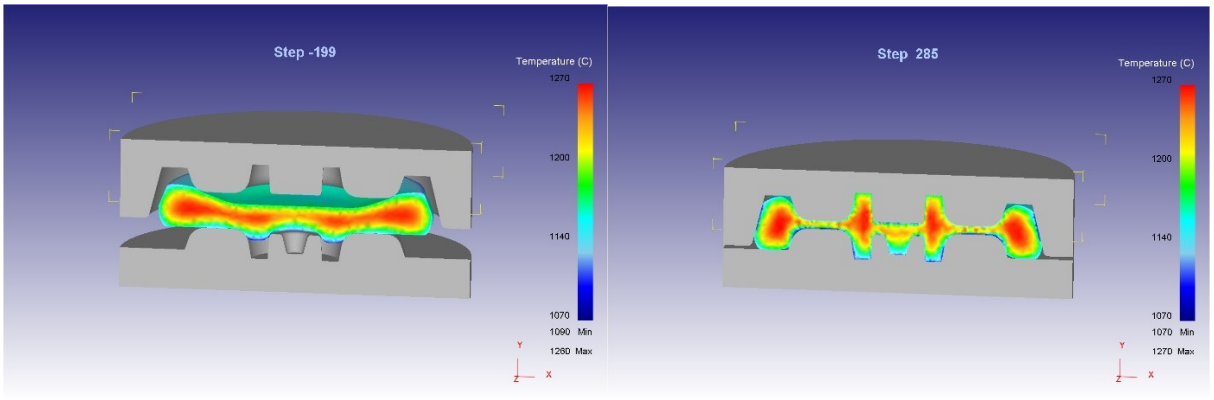
На следующем этапе выполняют опускание траверсы пресса до возникновения контакта верхнего штампа с заготовкой. Результаты моделирования процесса до и после разгонки заготовки на прессе силой 50 МН представлены на рис. 4 а, б.



а б

Рисунок 4 – Заготовка (а) до и (б) после ее разгонки на прессе силой 50 МН

После разгонки на прессе 50МН, заготовка передается на пресс силой 100МН, где осуществляется формовка. Такая заготовка самоцентруется в нижнем штампе, что обеспечивает стабильность процесса. На рис.5 а, б, представлены результаты до и после формовки.



а б

Рисунок 5 – Заготовка (а) до и (б) после ее формовки на прессе силой 100 МН

Выводы:

Разработана схема штамповки колесных заготовок, обеспечивающая повышение точности и стабильности размеров получаемых заготовок под прокатку.

Выполненный анализ формоизменения и силовых параметров процессов деформации заготовок на прессах 20МН, 50МН и 100МН показал рациональность разработанных режимов деформации.

Литература:

1. *Яковченко, А.В*. Проектирование профилей и калибровок железнодорожных колес: монография / А.В. Яковченко, Н.И. Ивлева, Р.А. Голышков. – Донецк: ДонНТУ, 2008. – 491с.

2. Пат. 86093 Украина, МПК B21H 1/00. Способизготовлениякolесных заготовок с ободом, диском и ступицей / Снитко С.А., Яковченко А.В. – № a2007 02738; заявл. 15.03.2007; опубл. 25.03.2009.

3. *Снитко, С.А.* Конечно-элементное моделирование многопереходного процесса деформирования заготовок при производстве железнодорожных колес / С.А.Снитко, В.Л.Калюжный // Вестник Национального технического университета Украины «Киевский политехнический институт». Сер.: Машиностроение. – 2011. – Вып. 62. – С. 106 – 111.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ АССИМЕТРИЧНОЙ ПРОКАТКИ НА ЭНЕРГОСИЛОВЫЕ ПАРАМЕТРЫ И РАЗНОТОЛЩИННОСТЬ ПОЛОС ПРИ КИНЕМАТИЧЕСКОЙ АСИММЕТРИИ

Ткаченко С.В., Митьев А.П.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Потребители листового проката постоянно увеличивают требования к точности и служебным свойствам поставляемой продукции.

Рост производства толстолистовой стали достигается вводом новых станов, увеличением массы прокатываемых исходных слитков и слябов, повышение обжатия и скорости прокатки.

Повышение обжатия при прокатке широких листов приводит к росту силового нагружения валковых узлов, повышению разнотолщинности и ухудшению плоскостности полос. Для регулирования разнотолщинности полос в процессе прокатки применяют гидрораспор прокатной клети, противоизгиб валков и ряд других методов.

Использование противоизгиба приводит к дополнительному нагружению рабочих клетей, усложнению конструкции, увеличению массы, снижение степени использования силовых резервов оборудования.

Таким образом, энергосиловое нагружение клетей толстолистовых станов определяет энергозатраты, точность геометрических размеров продукции, производительность стана, расход металла на единицу готовой продукции.

Стремление уменьшить силу прокатки, повысить точность готового листа стимулирует поиск новых путей и методов снижения энергозатрат и способность воздействия на геометрию листов.

Теоретические и экспериментальные исследования показали, что снижение энергосиловых параметров можно добиться в результате применения процесса ассиметричной прокатки [1].

Целью работы является получение количественных зависимостей характеризующих энергосиловые параметры прокатки со скоростной асимметрией, разработка и внедрение на их основе технологии прокатки толстых листов повышенной точности.

При ассиметричном процессе направление сил в очаге деформации и их величины изменяются, а это приводит к изменению условий деформирования на ведущем и ведомом валках.

При ассиметричной прокатке , когда окружная скорость одного валка (ведущего) больше скорости другого (ведомого), в очаге деформации имеются три зоны [2-4] : зона опережения, зона отставания и промежуточная зона, где силы трения на ведущем и ведомом валках направлены в противоположные стороны(рис.1).

Разнонаправленность сил трения можно приравнять к действию переднего и заднего натяжений.

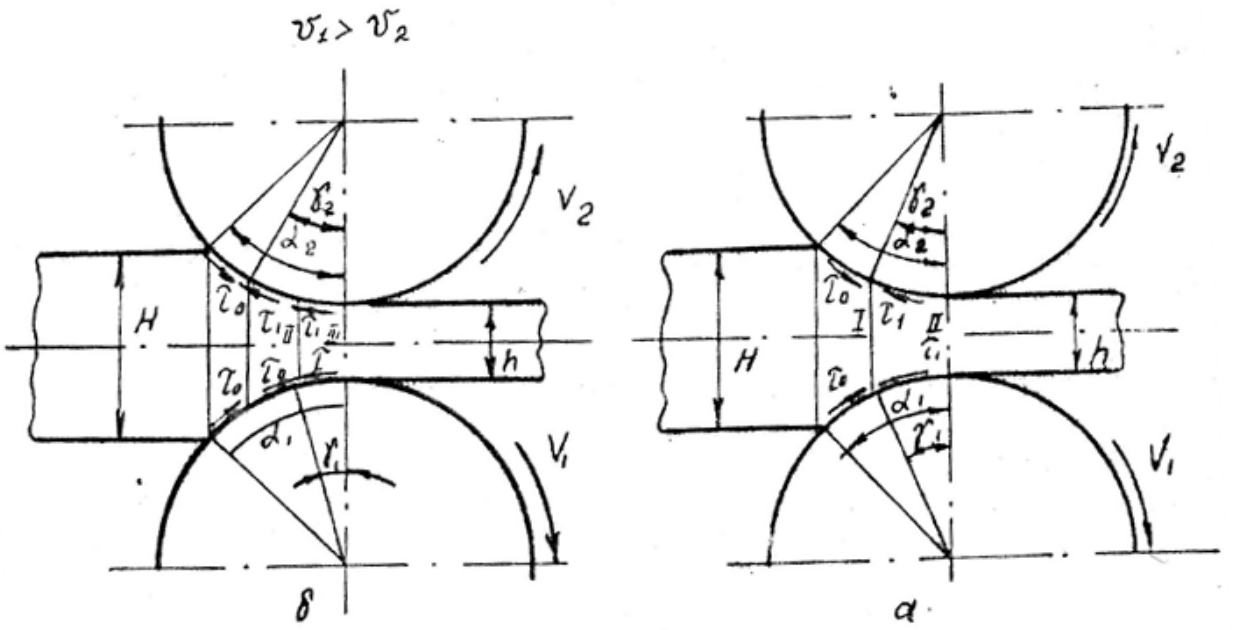


Рисунок 1- Структура очага деформации при симметричной прокатке (а) и асимметричной (б)

Для аналитического определения энергосиловых параметров ассиметричной прокатки используют дифференциальные уравнения равновесия [5].

Дифференциальные уравнения равновесия составляется для каждой зоны очага деформации. На основании теоретического анализа силовых параметров симметричной и ассиметричной прокатки [5] установлено, что силовые параметры при ассиметричной прокатке ниже, чем при симметричной.

Эффект снижения силовых параметров процесса, обусловленный асимметричностью процесса, возрастает с увеличением промежуточной зоны.

Наличие промежуточной зоны с различными направлениями сил трения приводит к изменению формы эпюры контактных напряжений. Куполообразная вершина эпюры нормальных напряжений срезается.

На участке, где силы трения имеют противоположное направление, нормальные контактные напряжения понижаются по мере приближения к выходу из очага деформации, то есть по мере уменьшения толщины. Снижение нормального контактного напряжения в очаге деформации происходит до полного исчезновения зоны опережения на ведущем валке, т.е. ПВ процесс.

Исследования проводились на лабораторном стане 100 с индивидуальным приводом рабочих валков.

Для измерения сил прокатки использовали месдозы, расположенные под нажимными винтами прокатного стана 100. Месдоза представляет собой стальной стакан, на поверхность которого наклеены полупроводниковые датчики типа КТД 2А клеем ВЛ-931.Собрана мостовая тензометрическая схема.

Сигнал с моста подается на безусилительный мост: затем на осциллограф Н145. Запись производим на осциллографную бумагу УФ200. На осциллографе произвели запись скорости прокатки от тахогенератора типа ТМГ30.

Для определения выхода металла из очага деформации применили свето- и фотодиоды, а также отметчик времени. На шпиндель прокатного стана для измерения крутящего момента установили тензорезисторы типа КФ 5Р2-10-400-В-12.

В ходе работы произвели запись энергосиловых параметров при симметричной и ассиметричной прокатке, приведенные в таблице 1.

Таблица 1-Толщина и ширина образца 30×40×90 мм после асимметричной прокатки

№ пропуска	Толщина Н, мм	Ширина на ведущем валке, мм	Скорость прокатки, об/мин		Сила прокатки, КН	
			На ведущем валке	На ведомом валке	При симметричном процессе	При асимметричном процессе
0	30	40				
1	28	41	8	5	45,4	44,5
2	27	42	8,3	5,1	50,8	49,5

Анализ литературных данных существующих схем прокатки со скоростной асимметрией является актуальной темой.

В результате проведенного исследования энергосиловых параметров установлено, что использование скоростной асимметрии не приводит к превышению допустимых значений тока и напряжения приводных двигателей, а сила прокатки уменьшилась на 5%.

Результаты исследований могут быть использованы при прокатке на толстолистовых реверсивных станах.

Литература:

1. *Перогиев, А.А.* Исследование влияния процесса асимметричной прокатки на поперечную деформацию толстых листов [Электронный ресурс] / А.А. Перогиев // Металлургия XXI столетия. – 2011.

2. *Целиков, А.И.* Основы теории прокатки / А.И. Целиков. - М.: Металлургия, 1970.- 358 с.

3. *Королев, А.А.* Новые исследования деформации металла при прокатке / А.А. Королев. - М.: Машгиз, 1953.- 268 с.

4. *Целиков, А.И.* Теория прокатки / А.И. Целиков, А.И. Гришков. – М.: Металлургия, 1965.- 247 с.

5. *Синицын, В.Т.* Несимметричная прокатка листов и лент / В.Т. Синицын. - М.: Металлургия, 1984.- 167 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ДРОБНОСТИ ДЕФОРМАЦИИ НА ФОРМОИЗМЕНЕНИЕ ТОЛСТЫХ ЛИСТОВ

Лащёнов А.Е., Юрченко Ю.И., Закарлюка С.В.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Увеличение абсолютных обжатий при прокатке в горизонтальных валках толстолистовых станов способствует повышению их производительности. Оснащение новых толстолистовых станов мощными клетями с горизонтальными валками позволяет вести процесс прокатки с большими абсолютными обжатиями, что приводит к дополнительному уширению концов [1], т.е. к дополнительному веерообразному уширению.

В литературе [2,3] существует мнение о сходстве веерообразного уширения с обычным уширением, а существенным фактором, влияющим на уширение, является обжатие при прокатке. При производстве толстых листов, обычно суммарная вытяжка от сляба к листу вполне определена, а количество пропусков стремятся уменьшить, чтобы обеспечить высокую производительность станов.

Определение количественной зависимости веерообразного уширения от дробности деформации позволит управлять формой раскатов на толстолистовых станах, имеющих в своём составе клеть с вертикальными валками, выбирая рациональную величину обжатия боковых (торцевых) граней при прокатке листов по продольной или поперечной схеме без промежуточных кантовок в горизонтальных валках.

Для изучения влияния дробности деформации на формоизменение раскатов были изготовлены образцы-модели слябов четырёх типоразмеров, по 3 образца на каждый размер. Прокатку образцов осуществляли в цилиндрических валках с одинаковой суммарной вытяжкой, но за разное число пропусков. (Таблица 1)

Таблица 1 - Размеры образцов-моделей слябов и листов и параметры прокати для изучения влияния дробности деформации.

Группы образцов	Размеры слябов, мм			Размеры листов, мм			Число пропусков	$H_{ср}$, мм
	H	B	L	h	b	l		
1	24.0	150	200	6.0	150	800	24	0.75
2	24.0	150	200	6.0	150	800	12	1.50
3	24.0	150	200	6.0	150	800	8	2.25
4	24.0	150	200	6.0	150	800	6	3.0

По результатам эксперимента построены кривые зависимости разноширинности ($\delta_к$) и длин концов раскатов ($L_к$) от вытяжки и среднего обжатия рис. 1 и 2.

Кривые зависимости средней разноширинности листов хорошо описываются уравнением параболического типа.

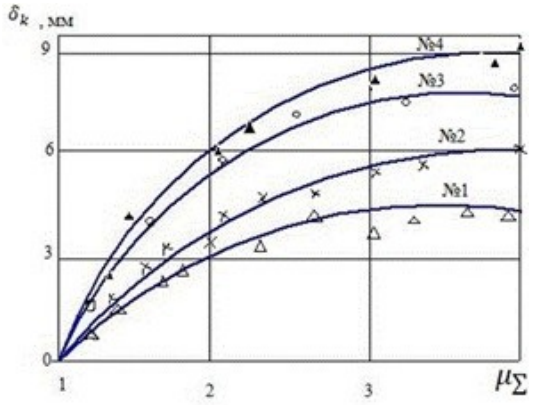
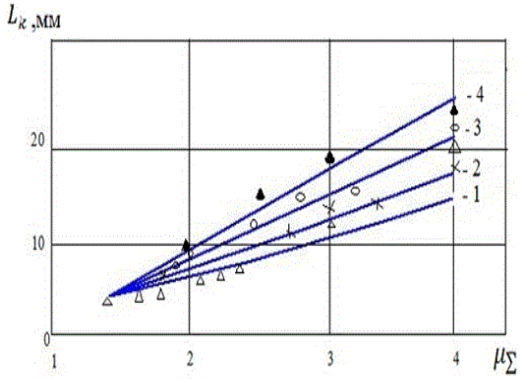


Рисунок 1 - Влияние дробности деформации на разноширинность листов



(цифры на кривых - номер группы образцов)

Рисунок 2 - Зависимость длины концов раскатов от дробности деформации

Влияние среднего обжатия за пропуск на разноширинность листов можно представить в виде:

- для лабораторных условий:

$$\delta_к = \frac{\mu_\Sigma - 1}{(0{,}213 - 0{,}042 \cdot \Delta H_{ср}) \cdot (\mu_\Sigma - 1) - 0{,}016 \cdot \Delta H_{ср} + 0{,}119}, \text{мм}$$

- для промышленных условий:

$$\delta_к = \frac{\mu_\Sigma - 1}{(0{,}213 - 0{,}0042 \cdot \Delta H_{ср}) \cdot (\mu_\Sigma - 1) - 0{,}0016 \cdot \Delta H_{ср} + 0{,}119}, \text{мм}$$

где μ_Σ - суммарная вытяжка при прокатке; $\Delta H_{ср}$ – среднее обжатие.

После обработки результатов эксперимента получена формула для определения длины участка веерообразного уширения в зависимости от среднего обжатия и коэффициента суммарной вытяжки:

$$L_к = (4{,}04 + 1{,}281 \cdot \Delta H_{ср}) \cdot \mu_\Sigma - 2{,}48 - 1{,}2 \cdot \Delta H_{ср}, \text{мм}$$

Из результатов эксперимента по изучению влияния дробности деформации на веерообразное уширение можно сделать следующие выводы:

1. Установлено существенное влияние на разноширинность листов дробности деформации при прокатке в горизонтальных валках.

2. В интервале вытяжек $\mu_\Sigma = 1{,}1 \div 2$ дробность деформации оказывает незначительное влияние на изменение длины концов раската.

Литература:

1. *Бровман, М.Я.* Усовершенствование технологии прокатки толстых листов / М.Я.Бровман, Б.Ю.Зеличенок, А.И.Герцев. – М.: Металлургия, 1969.-255 с.

2. *Коновалов, Ю.В*. Справочник прокатчика: в 2-х книгах / Ю.В. Коновалов. – М.: Теплотехник, 2008. Кн.1: Производство горячекатаных листов и полос. - 640с.

3. *Клименко, В.М.* Исследование влияния размеров исходных слябов на форму толстых листов в плане / В.М. Клименко, Э.Л. Филиппов, Ю.И. Юрченко, В.Ф. Степанов. – М.: Металлургическая и горнорудная промышленность, 1988, №3 с.15-17.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ШТАМПОВКИ И ПРОКАТКИ ТРАМВАЙНЫХ БАНДАЖЕЙ

Нелип К.В., Яковченко А.В.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

В технически высокоразвитых странах прокатка является основным способов изготовления кольцевых изделий, что связано, прежде всего, с комплексом достоинств этого процесса.

В первую очередь, к таким достоинствам следует отнести низкую себестоимость получаемых изделий, высокую технологичность и гибкость процесса, универсальность применяемого технологического оборудования. Штампованно-катаные изделия имеют более однородную в сечении и ориентированную по окружности структуру металла [1].

Работа направлена на совершенствование технологии штамповки и прокатки бандажей для трамваев и снижение брака по таким дефектам, как утяжка и невыполнение гребня, что определяет ее актуальность.

Для повышения качества бандажей предложено использование закрытых калибров в вертикальных валках кольце- и бандажепрокатного стана (рис.1). Их применение создает более благоприятную схему деформирования металла в радиальном очаге деформации и способствует на практике реализации процесса прокатки бандажа с вытяжками, близкими к расчетным.

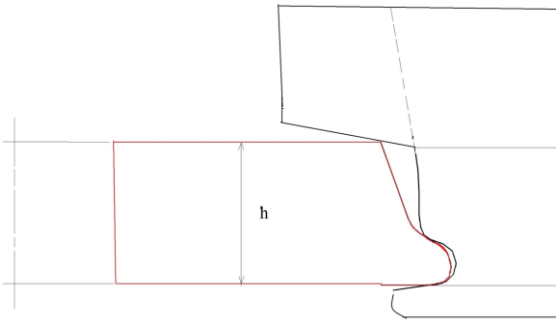


Рисунок 1 - Схема закрытого калибра главного валка кольце- и бандажепрокатного стана

Актуально использование современных методик расчета калибровок, обеспечивающих исключение в процессе прокатки перетекания металла из гребневой части в кольцевую и, соответственно, исключение утяжки гребня и его невыполнение.

Гребневая часть штампуемой заготовки должна обеспечить ее заход в гребневую часть калибра без образования заката (по гребню бандажа с его внутренней стороны). Схема, обеспечивающая выполнение этого условия, показана на рис. 2.

Разработку калибровки выполним на основе методики работы [2]. В процессе расчетов контур заготовки необходимо расположить относительно контура бандажа так, чтобы точки скелетов заготовки и бандажа в зоне перехода гребней части в кольцевую находились на одной вертикальной прямой.

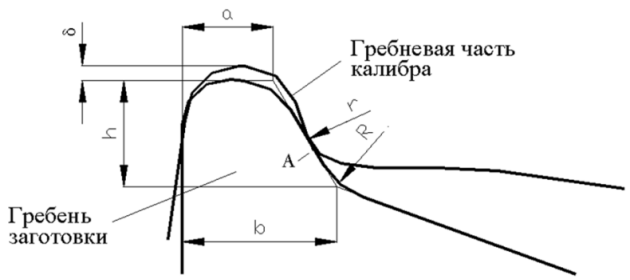
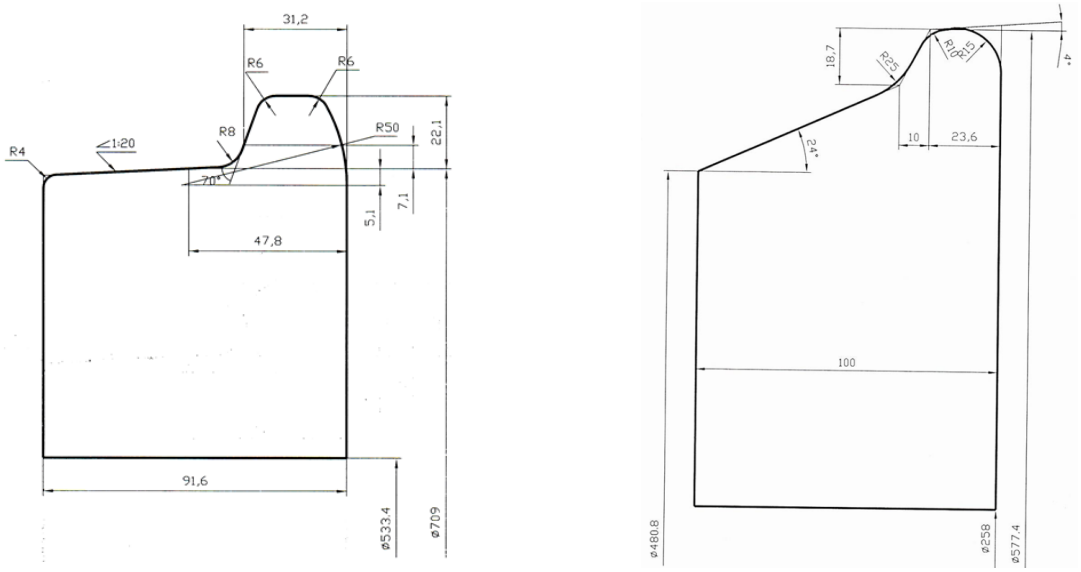


Рисунок 2 - Определение размеров гребня штампуемой заготовки

В соответствии с методом [2], равенство масс проектируемой заготовки и прокатанного бандажа обеспечиваем путем определения соответствующего угла наклона кольцевой части заготовки. На рис. 3 указанный угол найден равным 24°.



а б

Рисунок 3 – Калибровки для колесопрокатного стана (а) и заготовочного пресса (б)

Равенство вытяжек по гребневой и кольцевой частям бандажа в процессе его прокатки (исключает утяжку гребня) обеспечили соответствующей величиной радиального осевого обжатия в зоне круга катания.

Вывод: Разработана усовершенствованная калибровка для прокатки трамвайных бандажей 88×694×530 мм. Учтено условие равенства вытяжек по гребневой и кольцевой частям бандажа в процессе его прокатки, что позволит исключить перетекание металла, утяжку гребня и его невыполнение.

Литература:

1. *Шифрин, М.Ю.* Производство цельнокатаных колес и бандажей/ М.Ю. Шифрин, М.Я. Соломович. – М.: Металлургиздат, 1954. – 425 с.

2. *Яковченко, А.В.* Освоение технологии производства локомотивных бандажей с использованием одного прокатного стана / А.В. Яковченко, В.А. Новохатний, А.Ю. Лоскутов, И.М. Иващенко // Научные труды ДонГТУ. Металлургия. Выпуск 31. –Донецк. –2001. – с.115-121.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ЗАПОЛНЕНИЯ РУЧЬЯ КРУГЛОГО КАЛИБРА ПРИ РЕДУЦИРОВАНИИ СЛЯБА

Оноприенко М.С., Руденко Е.А.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

На сегодняшний день широко внедряется технология редуцирования непрерывно-литых слябов по ширине в мощных черновых реверсивных универсальных клетях широкополосных станов. Редуцирование позволяет сократить число типоразмеров непрерывно-литых слябов по ширине и получить полосу шириной на 200-250 мм меньше ширины исходного сляба.

В технической литературе достаточно широко представлены результаты исследования эффективности уменьшения ширины при разовых и многократных обжатиях слябов при прокатке в гладких вертикальных валках. Однако в литературе нет данных по влиянию многократных обжатий на эффективность уменьшения ширины при прокатке в калиброванных вертикальных валках.

Целью работы является исследование процесса заполнения ручья круглого калибра при редуцировании сляба.

Исследование выполнили методом физического моделирования условий редуцирования слябов за один, два и три прохода на лабораторном стане.

Приняли масштаб моделирования 1:30, материал-свинец.

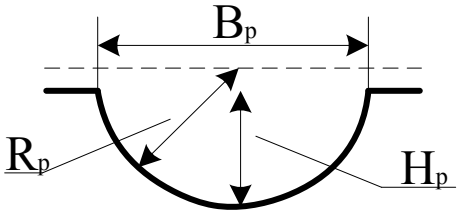


Рисунок 1 – Скелет ручья круглого калибра

Моделировали процесс обжатия слябов толщиной 240 мм и шириной 1650-2000 мм в универсальной реверсивной клети с вертикальными валками диаметрам 1600-1900 мм и горизонтальными валками 1500мм. Толщина образцов равна 8 мм, ширина 45, 60, 75 мм. Размеры круглого ручья следующие, диагональ вдоль бочки валка (Вр) 10 мм, глубина (Нр) 4 мм (Рис.1). Радиус по дну калибра 60 мм.

В данной работе выполнялась прокатка в круглом калибре на ребро, далее перемещали верхний валок до контакта с образцом. Расстояние принимали между верхним и нижним валками - S_0 (Рис.2, а), равное ширине образца $S_0 = B_0$. Затем опускали верхний валок, изменяя межклетьевой зазор на ΔS_1, который определяли по разности $\Delta S=S_0-S_1$. Устанавливали ΔS_1 = 5-7 мм. (Рис. 2, б). На следующем этапе опускали верхний валок устанавливая зазор ΔS_2. $\Delta S= S_0-S_2$.Принимали ΔS_2 = 9-10 мм (Рис 2, в). Выполняли измерения после обжатия образцов.

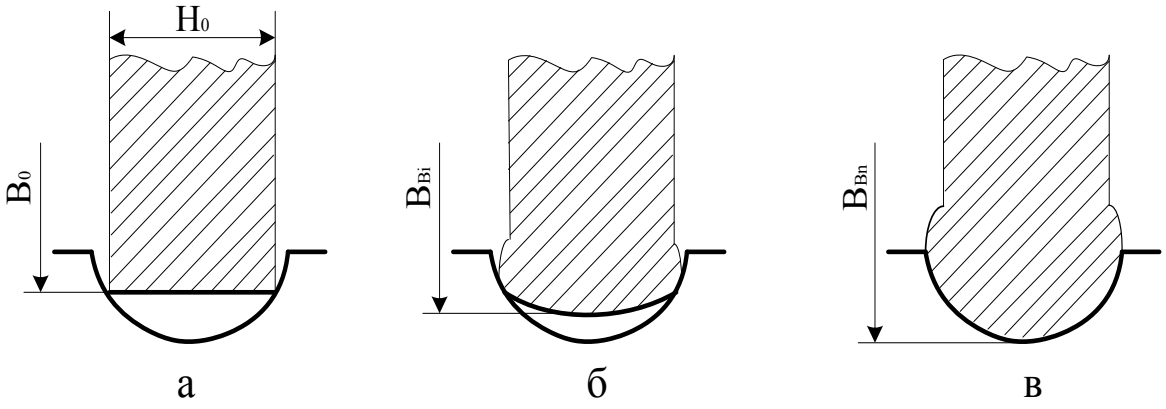


Рисунок 2 – Размеры ручья и стадии заполнения ручья металлом

После прокатки в вертикальных валках делали замеры каждого образца, в частности измеряли ширину и рассчитывали ее изменение.

$$B_в = \delta B_в = B_0 - B_в \quad (1)$$

Рассчитывали глубину заполнения калибра (расстояние от бочки до кромки образца) и рассчитывали коэффициент заполнения k.

$$k = \frac{B_{зап.}}{3}, \quad (2)$$

где 3 = глубине ручья, а

$$B_{зап} = \frac{B_в - B_к}{2}; \quad (3)$$

Затем все образцы проглаживали в горизонтальных валках диаметром 50 мм. Измеряли следующие параметры – ширину $в_г$ и ширину по контакту металла с боковыми стенками ручья $B_к$. Затем рассчитывали изменения ширины в горизонтальных валках

$$\delta B_г = в_г - B_0 \quad (4)$$

Рассчитывали коэффициенты влияния изменения межвалкового зазора.

$$K_{\Delta S}^{вв} = \frac{\delta B_в}{\Delta S}, \quad (5)$$

$$K_{\Delta S}^{вг} = \frac{\delta B_г}{\Delta S}, \quad (6)$$

$$K_{\delta B_в}^{вг} = \frac{\delta B_г}{\delta B_в}; \quad (7)$$

Результаты исследования приведены на графиках ниже.

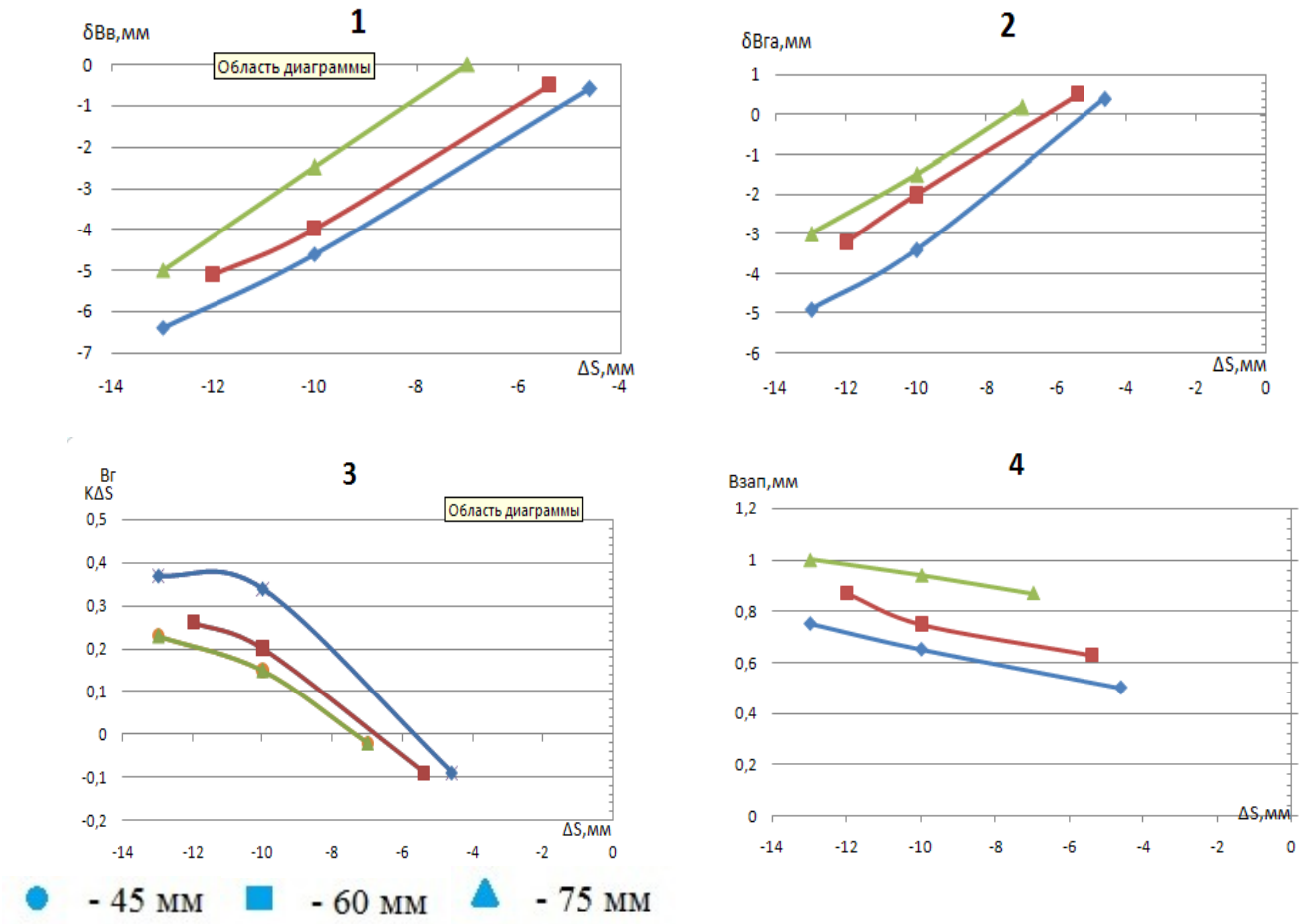


Рисунок 3 – Влияние изменения межклетьевого зазора ΔS на параметры ширины образцов

Из графиков (рис. 3) видно, что процесс заполнения ручья калибра металлом на 3-5 мм, на образцах шириной 45,60 мм ширина образцов не изменяется, а на образцах шириной 75 мм, уменьшение незначительно (0,2 мм). С уменьшением межвалкового раствора ширина всех исследуемых образцов уменьшается на 1,5-4,5 мм. Однако после проглаживания образцов с малыми обжатиями (ΔS = 3-5 мм) их ширина увеличивается в диапазоне 0,7-1,5 мм.С увеличением обжатия (ΔS = 7-12 мм) ширина образцов уменьшается от 0,2 мм, на узких, до 2,5 мм на широких.

Следовательно, при малых обжатиях происходит процесс вдавливания (прессования) металла в ручей и смещенный объем металла идет в увеличение ширины. С увеличением обжатий увеличиваются боковые наплывы и металл заполняет наружную часть ручья.

Литература:

1. *Коновалов, Ю.В*. Редуцирование непрерывнолитых слябов в технологической линии широкополосных станов горячей прокатки / Ю.В. Коновалов, Е.А. Руденко, М.О.Фролова // Сталь, 2014 - №6. – С. 47-53.

2. *Абэ, Х.* Техника большого обжатия сляба по ширине при черновой прокатке на полосовом стане горячей прокатки и меры по уменьшению потерь обрези / Х.Абэ, К.Саса, С. Накагара // «Тэцу то хаганэ», 1983. – Т.69 №10. - С. А229–А232.

УЧЕТ ТЕМПЕРАТУРНЫХ УСЛОВИЙ ПРИ ВЫБОРЕ РЕЖИМОВ ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКИ

Пятых А.В., Черный В.А.
Липецкий государственный технический университет,
г.Липецк, Россия

Температурные условия процесса холодной прокатки определяют уровень рабочей скорости и, следовательно, производительность стана, режим работы валков, плоскостность, обрывность и качество поверхности полосы [1]. Основными источниками тепла при холодной прокатке является работа деформации и сил трения. При прокатке происходит разогрев полосы и рабочих валков (рис.1).

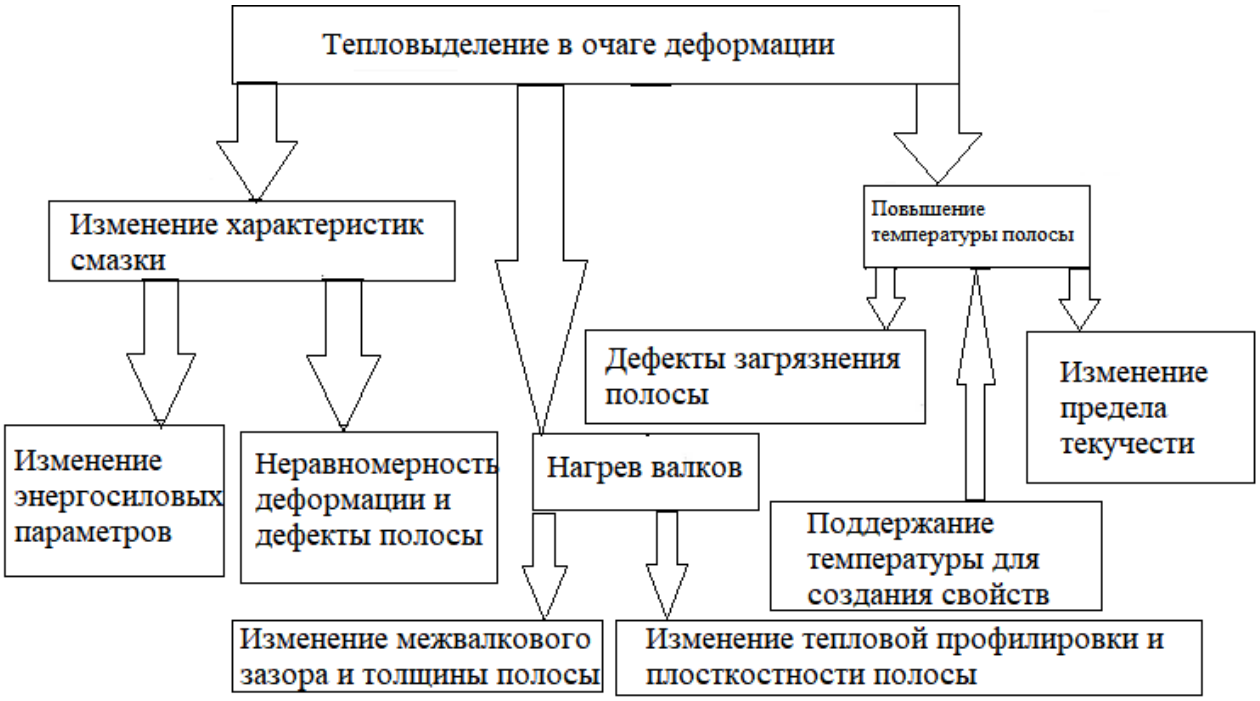


Рисунок 1 - Влияние теплового выделения на процесс холодной прокатки.

При прокатке низкоуглеродистых сталей на непрерывном четырехвалковом стане 1400 ПАО «НЛМК» температура полосы на выходе стана в зависимости от скорости прокатки составляет 90 – 120 °С. Неравномерность температуры по ширине полосы может достигать 40 °С. При значительной неравномерности температуры по ширине полосы последняя имеет большие отклонения от плоскостности. При прокатке высококремнистых марок сталей температура полосы на выходе стана составляет 100 – 140 °С [2,3,4].

Прокатка низколегированных высокопрочных сталей на стане 2030 сопровождается нагревом полосы в пятой клети до температуры 150 °С. В результате

динамического разупрочнения происходит снижение предела текучести материала полосы. Исследованиями было установлено, что при нагреве проката в диапазоне температур от 25 до 150 °С и суммарной степени деформации свыше 50% наблюдается снижение предела текучести сталей. НС260LA, НС300LA на 54 – 165 МПа, что составляет 20% относительно условного предела текучести, измеренной при температуре 25°С [5].

Разработанная численная методика расчета параметров холодной прокатки, дополненная процедурой адаптивного определения коэффициентов кривой наклепа прокатываемой стали, основанная на экспериментальных данных. Процедура адаптации учитывает влияние на энергосиловые параметры прокатки условий трения и изменение пластических свойств стали от температуры полосы. Методика предназначена для решения инженерных задач, связанных с проверкой возможности обработки различных типоразмеров полос как низколегированных высокопрочных сталей, так и других сталей при заданном составе и характеристиках оборудования с целью расширения марочного сортамента проката. Алгоритм учитывает погрешности модели, связанные с разупрочнением HSLA сталей при деформации в диапазоне температур 100…150 °С и изменение условий трения.

Коэффициенты кривых упрочнения были использованы в автоматизированной системе управления стана 2030 для расчета параметров начальной настройки при прокатке низколегированных высокопрочных сталей.

Сравнение режимов до (режим 1) и после (режим 2) уточнения кривой упрочнения приведено на рис. 2. Внедрение результатов работы позволило расширить марочный сортамент стана 2030, повысить качество листового проката и выход годного за счет уменьшения дефектов связанных с холодной прокаткой (продиры, риски, разнотолщинность) [5].

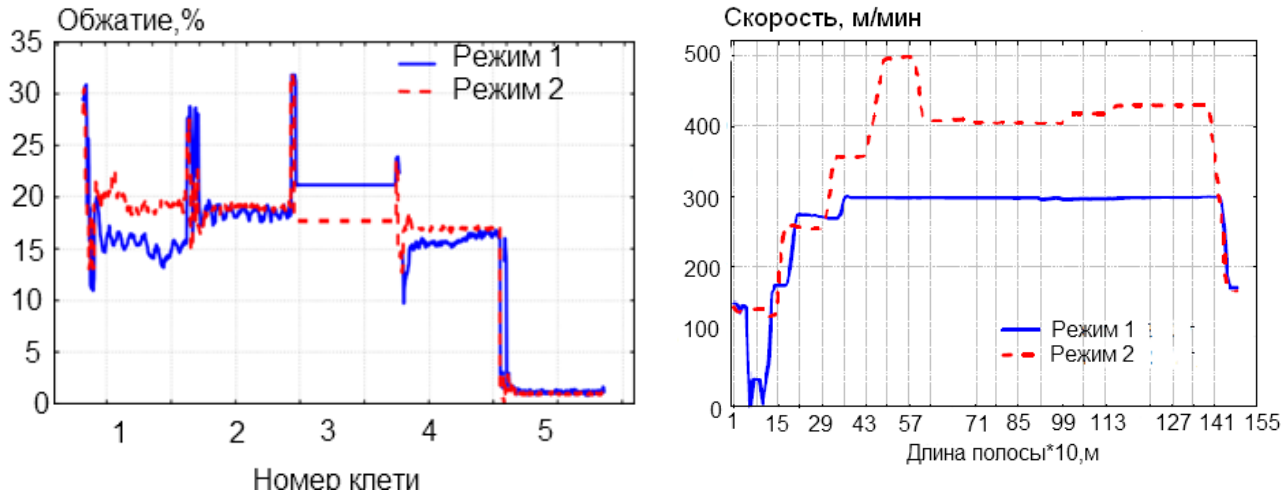


Рисунок 2 - Параметры холодной прокатки полосы 2,7-1,2 мм из стали марки НС380LA

Для обеспечения высокого уровня свойств высокопроницаемой трансформаторной стали при прокатке на реверсивном стане 1400 температура полосы в последних проходах должна быть выше 200 °С, что достигается выбором режимов обжатий, натяжений, скорости прокатки и охлаждения полосы.

Одной из основных проблем повышения производительности непрерывных станов холодной прокатки являются температурные условия. Температура возрастает от первых клетей к последним и при увеличении скорости прокатки может достигать значений, приводящих к таким изменениям свойств смазки, при которых происходит неравномерность деформации по ширине полосы и возможны дефекты термического характера на полосе.

Литература:

1. *Черный, В.А.* Температурные условия процесса холодной прокатки / Черный В.А. Чабоненко А.А., Оленин А.И. // Сборник тезисов докладов II Международной научно – практической конференции «Современная металлургия нового тысячелетия». – Липецк: ЛГТУ, 2016, с. 236-238

2. *Черный, В.А.* Влияние неравномерности температуры по ширине полосы на неравномерность удельного натяжения. / Черный В.А., Оленин А.И. // *Сборник* тезисов докладов научной конференции ЛГТУ, часть 1 – Липецк: ЛГТУ, 2016, с. 252-255

3. Черный, В.А. Самовыравнивание деформации по ширине полосы / Черный В.А., Чабоненко А.А., Янков С.А., Тамбовская С.В., Караваев А.В. // *Сборник* научных трудов международной научно-практической конференции «Современная металлургия начала нового тысячелетия» к 80 – летию НЛМК. Часть 2. С. 33 – 37, Липецк, изд-во ЛГТУ, 2014

4. *Черный, В.А.* Неравномерность температуры по ширине полосы / Черный В.А., *Чабоненко* А.А., Оленин А.И. // Материалы научной конференции по проблемам технических наук 2014. Липецк, из-во ЛГТУ, 2014, с 183 – 185

5. *Борисов, С.С.* Исследование упрочнения труднодеформируемой стали HSLA при холодной прокатке / Борисов С.С., Мазур И.П., Кавалек А. // Сб. докладов межд. конф. «Инновационные технологии обработки металлов давлением». – М.: Изд. дом МИСиС, 2011. С. 212-220.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМЫ ИЗМЕНЕНИЯ ГОЛОВЫ ПОЛОСЫ В ЧЕРНОВОЙ ГРУППЕ КЛЕТЕЙ СТАНА ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ

Черкашин В.И., Мазур И.П.
Липецкий государственный технический университет,
г.Липецк, Россия

Одной из причин потерь металла и увеличения расходного коэффициента при прокатке слябов в черновой группе стана 2000, являются дефекты «собачья кость» и «рыбий хвост». Из-за этих дефектов с каждой полосы обрезается до 80 кг металла, что при производительности стана в 6 млн. тонн металла в год приводит к увеличению себестоимости и снижению прибыли предприятия [1]. На рис.1 и рис.2 показана форма поперечного сечения сляба и его геометрические характеристики после деформации в вертикальных валках. Утолщение заготовки ближе к краям, полученные в процессе обжатия называются выпуклостями, а полученная форма — «собачья кость». Потеря ширины, возникающая на переднем конце сляба — этот эффект заключается в том, что после завершения прокатки с обжатием боковых кромок на переднем и заднем концах сляба обнаруживается смещение в продольном направлении боковых кромок (это явление называется «рыбий хвост») [2].

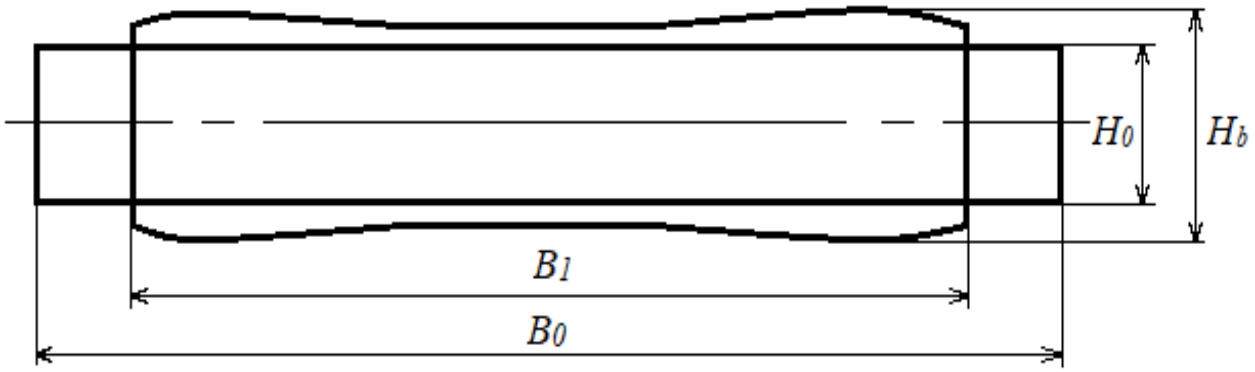


Рисунок 1 - Поперечное сечение сляба до и после деформации
H_0 - толщина сляба до деформации;
H_b - высота утолщения сляба после вертикального обжатия;
B_0 - начальная ширина сляба;
B_1 - конечная ширина сляба

Основным методом для численного решения задач механики и кинематики деформируемого твердого тела является метод конечных элементов [3]. Математическое моделирование процесса прокатки проводили в объёмной постановке задачи с использованием специализированного программного комплекса Abaqus [4]. При математическом моделировании процесса были приняты следующие допущения [5]:

1) рабочие валки абсолютно жесткие;

2) деформация осуществляется в изотермических условиях;
3) в силу симметрии задачи рассматривается половина сляба.

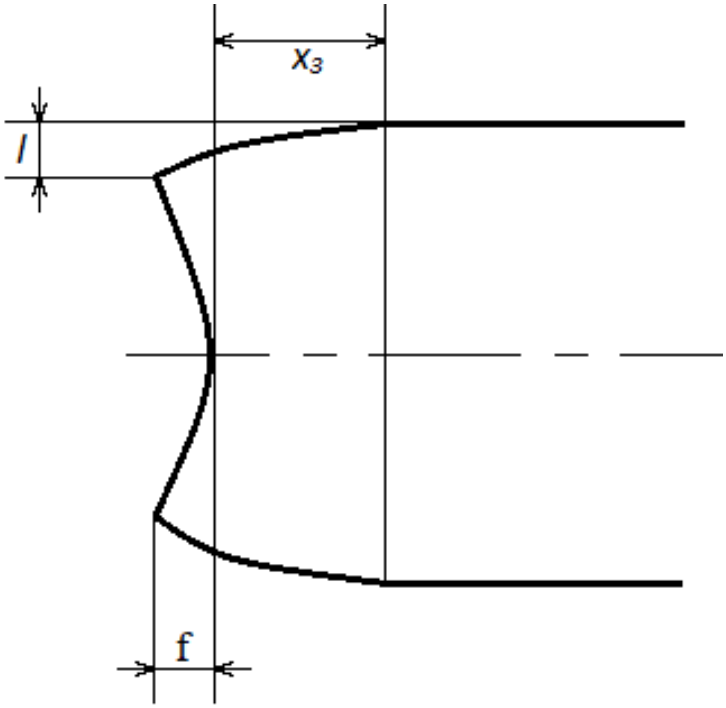
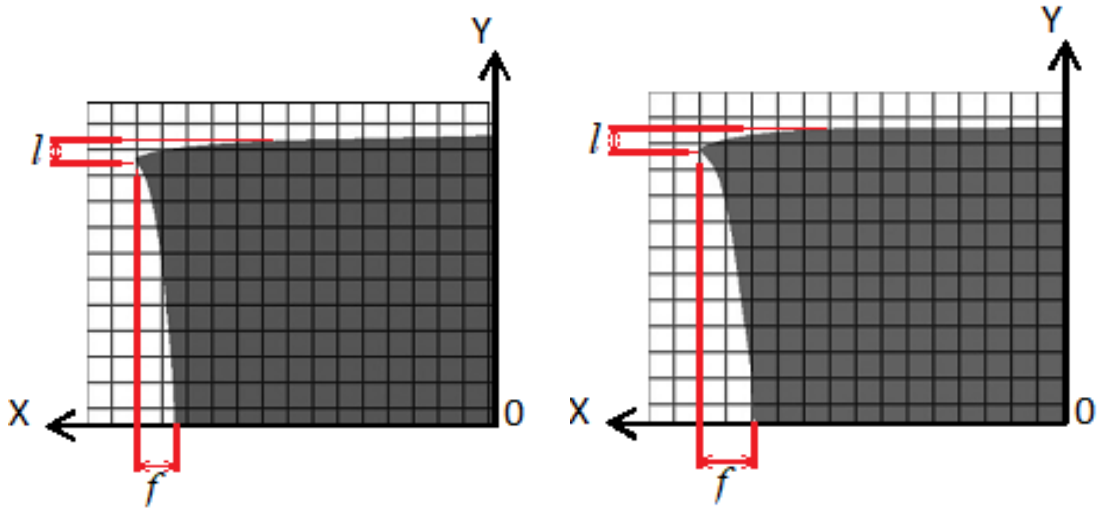


Рисунок 2 - Форма переднего конца сляба после деформации в вертикальных валках
f - стрела вогнутости переднего концевого участка сляба;
l - утонение концевого участка сляба;
$x_з$ - участок потери ширины

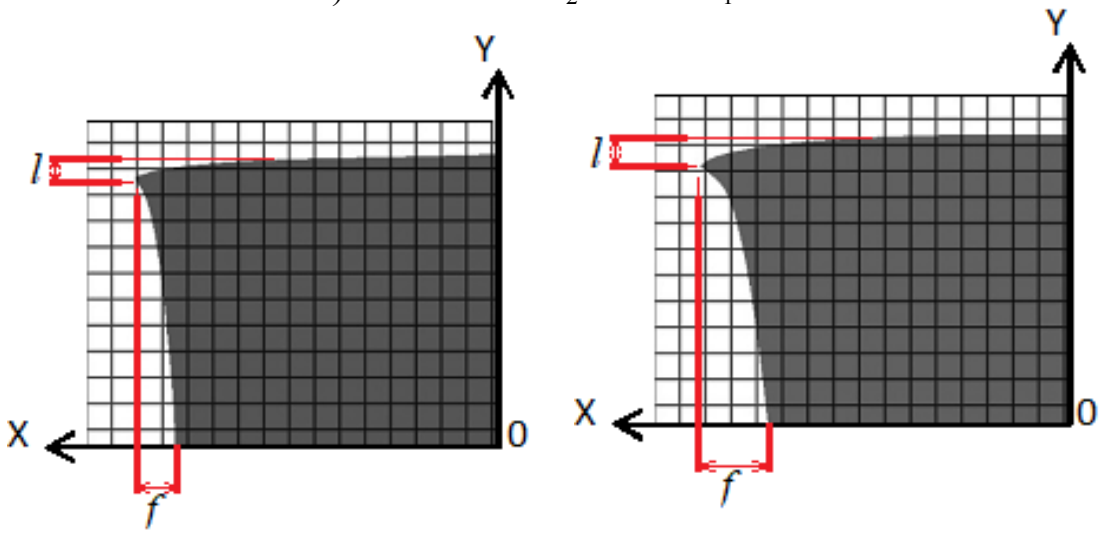
Деформируемый материал – сталь 17Г1С. Исходные данные для моделирования процесса обжатия в первой клети черновой группы стана 2000 [6-7]:

1) начальные размеры заготовки: толщина 250 мм, ширина 10 мм; длина 500мм;
2) рассматриваемый сегмент сляба состоит из 146484 восьмиузловых конечных элементов;
3) температура деформируемого металла 1200 °С;
4) радиус валков R=700 мм;
5) коэффициент трения μ_1=0.3 и μ_2=0.4;
6) скорость прокатки в первой черновой клети равняется V=1.5 м/с и задается скоростью вращения валков ω_1=2.1 рад/с и ω_2=2.9 рад/с;
7) обжатие ε_1=28% и ε_2=16%.

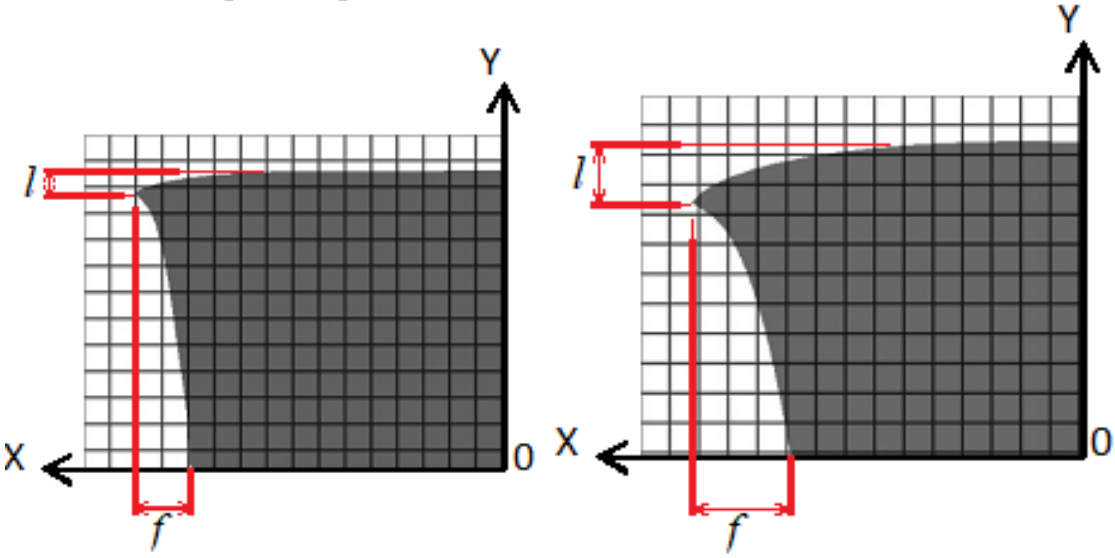
На рис. 3 показана форма головы сляба и его геометрических характеристик после деформации в валках. В результате моделирования величина стрелы вогнутости и утонения переднего концевого участка сляба показывает, что с увеличением коэффициента трения, обжатия и скорости вращения валков будет наблюдаться рост рассмотренных дефектов.



а) Обжатие на ε_2=16% и ε_1=28%



б) Скорость вращения валков ω_1=2.1 рад/с и ω_2=2.9 рад/с



в) Коэффициент трения μ_1=0.3 и μ_2=0.4

Рисунок 3 - Форма головы полосы после изменения технологических параметров

Явление зауженія переднего конца подката связано с внеконтактной деформацией переднего конца после выхода его из очага деформации. Такой характер деформации обуславливает наличие участка переменной ширины, который увеличивает расход металла в обрезь [8-9].

С применением метода конечных элементов разработана трехмерная модель деформации сляба в валках, позволяющая определить его геометрические характеристики в зависимости от начальной толщины и ширины, обжатия, радиуса валков и коэффициента трения.

Литература:

1. http://nlmk.com/ru/

2. *Кудинов, С.В.* Разработка и исследование технологии беспрограммной прокатки на широкополосных / Кудинов Сергей Владимирович; Диссертация. Липецкий техн. ун-т. - Липецк, 1997. - 172 с.

3. Cherkashina T.I., Mazur I.P., Aksenov S.A. Soft Reduction of a cast ingot on the incomplete crystallization stage. Materials Science Forum. 2013. Т.762. С. 261-265.

4. http://tesis.com.ru/cae_brands/abaqus/

5. Mazur I.P., Bel'skii S.M. The st Venant zone extent of the self-balancing longitudinal elastic stress. Materials Science Forum. 2012. Т. 704-705. С. 33-39.

6. *Анна, К.* Анализ процесса асимметричной прокатки в черновых клетях широкополосного стана / К.Анна, Д.Хенрик, С.Лукаш, И.П.Мазур // В сборнике: Фундаментальные и прикладные проблемы модернизации современного машиностроения и металлургии сборник научных трудов международной научно-технической конференции, посвященной 50-летию кафедры технологии машиностроения ЛГТУ. 2012. С. 67-73.

7. Astakhov A., Mazur I., Kawalek A. Grinding working rolls of hot rolling mills. В сборнике METAL 2012 – Conference Proceedings, 21st International Conference on Metallurgy and Materials 21.2012.С. 343-348.

8. *Коцарь, С.Л.* Моделирование динамических характеристик прокатных клетей / С.Л. Коцарь, В.А. Третьяков, В.В. Барышев, С.В. Кудинов // Сб. тр. научно-техн. конф. «Теория и технология производства чугуна и стали», посв. 90-летию со дня рождения Шарова С.И. Липецк. 1995. С. 459-464.

9. *Коцарь, С.Л.* Расчёт деформации сляба в вертикальных валках методом конечных элементов / С.Л. Коцарь, В.А. Третьяков, В.В. Барышев, С.В. Кудинов // Сб. тезисов док. Всероссийской научно-техн. конф., посв. 40-летию ЛГТУ. Липецк. 1996. С. 86-88.

ТЕНДЕНЦИЯ РАЗВИТИЯ ТЕХНОЛОГИИ И ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ТОНКИХ ГОРЯЧЕКАТАНЫХ ПОЛОС

Сосницкая А.И., Гончаров В.Е.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

К тонким горячекатаным полосам относятся полосы толщиной менее 2 мм. Производство тонких горячекатаных полос на традиционных непрерывных широкополосных станах горячей прокатки (НШСГП) сопряжено с определенными трудностями, среди которых следует отметить следующее. Достаточно проблематично обеспечение необходимых температурно-деформационных и энергосиловых показателей процесса.

Также возникают значительные трудности при доставке переднего конца полосы к моталке, что, в свою очередь, требует снижения скорости прокатки и вызывает дополнительное падение температуры прокатываемых полос.

НШСГП рассчитаны на производство как узких, так и широких полос, однако универсальность оборудования станов при производстве тонких полос становиться их недостатком [1].

Так как по условиям прокатки возможно получение только относительно узких тонких полос снижается эффективность использования оборудования стана на величину до 50% [2]. При этом необходимо учитывать, что в целом оборудование НШСГП и так загружено не полностью.

На объемы выпуска тонких горячекатаных полос оказывает влияние экономическая целесообразность замены холоднокатаной на горячекатаную продукцию. Производственные затраты на изготовление горячекатаных полос толщиной (1-1,5) мм по данным различных источников на (20-130) долларов на тонну ниже, чем на изготовление холоднокатаных. При этом от 30% до 50% рынка холоднокатаных полос, к которым не предъявляются повышенные требования к качеству их поверхности, могут быть заменены на горячекатаную продукцию.

Кроме снижения производственных затрат использование более тонких горячекатанных полос в качестве подката существенно повышает рентабельность производства холоднокатаных полос за счет снижения количества проходов и повышения производительности реверсивного стана холодной прокатки

Задача получения тонких горячекатаных полос может быть решена путем реконструкции существующих НШСГП, организации на них процесса бесконечной прокатки. Также выпуск этой продукции возможен на литейно-прокатных агрегатах (ЛПА) и валковых литейно-прокатных агрегатах (ВЛПА).

Организация производства тонких полос на НШСГП предполагает обеспечение необходимой температуры окончания деформации за счет интенсификации режимов обжатий, применения теплоотражательных экранов, подогревателей, промежуточных перемоточных устройств (ППУ).

Интенсивные режимы прокатки могут быть реализованы при применении мощных чистовых клетей, обеспечивающих силу прокатки до 30 МН на

1000 мм ширины полосы, момент прокатки до 3 МН·м при мощности электродвигателей до 20 МВт [3].Кроме этого, оборудование стана должно обеспечивать динамическую перестройку чистовых клетей для снижения толщины прокатываемой полосы в процессе деформации при организации процесса бесконечной прокатки.

Опыт реализации бесконечной прокатки на японских НШСГП показал существенные недостатки, заключающиеся в следующем. Значительная часть прокатываемой полосы имеет толщину, превышающую заданную, при прокатке бесконечной полосы возникают проблемы с обеспечением стабильности тепловых условий эксплуатации валков, что делает невозможным прокатку в бесконечном режиме более пятнадцати полос [4]. Кроме этого, возникают трудности с доставкой переднего конца полосы к моталке.

Часть проблем может быть решена путем строительства на действующем НШСГП дополнительной чистовой группы клетей, расположенной параллельно существующей и имеющей меньшую длину бочки валков [2]. На дополнительную группу клетей передается функция производства тонких полос.

Технология предполагает смотку подката в ППУ, расположенном в непосредственной близости к последней черновой клети , передачу рулона через передаточную линию к дополнительной чистовой группе клетей и прокатку в ней тонких полос . Высокая температура смотки подката совместно с теплоизоляцией рулона обеспечивают температуру начала чистовой прокатки на уровне 1100°С, которая необходима для беспроблемной прокатки тонких полос. Реализация такой технологии требует существенных капитальных затрат при весьма высокой вероятности неэффективного использования оборудования чистовых групп клетей.

Еще одним вариантом освоения технологии прокатки тонких полос на традиционном НШСГП является применение дополнительного стана. Разработчиком (фирмой VAI) он назван «PonyMill». Технология предполагает смотку полос толщиной 1,5 мм на моталку, установленную непосредственно за последней чистовой клетью НШСГП. Далее рулон передается транспортным устройством на одноклетевой стан, где за один проход толщина полосы уменьшается до 0,8 мм [5].

В последние годы разработан целый ряд технологий для производства , в том числе тонких полос, на тонкослябовых ЛПА. Это технологии CSP ,TSP, ISP, CPR , UTHS, Conroll, DSP. Эти технологии обеспечивают производство тонких полос толщиной от 0,7 до 1,5 мм и отличаются составом применяемого прокатного и иного оборудования. Каждая из технологий имеет свои преимущества и недостатки. Считать, что проблема производства тонких полос на ЛПА полностью решена нельзя, т.к. в частности не решен вопрос доставки переднего и заднего концов полосы к моталке.

Наиболее перспективной технологией прокатки тонких полос является технология TSP (Tippins – Samsung Process), которая предлагает использование в составе ЛПА стана Стеккеля (рис. 1), что позволяет воздействовать на тепло-

вое состояние раската в печах с моталкой. Однако возможности стана Стеккеля при прокатке тонких полос ограничиваются 1,5 мм .

Для расширения диапазона толщин в меньшую сторону возможно применение двухклетевых станов Стеккеля.

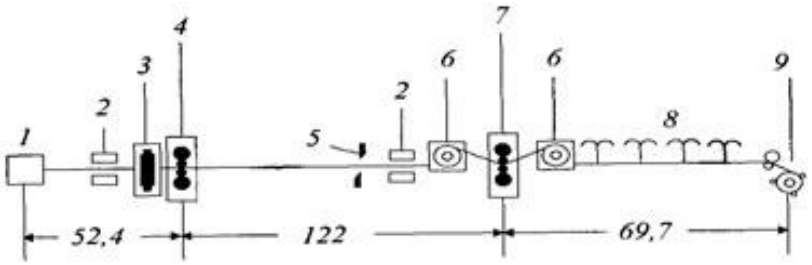


Рисунок 1 – Схема основного оборудования стана Стеккнля
1 – печь; 2 – гидросбив окалины; 3 – эджерная клеть; 4 – четырехвалковая реверсивная черновая клеть; 5 – ножницы; 6 – печная моталка; 7– четырехвалковая реверсивная чистовая клеть; 8 – участок ламинарного охлаждения; 9 – конечная моталка.

Заслуживает внимания также технология инверсионного литья стали обеспечивающая производство полос толщиной 1 мм. Технология пока не реализована.

Анализ рассмотренных технологий и вариантов реконструкции действующих станов свидетельствует о следующем. Практически все они предполагают сохранение универсальности.

На наш взгляд более правильно подходить к решению проблемы получения тонких полос на специализированных агрегатах. Расчетным путем предстоит определить тип агрегата, состав и расположение основного оборудования, а также его технические характеристики.

Это позволит спрогнозировать температурно-деформационные и энергосиловые параметры процесса прокатки и смотки полос, которые обеспечат высокие геометрические и механические характеристики прокатываемого металла

Литература:

1. *Хлопонин, В.Н.* Широкополосные станы горячей прокатки могут ответить на вызов литейно-прокатных агрегатов / В.Н. Хлопонин // Производство проката. – 2001. - №8. – С. 14-20.

2. *Кнепт Г.*, Розенталь Д. // МРТ. – 1999. - №2. - С. 60-71.

3. *Коновалов, Ю.В*. Новые технологические решения по реализации технологии горячей прокатки особо тонких полос / Ю. В. Коновалов, Е. А. Руденко, О. М. Юрьев // Прогрессивные технологии пластической деформации металлов: тез. докл. междунар. науч.-техн. конф., г. Донецк, 22-24 сент. 2008 г. - Донецк, 2008. - С. 50.

4. *Коновалов, Ю.В.* Справочник прокатчика. Кн.1: Производство горячекатаных листов и полос / Ю. В. Коновалов. - М.: Теплотехник, 2008. - 640 с.: ил.

5. *Гензер, Б.* Четыре оптимальные конфигурации агрегатов для производства горячекатаной полосы / Б. Гензер, П. Шмиц, У. Шкода-Допп, Ф. Вернер // Черные металлы. – 1999. – С. 36-45.

ЧИСТОВАЯ ВЫРУБКА ДЕТАЛЕЙ ИЗ ЛИСТОВОГО БИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО ПРОКАТА ВСТРЕЧНЫМИ МАТРИЦАМИ

Луцкий Ю.И., Калишук П.А., Любимов В.И.
Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Беларусь

Начальная стадия процесса вырубки листовых биметаллов характеризуется избирательной пластической деформацией мягкого слоя биметалла и упругой деформацией твердого слоя. Твердый слой является жесткой подложкой, на которой пластически деформируется (выдавливается) мягкий слой. При этом мягкий слой по пояску смятия течет как к зазору, так и от него. При пластическом смятии мягкого слоя происходит его упрочнение.

Вторая стадия (совместная пластическая деформация мягкого и твердого слоев биметалла) начинается тогда, когда сопротивление деформированию обоих слоев в непосредственной близости от режущих кромок инструмента выравниваются. Эта стадия процесса по существу не отличается от аналогичной стадии вырубки обычного проката. На завершающей стадии при исчерпании пластичности материала происходит окончательное отделение детали от отходов.

С уменьшением предела текучести и увеличением толщины мягкого слоя увеличивается ширина пояска смятия под торцом пуансона и зона пластической деформации этого слоя. Смятие мягкого слоя у режущей кромки инструмента может превышать 50% от его первоначальной толщины, а ширина пояска смятия достигать толщины биметалла. Поверхность среза получается сильно искривленной, пластически искривляется и сама деталь. Это приводит к необходимости дополнительной обработки, увеличенному расходу материала, ухудшению условий обработки на последующих операциях и росту трудозатрат.

Для исключения указанных недостатков была предложена технология вырубки листовых биметаллов, при которой разделение осуществляется с применением двух соосных матриц, расположенных с разных сторон биметаллической заготовки (рисунок 1). При этом матрица 2, расположенная со стороны мягкого слоя, имеет конусный выступ.

На первой стадии процесса вырубки происходит вдавливание матрицы с коническим выступом в мягкий слой 3 заготовки до его полного перерезания (рисунок 1,а). Твердый слой 4 на этой стадии выполняет функцию жесткой подложки, на которой с помощью матрицы с конусным выступом происходит разделение мягкого слоя. На второй стадии процесса пуансон 1, расположенный внутри матрицы 2, производит разделение твердого слоя, смещая вырубленную заготовку в плоскую матрицу 5 (рисунок 1,б). Выталкиватель 6 служит для предотвращения прогиба вырубаемой детали, обеспечивая ее плоскостность, и выталкивания детали из матрицы 5.

Получаемая данным методом поверхность среза практически не имеет дефектов и близка к идеальной. На рисунке 2 приведен профиль поверхности раз-

деления, образующейся при внедрении в медную заготовку конусного выступа верхней матрицы.

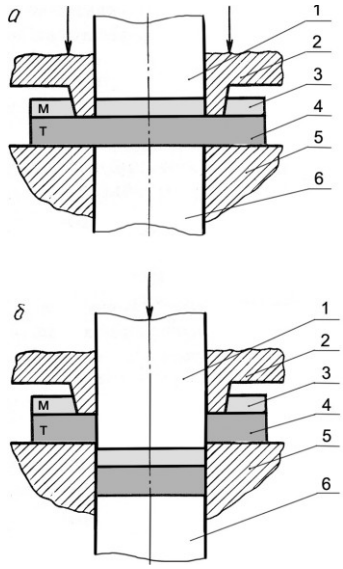


Рисунок 1 - Схема чистовой вырубки встречными матрицами

Важной особенностью процесса является то, что в надлежащий момент времени рабочий ход матрицы с конусным выступом необходимо приостановить (материал остается в зажатым между матрицами положении) и переключить пресс на отделение детали пуансоном. Для реализации указанной последовательности срабатывания рабочих частей штампа необходимы специальные прессы тройного действия. Один ползун пресса приводит в действие матрицу 2 с конусным выступом, второй – пуансон 1, а третий – выталкиватель 6, осуществляющий удаление вырубленной заготовки из плоской матрицы 5.

Рисунок 2 - Профиль поверхности, полученный при вдавливании конусного выступа матрицы в листовую заготовку из алюминия А5 толщиной 2 мм

Для реализации описанного процесса чистовой вырубки биметаллов на прессах простого действия была разработана конструкция штампа, обеспечивающая требуемую последовательность движений его рабочих частей. Схема штампа приведена на рисунке 3.

На верхней плите 1 закреплены пуансонодержатель 2 с направляющим стаканом 3 и плавающим пуансоном 15. Подвижный матрицедержатель 5 с закрепленной на нем матрицей 6 с конусным выступом соединен, через полиуретановый буфер 4 с верхней плитой 1 винтами 17. На нижней плите 12 закреплен матрицедержатель 10 с плоской матрицей 9. Для получения качественной по-

верхности разделения необходимо обеспечить соосность матриц и равенство их диаметров. Для центрирования матриц 6 и 9 в штампе предусмотрены направляющие колонки 14, а для останова матрицы 6 в требуемом положении – упоры 13. Для удаления деталей из матрицы 9 штамп оснащен выталкивателем 8 и полиуретановым буфером 11.

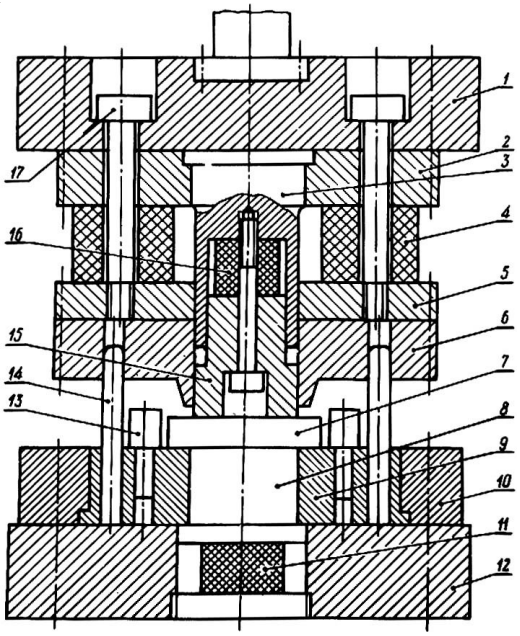


Рисунок 3 - Схема штампа для чистовой вырубки биметаллов

Штамп работает следующим образом. При опускании верхней плиты 1 заготовка 7 зажимается между выталкивателем 8 и пуансоном 15, при этом сжимается буфер 16. Когда торцовые поверхности пуансона 15 и конусного выступа верхней матрицы 6 сравняются, начинается вдавливание последнего в мягкий слой биметаллической заготовки под действием буфера 4. В момент разделения мягкого слоя биметаллической заготовки матрица с конусным выступом 6 доходит до упоров 13 и останавливается. После этого пуансон 15 упирается своими заплечиками в торцовую поверхность направляющего стакана 3 и производит разделение твердого слоя заготовки, проталкивая вырубленную деталь в матрицу 9. При обратном ходе вырубленная деталь удаляется из матрицы выталкивателем 8.

Конструкция штампа позволяет осуществлять быструю замену пуансонов 15, матриц 6 и 9, упоров 13 и обеспечивает регулировку усилий всех буферов.

Проведенные испытания по вырубке биметаллических образцов медь–сталь показали, что предложенная конструкция штампа может быть успешно использована для чистовой вырубки листовых биметаллов с толщиной мягкого слоя до 2 мм на прессах простого действия.

Уменьшение ширины торца конусного выступа матрицы способствует снижению усилия вдавливания и повышению качества поверхности разделения, но снижает его прочность. На основании экспериментальных исследований можно рекомендовать ширину торца конусного выступа матрицы при вырубке материалов с толщиной мягкого слоя $S_м$ = 1-2 мм в пределах (0,2 - 0,4) $S_м$ при угле конусности 15-30^o.

ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ ПОПЕРЕЧНО-КЛИНОВОЙ ПРОКАТКИ ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ МЕТИЗНЫХ ДЕТАЛЕЙ КАБИН ТРАКТОРОВ

Милейко М. Н., Давидович Л.М.
Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Беларусь

Несущие каркасы кабин тракторной техники состоят из замкнутых профилированных конструкций с приваренными к ним петлями. В петлях устанавливаются метизные детали - оси, которые обеспечивают открывание дверей и окон тракторов. Конструкция осей предусматривает наличие в детали точно выполненного стержня по диаметру петли, с утолщением на одном из концов и стопорной канавки для фиксации и предотвращения съема двери. К утолщению оси предъявляются требования по дизайну, т. к. эта часть оси находится на внешней части кабины. Стопорная канавка оси должна обеспечивать надежное крепление двери без люфта, поэтому точность ее изготовления определяется сотыми долями миллиметра (рисунок 1).

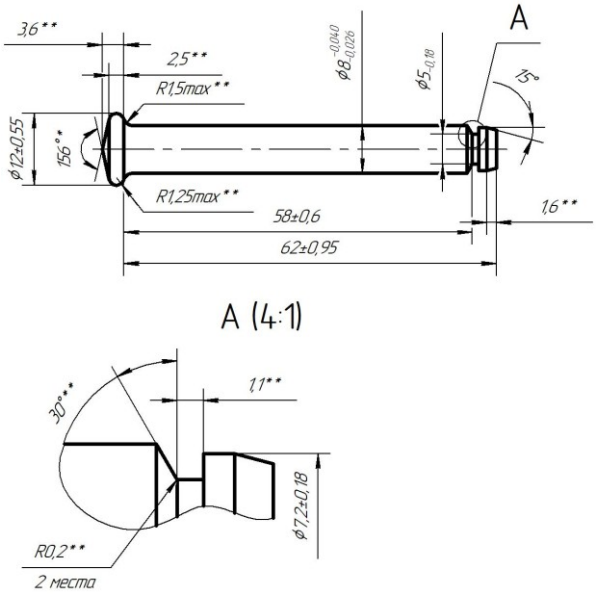


Рисунок 1

Ранее технология изготовления оси предусматривала холодную высадку головки и точение на токарных станках с последующей зачисткой грата в месте обрезки детали на утолщении. Главным недостатком такой технологии является большая трудоемкость и высокая цена калиброванного прутка Ø8мм из стали 35, проблема с базированием при обработке и низкая стойкость режущего инструмента.

Классической конкурирующей технологией, обеспечивающей все необходимые конструктивные параметры детали, является процесс поперечно-клиновой прокатки (ПКП) [1]. Технологические переходы прокатки представлены

на рисунке 2.

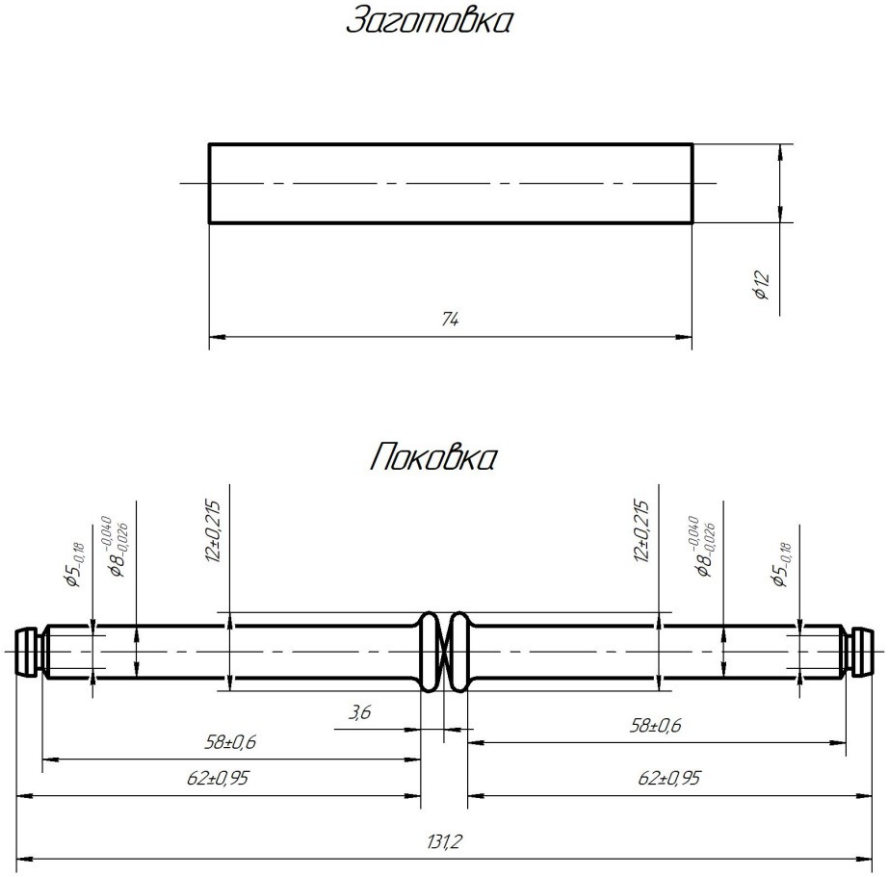


Рисунок 2

Первой операцией является рубка горячекатаного прутка Ø12мм на заготовки, объем которых равен объему двух готовых изделий. Далее производится индукционный нагрев заготовок до температуры 900-950 °С, который обеспечивает необходимую пластичность металла для формообразования всех конструктивных элементов без интенсивного образования окалины. Затем осуществляется процесс формообразования одновременно двух деталей методом ПКП.

Отрезные элементы инструмента поперечно-клиновой прокатки обеспечивают высокое качество торцовых поверхностей, а клиновые калибры дают необходимую точность линейных размеров деталей за счет многократной калибровки в процессе прокатки. Процесс формообразования происходит в полуавтоматическом режиме - оператор помещает заготовку в установку индукционного нагрева, и далее нагретая заготовка попадает в механизм подачи в прокатный стан, фиксируется на позиции и прокатывается.

Изготовленные по разработанной технологии ПКП оси в настоящее время применяются в кабинах тракторов РУП «МТЗ» всех модификаций.

Литература

1. *Андреев, Г. В*. Поперечно-клиновая прокатка / Г. В. Андреев, В. А. Клушин, Е.М. Макушок и др.- Минск: Наука и техника, 1974. - 160с.

НИЗКОЛЕГИРОВАННЫЕ ВЫСОКОПРОЧНЫЕ СТАЛИ

Горбунов К.С., Бахаев К.В.
Липецкий государственный технический университет,
г.Липецк, Россия

Согласно Европейскому стандарту DIN EN 10268 к низколегированным (микролегированным) сталям (LA) относятся стали, которые легированы одним или несколькими элементами Nb, Ti и V, чтобы достичь требуемых значений предела текучести.

Комбинации упрочнения посредством отделения и измельчения зерна позволяют достичь высокого механического сопротивления при малом содержании легирующих элементов. При этом холодная обработка давлением данных сталей ограничена из-за высоких значений сопротивления деформации. Эти стали используются в элементах жесткости и обладают хорошей ударной и усталостной прочностью. Положение HSLA сталей на основании достигаемых прочностных свойств, в сравнении с другими видами специальных сталей. Применение сталей высокой прочности в промышленности приводит к экономии металла на 25-30% по сравнению с конструкциями из малоуглеродистых сталей.

Высокопрочных сталей в автомобилестроении позволяет снижать вес кузова для выполнения законодательных требований по снижению выбросов и улучшению потребительских свойств; способствует повышению пассивной безопасности кузова для выполнения обязательных требований по безопасности; обеспечивает повышение коррозионной стойкости кузова. При этом наиболее предпочтительным способом производства данных сталей по пригодности к последующей переработке у потребителя и обеспечению требуемого качества является прокатка [1].

В последнее время прослеживается устойчивая тенденция к использованию микролегированных сталей не только в автомобильной промышленности, но и в строительстве, причем в тех случаях, когда необходимо обеспечить достаточно высокий уровень прочности при условии ограничения массы конструкции. Стали повышенной прочности позволяют уменьшить толщину листа при одновременном сохранении устойчивости кузова, что приводит к увеличению пассивной безопасности автомобиля. Благодаря применению сталей повышенной прочности уже была подтверждена возможность уменьшения массы примерно на 15%, в зависимости от типа детали, по сравнению с применением обычных сталей для глубокой вытяжки. Требуемые прочностные характеристики достигались изменением содержания углерода, марганца и ванадия, а так же дополнительным легированием ниобием. Основные механизмы упрочнения микролегированных сталей повышенной прочности основываются на дисперсионном упрочнении за счет мелких карбонитридов ниобия и измельчении зерна, а также на дополнительном твердорастворном упрочнении вследствие повышенного содержания марганца.

По данным American Metal Market, применение высокопрочной листовой стали в среднестатистическом автомобиле за последние 22 года увеличилось на 162%, тогда как рост потребления алюминия составил 143%. Можно ожидать, что в обозримом будущем сталь сохранит свой приоритет. Одним из направлений на пути удовлетворения потребностей рынка в этой ситуации является разработка технологии производства низколегированных сталей повышенной прочности. Одним из ключевых переделов технологической цепочки производства в части обеспечения качества поверхности и конечных свойств любой стали является холодная прокатка [2].

Европейский стандарт DIN EN 10268 относит к низколегированным сталям (LA) следующие марки: HC260LA, HC300LA, HC340LA, HC380LA, HC420LA, H400LA. Химический состав данных сталей согласно анализу плавки должен соответствовать требованиям, представленным в таблице.

Таблица 1 - Химический состав низколегированных сталей LA согласно анализу плавки по EN 10268

Краткое обозначение	C макс	Si макс	Mn макс	P макс	S макс	Al макс	Ti макс	Nb макс
HC260LA	0,1	0,5	0,6	0,025	0,025	0,015	0,15	-
HC300LA	0,1	0,5	1,0	0,025	0,025	0,015	0,15	0,09
HC340LA	0,1	0,5	1,1	0,025	0,025	0,015	0,15	0,09
HC380LA	0,1	0,5	1,6	0,025	0,025	0,015	0,15	0,09
HC420LA	0,1	0,5	1,6	0,025	0,025	0,015	0,15	0,09
H400LA	0,1	0,1	1,4	0,020	0,015	0,060	0,06	0,06

Низкоуглеродистые стали, микролегированные ниобием и титаном,имеют высокий условный предел текучести (260-520 МПа) благодаря мелкозернистому строению и выделению дисперсных частиц. Их механические свойства определяются химическим составом, режимами горячей и холодной прокатки и отжига. Добавки к низкоуглеродистой (0,05-0,1 %C) стали 0,1-0,2% Ti повышают прочность ферритной матрицы вследствие выделения TiC при медленном охлаждении. Это способствует повышению пластичности листа при отбортовке отверстий. Малые добавки титана связывают азот в относительно крупных частицах TiN и часть углерода в дисперсных частицах Ti (C, N), повышающих показатель упрочнения. Режимы холодной прокатки и отжига должны обеспечить текстуру рекристаллизации, минимизирующую показатель плоскостной анизотропии. При минимальном пределе текучести 220-300 МПа эти стали обладают более высокими показателями относительного удлинения δ, коэффициентов пластической анизотропии r и n, определяющими способность к глубокой вытяжке. Известно, что величина зерна в готовых листах определяется режимами нагрева слябов, горячей прокатки и отжига холоднокатаной стали.

Микролегирующие элементы влияют на кинетику рекристаллизации аустенита параметры контролируемой прокатки, при которой размельчение зерна аустенита достигают чередованием процессов пластической деформации, статической и динамической рекристаллизации. Другим способом является использование пластической деформации в дорекристаллизационной области температур с целью ускорения образования зародышей ферритных зерен. Ускоренное охлаждение служит для переохлаждения деформированного аустенита, влияющего на кинетику феррито-перлитного превращения. Оптимальная температура смотки должна сохранить мелкозернистость и в то же время для повышения прочности HSLA стали обеспечить выделение дисперсных частиц. Получаемые на фирме Kawasaki Steel горячекатаные листы из высокопрочной низколегированной стали обладают лучшей штампуемостью, чем из традиционных низколегированных и двухфазных сталей. Здесь следует отметить, что условный предел текучести, получаемый после горячей прокатки, является определяющим фактором для выбора рациональных параметров холодной прокатки. Знание технологами исходного сопротивления деформации перед холодной прокаткой в совокупности с известным характером изменения прочностных свойств в процессе холодной деформации позволяет избежать проблем с «невыкатываемостью», обрывами полос и качеством поверхности.

В HSLA сталях основными элементами, обеспечивающими твердорастворное упрочнение, являются кремний и марганец. Измельчение зерна достигается путем введения одного или нескольких микролегирующих элементов титана, ниобия, ванадия. Выделяющиеся в ходе горячей прокатки карбонитриды этих элементов способны существенно затормозить (остановить) рекристаллизацию аустенита, что обусловливает формирование при $\gamma \rightarrow \alpha$ превращении мелкого зерна феррита. Частицы карбонитридов, выделяющиеся из феррита, дополнительно упрочняют сталь по механизму дисперсионного твердения [3].

Литература:

1. *Мазур, И.П.* Высокопрочные низколегированные стали в автомобилестроении / И.П. Мазур, А.Г. Левыкина // В книге: Сборник тезисов докладов научной конференции студентов и аспирантов Липецкого государственного технического университета посвящается 60-летию.

2. *Бахаев, К.В.* Повышение эффективности производства и качества if-стали на основе исследования закономерностей формирования структуры, механических свойств и совершенствования режимов горячей прокатки / Скоморохова Е.В. // В книге: Сборник тезисов докладов научной конференции студентов и аспирантов Липецкого государственного технического университета посвящается 60-летию Липецкого государственного технического университета: в 2-х частях. 2016. С.260-261.

3. *Бобков, Е.Б.* Взаимосвязь параметров горячей прокатки и кинетики распада переохлажденного аустенита / *Мухин Ю.А//.* Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. 1996. № 5. С. 27.

ТЕХНОЛОГИИ ПОВЫШЕНИЯ ПРОЧНОСТИ И ДОЛГОВЕЧНОСТИ ШТАМПОВОГО ИНСТРУМЕНТА

Калиновский О.В., Ляпко В.С., Кузнецов Н.И., Минько Д.В.
Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Беларусь

На сегодняшний день актуальными задачами в инструментальном производстве являются значительное повышение технического уровня и улучшение качества изготавливаемого инструмента, обеспечение более полного удовлетворения потребностей в нем машиностроения, металлообработки и других отраслей народного хозяйства.

Износ штампов, влияющий на срок их службы и качество выпускаемой продукции, является одной из проблем, требующих оперативного решения при технологической подготовке производства.

Целью данного исследования является изучение технологий повышения прочности и долговечности штампового инструмента при обработке металлов давлением для получения повышенного технического уровня и улучшенного качества изготавливаемого инструмента.

Закалка сложнопрофильных поверхностей штампов с использованием лазерных технологий

Термическое упрочнение металлов и сплавов лазерным излучением [1] основано на локальном нагреве участка поверхности под воздействием излучения и последующем охлаждении этого участка со сверхкритической скоростью в результате теплоотвода во внутренние слои металла.

В отличие от известных процессов термоупрочнения [2] нагрев при лазерной закалке осуществляется не объемным, а поверхностным процессом. При этом время нагрева и время охлаждения незначительны, практически отсутствует выдержка при температуре нагрева. Эти условия обеспечивают высокие скорости нагрева и охлаждения обрабатываемых поверхностных участков деталей.

Технология лазерного упрочнения [1] позволяет упрочнять практически любые стали. В зависимости от содержания углерода и режимов лазерной обработки глубина упрочненного слоя колеблется в пределах от 0,1 до 1,5 мм.

Определены следующие достоинства этого метода [1]:

- возможность получать точную глубину обработки благодаря свойству лазерного луча дозировать вводимую энергию;
- сохранение большей части детали в не нагретом состоянии;
- возможность получения высокой твердости поверхностного слоя, обеспечиваемая за счет формирования износостойкой мартенситной структуры;
- обрабатываются локально избранные участки детали в местах, часто недоступных другим методам упрочнения;

- высокая скорость процесса, что приводит к минимальным деформациям и повреждениям детали, снижение деформаций снижает затраты на механическую обработку, устраняющую коробление детали;

- отсутствие механического воздействия на деталь, что позволяет обрабатывать хрупкие и тонкие детали;

- минимальное время обработки.

Упрочнение разделительных штампов покрытиями дискретной структуры

Упрочняющие покрытия дискретной структуры [3] многократно повышают долговечность штампов. Низкотемпературная нитроцементация позволяет повысить стойкость вырубных штампов в 1,4-1,5 раза [4], лазерное легирование – в 2,5-5 раз [1]. Необходимость поверхностного упрочнения штампов вызвана также применением более дешевых и легче обрабатываемых материалов, в том числе применением алюминиевых сплавов для изготовления штампов [5]. Упрочняющим покрытием присущи такие недостатки как растрескивание и отслоение при высоких контактных нагрузках в условиях эксплуатации. Именно эти явления ограничивают ресурс штампа с покрытием.

Существенное повышение нагрузочной способности покрытий реализует принцип покрытий дискретной структуры повышенной термомеханической стойкости [6]. Этот принцип позволяет многократно повысить предельное состояние покрытия: контактные нагрузки – в несколько раз, критические деформации основы – до 2 порядков, долговечность – в несколько раз по сравнению со сплошным покрытием той же толщины, состава и твердости. Снижаются многократно остаточные напряжения, что позволяет увеличивать толщину покрытия.

Установлено [3], что в сплошных покрытиях напряжения в покрытии быстро возрастают с увеличением ширины покрытия L относительно ширины контактного пояска b, как видно из рисунка 1. Наименьшее напряжение в покрытии достигается, когда его ширина равна ширине контактного пояска.

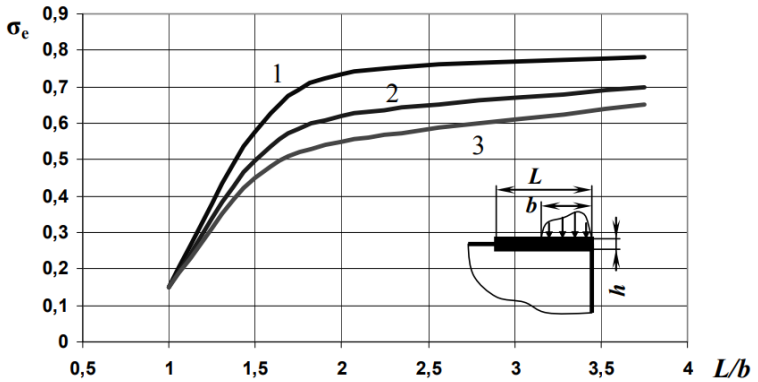


Рисунок 1 – Зависимость напряжений в покрытии ВК6 от ширины покрытия: 1 – *h/b*=0,04; 2 – *h/b*=0,08; 3 – *h/b*=0,12

При дискретном покрытии, так же как и для случая со сплошным покрытием [3], увеличение ширины дискретного покрытия L относительного ширины

контактного пояска b вызывает повышение уровня напряжений в неразрезном поверхностном слое (рисунок 2). Однако минимальное влияние ширины покрытия достигается на дискретном слое «разрезной» («островковой») конструкции, когда минимальная толщина слоя $h_{min} = 0$ и элементы («островки») покрытия не связаны друг с другом. Для такой конструкции напряжения в покрытии несколько возрастают и далее не изменяются (кривая 4). Наибольший эффект в повышении износостойкости достигается при суммарной площади дискретных участков 60…70 % [3].

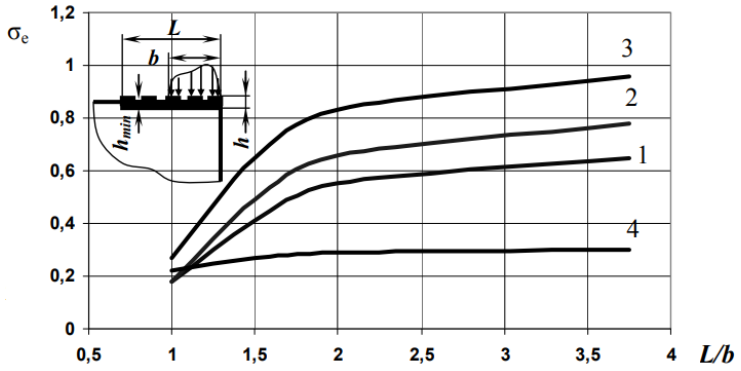


Рисунок 2 – Зависимость напряжений в дискретных покрытиях ВК6 от ширины покрытия: 1 – h_{min}/h=1; 2 – h_{min}/h=0,67; 3 – h_{min}/h=0,33; 4 – h_{min}/h=0

Применение технологий поверхностного упрочнения штампового инструмента позволяет без внесения особых изменений в производство значительно повысить производительность, надежность и ресурс работы штампового оборудования, снизить себестоимость выпускаемой продукции.

Литература

1. *Томсинский, В.С.* Лазерное легирование и упрочнение поверхности штамповых сталей / В.С. Томсинский и др. // Вопр. металловед. и терм. обр. мет. и сплавов. –1993. -С.66-71.

2. *Мордасов, Д.М.* Термоциклическая обработка штампов для работы в условиях горячего деформирования из стали Х12МФ / Д.М. Мордасов, С.В. Зотов.

3. *Сорока, Е.Б.* Упрочнение разделительных штампов покрытиями дискретной структуры / Е.Б. Сорока, В.А. Титов, Б.А. Ляшенко, О.В. Герасимова

4. *Салманов, Н.С.* Упрочнение режущих деталей вырубных штампов из полутеплостойких сталей / Н.С. Салманов // МиТОМ. –1997. -№12. -С.27-28.

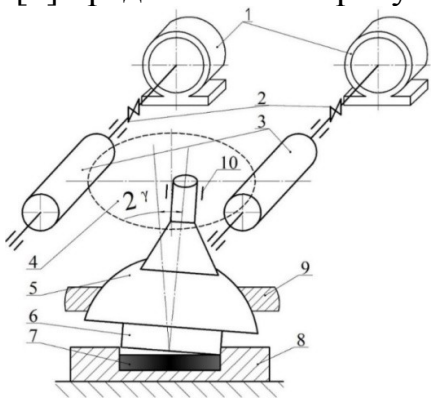
5. *Георгиев, М.Н.* Роль трещиностойкости в изнашивании гетерофазных штамповых сталей при вырубке / М.Н. Георгиев, Г.С. Фукс-Рабинович // Физ.-хим. мех. матер. –1987. -№ 3. -С.63-66.

6. Ляшенко, Б.А. Упрочняющие покрытия дискретной структуры / Б.А. Ляшенко, А.Я. Мовшович, А.И. Долматов // Технологические системы – 2001 - № 4 (10) –С.17-25.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА СФЕРОДВИЖНОЙ ШТАМПОВКИ КОНИЧЕСКОГО ЗУБЧАТОГО КОЛЕСА ПРИ ПОМОЩИ КОМПЬЮТЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

Фролов А.В., Крук Д.С., Ленкевич С.А.
Белорусский национальный технический университет.
г. Минск, Беларусь

Сферодвижная штамповка или штамповка обкатыванием была разработана ленинградским инженером А. И. Силачевым. Кинематическая схема сферодвижного механизма предложенная ленинградским изобретателем А.Н. Силичевым [1] представлена на рисунке 1.



1 - асинхронный электродвигатель; 2 - муфта; 3 - червяк; 4 - червячное колесо; 5 - водило; 6 - пуансон; 7 - заготовка; 8 - матрица; 9, 10 - подшипники

Рисунок 1 - Кинематическая схема сферодвижного механизма Силичева

Асинхронные электродвигатели 1 через упругие муфты 2 обеспечивают вращение червяков 3, связанных с червячным колесом 4. Водило 5 благодаря возможности поворота своей цапфы в подшипнике 10 преобразует вращательное движение в круговое качательное, которое передается инструменту 6. Заготовка 7 установлена в матрице 8. При вертикальном перемещении стола или ползуна пресса осуществляется штамповка заготовки 7. Технологическое усилие, воспринимаемое пуансоном 6, передается на сферический подшипник 9, который служит опорой водила 5.

При круговом качании горизонтальная линия контакта пуансона с заготовкой поворачивается в горизонтальной плоскости с постоянной угловой скоростью и является в каждый момент времени осью качания всего звена водила. То есть при сферодвижной штамповке заготовка остается неподвижной, а инструмент совершает по отношению к ней движение обкатки и поступательное перемещение.

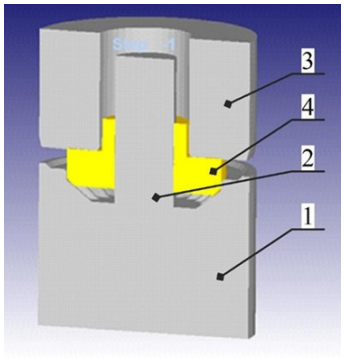
В отличие от традиционных схем процессов с интенсивным сдвигом осадка с использованием сферодвижногопрессователя имеет ряд преимуществ. Во - первых, «плавающий» очаг деформации приводит к существенному снижению удельного усилия в 5–15 раз. Во-вторых, улучшаются условия изменения структуры за счет интенсивных сдвигающих деформаций. В-третьих, расширяются технологические возможности получения деталей различной формы (разнообразие схем деформирования).

Моделирование процессов обработки металлов давлением в программе 3D-Deform позволяет определить все необходимые параметры: напряженно-деформированное состояние заготовки и инструмента в любой точке и в любой

момент времени, а также энергетические параметры процесса, величины усилий и моментов, нормальных и касательных сил, контактные параметры процесса и многое другое, что необходимо при разработке оптимального технологического процесса и для глубокого анализа и понимания процессов, происходящих в заготовке при пластическом течении материала.

Целью моделирования являлось установление влияния геометрии исходной заготовки на напряженно-деформированное состояние в процессе сфородвижной штамповки конического зубчатого колеса за два перехода.

В исходные данные вводились: материал заготовки - 18ХГТ; температура заготовки и инструмента в начале деформирования- 20°С; условия взаимодействия инструмента и заготовки, рекомендуемые программой (трение, теплопередача и др.). Для моделирования использовались 3D-модель матрицы, модель пуансона и модель заготовки построенная по чертежам для первого перехода штамповки и 3D-модель матрицы, модель пуансона и модель заготовки, перенесенная после моделирования первого перехода на модель для второго перехода (рисунок 2).



1-матрица; 2-оправка матрицы; 3-пуансон; 4-заготовка

Рисунок 2 - 3D-модель инструмента и заготовки для штамповки конического зубчатого колеса

Различие в геометрии заготовок заключалось в том, что у второй заготовки на нижнем торце выполнялась кольцевая проточка (рисунок 3).

Рассчитанные в результате моделирования величины распределяются, как правило, в узлах (перемещения, скорости перемещения) или элементах (компоненты тензоров деформации, скорости деформации и напряжения) конечно-элементной сетки. При отображении характеристик, распределенных по элементам, предварительно осуществляется их осреднение по узлам сетки. При этом внутри элемента каждая величина представляется линейной функцией.

Для отображения таких функций используют линии уровня и цветовые карты, в которых области, отвечающие разным диапазонам значений функции, закрашиваются разными цветами.

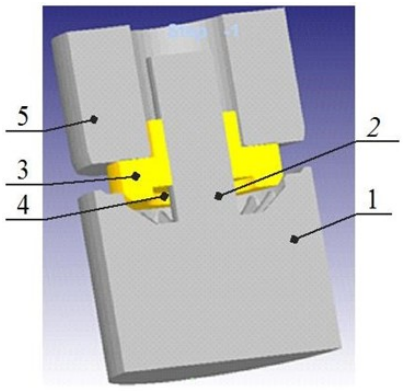
В результате компьютерного моделирования была получена картина напряженно-деформированного состояния заготовки конического зубчатого колеса в процессе сфородвижной штамповки в зависимости от ее начальной геометрии.

На рисунке 4 можно увидеть, как меняется картина напряженно-деформированного состояния и величина заусенца в конце деформирования на втором переходе.

Стадия калибровки второго перехода характеризуется тем, что концентрация максимальных напряжений формируется на наружном торце конического колеса. Следует отметить, что стадия калибровки сопровождается интенсивным

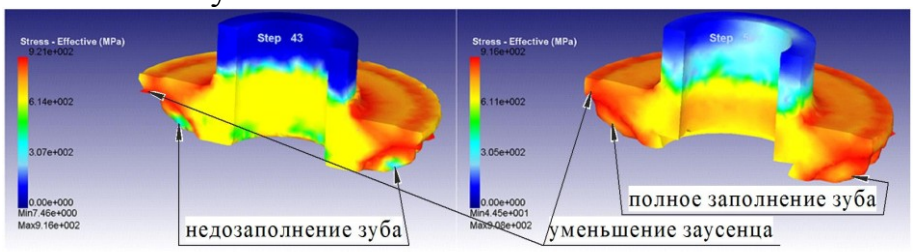
наклепом на внешнем торце конического колеса. В результате чего резко падает пластичность металла и заполнение заусенечной канавки не происходит, и данная область не разгружается. Таким образом, максимальные напряжения воздействуют на основание зубьев матрицы, что может приводить к ее поломке.

На втором переходе у модели с проточкой не наблюдается значительного снижения напряжений на внешнем торце зубчатого колеса. Однако видно, что за счет наличия проточки материал имеет возможность течь от внешнего торца к внутреннему, снижая вероятность сильного наклепа заусенца. Таким образом опасное сечение на стадии калибровки постоянно разгружается за счет отвода объема наклепанного металла на внешнем торце на заполнение зубьев конического колеса. Этот же фактор способствует уменьшению образования заусенца.



1-матрица; 2-центрирующая оправка; 3-исходная заготовка; 4-кольцевая проточка; 5-пуансон
Рисунок 3 – 3D-модель инструмента и заготовки с кольцевой проточкой для штамповки конического зубчатого колеса

В результате проведенной работы исследован алгоритм моделирования в программном комплексе 3D-Deform. Проведен ряд вычислительных экспериментов на созданных 3D-моделях для двухпереходнойсферодвижной штамповки конического зубчатого колеса и исследованы особенности деформирования сферодвижной штамповкой заготовок геометрической формы пригодной для производства конических зубчатых колес.



а) б)

а) модель без проточки; б) модель с проточкой
Рисунок 4 – Изменение напряженно-деформированного состояния на втором переходе

Сравнительный анализ моделей без проточки и с проточкой показал, что в плане оптимальной геометрии исходной заготовки более эффективной является модель с кольцевой проточкой на нижнем торце.

Литература:

1. *Богоявленский, К.Н.* Экономичные методы формообразования деталей [Текст] / Под ред. К.Н. Богоявленского, В.В. Риса. - Л.:Лениздат, 1984. – 144 с.

ИССЛЕДОВАНИЯ КИНЕМАТИЧЕСКИХ И СИЛОВЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССА ИЗГОТОВЛЕНИЯ ТРУБЧАТЫХ ИЗДЕЛИЙ МАЛОГО ДИАМЕТРА ИЗ ЛЕНТЫ

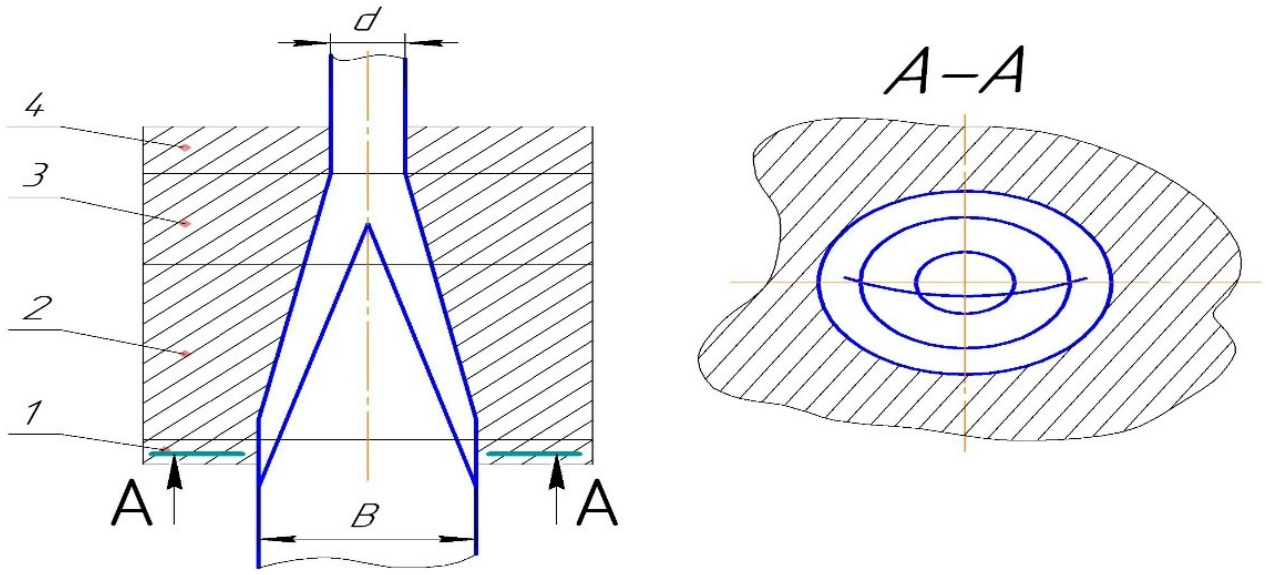
Войшнис В.В., Колос Д.С., Карпицкий В.С.
Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Беларусь

Трубчатые изделия малого диаметра (менее 1 мм) находят широкое применение в приборостроение в качестве дозаторов и дистанционных датчиков температуры, радиаторов охлаждения и др., в медицине в качестве наконечников шприцов и других отраслях промышленности. В то же время современные методы получения данных изделий, к основным из которых можно отнести: безоправочное волочение, волочение на закрепленной оправке, волочение на длинной подвижной оправке, волочение на плавающей (самоустанавливающейся) оправке, волочение на плавающей поддерживающей оправке, волочение с кручением, бухтовое волочение труб. Характеризуются значительными сложностями их изготовления к основным из которых можно отнести:

- большие силы контактного трения в очаге деформации, что ограничивает вытяжки за проход, по мере уменьшения диаметра трубчатого изделия растет обрывность процесса волочения;
- способы характеризуются длительностью и сложностью маршрута изготовления во многих случаях с применением промежуточной термообработки;
- длительность технологического маршрута изготовления предопределяет необходимость частого изготовления захваток на концевых участках труб с использованием специального оборудования, что ведет к значительному повышению материальных и энергетических затрат.

На кафедре “Машины и технология ОМД” БНТУ предложен способ получения указанных изделий из ленты и разработаны основополагающие принципы его осуществления. Разработанная технологическая схема получения длинномерных трубчатых изделий малого диаметра из ленты, включающая гибку(свертку) плоской заготовки в трубку, редуцирование ее и калибровку, реализовано в предлагаемом комбинированном способе формообразования трубок из ленты путем одновременной свертки и волочения через одну или несколько валок(рисунок1).

Свертка исходной ленты (заготовки) осуществляется на входном участвке обжимающей части волоки, протяженность которой зависит от диаметра трубки и составляет не менее 2/3 ее длины. После того, как трубка сформируется, происходит безоправочное редуцирование с определенной степенью деформации, обеспечивающей качественное стыковое соединение за счет пластической деформации. Качество стыкового соединения получаемых трубчатых изделий в значительной степени определяется точностью исходных полос (лент) по ширине.



1 – зона внеконтактной деформации;
2 – зона свертки;
3 – зона безоправочного волочения (редуцирование);
4 – зона калибровки

Рисунок 1 – Схема очага деформации при комбинированном способе формообразования трубок малого диаметра из ленты

Для проведения экспериментальных исследований процесса использовали универсальные твердосплавные волоки с конусными заходной и выходной частями и калибрующим пояском. С учетом рекомендаций по выбору более рациональных условий процесса волочения для осуществления данного способа применяют волочильный инструмент с углом волоки α=10-25° и шириной калибрующего пояска от 0.5 – 1.5 мм. Длина калибрующей зоны должна характеризоваться достаточной стойкостью на износ, малым числом обрыва протягиваемого металла и невысоким расходом энергии. Для осуществления способа использовали лабораторный цепной волочильный стан Р-5.

В процессе эксперимента из стальной полосы марки Х18Н9Т шириной 3,9 мм были получены трубчатые диаметром 1,15-2 мм, толщиной стенки 0,2 мм. Процесс свертки осуществлялся за три прохода со средней разовой степенью деформации 15%. Тянущее усилие при этом составило 150 Н. На окончательном проходе волочения – 200 -220 Н.

СПОСОБЫ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССА РАЗДЕЛЕНИЯ ПРУТКОВОГО МАТЕРИАЛА НА МЕРНЫЕ ЗАГОТОВКИ КЛИНОВИДНЫМИ НОЖАМИ

Кривулец П.М., Исаевич Л.А.
Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Беларусь

При разделении пруткового материала на мерные заготовки наиболее эффективным является способ формообразования в нем кольцевой канавки клиновидного сечения пластическим деформированием металла дисковыми ножами, при постепенном углублении которой происходит разрушение сортамента в этой зоне (рисунок 1).

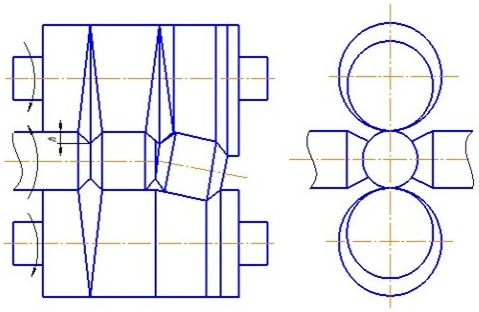


Рисунок 1 - Сборный инструмент для поперечной прокатки тел вращения.

В этом случае большую роль играет угол изгиба оси прутка в зоне формообразованной канавки, при котором происходит отделение самой заготовки. Его можно рассчитать с помощью эмпирической формулы:

$$\psi = arctg\frac{1}{l}\left(\frac{K_1}{2^{2k-1}} + K_2\right) \quad (1)$$

где K_1, K_2 - коэффициенты, имеющие размерность в мм; K - безразмерный коэффициент, численно равный h; h - глубина канавки, мм; l - расстояние от линии дна канавки до точки приложения отгибающей силы *P,* мм. Формула составлена на основании экспериментальных данных, полученных при разделении прутков на токарном станке (рисунок 2).

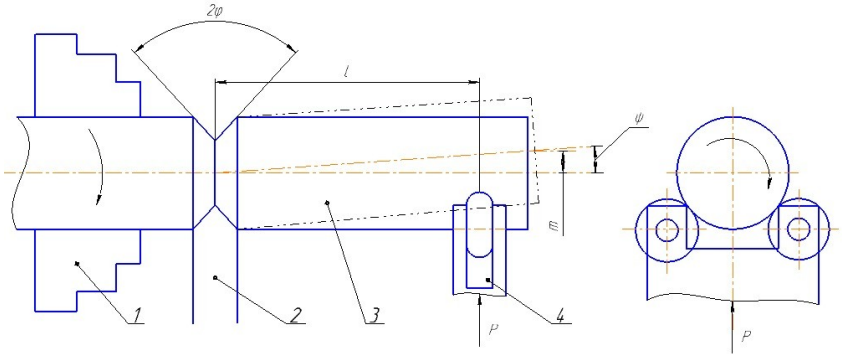


Рисунок 2 - Схема разделения прутка на заготовки в токарном станке:
1 - пруток; 2 - резец; 3 - заготовка; 4 - роликовая головка

На основании проведенных исследований установлено, что в случае локального изгиба прутка в зоне формированной кольцевой канавки клиновидного сечения для обеспечения эффективного отделения заготовки глубина этой канавки может быть значительно меньше, чем в отсутствие указанного изгиба. При этом значение данного угла при глубине канавки не менее 0,5 мм не превышает и не зависит от диаметра разделяемого прутка.

При разделении прутков клиновидными дисковыми ножами с целью существенного уменьшения величины технологических фасок предложено после

предварительного пластического формообразования в прутке кольцевой канавки клиновидного профиля отделяемую часть последовательно смещать перпендикулярно оси прутка в процессе его вращения (рисунок 3), сохраняя параллельными оси исходной и отделяемой части. Схема очага деформации для такого процесса представлена на рисунке 3, где показано параллельное смещение одной части прутка относительно другой на величину Δr.

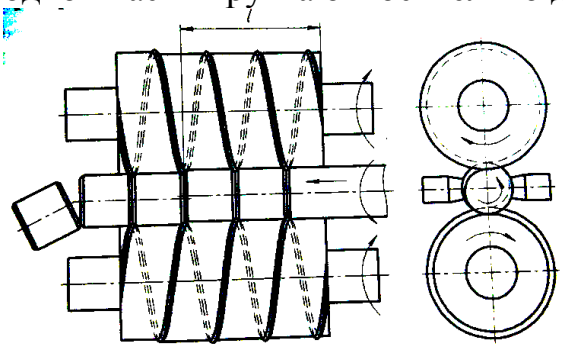


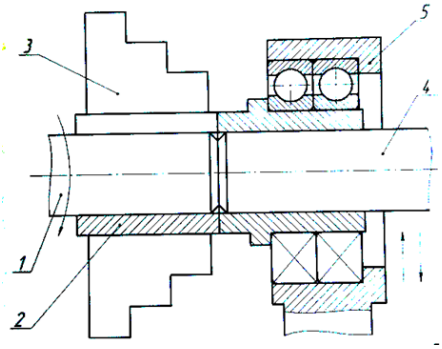
Рисунок 3 – Схема разделения прутка на заготовки винтовой прокаткой

Устройство для моделирования процесса разделения прутков с кольцевой канавкой при наличии сдвига в очаге деформации показано на рисунке 4.

Для экспериментальной проверки предложенного способа разделения прутков на мерные заготовки было разработано устройство, которое смонтировано на токарном станке.

Устройство содержит разделяемый пруток 1, который помещен в разрезную втулку 2 и зажат в патроне 3 токарного станка.

Отделяемая часть 4 прутка охвачена жесткой втулкой шариковой головки 5, установленной в резцедержателе токарного станка. Предварительно в прутке с помощью резца на токарном станке наносят кольцевую канавку треугольного профиля различной глубины. Для экспериментальных исследований были использованы прутки диаметром 10 мм из стали 20 и алюминиевого сплава Д16.



1-пруток; 2-разрезная втулка; 3-патрон; 4-отделяемая заготовка; 5-шариковая головка

Рисунок 4 – Схема устройства для разделения прутка на мерные заготовки в токарном станке

При разделении прутков клиновидными дисковыми ножами исключительно за счет их расклинивающего действия глубина кольцевой канавки для прутков диаметром 20 мм при эксцентриситете смещения ножа Δ=5 мм составляет 4,5 мм, а при Δ=7,5 мм она достигает 5,2 мм и не зависит от материала разделяемого прутка. Это существенно больше, чем в случае разделения сортамента с наличием сдвига в плоскости кольцевой канавки

При разделении прутка диаметром 20 мм из стали 40 и смещении его осей Δr=0,4 мм, необходимая глубина кольцевой канавки составляет r-$r_к$=2,5 мм, в то время как в отсутствие этого смещения глубина кольцевой канавки для эффективного разделения сортамента потребуется не менее 4,5 мм.

ПРИКЛАДНОЕ МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ

ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ И СВОЙСТВ ТОЛСТОЛИСТОВОЙ СТАЛИ 09Г2 ПОСЛЕ РАЗЛИЧНЫХ РЕЖИМОВ РАСКИСЛЕНИЯ И ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ

Сытая Е.С., Егоров Н.Т.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Толстолистовые низколегированные стали широко используются в различных отраслях промышленности, а к их структуре и механическим свойствам предъявляется повышенные требования. Тенденция развития современного листопрокатного производства предусматривает все возрастающее использование при производстве толстых листов литых слябов, полученных на установках непрерывной разливки стали (УНРС) [1,2].

Изучали возможность повышения уровня механических свойств толстолистовой низколегированной стали 09Г2 путем совершенствования технологии ее раскисления и применения термической обработки. Исследовали листы толщиной 10-20мм промышленного производства, полученные из литых и катаных слябов. Расход алюминия на раскисления стали при производстве литых слябов составляет 0,3 и 0,7кг/т, катаных – 1,0кг/т. Прокатку листов из различных слябов осуществляли на одном и том же металлургическом комбинате в полном соответствии с действующей на данном предприятии технологией. В качестве термической обработки применялась нормализация и закалка с высоким отпуском (улучшение). Температура нагрева листов при нормализации и закалке составляла 920-930°С, при отпуске 650-660°С.

В таблице 1 приведены механические свойства горячекатаных листов толщиной 18-20мм из литых и катанных слябов стали 09Г2 в зависимости от расхода алюминия при ее раскислении.

Таблица 1 – Механические свойства горячекатаных листов толщиной 18-20мм из стали 09Г2 после различных режимов раскисления.

Расход алюминия на раскисление, кг/т	Состояние металла	$\sigma_в$	$\sigma_т$	δ_5	ψ	KCU, Дж/см^2 при температуре, °С	
		Н/мм^2		%		-40	-70
0,3	Литой сляб	456-539 492	295-355 318	26-35 30,8	57-71 66,7	7-82 44,5	5-7 6,0
0,7	Литой сляб	485-540 486	286-340 314	27-40 32,5	57-73 66,6	95-112 103,5	16-112 64,0
1,0	Катаный сляб	439-581 495	289-375 331	25-36 30,6	52-68 61,9	10-109 59,5	-

Примечание. Числитель – пределы изменений, знаменатель – средние значения по результатам испытаний 20 плавок.

Анализ представленных результатов показывает, что прочностные ($\sigma_в$, $\sigma_т$) и пластические (δ_5, ψ) характеристики листов толщиной 18-20мм, прокатанных из литых и катаных слябов при различных режимах раскисления находятся практически на одном уровне.

При раскислении стали алюминием в количестве 0,3кг/т отдельные партии горячекатаных листов из литого сляба имеют ударную вязкость при температуре испытания минус 40°С ниже 29Дж/см2, что не удовлетворяет требованиям существующих стандартов. Аналогичные результаты получены и на листах из катаных слябов (расход алюминия 1,0кг/т стали). Раскисление стали с расходом алюминия 0,7кг/т приводит к существенному повышению ударной вязкости горячекатаных листов из литых слябов при температуре минус 40°С и полностью исключает возможную их отсортировку из-за неудовлетворительных значений. Частотное распределение ударной вязкости горячекатаных листов толщиной 10-14мм из стали 09Г2 приведено на рисунке.

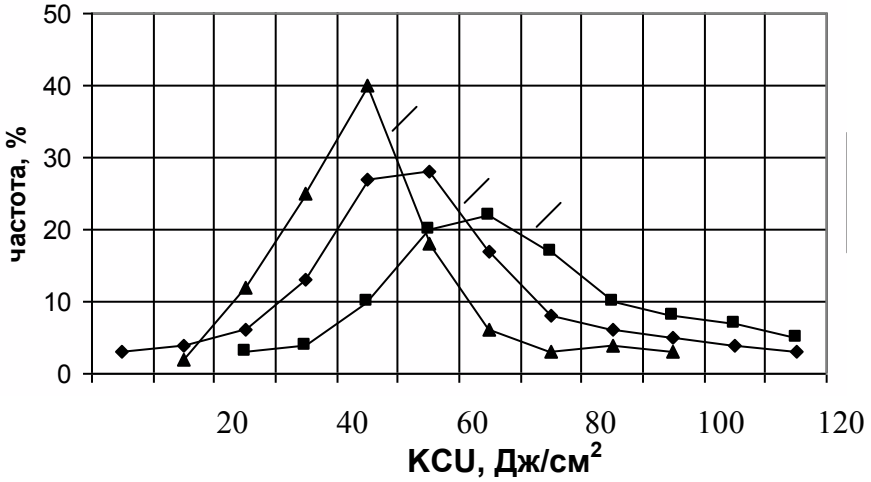


Рисунок – Частотное распределение ударной вязкости горячекатаных листов толщиной 10-14 мм из стали 09Г2 при температуре минус 40°С:
1 – литые слябы (0,3кг); 2 – литые слябы (0,7кг); 3 – катаные слябы (1,0кг).
В скобках указан расход алюминия на 1т стали.

Аустенитная структура толстолистовой стали 09Г2, раскисленной алюминием в количестве 0,3кг/т, характеризуется повышенной разнозернистостью, величина зерна аустенита изменяется в пределах 4-7 баллов. Раскисление алюминием в количестве 0,7кг/т измельчает аустенитное зерно стали 09Г2 на 2-3 балла и микроструктура горячекатаных листов, даже при довольно высокой температуре конца прокатки (960-980°С), состоит из равноосных зерен феррита и тонкопластинчатого перлита. Участков микроструктуры игольчатого строения, что является следствием распада крупных зерен аустенита, в отличие от раскисления стали с расходом алюминия 0,3кг/т, не наблюдается. Улучшение микроструктуры горячекатаной стали способствует повышению ее хладостойкости.

Нормализация повышает уровень ударной вязкости горячекатаных листов и практически не оказывает влияния на их механические свойства. Преимущество раскисления стали алюминием в количестве 0,7кг/т по сравнению с 0,3кг/т

наиболее заметно проявляется в значениях ударной вязкости при отрицательных температурах испытания. Так, в частности, минимальное значение ударной вязкости у нормализованных листов толщиной 18-20мм при раскислении стали с расходом алюминия 0,7 кг/т при температуре минус 70°С составляет 67Дж/см2, а при расходе алюминия 0,3кг/т – соответственно 5 Дж/см2 (таблица 2).

Таблица 2 – Влияние термической обработки и расхода алюминия при раскислении стали 09Г2 на механические свойства листов толщиной 18-20мм.

Расход алюминия на раскисление, кг/т	Вид термической обработки	$\sigma_в$	$\sigma_т$	δ_5	ψ	KCU, Дж/см^2 при температуре, °С	
		Н/мм^2		%		-40	-70
0,3	Нормализация	462-538 506	305-387 340	23-38 32,6	61-75 69,7	53-163 108	5-136 75,5
	Закалка+отпуск	525-580 550	340-496 454	23-29 26,5	62-75 68,8	111-165 138	63-109 86,0
0,7	Нормализация	469-540 496	307-380 338	32-39 34,8	64-78 71,6	133-165 149	67-123 95,0
	Закалка+отпуск	560-624 580	393-444 425	26-35 32,4	64-71 68,1	100-174 137	70-112 91,0

Закалка с высоким отпуском повышает прочностные характеристики стали, особенно предел текучести, который увеличивается более чем в 1,5 раза по сравнению с горячекатаным состоянием. Предел прочности стали 09Г2 при этом возрастает на 60-100Н/мм2. Ударная вязкость стали после закалки и высокого отпуска, независимо от режима раскисления, обеспечивает получение высоких ее значений (86 – 91Дж/см2) при температурах минус 70°С.

Таким образом, результаты исследования показывают, что толстые листы стали 09Г2, полученные из литых слябов по механическим свойствам и ударной вязкости не уступают листам из катаных слябов. Раскисление стали алюминием в количестве 0,3кг/т при производстве горячекатаных листов не всегда обеспечивает необходимую ударную вязкость при температуре минус 40°С в соответствии с требованием действующих стандартов и гарантирует ее получение при расходе алюминия 0,7кг/т. При производстве толстых листов повышенной прочности ($\sigma_в$, $\sigma_т$ не менее 530 и 390 Н/мм^2) для судостроения по ГОСТ 5521 необходимо применять закалку с высоким отпуском.

Литература:

1. *Дюдкин, Д.А.* Исследование качества проката для судостроения, полученного из непрерывнолитых заготовок / Д.А.Дюдкин, Л.А.Тауб, В.М.Онопченко, В.Г.Осипов // В кн. Теория и практика производства толстолистовой стали. – М.: Металлургия, 1982 – 89-91с.

2. *Гуторова, В.Л.* Статистическое изучение механических свойств толстолистовой стали, изготовленной из литых и катанных слябов / В.Л. Гуторова, А.Л.Геллер, Н.Г.Бочков и др // В сб. Производство листа. – М.: Металлургия, №2, 1973 – 119-127с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ ТЕРМООБРАБОТКИ НА УДАРНУЮ ВЯЗКОСТЬ И СТРУКТУРУ СТАЛИ 40ХГМ

Фурсов Д.С., Герцык С.И.
Московский политехнический университет,
г.Москва, Россия

Наиболее распространенным дефектом конструкционной стали являются флокены. Их образованию способствует высокая концентрация водорода в стали, полученной в электродуговых печах, уменьшение его растворимости в твердом растворе и диффузионной способности при снижении температуры, а также высокая скорость последеформационного охлаждения, особенно, при большом диаметре профиля.

Известно, что наличие флокенов резко снижает механические свойства стали. Существует предположение о том, что флокены в сталях зарождаются на выделениях сульфида марганца. В связи с этим можно предположить, что увеличение концентрации серы в сплаве приводит к усилению флокенообразования. Но сравнительно недавно получены данные о том, что снижение концентрации серы до уровня 0,005% и ниже приводит способствует флокенообразованию.

Поэтому актуальной задачей металлургии является исследование взаимосвязи между флокенообразованием и прочностными характеристиками металла и изыскание возможностей управления выделением сульфидов. В ряде работ доказана реальная возможность изменения формы и распределения сульфидных выделений в процессе термической обработки.

Для оценки влияния термической обработки на прочностные характеристики стали 40ХГМ были отобраны три поковки одного диаметра с различным содержанием серы (0,005; 0,013 и 0,023% S). Из срединной зоны каждой поковки были вырезаны заготовки для изготовления ударных образцов (табл. 1).

Таблица 1−Химический состав исследованных образцов

№ образца	Содержание элементов, % по массе					
	C	Mn	Cr	Mo	S	P
1	0,40	0,87	0,89	0,17	0,005	0,010
2	0,38	0,83	0,89	0,15	0,013	0,014
3	0,41	0,63	1,05	0,18	0,023	0,013

Схема термической обработки образцов была такой же, как при исследовании влияния термообработки на структуру стали. Температуры нагрева составляли 1200, 1250 и 1300°С, выдержка 30 мин. После выдержки при фиксированной температуре они были перенесены (после необходимого подстуживания) в печь, температуру которой последовательно изменяли от 800 до 1100°С с интервалом в 50°С. Время выдержки образцов в печи для каждой температуры со-

ставляло 3, 6 и 24 мин. Затем образцы были закалены в масло, отпущены при 650°С в течение 3 часов. Очевидно, что в таком состоянии каждая группа образцов должна иметь различную структуру−отличный от других групп размер зерна. Для нивелирования зерна была проведена повторная закалка (850°С, 30 минут, охлаждение в масле) и низкий отпуск при 200°С в течение двух часов.

После термообработки из заготовок изготавливали «ударные» образцы с *U*-образным надрезом и испытывали их с помощью копра КМ-30. В дальнейшем обе части разрушенного образца и поверхности излома были использованы для фрактографии и электронной микроскопии.

Для оценки склонности металла к хрупкому разрушению использовали динамические испытания − испытания на ударный изгиб. В результате испытания определили полную работу, затраченную при ударе (работа удара) − ударную вязкость KCU для образцов с надрезом Менаже или KCV для образцов с надрезом Шарпи. Результаты испытаний представлены в таблицах 2 − 4.

Таблица 2 - Зависимость ударной вязкости низкоотпущенной закаленной стали 40ХГМ с различным содержанием серы, предварительно нагретой до **1200°С**, от температуры промежуточной выдержки (т = 24 мин) в аустенитном состоянии

KCU, Дж/см^2	Температура выдержки, ^{0}С						
	800	850	900	950	1000	1050	1100
Содерж.серы, % 0,005	48	48	48	47	50	55	46
0,013	59	57	59	57	59	58	59
0,023	62	62	60	61	63	-	62

Таблица 3 − Зависимость ударной вязкости низкоотпущенной закаленной стали 40ХГМ с различным содержанием серы, предварительно нагретой до **1250°С**, от температуры промежуточной выдержки (т = 24 мин) в аустенитном состоянии

KCU, Дж/см^2	Температура выдержки, ^{0}С						
	800	850	900	950	1000	1050	1100
Содерж.серы, % 0,005	49	49	47	48	53	57	53
0,013	52,5	54,5	53	54,5	53	51	51
0,023	60	62	56	62	57	60	61

При нагреве образцов до 1200°С не выявлено влияние температуры переохлаждения на ударную вязкость. Но для сталей с содержанием серы 0,023% наблюдается тенденция к повышению KCU в районе t=1050°С. При всех температурах переохлаждениях ударная вязкость тем выше, чем ниже концентрация

серы в стали. Для температур нагрева t=1250°С и переохлаждения t=1050°С максимум значения ударной вязкости стали с S= 0,023% S выявился более отчетливо, однако он отсутствует у сталей, содержащих 0,005 и 0,013%S. При температуре нагрева t=1300°С и той же температуре переохлаждения максимумы наблюдаются при всех исследованных концентрациях серы.

Таблица 4 − Зависимость ударной вязкости низкоотпущенной закаленной стали 40ХГМ с различным содержанием серы, предварительно нагретой до **1300°С** от температуры промежуточной выдержки (т = 24 мин) в аустенитном состоянии

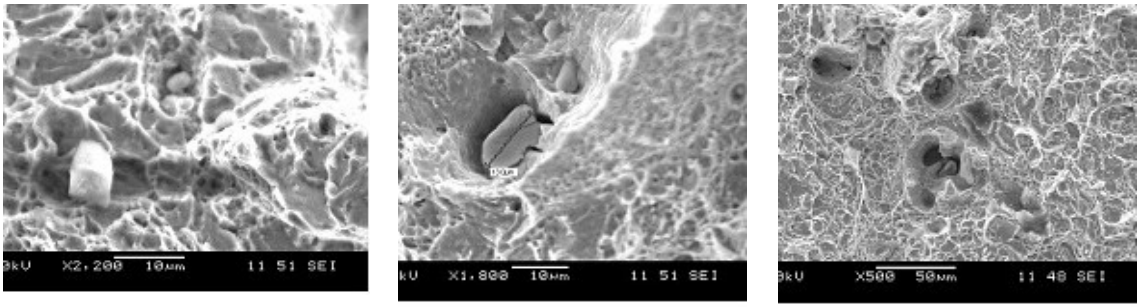
KCU, Дж/см^2	Температура выдержки, ^{0}С						
	800	850	900	950	1000	1050	1100
Содерж.серы, % 0,005	47,5	46,5	46,5	47	48	57	51
0,013	55	57,5	55	55,5	53,5	60	56
0,023	58	58,5	58	58,5	63	64	62,5

Переохлаждение до 700°С и ниже для стали 40ХГМ использовать нельзя в силу низкой устойчивости ее аустенита. В интервале температур переохлаждения 800—1000°С ударная вязкость не меняется, но образцы с более низкой концентрацией серы имеют большее значение ударной вязкости. И только для двух температур переохлаждения1050 и 1100°С получено сначала повышение, а затем снижение ударной вязкости.

Для 1050°С увеличение длительности выдержки приводит к возрастанию вязкости, для 1100°С − наоборот, к снижению. Так как процессы роста γ-зерна или гомогенизации проходят при высокотемпературном нагреве и не могут получить развитие при значительном снижении температуры, то повышение ударной вязкости вблизи t=1050°С, вероятнее всего, является сульфидным эффектом, т. е. связано с растворением и затем выделением из γ-раствора сульфида марганца.

Фрактографические исследования проводили на изломах образцов стали с S=0,023% для двух обработок, включающих перенос образцов, нагретых до 1300°С, 1100°С и 850°С, выдержку 24 минуты и последующую термическую обработку от более низких температур. Результаты представлены на рисунке 1.

Для промежуточной выдержки при t=1100 °С поверхность разрушения представлена участками квазискола, перемежающимися с полосками вязкого межзеренного разрушения (рис. 1а), причем последние относятся не только к границам зерен. Широкие ямки наблюдаются в местах выхода нерастворившихся частиц сульфида, которые, как правило, расположены на старых границах зерна, существовавших при нагреве до t=1300°С и после кристаллизации. Изломы вдоль таких границ возникают в результате слияния пор (рис. 1 б, в).



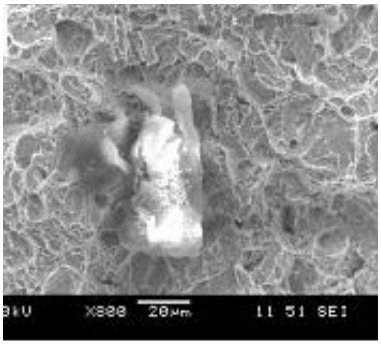
а б в

д е

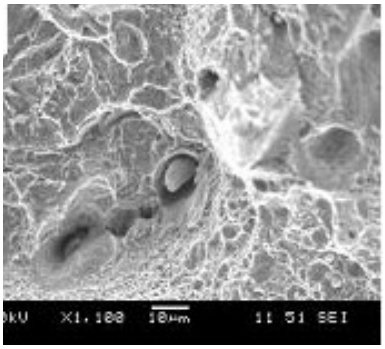
Рисунок 1− Фрактограммы излома образца с промежуточной выдержкой при t=1100°C

Видимые на рисунке 1в частицы являются сульфидами марганца. На поверхностях излома встречаются в малых количествах частицы и других выделений (SiO_2, CaO, MgO, Al_2O_3, Cr_2O_3, Fe_2O_3, CuS, CuO, TiO_2). На рис. 1д представлен участок зернограничного разрушения вместе с сульфидами, расположенными у границы. Видна правильная форма и огранка у сульфидных частиц. Так как после обработки давлением сульфиды вытягиваются в направлении деформации, то изотропия размеров может быть объяснена либо тем, что сульфиды выделились при выдержке, либо произошло расслоение выделений сульфида на мелкие нерастворившиеся частицы.

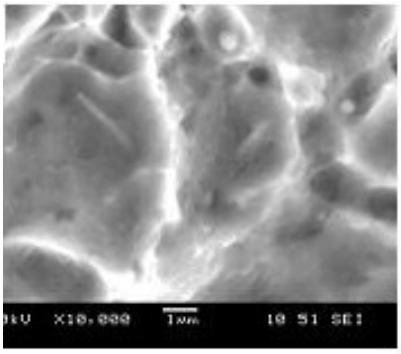
На рисунке 2 приведены фрактограммы излома образца с промежуточной выдержкой при 850°C, по которому можно заметить увеличение хрупкой составляющей. Участки скола (рис. 2а) окружены узкими зонами межзеренного разрушения. Включение, видимое на рисунке, образовано сульфидом марганца, выделившемся на оксиде кремния; с боковых сторон к нему примыкают частицы CaO. На рисунке 2б видны и «старые» сульфиды на межзеренной границе, и мелкие частицы, расположенные на фасетках скола. Рисунок 2в иллюстрирует выделение сульфида в форме иглы. На рисунке 2г видны строчечные выделения мелких сульфидов, относящиеся к нескольким фазам. Помимо сульфида марганца (мелкие светлые частицы) имеются пластинообразные выделения CaS, CaO, и др.



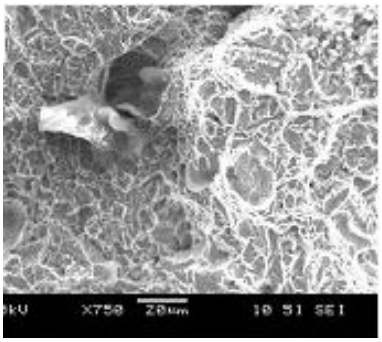
а



б



г



д

Рисунок 2 − Фрактограммы излома образца с промежуточной выдержкой при t=850°С

Выводы: на основании проведенных исследований влияния термической обработки стали 40ХГМ на прочностные характеристики определен:

−диапазон влияния температурного режима термообработки и содержания серы в металле на величину ударной вязкости и структуру;

−влияние содержания серы в металле на ударную вязкость и формирование структуры.

Литература

1. *Малиночка, Я.Н.* Сульфиды в сталях и чугунах / Я.Н. Малиночка, Г.З. Ковальчук. - М.: Металлургия, 1988.− 248 с.

2. *Явойский, В.И.* Неметаллические включения и свойства стали / В.И. Явойский, Ю.И.Рубенчик, А.П.Окенко. - М.: Металлургия, 1980. −174 с.

ОПИСАНИЕ МЕХАНИЗМА ИЗМЕНЕНИЯ МИКРОСТРУКТУРЫ СТАЛИ 30ХГСА В РЕЗУЛЬТАТЕ ЦИКЛИЧЕСКОГО ОТЖИГА

Магин Д.Ю., Хлыбов А.А.
Нижегородский государственный технический университет им. Р.Е. Алексеева,
г. Нижний Новгород, Россия

В XXI веке продолжается время технического прогресса, создаются все новые высокопроизводительные станки, строятся высотные конструкции, увеличиваются мощности транспортных машин и летательной техники. Всё это требует повышения технологических и эксплуатационных свойств материалов, из которых изготавливаются такие машины и сооружения.

Основным материалом во всех отраслях промышленности является сталь, а традиционной технологией, повышающей весь комплекс её свойств, является термическая обработка.

При разном тепловом воздействии на сталь, веё структуре происходят превращения, способствующие приобретению определённых свойств. Владея пониманием сущности механизмов структурных превращений в стали, появляется возможностьсовершенствования и оптимизации технологии современного производства.

Целью данной работы, является описание механизма изменения микроструктуры стали 30ХГСА в результате циклического отжига.

Химический состав исследуемой стали: C–0,33%; Cr –1,025%; Mr –1,03%; Si – 1,11%. Термическая обработка проводилась в шахтной электропечи марки «СШЦМ 6.6/9,5».

Анализ микроструктуры проводился с помощью микроскопа «KEYNCEVHX-1000» при увеличении 1000 раз. С целью дифференциации структурных составляющих предварительно полированных образцов, применялся метод холодного травления, который осуществлялся при комнатной температуре. В качестве травителя использовали раствор 4% азотной кислоты: HNO_3 (ГОСТ 4461-77).

Определение и оценка микроструктуры образцов, проводилась согласно ГОСТ 8233-56.

На рисунке 1 показана микроструктура стали 30ХГСА в исходном состоянии, которая представляет собой смесь феррита и пластинчатого перлита, в котором цементит имеет форму тонких пластинок, расположенных в виде слоев в поле феррита. Такая микроструктура стали характерна для нормализованного состояния.

Далее исследуемая сталь подвергается термической обработке в виде циклического отжига. Такой вид термической обработки характеризуется повышением пластических свойств стали, что способствует производственнымпроцессам с применяем операций гибки металла [1]. График режима циклического отжига представлен на рисунке 2.

На рисунке 3 показана микроструктура стали 30ХГСА после термической обработки, которая представляет собой смесь феррита и зернистого перлита.

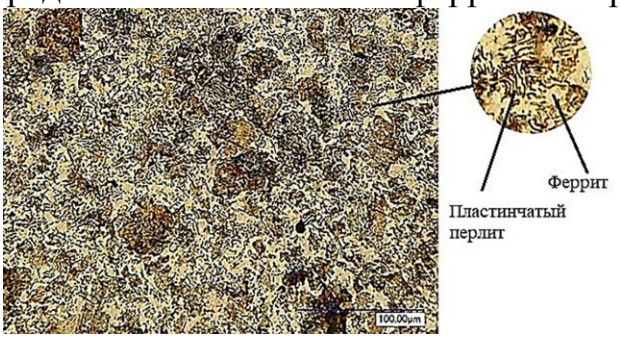


Рисунок 1 -Микроструктура образца стали 30ХГСА в исходном состоянии, феррит + пластинчатый перлит, х1000

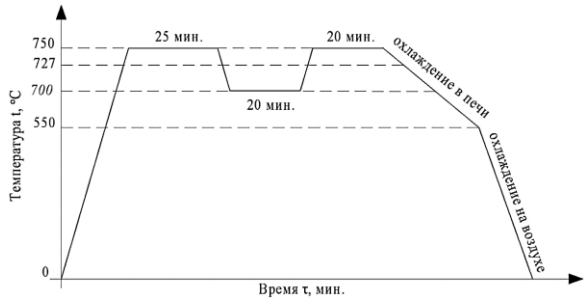


Рисунок 2 - График режима термической обработки стали 30ХГСА, сфероидизирующий (циклический) отжиг

Факт превращение микроструктуры стали 30ХГСА из пластинчатого в форму зернистого перлита, объясняется тем, что в результате циклического нагрева до температур A_1+20-30˚С (на рис. 2 отмечено как 750˚С) и охлаждения до температур A_1-20-30˚С (на рис. 2 отмечено как 700˚С), с последующим временем выдержки, произошел механизм деления цементита пластин на более мелкие частицы. Согласно источнику [2], образовавшиеся путем распада мелкие частицы растворяются в наиболее тонких участках и в местах выхода на межфазную поверхность субграниц в цементите и аустените.

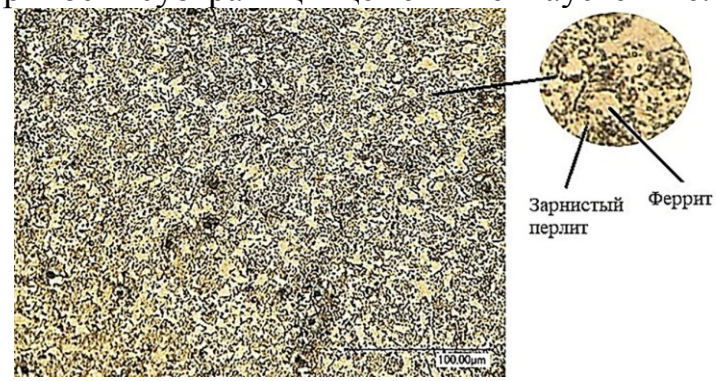


Рисунок 3 - Микроструктура образца стали 30ХГСА после термической обработки, феррит + зернистый перлит, х1000

Растворимость таких частиц зависит от радиуса кривизны и ее поверхности, такая зависимость описывается уравнением Томсона-Фрейдлиха:

$$\ln (Cr / C\infty) = (2\gamma V)/(kTr),$$

где: Cr — концентрация раствора около межфазной границы с радиусом r; C∞ — концентрация раствора около плоской границы; γ — поверхностная энергия на границе фаз; V — атомный объем.

В уравнении прослеживается обратная зависимость: чем меньше радиус кривизны границы, тем больше около нее равновесная концентрация раствора. Из этой зависимости следует, что около выпуклых стенок канавок растворения в цементите концентрация углерода в аустените будет больше, чем около остальной плоской поверхности пластины.

Выравнивание состава в аустените снизит значение концентрации углерода в нем около выпуклых стенок канавки, исходя из того, что аустенит в таком случае окажется ненасыщенным по отношению к цементиту, то в свою очередь цементит растворится, а его границы спрямятся.

Такое явление вызовет собой нарушение равновесия сил поверхностного натяжения у выхода субграниц и последующее восстановление равновесия при углублении канавки. В результате пластинка цементита будет разделена вследствие растворения по ее субгранице.

После деления пластинок мелкие их частицы подвергнуться процессу сфероидезации. Около краев и вершин цементитных частиц с малым радиусом кривизны концентрация углерода в аустените повышена в соответствии с уравнением Томсона-Фрейдлиха.

Выравнивание состава внутри аустенита приводит к повышению его концентрации около участков границы с большим радиусом кривизны, где аустенит пересыщается и выделяет цементит. Параллельное снижение концентрации углерода в аустените около краев и вершин приводит к их растворению.

В результате градиент концентраций в аустените восстанавливается и процесс растворения цементита в участках с меньшим радиусом кривизны границы и выделения его в участках с большим радиусом кривизны приводит к округлению частиц.

Таким образом, сфероидизация частиц цементита идет путем переноса углерода через окружающий твердый раствор [2].

В результате исследований был описан механизм изменения микроструктуры стали 30ХГСА в результате циклического отжига, при котором происходит деление пластинок перлита на более мелкие частицы и их дальнейшую сфероидезацию путем переноса углерода через окружающий твердый раствор.

Данные исследования имеют практическую значимость и могут быть применены в производственных процессах включающих себя операций гибки металла.

Литература:

1. *Двоеглазов, Г. А.* Материаловедение / Г.А. Двоеглазов – Ростов н/Д: Феникс, 2015. – 445 с.

2. *Новиков, И.И.* Теория термической обработки металлов / И.И.Новиков. – М.: Металлургия, 1986. – 480 с.

ВЛИЯНИЕ МОДИФИЦИРУЮЩИХ ДОБАВОК В ПОКРЫТИИ ЭЛЕКТРОДОВ МАРКИ УОНИ-13/55 НА ГЛУБИНУ ПРОПЛАВЛЕНИЯ УГЛЕРОДИСТОЙ СТАЛИ И МИКРОСТРУКТУРУ НАПЛАВЛЕННОГО МЕТАЛЛА

Середа В.Ю., Яркевич Е.В., Урбанович Н.И.
Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Беларусь

Как показали современные исследования, введение в состав металлургических и сварочных материалов добавок, содержащих нано- и ультрадисперсные частицы, резко повышают их эффективность за счет небольшого количества добавляемых частиц, увеличения площади контакта, а также повышения активности веществ [1, 2]. В настоящее время в металлургии и литейном производстве с целью совершенствования структуры и улучшения свойств металла применяют модифицирование, поэтому становиться актуальным вопрос о применении модификаторов, содержащих нано – и ультрадисперсные частицы в сварочном производстве. В качестве добавок в покрытие электродов использовали отсевы модификаторов «L-cast» и «МС» применяемых в металлургической промышленности для модифицирования чугунов и сталей. Отсев модификатора марки «L-cast» имеет в своем составе такие химические элементы, как барий, стронций, калий, кремний, алюминий и представляет собой смесь устойчивых соединений щелочноземельных металлов в виде карбонатов. Отсев модификатора «МС» содержит элементы IV и V групп периодической системы, а так же фтор, и представляет собой смесь в виде оксидов (%, масс): циркония (4-5), титана (3-4), ниобия (3-4), остальное – соли фтора в виде криолита (79-81).

Целью настоящей работы являлось изучение влияния модифицирующих добавок в покрытии электродов на примере марки УОНИ-13/55 на глубину проплавления и структуру металла шва при наплавке валика на низкоуглеродистую сталь.

Для проведения исследований добавку, в качестве которой служили отсевы модификаторов, смешивали с жидким натриевым стеклом, наносили кисточкой на покрытие стандартных электродов марки УОНИ-13/55 диаметром 3,0 мм. Процентное содержание добавок в экспериментальных электродах по отношению к массе покрытия составило от 0,6 до 1,0 %. Взвешивание осуществляли на электронных весах Scout Pro «SPU202», имеющих погрешность ± 0,03 г. Наплавочные эксперименты выполняли на пластинах из стали марки Ст.3 размером 200х150х60 мм. Наплавку проводили инвертором марки KEMPPI.

Чтобы исключить влияния сварщика на сварку, сварочный процесс проводили в режиме автоматической подачи электрода на экспериментальной установке. Скорость подачи электрода определяли экспериментальным путем, которая составила 200 мм/мин. Наплавку проводили на следующих режимах: сила сварочного тока Iсв. = 68 – 70 А, напряжение сварочной дуги Uд = 18 В.

Из полученных образцов вырезали темплеты и изготавливали шлифы, по которым проводили замеры параметров наплавленного шва и зоны термического влияния (ЗТВ). На рисунке 1 представлены макрошлифы наплавленных валиков, а в таблице 1 результаты измерений наплавленного шва и ЗТВ. Замеры параметров наплавленного металла и ЗТВ проводили, используя программу SIAMSL. Погрешность измерения составляет ± 0,05 мкм.

Таблица 1 – Размеры наплавленных валиков

Номер опыта	Наименование добавки и ее количество, %	Глубина проплавления, мкм	Ширина шва, мкм	Высота выпуклости, мкм	Ширина ЗТВ, мкм	Ширина зоны сплавления, мкм
1	Отсев модификатора «МС» -0,6	681,1	5750,1	1367,1	912,2	368,2
2	Отсев модификатора «L-cast» -1,0	561,5	6273,7	1486,5	1101,1	387,1
3	Стандартный электрод марки УОНИ-13/55	672,2	6165,9	1394,5	925,4	327,2

Анализируя полученные результаты, следует отметить, что добавки, введенные в покрытие электродов, оказали воздействие на размеры наплавленного шва, глубину проплавления и ЗТВ. Так добавка в покрытие отсева модификатора «L-cast» уменьшила глубину проплавления, увеличила ширину шва, высоту выпуклости и ЗТВ. Уменьшение глубины проплавления и увеличение ширины шва, по-видимому, связано с дополнительным присутствием в покрытии элементов с низким потенциалом ионизации, что обусловливает достаточную степень ионизации периферийных участков дуги. Происходит расширение столба дуги, плотность тока в нем снижается и уменьшается проплавляющая способность дуги [3].

В швах, выполненных электродами с добавками отсева модификатора «МС», глубина проплавления наплавленного валика по сравнению с контрольным увеличилась на 8,9 мкм, а ширина шва, высота выпуклости и ширина ЗТВ уменьшились. Увеличение глубины проплавления в данном случае, по-видимому, связано с присутствием в добавке фтора, который оказывает дестабилизирующее влияние на дугу. В около дуговом пространстве в результате захвата молекулами фтора электронов проводимости образуются электроотрицательные ионы. При этом общее электропроводное сечение столба дуги уменьшается, а концентрация тепловой энергии и плотность тока в нем значительно увеличивается, что приводит к увеличению глубины проплавления [4].

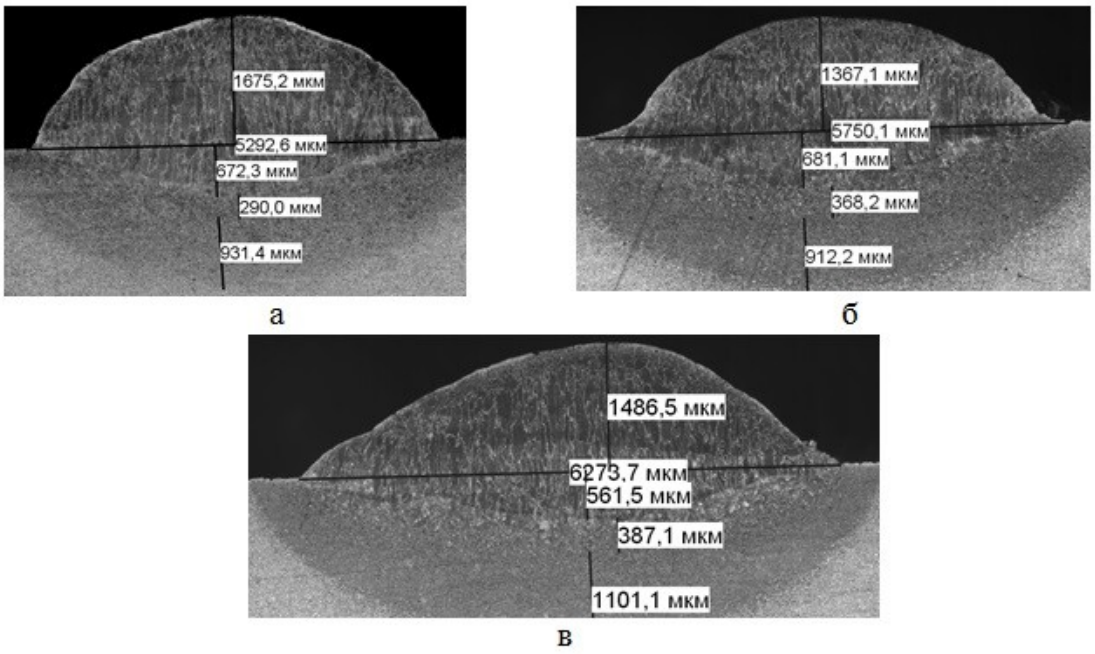


Рисунок 1 – Макрошлифы наплавленных валиков, полученных электродами УОНИ-13/55: а – без добавки в покрытие; б – с добавкой «МС» - 0,6 %; в – с добавкой «L-cast» - 1,0 %

На рисунке 2 представлены микроструктуры металла наплавленных валиков, полученных электродом марки УОНИ-13/55 без модифицирующей добавки и с добавкой отсева модификатора «L-cast».

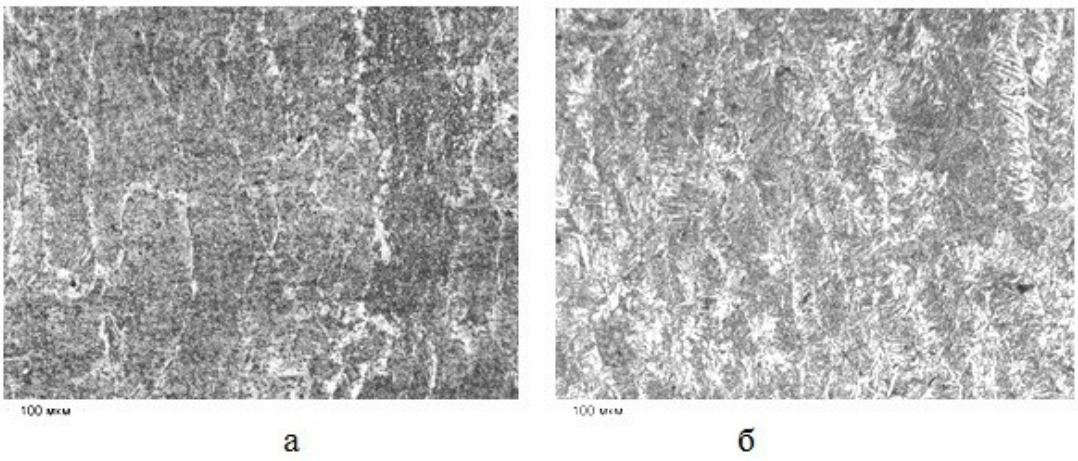


Рисунок 2 – Микроструктура наплавленных валиков, полученных электродами УОНИ-13/55: а) без добавки в покрытие; б) с добавкой «L-cast»

Микроструктура наплавленных валиков представляет собой перлитные зерна, окруженные оболочкой феррита. Следует отметить, что величина зерна металла валика, полученного электродом без добавки, составляет от 200 до 300 мкм, с добавкой модификатора «L-cast» –от 50 до 150 мкм, а с «МС» – от 100 до 200 мкм.

Проведение сравнительных испытаний на растяжение показало, что временное сопротивление разрыву образцов, изготовленных из сварных соединений, полученных электродами без добавки составило 524,0 Н/мм^2; с добавкой «L-cast» – 546,7 Н/мм^2; с добавкой «МС» – 534,3 Н/мм^2, а на статический изгиб, составляющий 120º позволило установить, что металл шва контрольного и экспериментальных сварных соединений способен выдержать заданную пластическую деформацию.

Таким образом, установлено, что применение в составе покрытия электродов для ручной дуговой сварки добавок в виде отсевов модификаторов приводит к измельчению структуры наплавленного металла, повышению механических свойств сварного соединения и изменению параметров геометрических размеров наплавленного валика.

Выводы:

1. Установлено, что добавка в покрытие электродов УОНИ - 13/55 отсева модификатора L-cast уменьшила глубину проплавления, увеличила ширину шва, высоту выпуклости и ЗТВ, а добавка отсева модификатора «МС» увеличила глубину проплавления наплавленного валика по сравнению с контрольным на 8,9 мкм, а ширину шва, высоту выпуклости и ширину ЗТВ уменьшила.

2. Показано, что ввод в покрытие отсевов модификаторов измельчил структуру в 2-3 раза от 200 - 300 мкм до 50-150 мкм и изменил морфологию зерна металла шва.

3. Установлено, что добавки в покрытие электродов в виде отсевов модификаторов не ухудшили механических свойств сварного соединения, разрушение при испытании на статическое растяжение происходило по основному металлу, при этом временное сопротивление разрыву составило не ниже 490 МПа, характерное для стали 09Г2С. Испытания на статический изгиб, составляющий 120º, показали, что металл шва, полученный электродом УОНИ-13/55 без добавки в покрытие и с добавками отсевов модификаторов способен выдержать заданную пластическую деформацию.

Литература:

1. *Хрычиков, В.Е.* Ультрадисперсные модификаторы для повышения качества отливок / В.Е. Хрычиков, В.Г. Калинин// Литейное производство. - 2007. - №7. - С. 2-5.

2. *Борд, Н.Ю.* Газотермический синтез компонентов электродных покрытий в контролируемых атмосферах / Н.Ю. Борд, В.К. Шелег – Мн.: НИКТИСП с ОП, 2002. – 140 с.

3. *Савицкий, М.М.* Механизм влияния электроотрицательных элементов на проплавляющую способность дуги с вольфрамовым катодом / М.М. Савицкий, ., Г.И. Лесков // Автоматическая сварка . – 1980. - №9. – С.17-22.

4. *Паршин, С.Г.* Влияние активирующих флюсов на формирование сварных швов при ручной аргонодуговой сварке / С.Г. Паршин // Сварочное производство. – 2000. - № 10. – С. 23-26.

ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ БИОКЕРАМИЧЕСКИХ ПОРОШКОВ

Лужина Е. Ю.
Московский политехнический университет,
г. Москва, Россия

Проблема замещения или регенерации костных тканей у человека является на сегодняшний день актуальной в медицине. Для ее решения применяются различные материалы и имплантаты, и существует достаточно много различных подходов. Один из них — так называемая инженерия тканей.

Костная ткань — это композиционный материал, состоящий приблизительно на 70% из неорганических и на 30% – из органических веществ. Неорганическая составляющая костной ткани –это биологический гидроксиапатит ($Ca_{10}(PO_4)_6(OH)_2$), а органическая составляющая – коллаген различных типов. В настоящее время используются материалы кальцийфосфатной группы.

Целью моей работы было изучить технологию получения высокопористых биокеремических порошков, которые могут быть использованы для создания матриц имплантата.

Синтез кальцийфосфатных порошковых материалов проводили методом осаждения из водных растворов [1]. Соотношение компонентов было посчитано исходя из следующей реакции:

$$3Ca(NO_3)_2*4H_2O+2(NH_4)_2HPO_4+2NH_4OH=Ca_3(PO_4)_2+6NH_4NO_3+2H_2O$$

Навески $Ca(NO_3)_2$ и $(NH_4)_2HPO_4$ растворяли в дистиллированной воде, в количестве, необходимом для приготовления 0,5М растворов. Для синтеза трикальцийфосфата было взято соотношение исходных компонентов $Ca(NO_3)_2*4H_2O/(NH_4)_2HPO_4$ равным 3/2 согласно реакции. Смешение реагентов проводили покапельно, добавляя раствор $(NH_4)_2HPO_4$ в $Ca(NO_3)_2$, при интенсивном перемешивании, регулируя значение pH в диапазоне 7±0,2 за счет введения NH_4OH. Этап смешения проводили в течение 80 мин до полного протекания реакции, которая фиксировалась стабилизацией значения pH на уровне 7±0,2. По завершении синтеза получившуюся суспензию фильтровали, осадок подвергали высушиванию в течение 2х-3х суток при t=80 С. Получившийся порошок подвергали обжигу при t = 270 ° С для удаления примеси NH_4NO_3, которая разлагается согласно реакциям:

$$NH_4NO_3=N_2O+2H_2O$$
$$NH_4NO_3=2N_2+O_2+2H_2O$$

Для дальнейшего использования порошок обжигали в муфельной печи при t = 950 ° С и времени выдержки 2 часа.

Часть порошка обожгли при t=1300 ° С для проведения рентгенофазового анализа для контроля состава. Рентгенограмма порошка представлена на рис. 1 и полностью соответствует α-ТКФ.

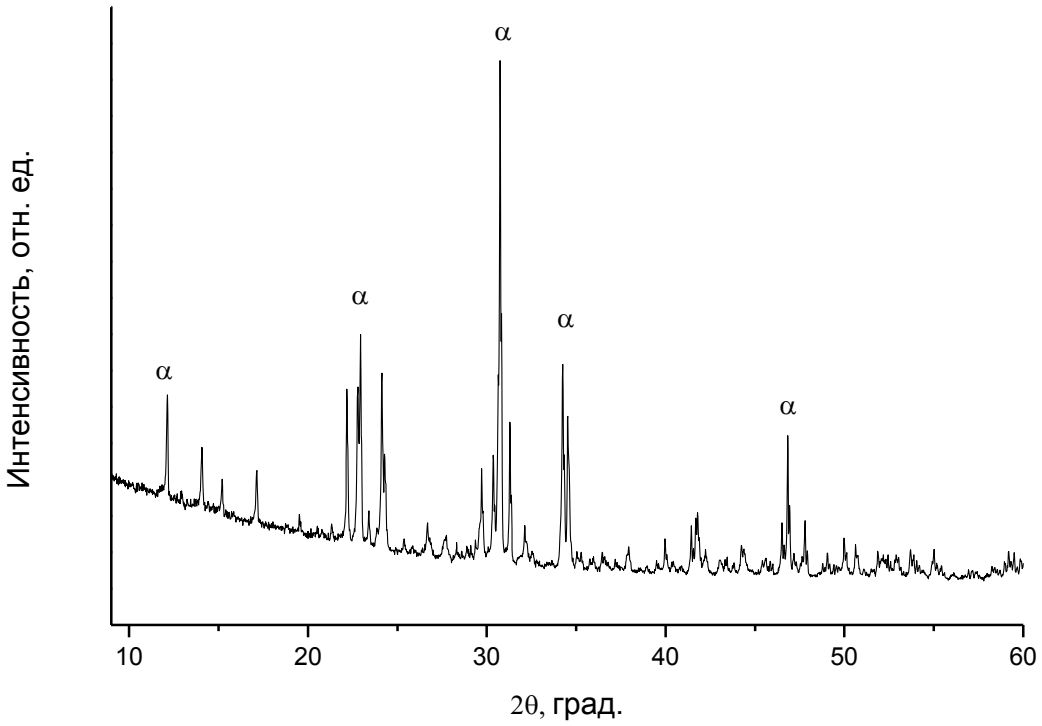
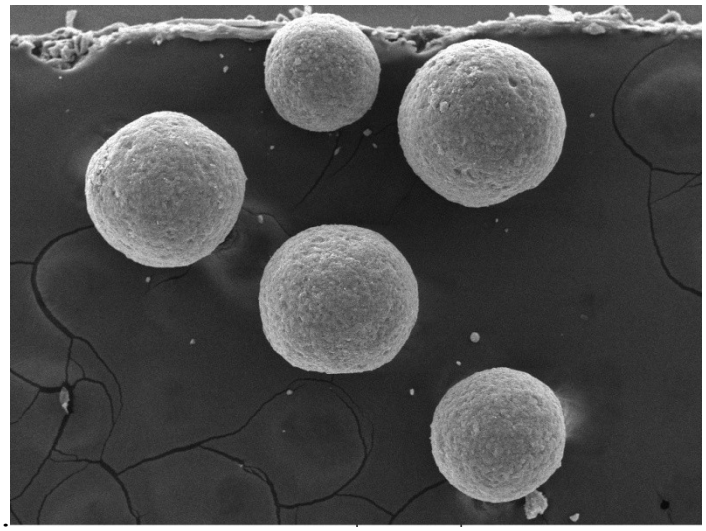


Рисунок 1 - Диаграмма рентгенофазового анализа синтезированного порошка

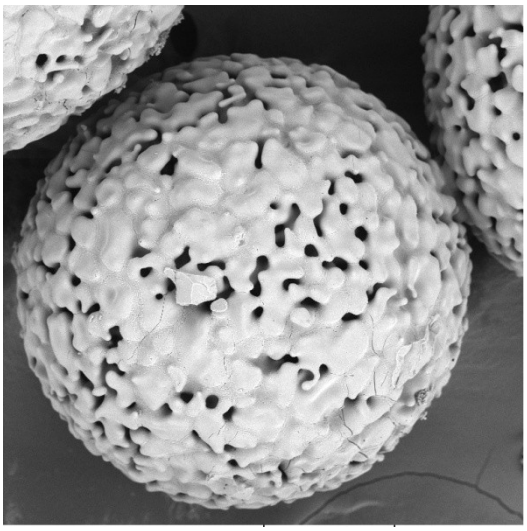
Измельчение порошка проводили в планетарной мельнице в присутствии жидкой среды в течении 40 мин. В качестве жидкости использовали безводный ацетон для исключения возникновения возможных нежелательных реакций между порошком и водой. Использование планетарной мельницы необходимо для получения порошков размером менее 50 мкм с высокой дефектностью, за счет механической активации. Получившуюся суспензию отфильтровывали и подвергали сушке при 80 °С в течение 2-3-х суток.

Гранулирование:

Подготовленный порошок ТКФ смешивали с 10% раствором желатина разогретым до t=80°С в пропорции 1:2. Получившуюся суспензию добавляли в диспергирующую вязкую среду, в качестве которой выступало масло, при интенсивном перемешивании около 600 об./мин. и одновременном охлаждении жидким азотом. В зависимости от скорости перемешивания получали гранулы различного диаметра. Получившиеся гранулы отмывали от масла с помощью ацетона и сушили на воздухе (рис. 2а). После полного высыхания гранулы подвергались обжигу в печи при t=1300 ° С. В процессе обжига при данной температуре происходит выгорание органической связующей, спекание и упрочнение гранул и трансформация фазового состава в α-ТКФ (рис. 2б). Конечные гранулы были разделены фракции: <100, 100-300, 300-500, 500-850, 850-1200, >1200 мкм.



2а



2б

Рисунок 2 - Микроструктура гранул а) заготовка до обжига ; б) керамика

Литература:

1. *Баринов, С.М.* Биокерамикана основе фосфатов кальция. Институт металлургии и материаловедения им А.А. Байкова РАН / С.М. Баринов, В.С. Комлев. – 2-е изд., стереотипное. – М.: Наука, 2014

2. Vladimir S. Komlev, Serguei M. Barinov, Elena V. Koplik A method to fabricate porous spherical hydroxyapatite granules intended for time-controlled drug release 2001

3. *Путляев, В.И.* Современные биокерамические материалы. Московский государственный университет им. М.В. Ломоносова / В.И. Путляев. – 2004.

ВЛИЯНИЕ ДЕФОРМАЦИИ ОСАДКОЙ НА СФЕРОИДИЗАЦИЮ ЦЕМЕНТИТА В ДОЭВТЕКТОИДНОЙ СТАЛИ В ПРОЦЕССЕ ОТЖИГА ПРИ СУБКРИТИЧЕСКОЙ ТЕМПЕРАТУРЕ

Псёл А.В., Горбатенко В.П.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Предшествующая отжигу холодная пластическая деформация стали существенно ускоряет сфероидизацию карбидов: деление пластин цементита и трансформацию пластин в глобули, а также ускоряет коалесценцию карбидных частиц. Поэтому холодная пластическая деформация как предобработка стали сокращает длительность и улучшает качество сфероидизации карбидов в стали и находит широкое применение при производстве проволоки из доэвтектоидных сталях.

Целью данных исследований является изучение влияния предшествующей деформации холодной осадкой и термической обработки на процесс сфероидизации цементита стали 35.

Для исследований использовали горячекатаную и патентированную катанку диаметром 6,5 мм из стали 35. Осадку образцов в холодном состоянии выполняли на 50% и 75% от исходной высоты. Кинетику процесса сфероидизации оценивали по изменению твердости и микроструктуры стали, охлажденной на воздухе после нагрева до температур в интервале 660…680℃ с выдержкой 15, 30, 60, 180 минут и последующим охлаждением на воздухе.

Полученные результаты представлены на рисунках 1 и 2.

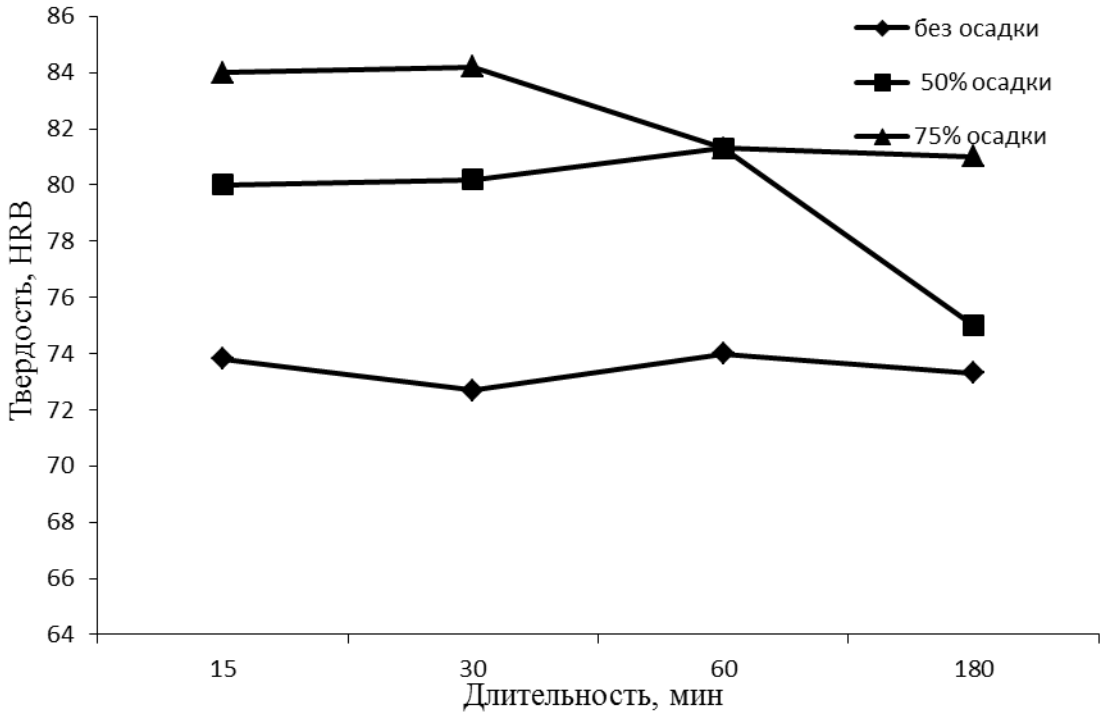


Рисунок 1 – График зависимости твердости от длительности выдержки и условий деформации для исходного горячекатаного состояния

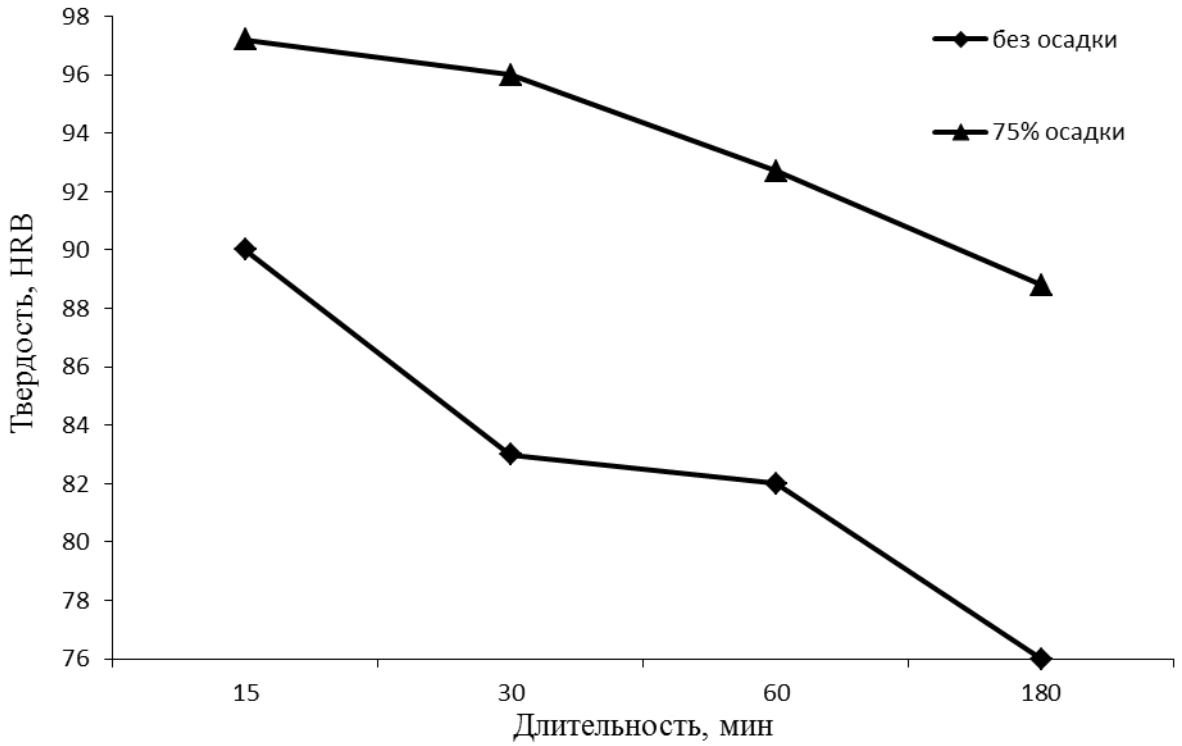


Рисунок 2 – График зависимости твердости от длительности выдержки и условий деформации для исходного патентированного состояния

Для горячекатаной и патентированной катанки выдержка 15 минут не приводит к заметному изменению твердости. Выдержка в 30 минут так же не понижает твердость. Твердость заметно снижается при выдержке в 60 минут и с увеличением длительности продолжает понижаться. Предшествующая деформация осадкой в горячекатаном состоянии образцов сохраняет твердость более высокой, особенно заметно в случае деформации с максимальной степенью 75%.

В предварительно патентированной стали не подвергавшейся предварительной деформации твердость при всех режимах отжига остается более высокой, чем в исходной горячекатаной катанке. Предшествующая деформация осадкой на 75% так же сохраняет твердость более высокой по сравнению с горячекатаной сталью.

На рисунках 3-6 представлены микроструктуры стали после отжига по различным режимам.

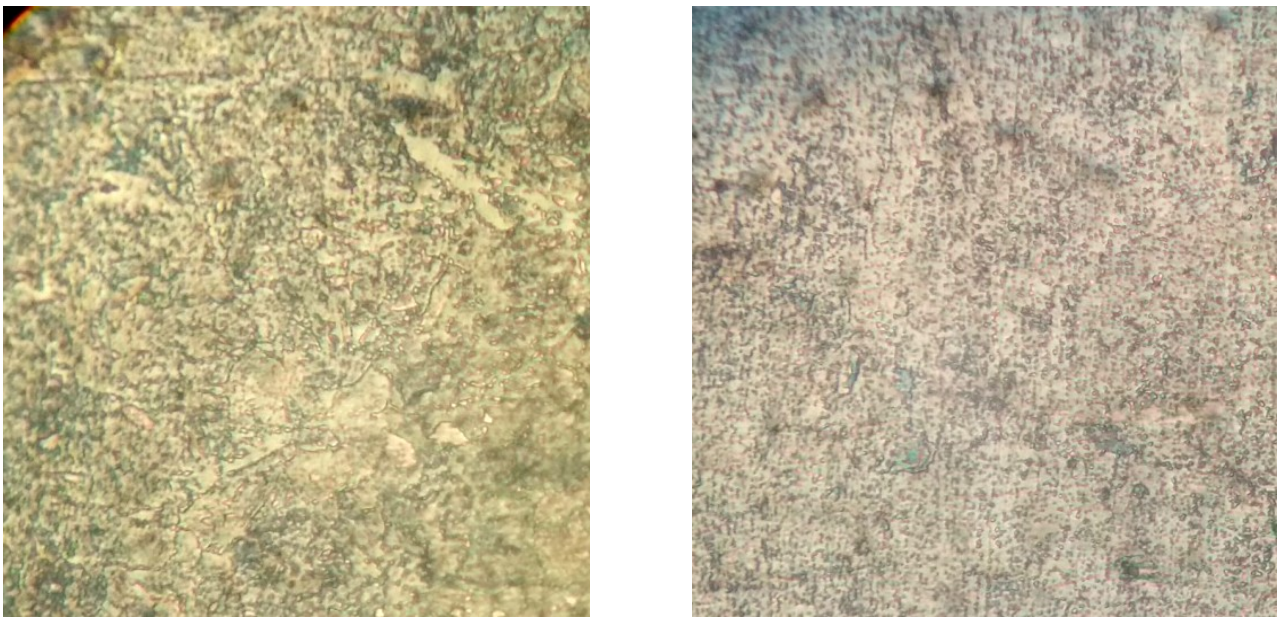
Сталь горячекатаная с длительностью выдержки в 15минут имеет небольшой процент сфероидизации как и патентированная кактанка. С увеличением длительности выдержки до 30 минут развивается процесс сфероидизации.

Как видно из рисунка 3, при 60 минутах сфероидизация прошла частичная в пределах колонии, сохраняется направленность и видны мелкие карбиды. В предварительно осаженных образцах скорость протекания сфероидизации выше, чем без осадки.

а) б) в)

а - без осадки; б - 50% осадки; в - 75% осадки

Рисунок 3 – Структура горячекатаной катанки после сфероидизирующего отжига (660-680^{0}С) длительностью 60 минут: × 1000

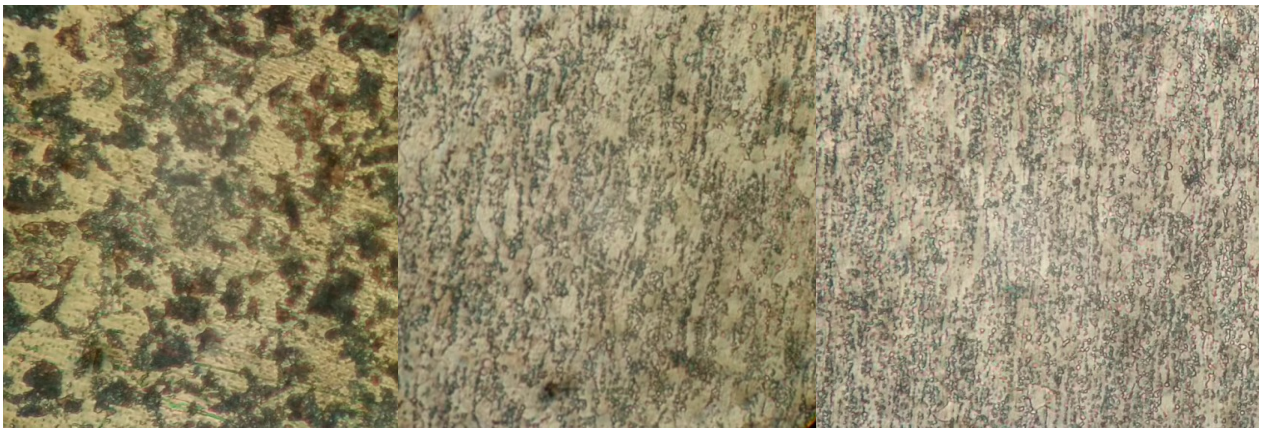


а) б)

Рисунок 4 – Структура патентированной катанки после сфероидизирующего отжига (660-680^{0}С) длительностью 60 минут: × 1000
а - без осадки; б - 75% осадки

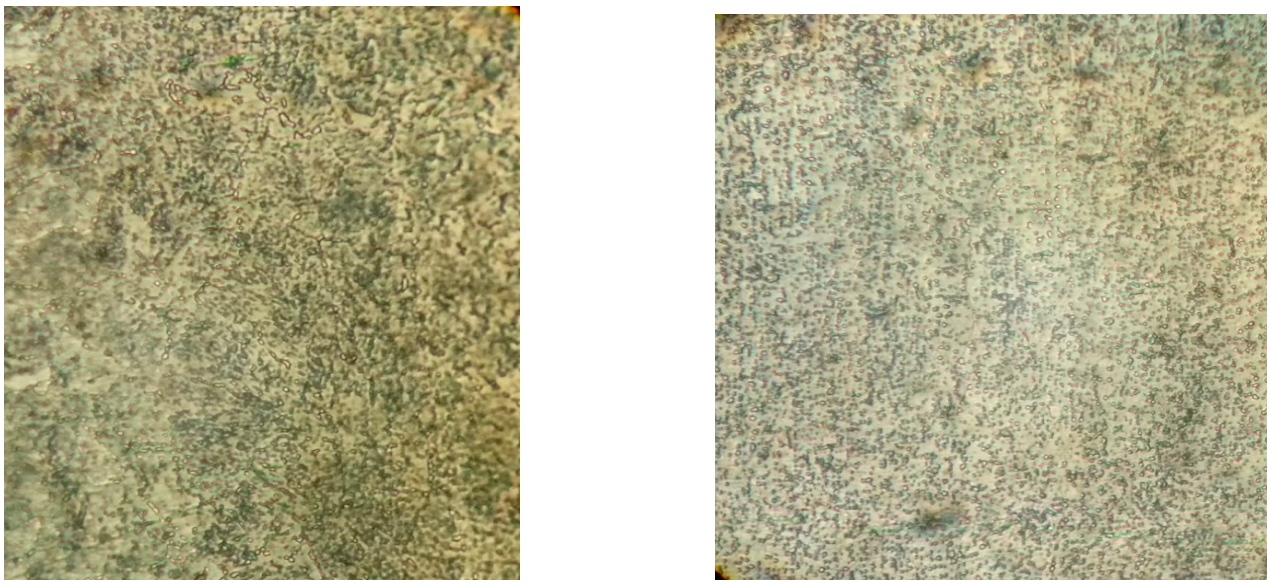
В предварительно патентированной катанке процесс сфероидизации происходит гораздо быстрее как в осаженных образцах, так и без осадки (рис 4,6).

Как видно из рисунка 5, при выдержке в 180 минут сфероидизация в пределах колонии довольно активна в горячекатаной катанке без осадки, а в осаженных образцах заметны более крупные карбиды, чем при выдержке в 60 минут.



а) б) в)

Рисунок 5 – Структура горячекатаной катанки после сфероидизирующего отжига (660-680^{0}С) длительностью 180 минут: × 1000
а – без осадки; б – 50% осадки; в – 75% осадки



а) б)

а - без осадки; б - 75% осадки

Рисунок 6 – Структура патентированной катанки после сфероидизирующего отжига (660-680^{0}С) длительностью 180 минут: × 1000

Таким образом, в ходе исследования установлено, что предшествующая холодная пластическая деформация осадкой способствует ускорению процесса сфероидизации стали. Ускорению процесса сфероидизации способствует предварительное патентирование катанки.

Литература

1. *Долженков, И. Е*. Сфероидизация карбидов в стали [Текст] / И. Е. Долженков, И. И. Долженков. – М.: Металлургия, 1984. – 143 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИЧИН РАЗРУШЕНИЯ ВАЛ-ШЕСТЕРНИ АВТОМОБИЛЬНОЙ ТРАНСМИССИИ

Горбунов В.В., Крымов В.Н.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Детали зубчатых передач являются одними из самых массовых изделий машиностроения. Ежегодно промышленность изготавливает миллионы различных типоразмеров зубчатых колес, вал-шестерен, муфт и пр. Распространенность зубчатых передач объясняется компактностью, высокой надежностью, долговечностью, точностью передачи крутящего момента.

Вместе с тем, детали зубчатых передач сложны в изготовлении. В случае их поломки и разрушения может выйти из строя весь узел или даже машина целиком. Поэтому к качеству изготовления деталей зубчатых передач должны предъявляться особые требования [1].

Основными причинами выхода из строя зубчатых колес являются: износ, поломка зубьев под воздействием разных причин, выкрашивание контактной поверхности, пластическая деформация зубьев и др [2].

В настоящей работе исследовали вал-шестерню автомобильной трансмиссии, разрушение которой привело к поломке всего редуктора.

На снятой с редуктора вал-шестерне изучали макроструктуру и измеряли твердость. Химический анализ делали на приборе Spectrolab. На образце зуба изготавливали поперечный шлиф, на котором оценивали качество металла и исследовали микроструктуру. Микротвердость измеряли на приборе ПМТ-3 при нагрузке 50 г.

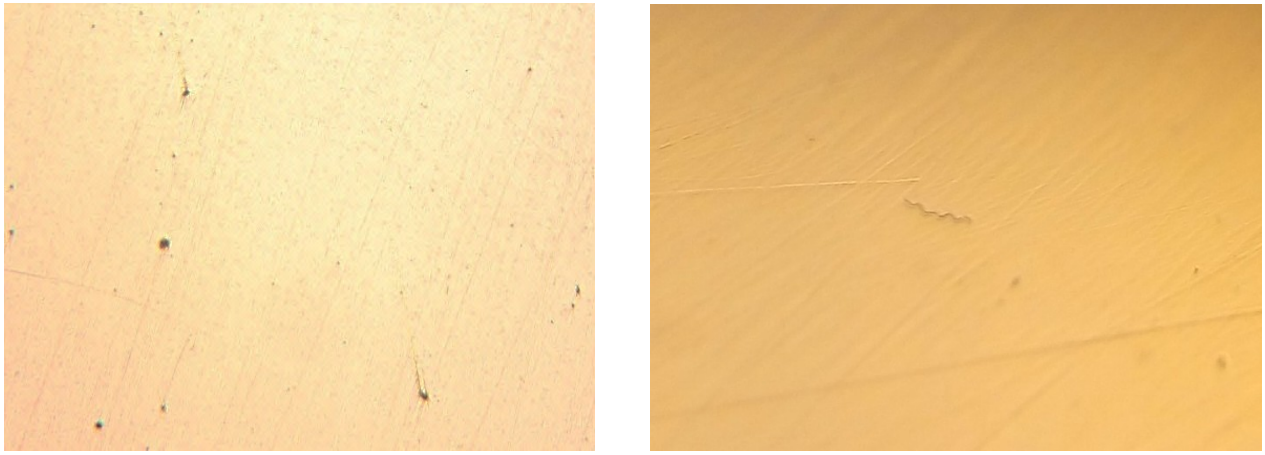
Вал-шестерня изготовлена из стали 18ХГТ. Причиной выхода из строя данной детали стал излом трех зубьев (рис. 1). Излом части зуба является характерным для конических зубчатых колес [3].

Рисунок 1 – Макроструктура вал-шестерни, х0,5

Наличие впадины на месте выломанных зубьев в некоторых источниках трактуется как признак усталостной природы трещины. Однако характерное двух зонное строение излома не выявлено.

При изучении макроструктуры вал-шестерни обращает внимание полированная поверхность зубьев. Это свидетельствует о работе в режиме граничного трения. То есть, редуктор работал в условиях недостаточного количества смазки.

Загрязненность металла неметаллическими включениями оценивали по ГОСТ 1778-70 по методу Ш1 (рис.2).



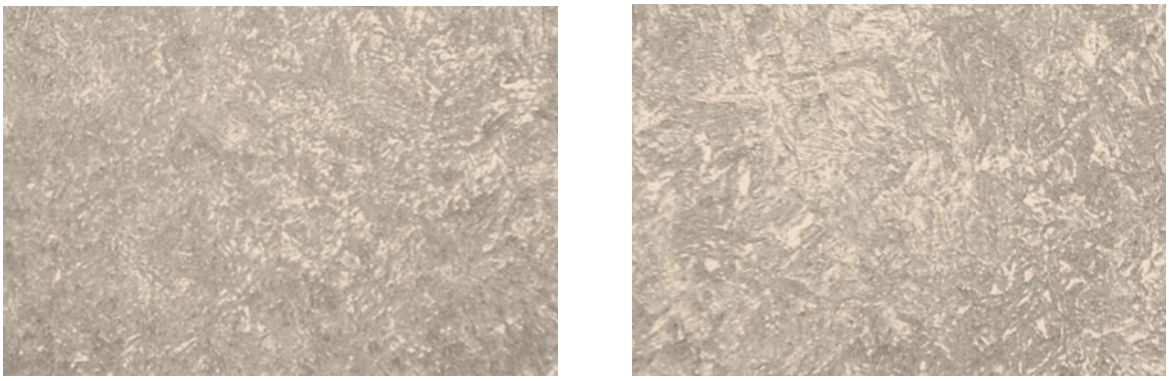
а б

Рисунок 2 – Микроструктура зуба вал-шестерни без травления, а - х100; б – х 400

Загрязненность металла недеформируемыми силикатами достигает балла СН 1,5. Содержание сульфидов соответствует баллу С 1. Таким образом, металл детали довольно чист по неметаллическим включениям.

При исследовании нетравленой поверхности шлифа была замечена микротрещина (рис. 2 б). Она располагалась примерно в 1 мм от поверхности.

Травление стандартным травителем позволило выявить нитроцементованный слой и структуру сердцевины (рис. 3).



а б

Рисунок 3 – Микроструктура нитроцементованного слоя (а) и сердцевины вал-шестерни (б), х400

Избыточные карбиды в диффузионном слое отсутствуют. Структура слоя – мартенсит. Структура сердцевины представлена нижним бейнитом.

Распределение микротвердости по глубине нитроцементованного слоя показало (рис. 4), что твердость слоя несколько ниже ожидаемой.

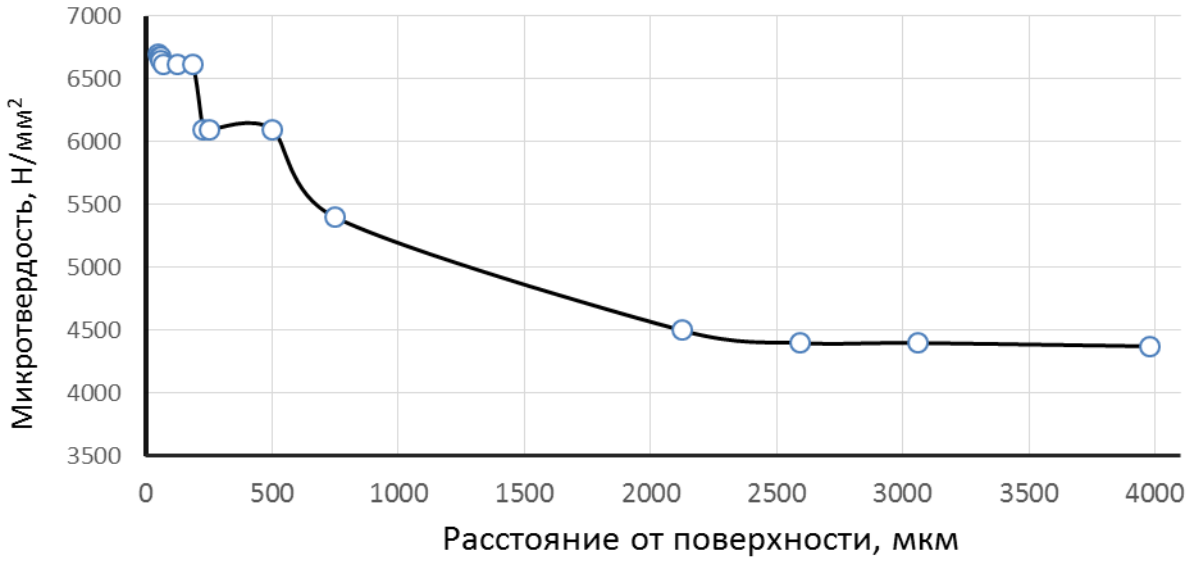


Рисунок 4 – Распределение микротвердости по глубине нитроцементованного слоя

Пониженная прочность могла стать причиной снижения предела выносливости стали.

Таким образом, наиболее вероятной причиной поломки вал-шестерни стало усталостное разрушение одного из зубьев. На это указывает микротрещина, расположенная под нитроцементованным слоем. Последующие зубья были разрушены динамическим ударом.

Литература:

1. *Гулиа, Н. В.* Детали машин / Н. В.Гулиа , В. Г.Клоков , С. А.Юрков . — М.: Издательский центр «Академия», 2004. — С. 416. — ISBN 5-7695-1384-5.

2. *Когаев, В.П.* Прочность и износостойкость деталей машин: уч.пособие / В.П. Когаев, Ю.Н. Дроздов. – М.: Высш.шк., 1991. – 319 с.

3. Руководство по идентификации неисправностей деталей. - Yamaha Motor Corporation, США, 2001. – 72 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ЧУВСТВИТЕЛЬНОСТИ МАГНИТНОГО МЕТОДА К ИЗМЕНЕНИЮ МИКРОСТРУКТУРЫ СТАЛИ 17Г1С

Копытенков М.И., Волгина Н.И.
Московский политехнический университет,
г. Москва, Россия

Известно, что при эксплуатации с нагрузкой материал претерпевает изменения как физико-механических характеристик (временного сопротивления разрыву, предела упругости, предела текучести и т.д.), так и магнитных свойств [1]. Эти изменения в разных местах конструкции носят индивидуальный характер, в зависимости от интенсивности их нагружения при эксплуатации. Поэтому применение зависимостей магнитоупругой чувствительности (абсолютной анизотропии коэрцитивной силы) от напряжения ΔH_c-σ, полученных на обыкновенных образцах при лабораторных испытаниях, без учета состояния материала, может давать значительную погрешность при оценке НДС. Испытание же образцов со свойствами, заведомо измененными в процессе эксплуатации, практически не реализуемо по причине ограниченности возможностей для отбора образцов из действующих конструкций [2, 3].

Целью данной работы является получение универсальной (для различной степени изменения свойств металла) зависимости ΔH_c-σ, характеризующей определенную марку стали.

Результаты определения химического состава исследуемой стали приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Химический состав исследованной стали

Марка стали	Содержание элементов, % масс.									
	C	Mn	Si	P	S	Ni	Cr	Cu	V	Nb
17Г1С	0,22	1,2-1,84	0,55	0,040	0,082	0,1	0,09	0,11		
По сертификату										
	0,2	1,6	0,6	0,035	0,04	0,3	0,3			

Химический состав определяли в 10 разных точках, поэтому была возможность установить равномерность распределения легирующих элементов. Выявлено повышенное содержание серы по сравнению с сертификатными значениями, а также незначительное повышение содержания фосфора. Кроме того, вблизи очагов разрушений выявлено повышенное содержание углерода (до 0,22%), а содержание марганца в некоторых случаях завышено или, наоборот, сильно занижено, т.е. в стали 17Г1С наблюдается неравномерность распределения углерода, марганца и серы.

Как указывалось ранее, после измерения коэрцитивной силы и твердости на отобранных темплетах, были изготовлены образцы для испытаний на растяжение. Результаты испытаний представлены в таблице 2.

Как видно из представленных данных, все испытанные образцы удовлетворяют требованиям нормативно-технической документации, за исключением относительного удлинения, которое у образцов № 4, 6, 7 не соответствует требованиям ГОСТ. Исследуемые образцы по росту прочностных свойств условно были разделены на две группы.

Первая группа характеризуется нормативными прочностными ($\sigma_в$=580…670 МПа) и пластическими свойствами (δ=20…28 %), а также величиной коэрцитивной силы, характерной для стали 17Г1С (H_c=4,0…5,5 А/см). Вторая – повышенными прочностными свойствами ($\sigma_в$=707…850 МПа) и коэрцитивной силой (H_c=7,15…9,02 А/см), а также меньшей величиной относительного удлинения при разрыве (δ=8,8…17 %).

Таблица 2 - Характеристики основного металла труб

Номер образца	$\sigma_в$, МПа	$\sigma_{0,2}$, МПа	δ,%	Число твердости по Бринеллю, НВ	Коэрцитивная сила, А/см
Первая группа образцов					
1	580	390	24,0	187…221	4,07
2	590	430	28,0	166…218	4,58
3	660	540	21,0	175…234	5,51
5	670	470	20,0	168…212	4,48
Вторая группа образцов					
4	707	489	8,8	191…234	7,15
6	834	560	13,8	209…263	9,02
7	850	600	17,0	194…251	8,7
Данные ГОСТ 19282-73 не менее	510	345	20,0	-	-

Тесной корреляционной зависимости между величиной поверхностной твердости и механическими свойствами образцов не установлено. Кроме того, полученные данные имеют значительный разброс показаний в пределах одного образца при 10 измерениях (до 25 % у образца №3).

По результатам механических испытаний и измерения коэрцитивной силы была построена зависимость коэрцитивной силы от прочностных свойств ($H_c=f(\sigma_{0,2})$; $H_c=f(\sigma_в)$) для стали 17Г1С с достоверностью аппроксимации R^2=0,75 и 0,91.

Результаты металлографических исследований представлены на рисунках 2 и 3.

Металлографические исследования показали, что структура металла образцов первой группы является типичной для нормализованной стали 17Г1С

(рисунок 2, а). У второй группы структура неравномерная: наряду с феррито-перлитной составляющей имеются участки мелкодисперсной закалочной мартенситной структуры (рис. 2, б), полосчатости (рисунок 2, а) и обезуглероживания (рисунок 2, б). Этой структуре отвечают более высокие характеристики временного сопротивления, предела текучести и коэрцитивной силы.

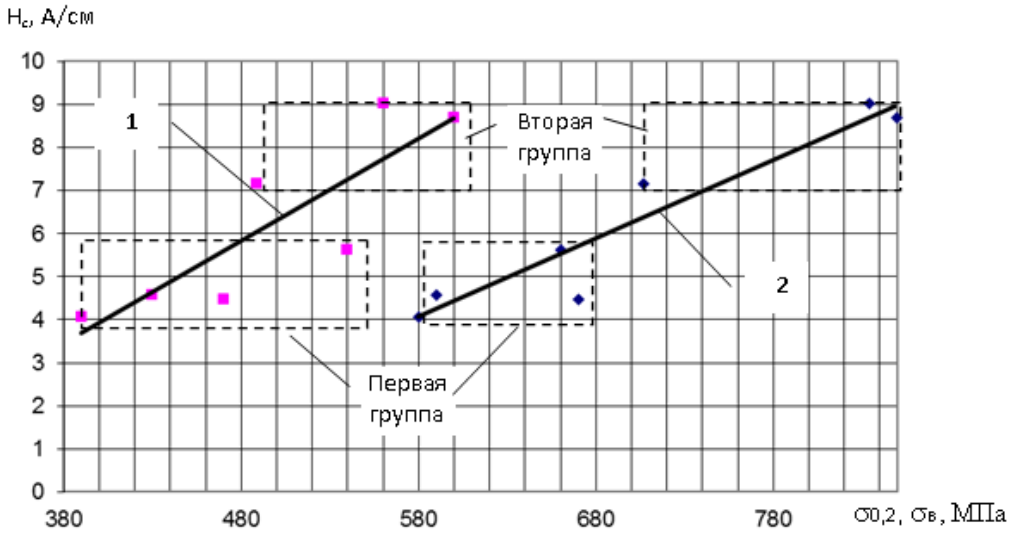
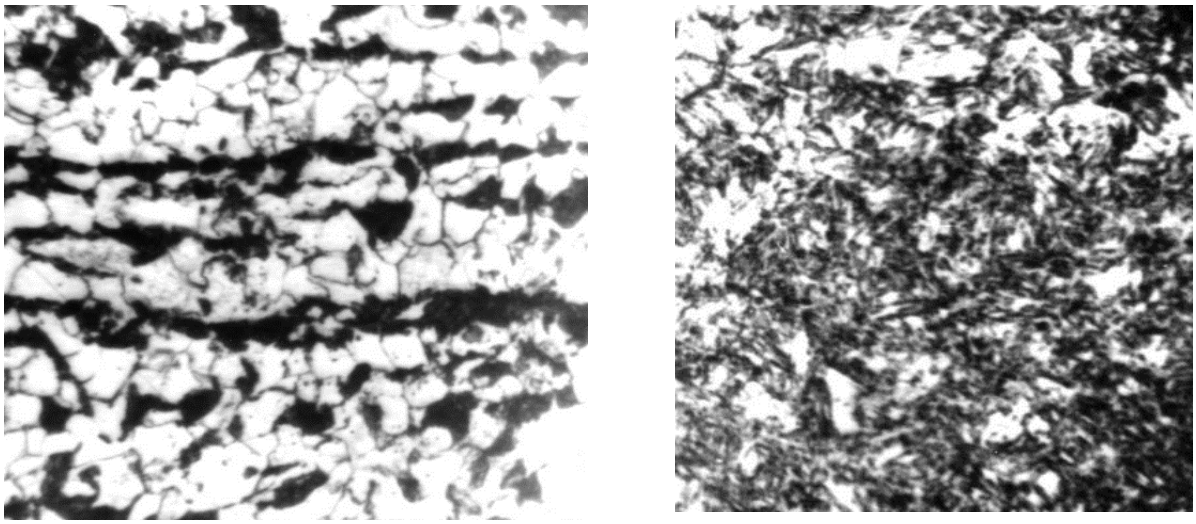
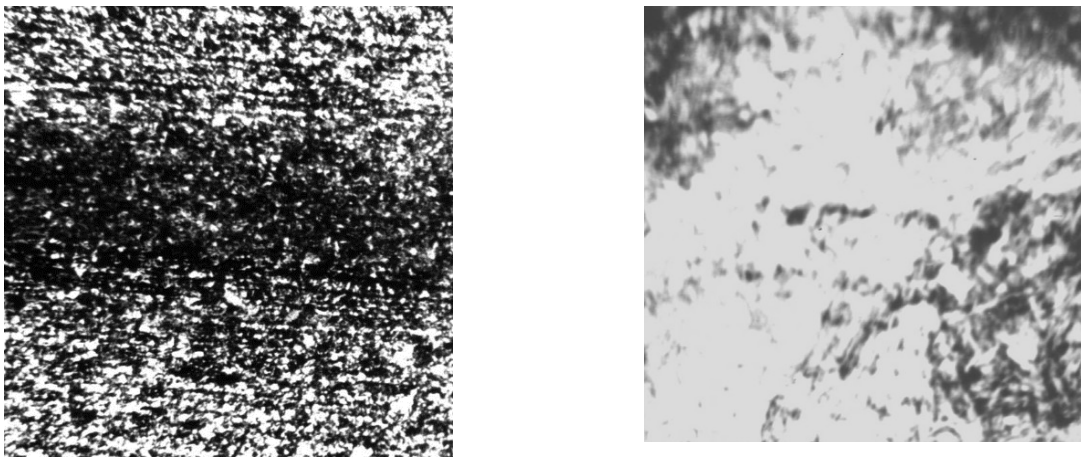


Рисунок 1 - Зависимость коэрцитивной силы H_c от предела текучести $\sigma_{0,2}$ (1) и прочности $\sigma_в$ (2) стали марки 17Г1С



А б

Рисунок 2 - Микроструктура стали 17Г1С образцов первой группы (а) и закалочная структура образцов второй группы (б), ×200



А б

Рисунок 3 - Микроструктура стали образцов второй группы: наличие участков полосчатости (а) и обезуглероживания (б), ×200

Таким образом, показано, что магнитный метод измерения коэрцитивной силы является чувствительным к изменению (в том числе локальному) микроструктуры нормализованной стали 17Г1С и указанный метод может оперативно применяться в качестве неразрушающего индикатора структурного состояния и выявления зон со сниженными пластическими свойствами на действующих технологических объектах. Чувствительность коэрцитиметрического метода не только к напряженно-деформированному, но и к структурному состоянию материала, позволяет решать задачу оценки текущего остаточного ресурса трубопроводных систем и других стальных конструкций.

Проведенные исследования позволили получить зависимость коэрцитивной силы от напряжений (ΔH_c - σ) для стали 17Г1С. Полученные зависимости можно использовать при неразрушающем контроле труб из стали 17Г1С для оценки остаточного ресурса трубопроводов.

Литература:

1. *Тухбатуллин, Ф.Г.* Остаточные напряжения в трубах для магистральных газопроводов / Ф.Г. Тухбатуллин, Н.И. Волгина, М.И. Королев. – М.: ООО «ИРЦ Газпром», 2002. - 51 с.

2. *Мужицкий, В.Ф.* Магнитный контроль напряженно-деформированного состояния и остаточного ресурса стальных металлоконструкций подъемных сооружений и сосудов, работающих под давлением / В.Ф. Мужицкий, Б.Е. Попов, Г.Я. Безлюдько. // Контроль. Диагностика. - 2000. - № 9. - С 48 – 50.

3. *Новиков, В.Ф.* Зависимость коэрцитивной силы малоуглеродистых сталей от одноосных напряжений (часть 1) / В.Ф. Новиков, Т.А. Яценко, М.С. Бахарев.// Дефектоскопия. - 2001. - №11. - С.51-57.

О ВОЗМОЖНОСТЯХ НЕПОЛНОГО ДОРЕКРИСТАЛЛИЗАЦИОННОГО ОТЖИГА СТАЛЬНЫХ ПРОТЯЖЕННЫХ ИЗДЕЛИЙ

Сандомирская К.К., Алимов В.И.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

В основе классификации видов и разновидностей термической обработки лежат фазовые и структурные превращения, происходящие в металлах и сплавах при нагреве и охлаждении. Классификация термической обработки представлена на рисунке 1.

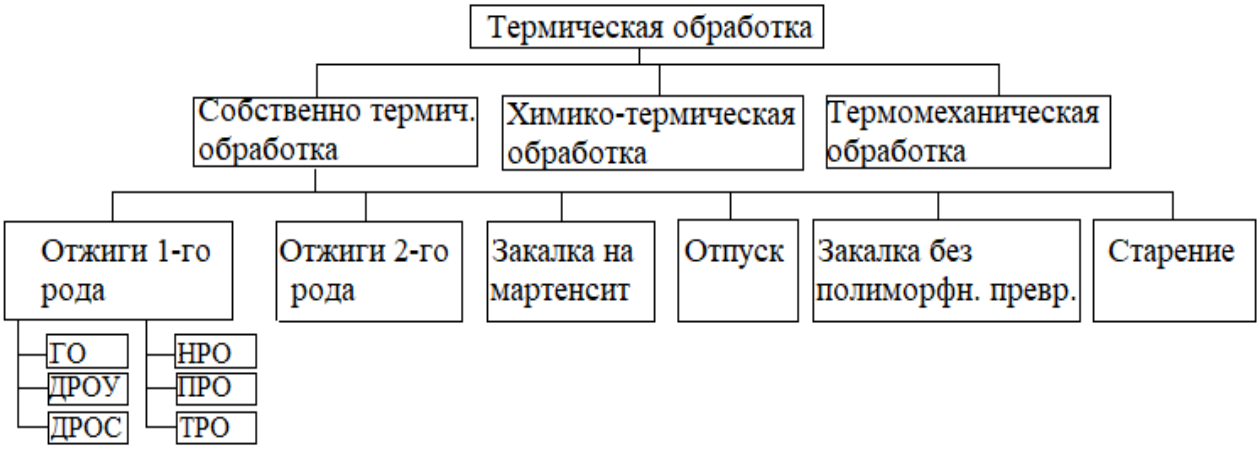


Рисунок 1- Классификация видов термической обработки

При производстве стальных протяженных изделий, к продукции предъявляется различный спектр свойств, который достигается применением различных видов отжигов. На основе фазово-структурных превращений, происходящих при нагреве в предварительно холоднодеформированной стали или иных сплавах, принята следующая классификация отжигов: дорекристаллизационный упрочняющий (ДРОУ) и смягчающий (ДРОС), неполный рекристаллизационный (НРО), полный рекристаллизационный (ПРО) и текстурирующий отжиг(ТРО). При проведении дорекристаллизационного упрочняющего и смягчающего отжигов, изменение свойств обусловлено степенью развития стадий возврата при нагреве холоднодеформированных сплавов. На основе того, что в многофазных сплавах в отдельных фазах эти процессы протекают неодинаково в зависимости от параметров теплового воздействия и, соответственно, нестандартного изменения свойств при определенном сочетании предварительной деформации и состава сплава, в ряде работ [1], была выделена такая разновидность термической обработки, как неполный дорекристаллизационный отжиг.

Целью настоящей работы является изучение влияния неполного дорекристаллизационного отжига на тонкую высокопрочную проволоку для металлокорда.

В качестве материала для исследования использовался металлокорд конструкции 9Л15/25.

Металлокорд, представляет собой стальной трос, свитый из высокопрочной стальной проволоки с покрытием. Металлокорд обеспечивает высокую прочность и высокие показатели по теплостойкости и теплопроводности, а также способствуют равномерному распределению температуры. Материал для металлокорда должен обладать высокими прочностными характеристиками.

Металлокорд состоит, как правило, из трех элементов: проволок, прядей и оплеточной проволоки, причем в процессе формирования металлокорда пряди и корд подвергаются свивке, обычно в противоположных направлениях. При свивке прядей прочность снижается на 5%, при свивке металлокорда –на 15%.

Образцы нитей металлокорда конструкции 9Л15/25 подвергались нагреву до температур 410-470°С с последующей выдержкой 10-60 сек/мм.

После проведения термической обработки на образцах измерялась микротвердость, результаты экспериментов приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Микротвердость проволоки для металлокорда после различных режимов термической обработки, Н/мм^2

Температура нагрева, ^{O}C	Время выдержки, с/мм			
	10	20	30	60
410	6346	6702	7341	6650
430	6340	6766	7529	6637
470	6258	6470	6578	6484
$H_{\mu\ исх.}$	$\frac{5722-6124}{5993}$			

Из таблицы 1 видно, что отжиг при температурах 410-430 ^{O}C обеспечивает повышение микротвердости. Повышение температуры нагрева до 470 ^{O}C приводит к снижению микротвердости, что, возможно, связано с начальными стадиями разупрочнения цементитных пластин и их деления вдоль субграниц, сформированных при пластической деформации [1]. Увеличение длительности выдержки так же приводит к повышению твердости, так для выдержки 10 с/мм при температурах 410-430 ^{O}C прирост микротвердости составляет ~6%, а для выдержки 30 с/мм уже ~24%. Дальнейшее увеличение выдержки до 60 с/мм приводит к снижению твердости, прирост составляет ~10%.

Так же на образцах проводили испытание на растяжение, результаты экспериментов приведены на рисунке 2 и 3.

Из рисунков 2 и 3 видно, что изменение прочностных характеристик происходит аналогично изменению микротвердости. Отжиг при температурах 410-450 ^{O}C обеспечивает повышение прочности, тогда как дальнейшее повышение температуры нагрева до 470 ^{O}C приводит к значительному её снижению. Увеличение длительности выдержки так же приводит к повышению прочности, так

для выдержки 10 с/мм при температурах 410-450 ^{O}C прирост прочности составляет от 2,5 до 8,5%, а для выдержки 30 с/мм уже от 5 до 11,5%. Дальнейшее увеличение выдержки до 60 с/мм приводит к значительному снижению прочности.

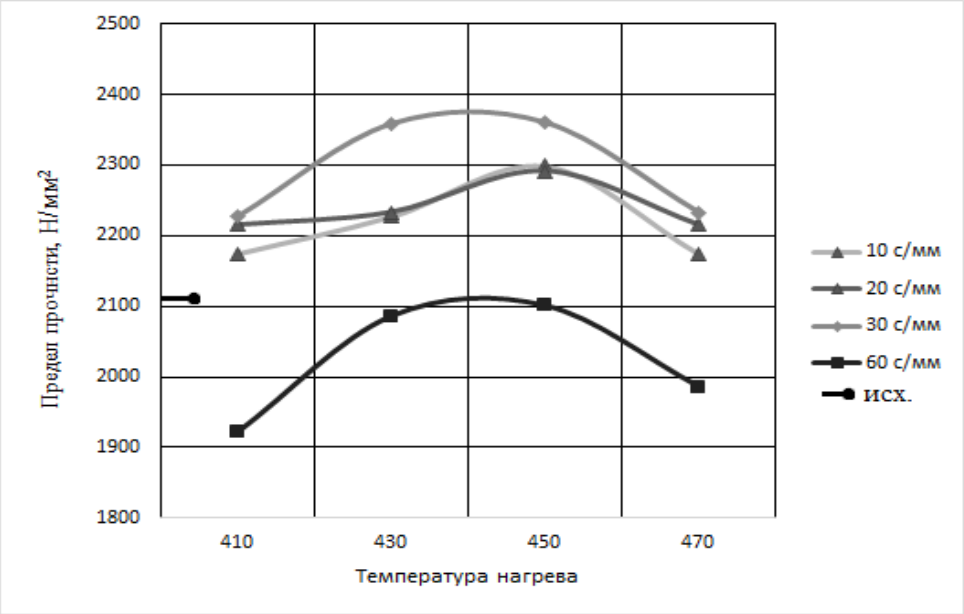


Рисунок 2 – Влияние температуры нагрева на предел прочности проволоки для металлокорда

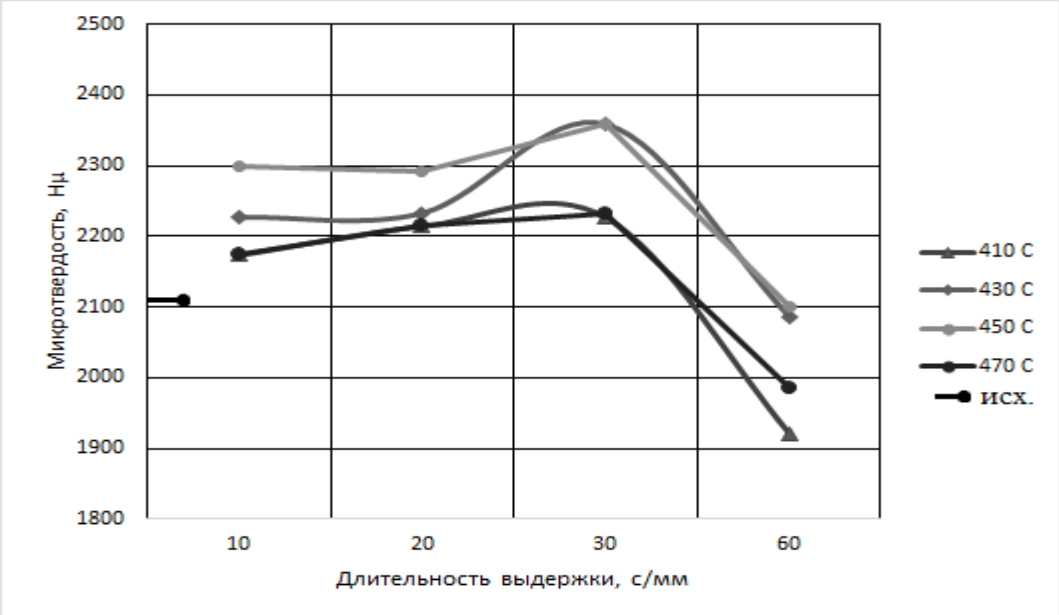


Рисунок 3 - Влияние длительности выдержки на предел прочности проволоки для металлокорда

При изучении процессов возврата в деформированных материалах информацию о протекании элементарных процессов можно получить с помощью изучения изменения электросопротивления.

Результаты изменения электросопротивления после проведения различных режимов термообработки представлены на рисунке 4.

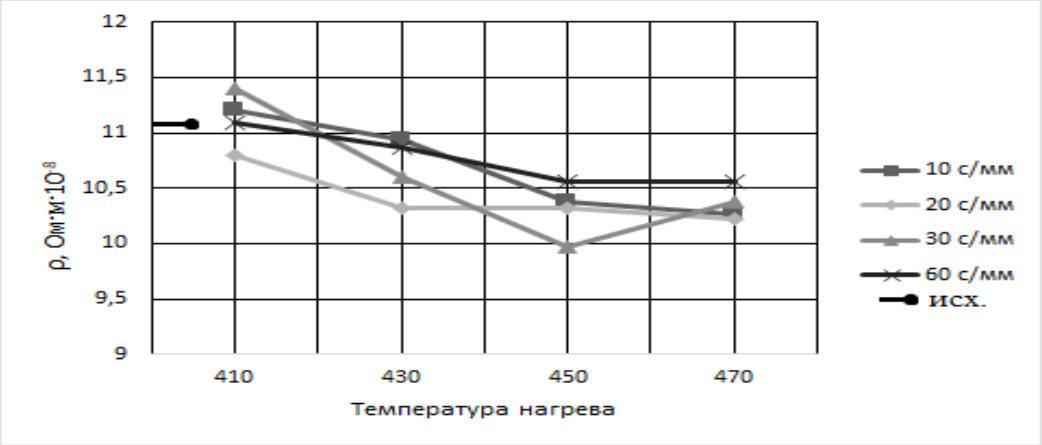


Рисунок 4 - Изменение электросопротивления в зависимости от режима термической обработки проволоки для металлокорда

Из рисунка 4 видно, что с повышением температуры нагрева значения электросопротивления снижаются, что обусловлено протеканием стадии возврата, а именно уменьшением концентрации точечных дефектов.

Таким образом, при свивке прядей прочность проволок снижается на 5%, при свивке металлокорда – на 15%. Проведение неполного дорекристаллизационного отжига позволяет частично восстановить прочность проволоки, теряемой при свивке металлокорда. Эксперементально показано, что достигается повышение прочности до 11,5 %, что свидетельствует о целесообразности выделения неполного дорекристаллизационного отжига (НДРО) как отдельного вида термической обработки.

Литература:

1. *Алимов, В.И.* Свойства прочной вязальной проволоки после дорекристаллизационного отжига / В.И. Алимов, О.В. Пушкина // Технологический аудит и резервы производства. - 2013. - № 6(2). - С. 29-31.

2. *Горелик, С.С.* Рекристаллизация металлов и сплавов / С.С. Горелик – М.: Металлургия, 1978. – 568 с.

3. *Цыбулина, А.А.* Производство металлокорда / А.А. Цыбулина, А.К. Стариков – М.: Металлургия, 1979. – 64с.

3. Бирюков, Б. А. Снижение обрывности высокопрочной проволоки при свивке из нее металокорда на машинах двойного кручения / Бирюков Б. А., Феоктистов Ю. В., Веденеев А. В. // Литье и металлургия, 2012. - № 4. -С. 29–34.

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ПЛАСТИЧНОСТИ СТАЛИ ДЛЯ ХОЛОДНОЙ ВЫСАДКИ

Громенко В.О., Алимов В.И.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

На сегодняшний день в металлургической промышленности существуют следующие пути повышения пластичности стали: повышение чистоты стали (удаление неметаллических включений), использование чистых руд, обработка инертными газами, продувка стали, регламентация приповерхностного слоя, а также термическая обработка, которая играет немало важную роль в производственном цикле.

Сталью являются железоуглеродистые сплавы, содержащие практически до 1,5% углерода, при большем его содержании значительно увеличиваются твердость и хрупкость сталей и они не находят широкого применения (теоретически до 2,14%). Основными исходными материалами для производства стали являются передельный чугун и стальной лом (скрап).

Технология производства стали состоит в следующем, содержание углерода и примесей в стали значительно ниже, чем в чугуне. Поэтому сущность любого металлургического передела чугуна в сталь – снижение содержания углерода и примесей путем их избирательного окисления и перевода в шлак и газы в процессе плавки. Железо окисляется в первую очередь при взаимодействии чугуна с кислородом в сталеплавильных печах. Одновременно с железом окисляются кремний, фосфор, марганец и углерод. Образующийся оксид железа при высоких температурах отдает свой кислород более активным примесям в чугуне, окисляя их.

Процесс производства стали осуществляют в три этапа, а именно расплавление шихты и нагрев ванны жидкого металла, далее кипение металлической ванны и заключительный этап раскисление стали.

Первый этап – расплавление шихты и нагрев ванны жидкого металла. Температура металла сравнительно невысокая, интенсивно происходит окисление железа, образование оксида железа и окисление примесей: кремния, марганца и фосфора. Наиболее важная задача этапа – удаление фосфора. Для этого желательно проведение плавки в основной печи, где шлак содержит CaO. Фосфорный ангидрид P_2O_5 образует с оксидом железа нестойкое соединение $(FeO)3*P_2O_5$. Оксид кальция CaO – более сильное основание, чем оксид железа, поэтому при невысоких температурах связывает P_2O_5 и переводит его в шлак. Для удаления фосфора необходимы невысокие температура ванны металла и шлака, достаточное содержание в шлаке FeO. Для повышения содержания FeO в шлаке и ускорения окисления примесей в печь добавляют железную руду и окалину, наводя железистый шлак. По мере удаления фосфора из металла в шлак, содержание фосфора в шлаке увеличивается. Поэтому необходимо убрать этот шлак с зеркала металла и заменить его новым со свежими добавками CaO.

Второй этап – кипение металлической ванны. Начинается по мере прогрева до более высоких температур. При повышении температуры более интенсивно протекает реакция окисления углерода, происходящая с поглощением теплоты. Для окисления углерода в металл вводят незначительное количество руды, окалины или вдувают кислород. При реакции оксида железа с углеродом, пузырьки оксида углерода CO выделяются из жидкого металла, вызывая «кипение ванны». При «кипении» уменьшается содержание углерода в металле до требуемого, выравнивается температура по объему ванны, частично удаляются неметаллические включения, прилипающие к всплывающим пузырькам CO, а также газы, проникающие в пузырьки CO. Все это способствует повышению качества металла. Следовательно, этот этап — основной в процессе выплавки стали.

Рафинирование металла – это удаление из металлов и сплавов (обычно в жидком виде) примесей для повышения качества металла. Применяют пирометаллургические, химические и электрохимические методы рафинирования. Благодаря процессу рафинирования структура металлов и сплавов получается более однородной, качество металла при этом значительно возрастает. Обычно в металлургии и литейном производстве применяют комплексные методы обработки расплавов, при этом сегодня рафинирования металла является неотъемлемым этапом внепечной обработки стали, чугуна и других сплавов. Одной из основных операций процесса рафинирования металла является раскиления.

Третий этап – раскисление стали. Заключается в восстановлении оксида железа, растворённого в жидком металле. При плавке повышение содержания кислорода в металле необходимо для окисления примесей, но в готовой стали кислород – вредная примесь, так как понижает механические свойства стали, особенно при высоких температурах [1].

Одним из основных путей повышения пластичности является управление термообработкой. В качестве материала для исследований использовали проволоку с низким содержанием углерода.

Целью настоящей работы является установление влияния различных режимов термической обработки катанки с целью повышения пластичности стали для холодной высадки.

В качестве материала для исследований использовали катанку из стали Св-08, диам. 6,5мм. Образцы подготовили для выполнения различных режимов термической обработки и последующей осадки с разной степенью деформации в холодном состоянии. Отбор проб для испытания на осадку проводили в соответствии с ГОСТ 7564. Основной параметр, диаметр и толщина образца, должен составлять: от 3 до 30 мм – для испытания в холодном состоянии. Высота образцов для испытания на осадку должна быть равна двум основным параметрам поперечного сечения для черных металлов. Отклонение по высоте образца не должно превышать ±5%. В таблице 1 представлены режимы термической обработки катанки из стали Св-08, повышающие качество холодновысадочной проволоки.

После проведенной термической обработки с образцов удалили окалину и подвергли испытаниям на осадку со степенью деформации 50, 67,75, 80 и 83.5% в холодном состоянии. Сущность испытания состоит в осадке образцов под действием сжимающего усилия вдоль его оси, что позволяет определить способность металла выдерживать заданную степень деформации, а также выявить поверхностные дефекты.

Таблица 1 – Режимы термической обработки катанки, повышающие качество холодновысадочной проволоки [2,3]

№ п/п	Вид термообработки	Температура нагрева, ^{O}C	Время выдержки, ч	Охлаждение	Дополнительные условия
1.	Изотермический отжиг	750 – 770	0,5 – 1,5	уск. охл. до 660-680^{O}C	выдержка при 660-680^{O}C, 3-4ч, охл. с печью
2.	Отжиг	Посад при 300, $t_н$ до 760	2 – 2,5	печь(30-50^{O}C/ч)	отсутствуют
3.	Полный отжиг	920 – 930	1,5 – 2	охл. до 550^{O}C, в-х	охл. в ящике с песком или золой
4.	Нормализация	950 – 970	0,5 – 1	воздух	отсутствуют
5.	Высокотемпературный отжиг	1100 – 1130	~2	печь (30-50^{O}C/ч)	защ.от окисления-древесный уголь
6.	Закалка с отпуском ~600^{O}C	950 – 970	0,25 – 0,3	вода	отсутствуют
7.	Закалка с отпуском ~680^{O}C	950 – 970	0,25 – 0,3	вода	отсутствуют

На рис. 1 представлена исходная структура катанки на продольном образце из стали Св-08. Из представленного рис.1 видно, что структура катанки состоит из ферритной основы с перлитными колониями.

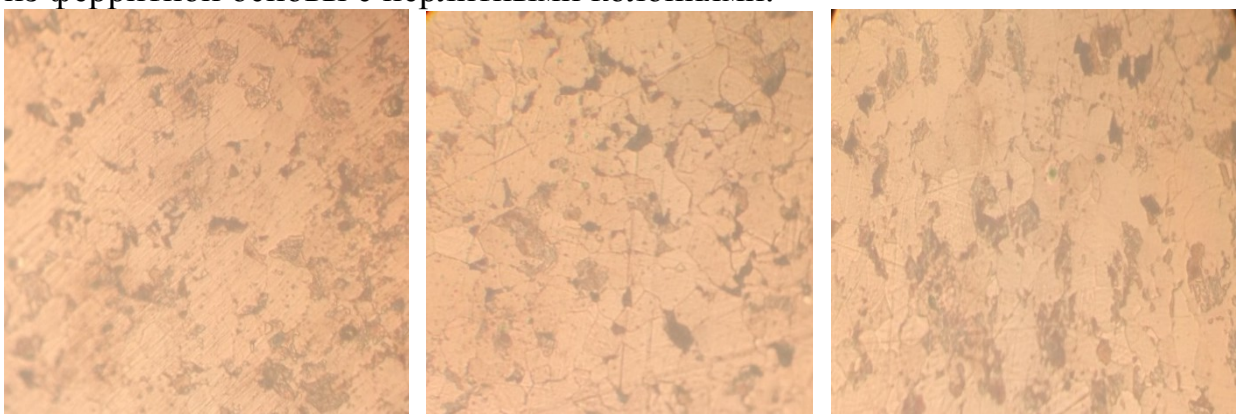


Рисунок 1– Исходная структура катанки, (×418×2).

На полученных образцах проводили количественный анализ, а именно определение объемной доли фаз. Для определения объемной доли фазы, или структурного состава используют точечный метод. Для расчётов используем фотографии с нанесённой сеткой на микроструктуры. На полученных фотогра-

фиях определяем количество ферритной (белая часть) и перлитной (чёрная составляющая). Расчёт структурных составляющих определили по формуле:

$$\delta = \frac{\Sigma l}{\Sigma N} * 100, \% \quad (1)$$

где l – количество белой составляющей (феррит) или черной составляющей (перлит) точек;

N – общее количество точек.

Видно, что в катанке из стали Св-08, количество структурной составляющей ферритной фазы к общему объёму составляет 78%, а количество перлитной составляющей соответственно~22%.

Определили средний диаметр зерна по формуле:

$$d_m = (1/\sqrt{m}) \quad (2)$$

где m – количество зерен на 1мм^2 площади шлифа

Средний условный диаметр зерна составляет m=0,01.

Таким образом, в металлургической промышленности существует большое количество способов повышения пластичности стали для холодной высадки: это повышение чистоты стали, использование чистых руд, обработка инертными газами, продувка стали, а также термическая обработка. В данной работе были приведены различные режимы термообработки, все представленные режимы термической обработки заготовок для холодновысадочной проволоки приводят к получению хороших показателей, однако наиболее эффективным является высокотемпературный отжиг. На образцах проводили количественный анализ, а именно определение объемной доли фаз и средний диаметр зерна. Определили, что в катанке из стали Св-08, количество структурной составляющей ферритной фазы к общему объёму составляет 78%, а количество перлитной составляющей соответственно~22%.

Литература:

1. Центральная металлургическая библиотека [Электронный ресурс] – Режим доступа: http://delta-grup.ru/bibliot/3k/15-8.htm

2. *Алимов, В.И.* К вопросу повышения технологической пластичности холоднодеформируемой стали перекристаллизационным отжигом/ В.И. Алимов, О.В. Олейникова (Пушкина)// Ресурсозберігаючі технології виробництва та обробки тиском матеріалів у машинобудуванні: Збірник наукових праць. – Луганськ: ВНУ ім. Даля, 2011.– С. 66-71.

3. *Шаповалов, С.И.* Оптимизация режима отжига проволоки для холодной высадки/ С.И. Шаповалов, В.И. Алимов, Ю.С. Эстрин, В.М. Пузенко и др.//Бюллетень центрального научно-исследовательского института информации и технико-экономических исследований черной металлургии. – М., 1973. – №15. – С.43-44.

ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРЫ НАГРЕВА НА СТРУКТУРУ И ТВЕРДОСТЬ НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ СТАЛИ 10Г2ФБ ПОСЛЕ ЗАКАЛКИ

Соколова М. Е., Горбатенко В. П.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Современный уровень развития нефтегазового комплекса обуславливает высокие требования, которые предъявляют потребители к качеству и надежности трубной продукции. Состав сталей, используемых для производства труб, определяется требованиями к максимально допустимому давлению, а производство труб — технико-экономической целесообразностью их применения. В основном — это углеродистые стали с содержанием углерода до 0,25% и легированные стали с добавками хрома, никеля, молибдена, вольфрама, ванадия, алюминия, титана, а также марганца и кремния. Производство труб начинается с контролируемой прокатки слябовых заготовок. В металлургии слябом называют — полупродукт металлургического производства — толстая стальная заготовка прямоугольного сечения с большим отношением ширины к высоте . Ширина сляба 400—2500 мм, высота (толщина) 75—600 мм. Слябы получают из жидкого металла на машинах непрерывного литья заготовок — литые. *Контролируемая прокатка* (КП) — это прокатка с регулированием параметров типа температуры начала и конца прокатки (температурные параметры), единичных обжатий в проходах (деформационные), пауз между проходами (временные). Делается это для того, чтобы получить особые свойства металла, которые простой прокаткой не достигнуть. Металл между валками прокатывают так, чтобы получить необходимые свойства, затратив при этом меньше ресурсов (оборудование, топливо, время). Непрерывнолитая сталь 10Г2ФБ относится к конструкционной стали для сварных конструкций. Применяется для изготовления электросварных прямошовных труб группы прочности К60 для магистральных газопроводов, нефтепроводов и нефтепродуктопроводов.

Рассматриваются образцы из стали 10Г2ФБ в литом исходном состоянии.

Целью данной работы является изучение влияния температуры нагрева на структуру и твердость непрерывнолитой трубной стали 10Г2ФБ после закалки.

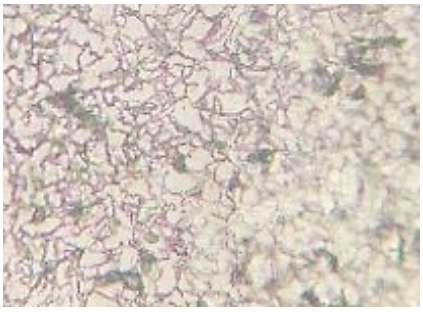
Проведен сравнительный анализ структур полученных в результате проведения закалки при нагреве до разных температур. Выдержка образцов при нагреве под закалку составляла 15 минут, охлаждение проводилось в воде. Установлена связь между температурами и структурами при нагреве до 930^0С,1000^0С,1200^0С. Использовали образцы в литом состоянии. Исследование микроструктуры проводилось в микроскопе «Neophot – 21», при увеличении ×500. Твердость измеряли на твердомере ТК-2М с последующим переводом значений в твердость по Бринеллю. В табл. 1 приведены значения измерения твердости.

В таблице 1 показана зависимость – с повышением температуры под закалку происходит повышение твердости. После закалки из аустенитной

структуры образуется мартенситно-бейнитная структура, в зависимости от процентного содержания каждой из состовляющих варьируются значения твердости. Структуры полученные в результате закалки показаны на рисунке 1.

Таблица 1 – Значения измерения твердости образцов из стали 10Г2ФБ после закалки

Температура нагрева под закалку, ^{o}C	Твердость, НВ
930	311
1000	325
1200	331



а)

б)

в)

Рисунок 1 – структуры образцов из непрерывнолитой стали 10Г2ФБ после закалки. Увеличение ×500. а)-930^{0}С; б)-1000^{0}С в)-1200^{0}С.

На рисунке 1.а видно, что закалка от температуры 930^{0}С прошла не полностью и структура состоит из феррита и мартенсита, это объясняет низкие показатели твердости. На рисунке 1.б аустенитная исходная структура превратилась полностью в мартенситно-бейнитную, рисунок 1.в-мартенситно-бейнитная структура, с меньшим содержанием бейнита.

Исходя из представленных структур и таблицы твердости образцов из стали 10Г2ФБ после закалки от температур 930^{0}С, 1000^{0}С, 1200^{0}С видна четкая зависимость: при повышении температуры нагрева возрастает твердость образцов, изменяется структура образцов. Чем выше температура нагрева тем меньше бейнита содержится в структуре, что и приводит к повышению твердости.

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕМПЕРАТУРЫ РАЗЛИВКИ НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВА ОЛОВЯННОЙ БРОНЗЫ

Штыхно Т.А., Горбатенко В.П.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

В современной технике цветные металлы и сплавы находят довольно широкое применение благодаря ряду ценных качеств, которыми они обладают по сравнению с черными металлами. К преимуществам цветных сплавов следует отнести хорошую прочность в литом состоянии, малую усадку, высокие антифрикционные и антикоррозионные свойства. Наибольшее применение в промышленности имеют сплавы на медной основе (бронзы и латуни) [1].

Многие из специальных бронз рядом с дешевизной имеют повышенные механические и литейные свойства, коррозионностойкие, хорошо сопротивляются износу. Особого внимания заслуживают оловянные бронзы простые и с добавками цинка, свинца, иногда фосфора, которые можно разделить на литейные стандартные и нестандартные бронзы и обрабатываемые давлением.

Наиболее современным средством получения отливок из цветных металлов является непрерывное литье, получившее широкое промышленное применение на заводах всех отраслей. Непрерывное литье обеспечивает более высокое качество слитков и производительность при полной автоматизации всего процесса.

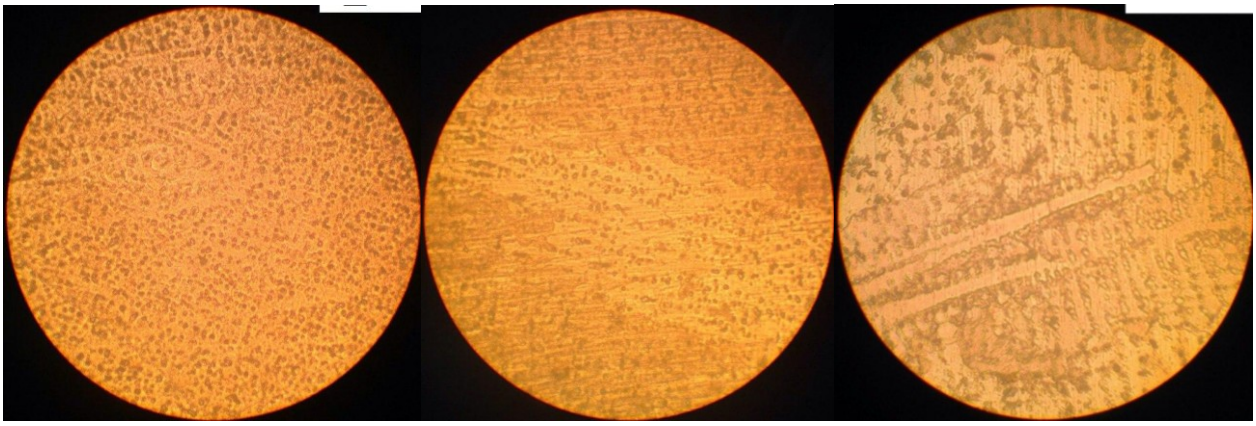
Литье может быть осуществлено в графитовый и металлический кристаллизаторы. На стабильность процесса литья влияют особенности конструкции кристаллизатора и материал, из которого его изготавливают [6].

Бронзы с литой структурой имеют невысокую пластичность, что обусловлено включениями твердой δ-фазы. В то же время включения твердого эвтектоида обеспечивают высокую устойчивость бронз против истирания. Поэтому оловянные бронзы с достаточно высоким содержанием эвтектоида являются отличным антифрикционным материалом. Иногда дендриты резко выражены, в других случаях они расплывчаты.

Многое зависит от состава бронзы, температуры разливки, скорости охлаждения и применяемого при исследовании шлифа увеличения. Конечно, чем больше интервал кристаллизации бронзы и чем выше скорость охлаждения, применяемая в условиях производства, тем резче дендриты твердого раствора. Литые бронзы, содержащие не более 5-6% олова, состоят только из дендритов твердого раствора α. В структуре литых бронз, содержащих более 5-6% олова, рядом с дендритами α-раствора, имеется эвтектоид α+CuSn. Поскольку эвтектоид образуется в последнюю очередь, он располагается в межосных пространствах твердого раствора [2].

Целью работы является исследование влияния температуры разливки на структуру и свойства оловянной бронзы.

В ходе исследований был проведен анализ структуры и твердости сплавов оловянной бронзы при различной температуре разливки (рисунок 1).



а б в

Рисунок 1 – Структура оловянных бронз с температурой разливки, х600:
а) 1150°С; б) 1165°С; в) 1170°С.

По структуре видно, что с повышением температуры разливки структура огрубляется и немного укрупняется.

Изменение свойств анализировали исследованием твердости. Ниже на рисунке 2 приведен график влияния температуры разливки на твердость оловянной бронзы.

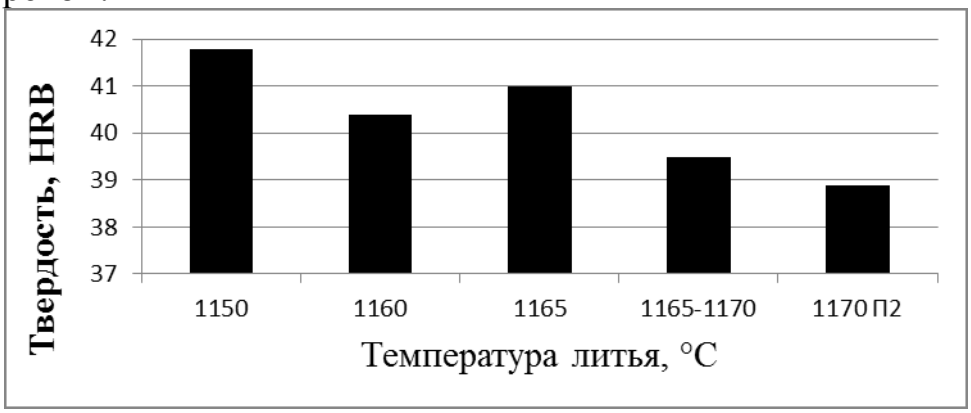


Рисунок 2 – Влияние температуры разливки на твердость оловянных бронз.

Так же в ходе исследований была измерена микротвердость по сечению образцов в зависимости от температуры разливки (рисунок 3).

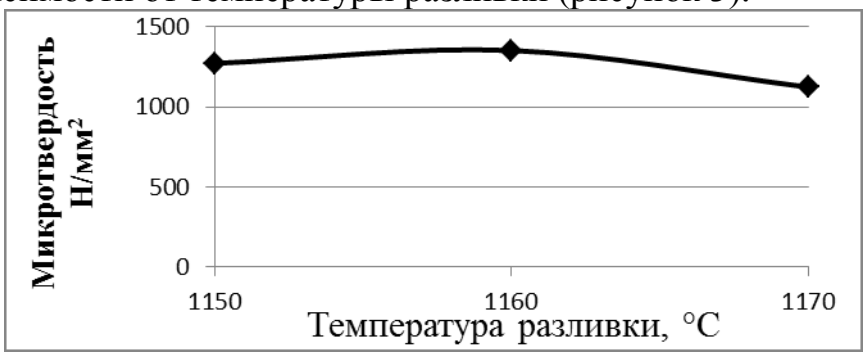


Рисунок 3 – Влияние температуры разливки на микротвердость оловянной бронзы.

Поскольку исследуемые образцы имеют цилиндрическую форму с отверстием внутри, наблюдается кристаллизация с обеих сторон (от отверстия и от поверхности). На макрофотографиях видим ход кристаллизации и само

формирование дендритов от центрального отверстия и от поверхности к центру (рисунок 4).

Рисунок 4 – Внешний вид травленой структуры при макросъемке.

Изучение распределения микротвердости по сечению образца представлено на рисунке 5.

Рисунок 5 – Распределение микротвердости по сечению образца (температура литья 1160°С).

Из рисунка 5 видим, что у края центрального отверстия и у поверхности образца микротвердость выше, чем в середине образца, что свидетельствует о кристаллизации от краев к центру.

Таким образом, в ходе микроскопических исследования было выявлено влияние температуры разливки на структуру оловянных бронз, которое выражается в укрупнении дендритов и огрублением структуры с повышением температуры разливки от 1150 до 1170°С. При изучении влияния температуры разливки на твердость и микротвердость испытуемых образцов, видим, что с повышением температуры литья твердость снижается.

Литература:

1. *Курдюмов, А.В*. Производство отливок из сплавов цветных металлов / А.В. Курдюмов, М.В. Пикунов, В.М. Чурсин, Е.Л. Бибиков -Учебник для вузов. - М.: Металлургия. – 1986. - 416 с.

2. *Колачев, Б.А.* Металловедение и термическая обработка цветных металлов и сплавов / Б.А. Колачев. – М.: МИСИС, 2001.-416с.

РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩЕЕ УПРОЧНЕНИЕ СОЕДИНИТЕЛЬНЫХ ДЕТАЛЕЙ ТРАНСПОРТНЫХ УСТРОЙСТВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ТЕПЛА ДЕФОРМАЦИОННОГО НАГРЕВА

Александров А.А., Алимов В.И.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Эффективность эксплуатации оборудования современного предприятия, предназначенного для транспортирования и переработки насыпных грузов, во многом определяется надежностью, работоспособностью и экономическими показателями транспортных систем, основу которых составляют конвейерные линии. Для горно-шахтного оборудования необходимо обеспечение высоких требований при эксплуатации и технике транспортировки угля в лавах.

Совершенствование конструкций разборных и круглозвенных цепей скребковых конвейеров были посвящено много исследований, в которых были применены методы исследования прочности цепей на пульсаторных машинах, параметров цепей методом фото упругости на плоских и объемных моделях и другие.

Итак, проблемы работоспособности такого ответственного оборудования, которое используется для транспортировки угля, на шахтах стоят остро и в настоящее время.

Скребковые конвейеры предназначены для доставки руды, перемещение груза при помощи тягового органа по грунту или специальному настилу, и транспортирование отбитого угля из очистных забоев.

Главными из причин, которые вызывают предельное состояние является нарушение прочности, что проявляется в виде деформации , износа и других причин предельных состояний в виде коррозии, функциональных нарушений присоединительных цепей к деталям.

Исходя из условий эксплуатации к цепям предъявляются следующие требования:

- прочность (статистическую, циклическую, ударную),
- жесткость против деформации (продольной и поперечной),
- износостойкость (шарниров, боковых граней и выступов),
- антикорозионность.

Исследования производились на образцах изделий, отобранных после выхода из строя цепей, общий вид которых приведен на рисунке 1.

Микроструктуры 4-х исследуемых образцов представлены на рисунке 2.

Микроструктура образца №1 является неоднородной и состоит из ферритной матрицы с перлитными включениями. Образец под №2 состоит из мартенсита с крупными зернами нижнего бейнита. В структуре образца №3 присутствует ферритная сетка и бейнитная составляющая, в следствии высокой температуры произошло бейнитное превращение, в центре присутствует нижний бейнит. Структура образца №4 состоит из верхнего бейнита, по центру присутствует, тростит и бейнит.

Рисунок 1 - Общий вид исследуемых образцов

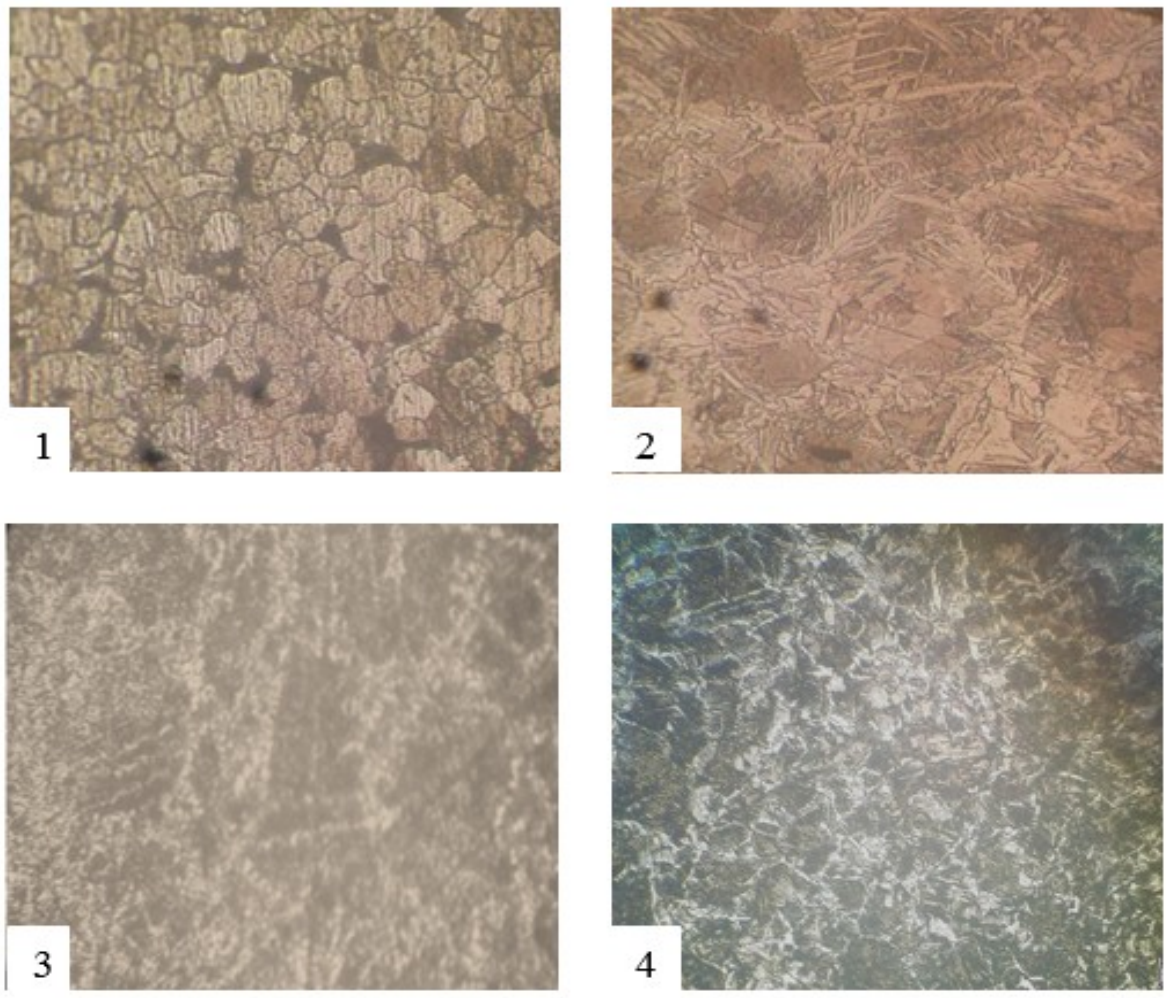


Рисунок 2 - Микротруктуры 4-х исследуемых образцов, х400

На всех образцах изучали микротвердлсть, результаты приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Микротвёрдость исследуемых образцов (50 г), Н/мм^2

Исходные заготовки от проката		Упрочнение с отдельного нагрева		Штамповка, охлаждение после штамповки на воздухе		Штамповка, упрочненные со штамповочного нагрева	
Образец №1		Образец №11		Образец № 21		Образец №31	
65(2438)	63(2595)	61(2768)	59(2959)	61(2768)	65(2438)	56(3284)	60(2861)
64(2515)	66(2365)	65(2438)	63(2595)	62(2680)	64(2515)	51(3960)	64(2515)
63(2595)	63(2595)	66(2365)	66(2365)	65(2438)	65(2438)	52(3809)	65(2438)
63(2595)	63(2595)	60(2851)	69(2163)	65(2438)	63(2595)	52(3809)	63(2595)
60(2851)	63(2595)	65(2438)	62(2680)	64(2515	63(2595)	63(2595)	64(2515)
58(3062)	66(2365)	67(2294)	65(2438	66(2365)	69(2163)	53(3667)	56(3284)
56(3284)	66(2365)	64(2515)	68(2228)	64(2515)	67(2294)	68(2228)	54(3532)
61(2768)	66(2365)	63(2595)	62(2680)	67(2294)	66(2365)	69(2163)	60(2851)
63(2595)	65(2438)	60(2851)	61(2768)	65(2438)	65(2438)	65(2438)	66(2365)
59(2959)	63(2595)	64(2515)	60(2851)	63(2595	66(2365)	68(2228)	70(2102)

На заводе «Свет шахтера», где производят конвейер СП-87 было установлено, что звенья цепи выходят из строя из-за поломки натяжения тягового органа, к которому укомплектован конвейер.

Таблица 2 – Результаты измерения твердости на приборе Роквелла, HR

Исходные заготовки от проката	Упрочнение с отдельного нагрева	Штамповка, охлаждение после штамповки на воздухе	Штамповка, упрочненные со штамповочного нагрева
№1	№11	№21	№31
HRC	HRB	HRC	HRB
40	90	25	61
32	85	24	65
42	85	29	63

Поскольку для цепей необходимо обеспечить повышенную вязкость, прокаливаемость и износостойкость, то необходимо использовать легированные конструкционные стали. Обычные конструкционные стали хорошо поддаются только сварке или штамповке.

Такая технология производства, при применении этих сталей не гарантирует полное соответствие необходимым требованиям ГОСТ для цепей скребковых конвейеров. Следовательно, целесообразно использование таких легированных конструкционных сталей, которые используются в производстве это 23Г2А, 35ХГСА та 25ХГНМА.

Процесс производства цепей может быть выполнен в двух вариантах.

Во – первых, это процесс производства сварных цепи. Такой процесс используется на предприятии ПТП «КОНЦЕПТ». Прокат со склада укладывают на тележку и передают в цех для использования в технологическом процессе. Конец проволоки подают в правильно-задающий аппарат и изготавливают в следующей последовательности: на цепносвариваемом автомате К 09.823.02 изготавливают цепи 18 калибра в холодном виде. Далее цепь поступает цепносварочный автомат КСЦО – 1203, где методом контактно-стыковой сварки проводят и обрезку облою на стыке цепей. Затем производится навеска на специальное оборудование длиной 1 м в количестве 25 штук и опускают в шахтную печь при температуре 900-9500С и выдерживают в течение 1 часа. После чего охлаждают в воде. Далее проводят отпуск цепей, при этом их нагревают в отпускной печи до температуры 360-3800С в течение 1 часа и охлаждают в воде.

Во вторых – процесс производства штамповочной цепи. Стальной пруток нарезается на заданные отрезки. Длина отрезка задает шаг – это одна из основных характеристик. После этого прутки нагревают и соединяют между собой, а затем штампуют. После штамповки подвергают обязательной термической обработке, а именно закалке и среднему отпуску.

Выводы: 1) Звенья цепей горно-шахтного оборудования по условиям эксплуатации должен удовлетворять следующим требованиям:

- прочность (статистическую, циклическую, ударную),
- жесткость против деформации (прокольних и поперечных),
- износостойкость и антикорозионность.

2) Оптимальным материалом для изготовления круглозвенних цепей является сталь 23Г2А, которая имеет низкую себестоимость и удовлетворяет необходимым условиям.

3) Технология изготовления цепей горно-шахтного оборудования включает в себя следующие операции: гибкая, контактно-стыковая сварка и последующая объемная термическая обработка.

4) Термическая обработка, которая обеспечивает необходимый комплекс свойств заключается в закалке и среднем отпуске для получения трооститної структуры. Однако это может привести к созданию обезвуглецевуваного слоя на поверхности при длительном нагреве цепей, что приводит к преждевременному их износу.

5) Необходимость проведения такой термической обработки обусловливается созданием повышенной ударной вязкости, прокаливаемости, высокой износостойкости, а также получения невысокой твердости и получения трооститной структуры.

При соблюдении таких требований повышается длина трудоспособности цепей. Однако вопрос контроля микроструктуры и свойств, влияющих на продолжительность эксплуатации звенных цепей в литературе ограничено.

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПОВЫШЕНИЯ НАДЁЖНОСТИ ПОЧВООБРАБАТЫВАЮЩЕГО ИНСТРУМЕНТА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ХИМИКО - ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ

Басенко Л.М., Алимов В.И.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Сельскохозяйственная техника содержит широкий спектр средств, предназначенных для повышения производительности труда в сельском хозяйстве путем механизации и автоматизации отдельных операций или технологических процессов. Важную роль в создании благоприятных условий для возделывания сельскохозяйственных культур играет рациональная обработка почвы с использованием современных машин и приспособлений. Одним из важнейших агротехнических мероприятий получения высоких урожаев является предпосевная обработка почвы, которую производят так называемыми «паровыми культиваторами».

Культиваторы предназначены для поверхностного рыхления почвы (без оборачивания) и уничтожения сорняков. Их также используют для внесения минеральных удобрений и нарезки поливных борозд. Культиваторы снабжают набором сменных рабочих органов. Основные рабочие органы - плоскорежущие, универсальные и рыхлительные лапы, укреплённые на стойках. По конструктивным особенностям рабочие органы культиваторов (лапы) подразделяются на односторонние и стрельчатые плоскорежущие, стрельчатые универсальные, долотообразные, окучники, бороздорезы (арычники-бороздорезы), воронки, оборотные лапы, игольчатые диски, лапы-отвальчики, подкормочные ножи и т.д.[1] Культиватор предназначен для предпосевной и основной обработки почвы на глубину 8-16 см с сохранением на ее поверхности не менее 60% стерни и других пожнивных остатков. Бесприводное прикатывающее приспособление предназначено для обработки стерневых полей на глубину 6-10 см, уничтожения сорняков, выравнивания микрорельефа почвы, поддержания комковатой структуры верхнего слоя и уплотнения нижележащих слоев почвы

Лапы культиваторов чаще всего изготавливаются из сталей 65Г, 70Г; это конструкционные высокоуглеродистые стали, поставляемые в соответствии с ГОСТ 14959. По сути это группа рессорно-пружинных сталей. Наиболее важными требованиями, предъявляющимися к такому виду сталей, являются высокая поверхностная твёрдость (прочность) и повышенная упругость. Марганец повышает прокаливаемость и износостойкость, но склонен к ликвации, особенно при повышенном углероде. Требуемые от готовых лап свойства стараются достичь термической обработкой, но по известным данным они неоднозначны.

Изготовление рабочих органов культиваторов производят поэтапно:
-резка заготовок необходимой геометрии;
-придание заготовке необходимой формы гибкой, штамповкой, а при необходимости, механической обработкой;

-термообработка на твердость 30-50 HRC; технологические схемы включают предварительную и окончательную термообработку при различных параметрах; закалка и отпуск используются преимущественно, но не всегда:
-по окончании выдержки охлаждение в подогретом масле; отпуск с охлаждением на воздухе;
-пескоструйная очистка;
- контроль ОТК - соблюдение температурного режима и твёрдость готовых лап.

В других технологиях производят наплавку рабочей кромки лап по схеме:
- поверхность перед наплавкой зачистить до металлического блеска;
- электроды Э-500Т или Э-350Т прокалить в печи при температуре согласно этикетке или ГОСТу на конкретный электрод, наплавка производится электрическим током сварки 180-220 А для электрода ∅4 мм, 230-270 А для электрода ∅5 мм, наплавка производится валиками 2,5-3,5 мм высотой с последующим удалением шлака перед нанесением второго слоя. Наносится не более двух слоев. После наплавки рабочий орган (деталь) помещается в печь с t=550°-600°С последующим остыванием детали и печи для снятия внутренних напряжений и исключения трещин наплавленного слоя [2].

Для упрочнения лезвий лап используется и азотирование; рабочая поверхность, противоположная наплавленному слою, обрабатывается (полируется) с шероховатостью Rα√1,65 (по седьмому классу чистоты), острые кромки притупить радиусом не менее 0,5 мм. Для определения глубины азотированного слоя изготавливается образец. Химико-термическая обработка азотом осуществляется в специальном контейнере, в специальной электропечи с размером рабочего пространства ∅ 1300 мм и глубиной 690 мм. Азотирование производится при 480°-500°С и выдержке в течение 8-10 часов. Насыщение азотом осуществляется в атмосфере диссоциированного аммиака при степени диссоциации 15-35%; твердость азотированной поверхности составляет 55-62 HRC [3].

В связи с этим представляется перспективным использование для лап сталей с меньшим содержанием углерода, повышение износостойкости которых можно достичь насыщением поверхности углеродом и другими элементами при химико-термической обработке. О возможности этого свидетельствуют результаты, полученные нами на стали 23Г2А, приведенные ниже (табл.1). Видно, что на этой стали достигается твёрдость, характерная для стали 65Г. Это позволяет регламентировать износостойкость лап (табл.2).

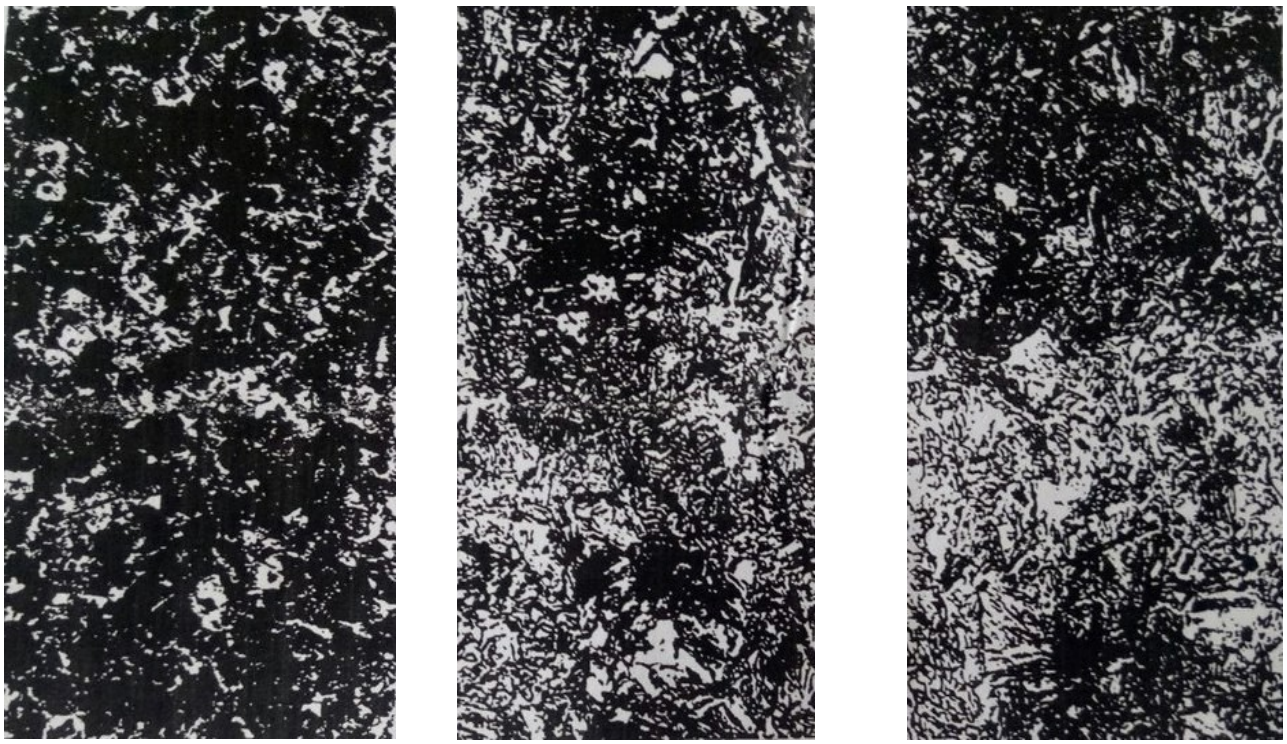
Таблица 1- Твердость образцов из стали 23Г2А при закалке в различных охлаждающих средах

Охлаждающая среда	Расстояние от поверхности, мм						
	7	5	2	0	2	5	7
	Твердость , HRC						
Масло	35	34	32,5	30	31,5	33,5	35
Вода	47	45	43	43	43,5	44,5	47,5
Раствор соли NaCl	50	49	48	47	47	48	50

Повышение твёрдости и износостойкости обусловлено получением мартенситных и нижнебейнитных структур при закалке (рис.1). На рис.2 показана лапа культиватора и вырезанные из неё образцы для сравнительных исследований.

Таблица 2- Износостойкость стали 23Г2А в зависимости от охлаждающей среды при закалке

Охлаждающая среда	Износ в рабочей смеси , х 10^{-3} г/см^2		
	Увлажненный гравий	Влажная смесь угля с породой	Влажная порода
Масло	5,67	5,79	5,91
Вода	3,86	3,86	3,92
Раствор соли NaCl	2,63	2,81	2,97



а б в

Рисунок 1- Микроструктура стали 23Г2А после закалки от температуры 860^{o}С с охлаждением:
в масле (а) ,
воде (б) ,
водном растворе соли (в) и отпуска при 230^{o}С, х 500

а б

Рисунок 2- Лапа культиватора (а) и образцы из неё для исследований (б)

Таким образом, настоящим исследованием на основе анализа и экспериментов показана возможность использования для почвообрабатывающего инструмента сталей с более низким содержанием углерода, чем в сталях 65Г, 70Г, и химико-термическим упрочнением режущих лезвий лап.

Литература:

1. Кленин, Н.И. Сельскохозяйственные и мелиоративные машины: Элементы теории рабочих процессов, расчет регулировочных параметров и режимов работы.-2-е изд., перераб. и дополненное / Н.И. Кленин, В.А. Сакун. -М.: Колос,1980. - 671 с.

2. Кулиев, Г.Ю. Рабочий орган культиватора / Г.Ю.Кулиев, Ю.А.Кузнецов и др.//А.С. № 1360603. Опубл. в Б.И., 1987,№47.

3. Колмыков, В.И. Обеспечение самозатачиваемости и повышенной долговечности режущих органов уборочных машин методами химико- термической обработки / В.И. Колмыков, В.В. Катенев, Д.А. Косинов. // American Scientific Jornal № 2.

4. Патент № 20070298 Республика Беларусь, 2007.04.23. Рабочий орган почвообрабатывающего орудия // Добышев А.С

5. Патент № 1664131.СССР. Рыхлитель/ Зимагулов А.Х., Пуруллин Р.Г.07.02.1989. //

СВАРКА АРМАТУРЫ ДЛЯ ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫХ КОНСТРУКЦИЙ

Кобзева Ю.И., Алимов В.И.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Арматура применяется в различных строительных конструкциях, которым необходимо придать определенную прочность и возможность сопротивляться внешним факторам и нагрузкам. Для этого формируются специальные объёмные конструкции, которые устанавливаются в формы и заливаются бетонным раствором. Чтобы создать объёмность, необходимо арматурные стержни каким–то образом закрепить. Существует два вида скрепления: связка и сварка. Что касается последнего, то можно отметить электросварку плавящимися электродами и такой необычный процесс, как контактная сварка арматуры [1].

Целью данной работы является изучение возможности использования среднеуглеродистых сталей для изготовления арматуры. Стали, содержание углерода в которых варьируется от 0,3 до 0,5%С при соответствующей термической обработке могут обладать высокими показателями механических свойств при сохранении хорошей свариваемости.

Представлен микроскопический анализ сварного соединения. Исследования проводились на образце из стали 08Г2С. Изучены зоны сварного соединения. Представлены фотографии основного металла, металла шва и участков зоны термического влияния. Проведенная работа позволяет вести дальнейшие исследования по изучению участков зоны термического влияния, что позволит оценить их влияние на механические свойства сварного соединения в целом.

Приготовление микрошлифа состоит в вырезании образца, шлифовке и полировке его поверхности, выбранной для изучения, и последующего травления.

Для исследования микроструктуры образец подвергают травлению. Перед травлением поверхность микрошлифа обезжиривается спиртом, а затем погружается в травитель. Травителем в данном случае являлся 5%–ный раствор азотной кислоты в этиловом спирте. Микроисследование и фотосъемка образца проводилась на микроскопе инверсионном металлографическом GX51 с анализатором изображения IA 32при увеличении ×1000.

Микроструктура сварного шва формируется условиями охлаждения, влияющими на процессы кристаллизации и на диффузионные процессы. Участок наплавленного металла (шва) имеет столбчатое строение, так как процесс кристаллизации в металле шва имеет направленность: кристаллы растут в направлении, обратном отводу тепла, вглубь жидкой ванны, и металл приобретает столбчатую структуру. Кристаллит состоит из отдельных дендритов, имеющих общую направленность, которые иногда могут иметь и различную разветвленность. Группа дендритов, имеющая четкую границу, составляет столбчатый кристаллит. В корне шва, ближе к переходной зоне, составляющие столбчатый кристаллит дендриты разветвлены минимально.

На рисунке 1 представлена микроструктура сварного шва.

Микроструктура сварного шва формируется условиями охлаждения, влияющими на процессы кристаллизации и на диффузионные процессы. Участок наплавленного металла (шва) имеет столбчатое строение, так как процесс кристаллизации в металле шва имеет направленность: кристаллы растут в направлении, обратном отводу тепла, вглубь жидкой ванны, и металл приобретает столбчатую структуру. Кристаллит состоит из отдельных дендритов, имеющих общую направленность, которые иногда могут иметь и различную разветвленность. Группа дендритов, имеющая четкую границу, составляет столбчатый кристаллит. В корне шва, ближе к переходной зоне, составляющие столбчатый кристаллит дендриты разветвлены минимально.

Участок перегрева находится в интервале максимальных температур и ограничивается: со стороны шва – температурой участка неполного расплавления (1450°С, идет интенсивный рост зерна аустенита); со стороны основного металла – температурой плавления основного металла (1100 – 1200°С). На этом участке металл претерпевает полиморфное превращение из (ОЦК–решетка) в (ГЦК–решетка). Наблюдается перегрев и, следовательно, рост аустенитного зерна. В процессе остывания образуется крупнозернистая видманштеттова структура. Формирующаяся неблагоприятная структура характеризуется резким снижением пластичности и снижением сопротивления хрупкому разрушению,что оказывает решающее влияние на качество сварного соединения. На рисунке 2 представлена микроструктура участка перегрева.

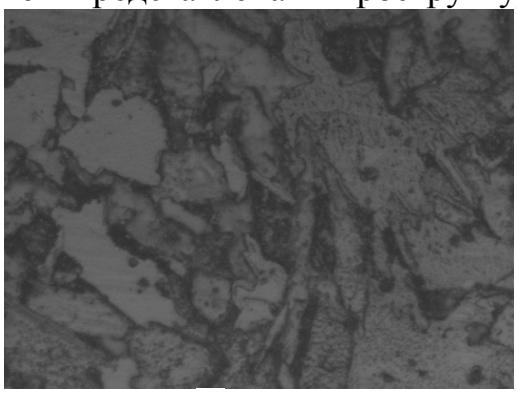


Рисунок 1 – Микроструктура сварного шва,×1000

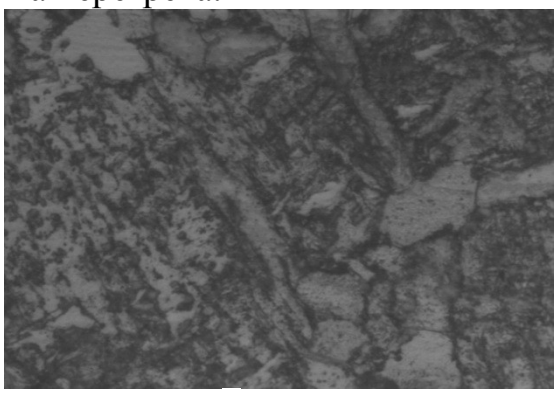


Рисунок 2– Микроструктура участка перегрева,×1000

На участке перекристаллизации или нормализации температура находится несколько выше точки Ac3 (1000–900°С). На этом участке происходит полная перекристаллизация или нормализация, образуется мелкозернистая структура. Длительность пребывания стали при этих температурах невелика, зерно аустенита не успевает вырасти. Участок характеризуется высоким комплексом механических свойств [2].

Участок неполной перекристаллизации имеет максимальную температуру нагрева в интервале температур точек от Ac_1 до Ac_3 (725–850°С). Структура состоит из крупных неперекристаллизовавшихся зерен феррита и расположенных вокруг них колоний мелких перекристаллизовавшихся зерен феррита и перлита. Механические свойства более низкие, чем у участка нормализации. Влияние

на свойства сварного соединения менее отрицательны, чем у участка перегрева, механические свойства выше.

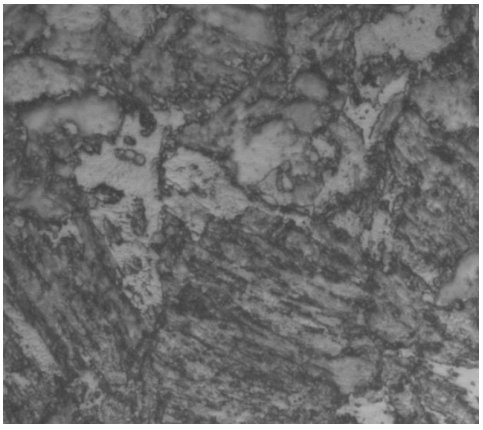


Рисунок 3–Микроструктура участка перекристаллизации, ×1000

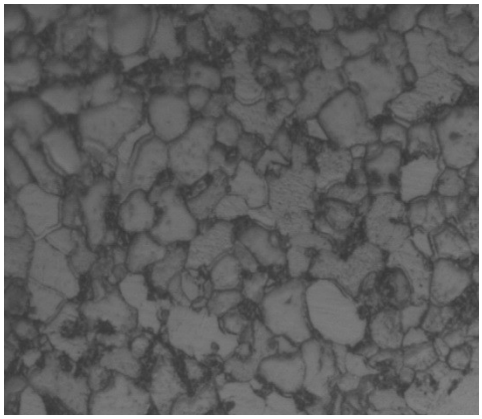


Рисунок 4–Участок неполной перекристаллизации,×1000

Основной металл– это малоуглеродистая сталь. Микроструктура состоит из феррита и небольшое количество перлита. Приблизительное количество перлита 5–14%, что соответствует содержанию углерода ≈ 0,05–0,15%.

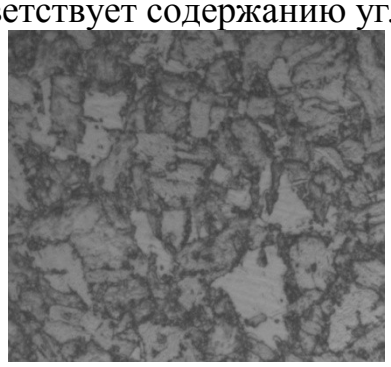


Рисунок 5– Основной металл,×1000

Данная работа по детальному изучению отдельных зон сварного шва и участков зоны термического влияния имеет научное и практическое значение, так как, изменяя, можно влиять на механические свойства сварного соединения.

Таким образом в получаемых сварных соединениях можно выделить три зоны, отличающиеся друг от друга структурным строением: зона наплавленного металла (шов) - I, зона термического влияния (околошовная) - II, зона основного металла - III. Структура и свойства металла последней зоны в процессе сварки не изменяются. Металл же шва и околошовной зоны претерпевает фазовые превращения вследствие нагрева и последующего охлаждения. Следовательно, качество сварного соединения в основном определяется свойствами металла этих двух зон [3].

Литература:

1. Сварка арматуры. - Режим доступа: https://svarkalegko.com/tehonology/svarka-armatury.html

2. Структура сварных соединений.- Режим доступа: http://stalevarim.ru/pub/struktura-svarnyh-soedineniy/

3. *Ефименко, Л.А*. Металловедение и термическая обработка сварных соединений/ Л.А Ефименко, А.К. Прыгаев, О.Ю Елагина. - М.: Логос, 2007. 456с.

ТЕХНОЛОГИЯ СБОРКИ-СВАРКИ БЫТОВЫХ БАЛЛОНОВ ДЛЯ СЖИЖЕННОГО ГАЗА В УСЛОВИЯХ ПРЕДПРИЯТИЯ «НОВОГРУДСКИЙ ЗАВОД ГАЗОВОЙ АППАРАТУРЫ»

Лошковский Е.Л., Гольцова М.В.
Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Беларусь

Открытое акционерное общество "Новогрудский завод газовой аппаратуры" ведет свою историю с 1960 года. Сегодня завод – одно из высокоспециализированных предприятий данной отрасли, выпускающее газовые баллоны, запорно-редуцирующую арматуру к ним, автоматику безопасности к плитам и водонагревателям бытовым газовым, средства порошкового пожаротушения, газобаллонные системы к легковым и грузовым автомобилям, газовые бытовые счетчики и другую продукцию.

Изготавливаемые на предприятии баллоны имеют разную конструкцию в зависимости от применения и объём. Так, в автомобилях используется два типа баллонов (тороидальный и цилиндрический), а для быта используют классический цилиндрический баллон, имеющий в своей конструкции необходимые для использования в данных условиях элементы, представленные на рис. 1.

Технология изготовления газовых баллонов с каждым годом претерпевает изменения. Так как их конструкция−сварная, то основной вид работ выполняют с использованием различных способов сварки (MIG/MAG, SAW). Самые ответственные сварные соединения (продольный шов обечайки, кольцевые швы днища с обечайкой) выполняют с использованием SAW, остальные же соединения −с использованием MAG.

В результате того, что газовые баллоны являются сосудами, работающими под давлением, на контроль качества отводится значимая часть времени. Контроль производят как входной (проверка соответствия используемых как основного, так и вспомогательных материалов), так и направленный конкретно на проверку всех сварных соединений, на отсутствие дефектов (визуальный, радиационный неразрушающий, гидравлический). Также используют различные методы разрушающего контроля для испытания сварных соединений.

Для изготовления баллонов применяют различные приспособления и стенды. Для изготовления тороидальных баллонов используется автоматизированная линия сборки и сварки.

Значительного улучшения качества бытовых баллонов для сжиженных газов можно достичь, если реализовать ряд предложений по изменению технологического процесса производства данной продукции. К таким предложениям относятся следующие:

1. переход предпочтительно на механизированную, либо же автоматическую сварку в смеси аргона и углекислого газа с соотношением (92%Ar + 18% CO_2) всех сварных соединений;

2. замена источников питания на более современные источники питания;
3. изменение конструкции баллона.

Рассмотрим каждое из предложений подробнее.

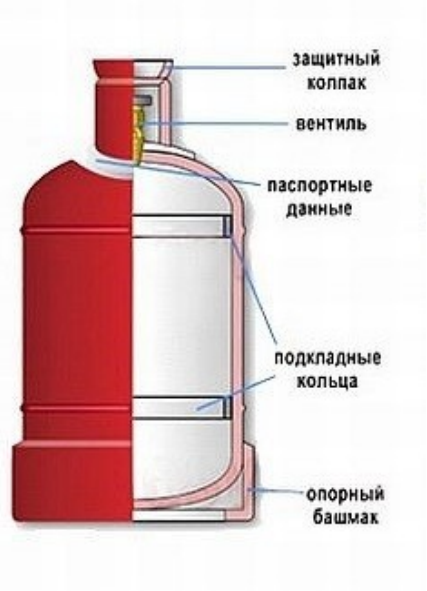


Рисунок 1 - Схема бытового газового баллона с конструктивными элементами

Защитный газ влияет на качество получаемого сварного шва. Использование при сварке чистого CO_2 приводит к повышенному «брызгообразованию» , как результат нестабильности дуги. Чем больше CO_2 в смеси с аргоном, тем большее брызг образуется в процессе механизированной сварки. Чем больше их размер, тем интенсивнее выделение теплоты. Опыты показали, что капли-брызги металла с диаметром более 0,8 мм содержат такое количество теплоты, что привариваются к рабочей плоскости. В большинстве случаев это влечет за собой последующую зачистку.

Шлак, покрывающий шов, состоит из оксидов и выглядит как коричневые стеклообразные «островки». Чем больше окислительных элементов содержится в смеси (CO_2 или O_2), тем больше оксидов будет образовываться. Они должны быть удалены перед покраской или другой операцией.

Механические свойства сварного соединения также очень подвержены влиянию состава защитного газа. Чем ниже содержание CO_2, тем «чище» металл шва, тем меньше оксидных включений он содержит. Микроструктура становится более мелкозернистой, что благоприятно сказывается на ударной вязкости металла шва. При работе в смесях на основе аргона металл в сварочной ванне более жидкий, что делает профиль шва более сопряженным с основным металлом, невыпуклым. Сварка же в чистом CO_2 делает его сильно выпуклым, а переходы – неплавными.

Благодаря смеси защитных газов можно увеличить и скорость сварки на 10% без потерь погонной энергии, т.к. увеличивается стабильность дуги и наблюдается мелкокапельный перенос металла в сварочную ванну. При этом используемое напряжение в составах на основе аргона на несколько вольт ниже, чем при сварке в CO_2 при той же скорости движения сварочной проволоки. Это

означает, что в сварочную ванну передается меньше тепловой энергии и риск прожога тонких пластин значительно снижается.

Итак, благодаря использованию защитной смеси газов (92%Ar + 18% CO_2) можно уменьшить трудоёмкость изготовления баллона и улучшить его товарный вид.

Выбор сварочного оборудования обусловлен тем, что производители источников питания сегодня шагнули далеко вперёд и производимые аппараты программируются, имеют множество режимов и функций, которые увеличивают качество производимой сварки. В источниках питания фирмы Lorch серии P имеется такой режим как SpeedPulse. Он позволяет увеличить скорость сварки на 48% при использовании обыкновенной стали. Это достигается благодаря повышению интенсивности наплавки проволоки. Один импульс всегда означал только одну каплю. Однако разработчикам удалось найти возможность “растянуть” эту каплю, превратив её переход в контролируемый, практически непрерывный переход металла в деталь. В пределах одного импульса за каждой направляющей каплей сразу следует вторая, получается управляемый струйный переход материала.

Таким образом, переход на более современное оборудование фирмы Lorch почти вдвое сократит основное время сварки и обеспечит экономичный расход сварочных материалов.

Предложения по поводу изменения конструкции обусловлены следующим. Подкладное кольцо, которое используется как остающаяся внутри баллона подкладка в соединении обечайка + днище верхнее и нижнее, требует нескольких-дополнительных операций сборки/сварки. Теоретически, возможно исключить из конструкции баллонов подкладные кольца, заменив множественные дополнительные операциионерацией сборки и прихватки верхнего и нижнего днища к обечайке. В этом случае сборка будет осуществляться в специальном приспособлении, которое будет обеспечивать центрирование верхнего и нижнего днища относительно обечайки, а прихватки будут фиксировать корпус перед операцией сварки кольцевых швов. При использовании старых источников питания убрать подкладное кольцо было бы в принципе невозможным, т.к. при сварке кольцевых швов они не могли обеспечить качественный обратный валик. С использованием новых источников питания эта проблема решаема. Источники питания позволяют благодаря своим функциям формировать качественный обратный валик. Так же по итогу применения этих нововведений можно будет выполнять сварку всего в один проход, т.к. не будет необходимости делать глубокий провар вплоть до подкладного кольца, что так же вносит свой вклад в экономическую целесообразность вносимых предложений.

Таким образом, можно сделать вывод: комплекс предлагаемых мероприятий по усовершенствованию технологии сборки-сварки бытовых газовых баллонов обеспечит увеличение скорости изготовления, снижение трудоемкости, снизит количество расходуемых материалов и количество операций сборки.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ УСТАЛОСТНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ В ДЕТАЛИ «ОБОД КОЛЕСА» САМОСВАЛА БЕЛАЗ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МОДЕЛИРОВАНИЯ В SOLIDWORKS

Киселевич Р.А., Жук А.Е.
Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Беларусь

Наличие в металле трещин, пор, неметаллических включений снижает прочность металла. Между тем эти дефекты практически всегда присутствуют в металле сварного шва, и зачастую причиной их появления является сварочный процесс. Влияние неметаллических включений и пор более полно можно оценить на основе анализа напряжённого состояния прилегающей к ним области.

Наиболее широко в промышленности используется электродуговая сварка в среде защитных газов. Чистые инертные газы не могут быть причиной пористости в сварных швах, поэтому большие требования предъявляются к чистоте защитных газов. Наибольшее ограничение для технического аргона накладывается по водороду - не более 0,1%. Количество допустимых примесей азота зависит от рода свариваемого металла. При электродуговой сварке поступление газов в металл способствуют высокая температура, значительная контактная поверхность металл- газ при сравнительно небольшом объеме металла, интенсивное перемешивание, наличие электрических и магнитных полей. Для образования холодных трещин (ниже 423-478 К) необходимы: локальная пластическая деформация, вызванная остаточными сварочными напряжениями, общее упрочнение металла в зоне сварки; наличие физико-химической неоднородности; укрупнение размеров кристаллов; наличие компонентов, уменьшающих деформационную способность, например, водорода. При сварке плавлением теплота, выделяемая источником нагрева, расходуется не только на плавление металла, но и на нагрев околошовной зоны. Нагрев и охлаждение этих участков изменяют структуру и приводят к ухудшению механических свойств, причём степень этого ухудшения будет зависеть от температуры нагрева данного участка и скорости его охлаждения. При электродуговой сварке зона термического влияния достаточно обширна (2-6 мм) и характеризуется значительной неоднородностью размеров зёрен.

Электронно-лучевая сварка (ЭЛС) основана на использовании энергии электронов, движущихся с большой скоростью в вакууме. Процесс сварки на повышенных ускоряющих напряжениях имеет ряд преимуществ при выполнении соединений из металла большой толщины. Применение мощного концентрированного источника теплоты способствует сосредоточению нагрева на весьма малом пятне, диаметр которого равен поперечному сечению сжатого сварочной пушкой пучка электронов и достигает десятых и даже сотых долей миллиметра. Такая концентрация энергии делает возможной сварку с недоступным для дуговых методов сварки соотношением глубины проплавления к

диаметру пятна контакта 20:1 (кинжальное проплавление) и характеризуется наименьшим термическим влиянием на околошовную зону. Современные сварочные пушки обеспечивают устойчивый процесс, как при малых, так и при больших значениях тока пучка электронов. Процесс сварки осуществляется в вакуумной камере (полное отсутствие газов, окружающих зону сварки).

В работе был сделан сравнительный анализ напряжений в детали «обод колеса» самосвала БелАЗ, изготовленного электродуговой сваркой в среде защитных газов и электронно- лучевой сваркой. Элементы детали «обод колеса» были получены методом обработки давлением листового металла (сталь 09Г2С) с образованием трубных заготовок диаметром 1198,5 мм при толщине стенки 16 мм.

В программе SOLIDWORKS была спроектирована модель обода колеса самосвала БелАЗ, состоящего из трех частей. Были заданы все характеристики стали 09Г2С и объёмные характеристики заготовки, а также температура при нулевом напряжении (298К). Отдельно спороектировали валик сварного шва, зону термического влияния и околошовную зону. Именно к этим трем объектам были приложены различного рода нагрузки (рисунок 1), а также температура плавления при различных способах сварки.

Рисунок 1 – Напрвление действия сил

Был проведен сравнительный анализ моделей обода, полученных электронно - лучевой сваркой (рисунок 2) и электродуговой сваркой в среде защитных газов (рисунок 3).

В итоге, была получена цветная шкала напряжения. Каждому цвету присвоен свой интервал напряжений. Для ЭЛС предел напряжений не превышал 86,07 МПа при пределе текучести 220,6 МПа, в то время, как для детали, полученной электродуговой сваркой в среде защитных газов, предел напряжений составлял до 172,1 МПа.

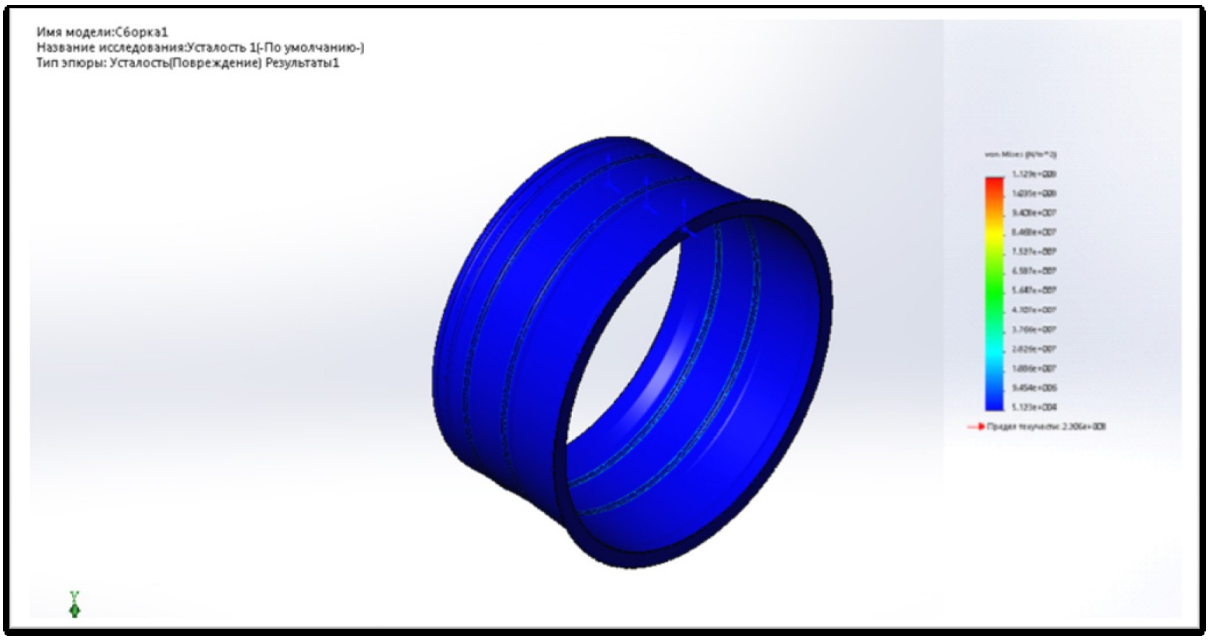


Рисунок 2 - Эпюра статического испыния после электонно - лучевой сварки.

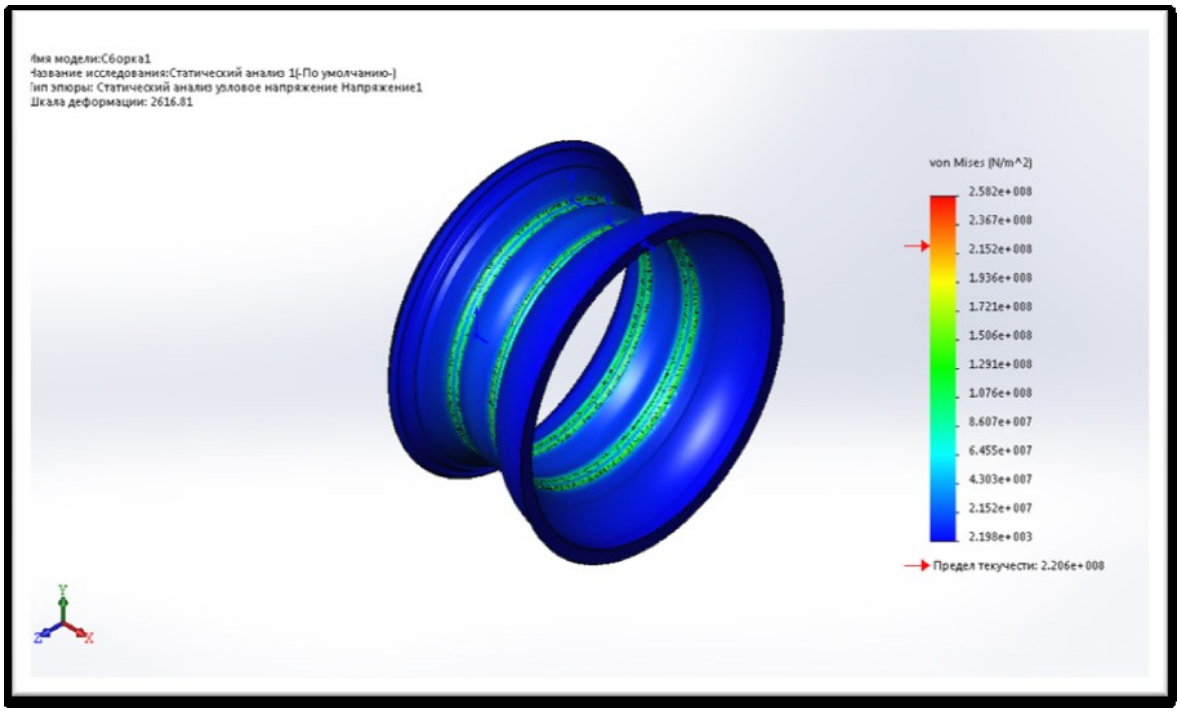


Рисунок 3 - Эпюра статического испыния после сварки в защитных газах.

Расчеты показали, что усталостная прочность изделий, полученных ЭЛС выше, чем полученных электродуговой сваркой в среде защитных газов. Это подтверждает минимизацию термического воздействия электронного луча на структуру околошовной зоны, а производство сварки в вакууме исключает возможность образования пористости в сварном шве.

РАЗРАБОТКА НОВЫХ ПОРОШКОВЫХ ПРОВОЛОК ДЛЯ НАПЛАВКИ. ПОРОШКОВАЯ ПРОВОЛОКА ДЛЯ НАПЛАВКИ ДЕТАЛЕЙ, РАБОТАЮЩИХ В УСЛОВИЯХ УДАРНО-АБРАЗИВНОГО ИЗНОСА

Гусев А.И., Крюков Р.Е., Козырев Н.А.
Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк

Изучено влияние введения в шихту порошковой наплавочной проволоки различных элементов. В лабораторных условиях изготовлены образцы порошковых проволок, произведена наплавка, проведено измерение твердости и скорости истирания, проведены металлографические исследования. Определены зависимости твердости наплавленного слоя и его износостойкости от массовой доли элементов, входящих в состав порошковых проволок методом многофакторного корреляционного анализа.

Разработка новых материалов, значительно повышающих износостойкость деталей, работающих в условиях ударно-абразивного износа, и использование технологии их восстановления, является весьма важной и актуальной задачей [1-5]. Широкое распространение для наплавки абразивно-изнашивающихся изделий получили наплавочные проволоки систем Fe–C–Si–Mn–Cr–Ni–Mo типа А и В по классификации МИС [6].

Лабораторные исследования проводили по схеме, приведенной в работах [7-9]. Наплавку осуществляли сварочным трактором ASAW-1250. В состав ряда образцов проволоки вводили: никель, кобальт, вольфрам; аморфный углерод заменили на углеродфторсодержащую пыль. Наплавку проводили на пластины из стали 09Г2С в 6 слоев.

Изготовление проволоки проводилось на лабораторной машине. Диаметр изготовленной проволоки5 мм, оболочка выполнена из ленты Ст3. Химический состав наплавленного металла определяли рентгенофлюоресцентном методом на спектрометре XRF-1800 и атомно-эмиссионным методом на спектрометре ДФС -71. Измерение твердости исследуемых образцов выполняли по методу Роквелла в соответствии с требованиями ГОСТ 9013-59.

Металлографическое исследование микрошлифов осуществляли с помощью оптического микроскопа OLYMPUSGX-51 в светлом поле в диапазоне увеличений ×100 – 1000 после травления поверхности образцов в 4 %-ном растворе азотной кислоты.

Скорость истирания наплавленного слоя опытных образцов определяли путем проведения испытаний на износ на машине 2070 СМТ-1 по схеме диск – колодка.

Металлографические исследования показали, что микроструктура наплавленного слоя порошковой проволокой системы Fe–C–Si–Mn–Cr–Mo–Ni–V–Co равномерная, наблюдаются тонкие ветви дендритов. Микроструктура состоит из мартенсита, формирующегося внутри границ бывшего аустенитного зерна, аустенита остаточного, присутствующего в небольшом количестве в виде от-

дельных островков, и тонких прослоек δ-феррита, располагающегося по границам бывших зерен аустенита.

С увеличением количества углерода в сплаве возрастает количество остаточного аустенита, а также количество карбидов. При высоком содержании хрома в сплаве, кроме образования специальных карбидов хрома, происходит упрочнение хромом аустенита и мартенсита. Хром, как и углерод, в целом способствует повышению не только твердости, но и износостойкости металла.

При исследовании влияния использования вольфрама и кобальта на свойства наплавленного слоя установлено, что введение вольфрама несколько увеличивает твердость наплавленного металла, однако, при этом снижается износостойкость. Это, по-видимому, связано с высокопрочной твердой мартенситной матрицей, в которую «вмонтированы» более твердые карбиды вольфрама. Низкая вязкость матрицы не позволяет удерживать на поверхности карбиды вольфрама, в результате чего износ осуществляется не по схеме равномерного истирания поверхности.

Введение в состав шихты кобальта не оказывает заметного влияния на твердость и абразивный износ наплавленного слоя, что связано с получением более вязкой, но менее твердой матрицы. В случае отсутствия твердых частиц карбидов, вмонтированных в матрицу, эффект от введения кобальта отрицательный. Следует также отметить, что влияние вольфрама на твердость наплавленного слоя и скорость износа образцов, в первую очередь, связано со структурой металлической матрицы, причем замена мартенситной структуры в наплавляемом слое нафферито-перлитную также не оказало большого положительного влияния на износостойкость.

Оценка влияния химического состава порошковых проволок на скорость износа и твердость наплавленного слоя проводилась математико-статистическими методами, которые позволяют изучить закономерности изменения результирующего показателя в зависимости от поведения различных факторов по методикам, изложенным в работах [10,11].

Для проведения анализа были определены факторы, которые оказывают воздействие на изучаемый показатель, и отобраны наиболее существенные из них. После этого выполнена проверка исходной информации на достоверность, однородность, соответствие закону нормального распределения. Далее была построена математическая модельмногофакторной системы. Поскольку в приведенных системах имеют место независимые факторные признаки, используется детерминированный факторный анализ.

По результатам вычислений получены зависимости, адекватность которых фактическим значениям проверялась по показателю средней ошибки аппроксимации:

$$\bar{\varepsilon} = \frac{1}{m}\sum_{i=1}^{m}\left|\frac{Y_i - \widetilde{Y}_i}{Y_i}\right| \cdot 100, \qquad (1)$$

где m – количество наблюдений; $\widetilde{Y}_i$ – вычисленное значение результи-

рующего показателя; Y_i – фактическое значение результирующего показателя.

Зависимости твердости наплавленного слоя и его износостойкости от массовой доли элементов, входящих в состав порошковых проволок системы Fe–C–Si–Mn–Cr–Mo–Ni–V–Co, полученные в результате проведенного анализа:

– твердость наплавленного слоя:

HRC =35,884+22,840·C+11,079·Si-15,903·Mn+4,785·Cr+10,118·Mo+1,399·Ni-38,964·Al-24,126·Co-65,841·Cu-0,057·W+17,887·Ti-76,116·V-76,351·S-239,206·P

(ошибка аппроксимации4,2%);

– износ образцов (И), г/об:

И=-0,00025-0,00034·C+0,000171·Si+0,000144·Mn-0,000008·Cr-0,00014·Mo+0,0000308·Ni-0,00076·Al-0,000088·Co+0,000227·Cu+0,0000074·W+0,00017·Ti+0,000633·V+0,002836·S++0,005644·P(ошибка аппроксимации 8,14%).

Вычисленные значения средней ошибки аппроксимации свидетельствуют о том, что полученные зависимости являются адекватными и их можно использовать для определения результирующих показателей.

Полученные зависимости легли в основу защищенной патентом РФ порошковой проволоки [12]. Апробация новой порошковой проволоки проводилась при наплавке пластин, установленных на шнеках очистного комбайна JOY 4LS20.

Выводы. 1. В результате исследований разработан новый, защищенный патентом состав порошковой проволоки для наплавки горнорудного оборудования, работающего в условиях ударно-абразивного износа

2. В исследуемых пределах, углерод, хром, молибден, никель, марганец и в незначительной мере ванадий одновременно повышают твердость наплавленного слоя и уменьшают скорость износа образцов. Установлено, что повышение концентрации вольфрама несколько увеличивает твердость наплавленного металла, однако при этом снижается износостойкость. Показано, что низкая вязкость матрицы не позволяет удерживать на поверхности карбиды вольфрама, в результате чего износ осуществляется не по схеме равномерного истирания поверхности, а по схеме выкрошивания высокопрочных частиц карбидов из матрицы, в результате чего в матрице образуются дополнительные трещины, способствующие дополнительному износу матрицы. Показано, что введение в состав шихты кобальта не оказывает заметного влияния на твердость и абразивный износ наплавленного слоя, что связано с получением более вязкой, но менее твердой матрицы. В случае отсутствия твердых частиц карбидов, вмонтированных в матрицу, эффект от введения кобальта отрицательный.

3. По результатам проведенного многофакторного корреляционного анализа были определены зависимости твердости наплавленного слоя и его износостойкости от массовой доли элементов, входящих в состав порошковых проволок системы Fe–C–Si–Mn–Cr–Mo–Ni–V–Co. Полученные зависимости могут быть использованы для прогнозирования твердости наплавленного слоя и его

износостойкости при изменении химического состава наплавленного металла.

Литература:

1. *Тепляшин, М.В.* Исследование влияния легирующих элементов на износостойкость в сплавах, предназначенных для электрошлаковой наплавки бил молотковых мельниц / М. В. Тепляшин, В. Г. Комков // Электронное научное издание «Ученые заметки ТОГУ» 2013, Том 4, № 4, С. 1554 – 1561.

2. *Тепляшин, М.В*. Разработка экономнолегированного сплава для восстановления бил молотковых мельниц / М. В. Тепляшин, В. Г. Комков, В. А. Стариенко // Электронное научное издание «Ученые заметки ТОГУ» 2013, Том 4, № 4, С. 1543 – 1549.

3. R. Kejžar & J. Grum. Hardfacing of Wear-Resistant Deposits by MAG Welding with a Flux-Cored Wire Having Graphite in Its Filling \ Welding International. 2005. – Vol 20. – P. 961-976.

4. R. Li. Wear and high temperature oxidation behavior of wire arc sprayed iron based coatings / R. Li, D. Y. He, Z. Zhou, Z. J. Wang & X. Y. Song. // Surface Engineering. 2014. – Vol 30. – P. 784-790.

5. M.A. Filippov. Structure and wear resistance of deposited alloys based on metastable chromium–carbon austenite / M.A. Filippov,V.I. Shumyakov,S.A. Balin,A.S. Zhilin,V.V. Lehchilo&G.A. Rimer. // Welding International. 2015. – Vol 29. – P. 819-822.

6. Технология электрической сварки металлов и сплавов плавлением / под ред. Б.Е. Патона. – М.: Металлургия, 1974 – 768с.

7. *Гусев, А.И.* Изучение структуры и свойств металла, наплавленного порошковой проволокой системы Fe-C-Si-Mn-Cr-Mo-Ni-V-Co / А.И. Гусев, Н.А. Козырев, Н.В. Кибко, М.В.Попова, Р.Е. Крюков // Актуальные проблемы в машиностроении. – 2017. Т.4.– № 2 . - С. 113-119.

8. *Гусев, А.И.* Наплавка порошковыми проволоками C– Si–Mn–Mo –V–B и C – Si – Mn – Cr–Mo – V деталей горнорудного оборудования / А.И.Гусев, Н.В. Кибко, М.В. Попова, Н.А. Козырев, И.В. Осетковский // Известия вузов. Черная металлургия. – 2017. -– т. 60. № 4. – С. 318-323.

9. A study on the properties of the deposited metal by flux cored wires 40GMFR and 40H3G2MF/ A I Gusev, N V Kibko, N A Kozyrev, M V Popova, I V Osetkovsky// IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering 150 (2016) 012033- pages 1-9| doi:10.1088/1757-899X/150/1/012033

10. *Вентцель, Е.С.* Теория вероятностей и ее инженерные приложения / Е.С. Вентцель, Л.А. Овчаров. – М.: Издательский центр «Академия», 2003. – 464 с.

11. *Гмурман В.Е.* Теория вероятности и математическая статистика / В.Е. Гмурман. – М.: Высшая школа, 2003. – 479 с.

12. Пат.2641590 МПК[8]B23 K35/36 B 23 K35/36 Порошковая проволока/ Козырев Н.А., Гусев А.И., Галевский Г.В., Крюков Р.Е., Осетковский И.В., Усольцев А.А., Козырева О.А.; ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет».- № 2016125085/02(039292), Заявл. 22.06.2016.

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ АРМИРУЮЩЕГО СЛОЯ СТЕКЛОВОЛОКНА НА СВОЙСТВА ТРУБ ДЛЯ СИСТЕМ ОТОПЛЕНИЯ

Демененко В.Е., Одарюк Н.В., Штыхно А.П.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Последнее время в системах холодного и горячего водоснабжения для транспортировки воды используют металлопластиковые трубы, которые обладают рядом преимуществ по сравнению состальными или чугунными. Однако из-за разницы свойств армирующего слоя и полиэтилена они подвергаются сильному короблению и коррозионному разрушению в местах соединений. Применение полипропиленовых неармированных труб способствует повышению коррозионных свойств, однако приводит к значительному увеличению коэффициента линейного расширения при повышении температуры теплоносителя и, как следствие, короблению. Высокий линейный температурный коэффициент удлинения трубы определяет общее ее удлинение при изменении температуры теплоносителя. Применение компенсаторов ведет к некоторому повышению стоимости систем водоснабжения, увеличивает массово-габаритные характеристики системы, осложняя их монтаж в существующих жилых и промышленных зданиях [1].

Актуальным путем решения этой задачи является снижение коэффициента линейного расширения Кр труб, например, армированием труб материалами с минимальными значениями коэффициента расширения Кр. Применяя в качестве основы для армирования материалы с разными физическими свойствами, можно получить трубы с различными коэффициентами Кр. В итоге выбор материала для армирования труб зависит от требуемых физико-механических, экономических, эстетических и др. характеристик трубы.

Особого внимания заслуживают полипропиленовые трубы, армированные стекловолокном, применение которых может решить выше изложенные проблемы. Эти трубы обладают преимуществами по отношению к металлопластиковым по монтажу. Кроме того, при производстве металлопластиковых труб диффузия между алюминием и полиэтиленом отсутствует и для их соединений приходится использовать клей, что повышает риск разрушения или расслоения трубы. При армировании трубстекловолокном, в процессе их производства происходит диффузия между полиэтиленом и стекловолокном, что увеличивает прочность соединения, а также упрощает установку их в трубопроводную систему.

Целью работы является исследование влияния армирующего слоя стекловолокна на свойства труб для систем отопления, подвергающихся тепловому воздействию при эксплуатации.

Исследования проводили на образцах металлопластиковых труб, армированных алюминиевой фольгой марки «Pex-Al-PexPN-20» диаметром 20 мм, на трубах из сшитого полиэтилена диаметром 12 мм и полипропиленовых трубах

армированных стекловолокном марки «PPR-GF-PPR PN-20» диаметром 20 мм. Общий вид исследуемых образцов приведен на рисунке 1.

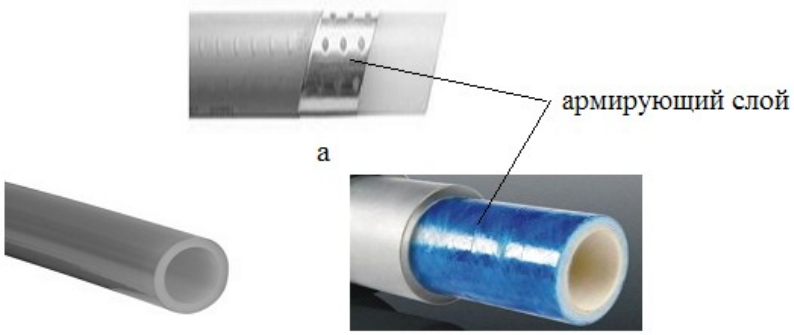


Рисунок 1- Общий вид исследуемых образцов: а) металлопластик, б) сшитый полиэтилен, в) полипропилен, армированный стекловолокном.

Для изучения влияния температуры нагрева на изменение линейных размеров всех труб отобрали образцы длинной 100 мм и шириной 10 мм, нагрели до 50, 75 и95оС, с выдержкой 20 минут, а затем измеряли изменение длины с помощью штангенциркуля ШЦ-II с точностью до 0,05 мм. Кроме этого оценили коробление образцов и изучили их внешний вид после температурного воздействия. Изменение линейных размеров образцов длиной 100 мм оценивали по изменению их длины после каждого нагрева с пересчетом на 1 м длины. Результаты измерений после приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты изменения линейных размеров исследуемых обрвзцов труб после нагрева до различных температур

Температура нагрева, ^{0}С	Среднее значение удлинения на 1 м трубы, мм		
	Сшитый полиэтилен	Металлопластик	Полипропилен, армированный стекловолокном
50	3,25	0,18	0,15
75	7,8	0,2	0,17
95	10,1	0,2	0,18

Таким образом, из анализа результатов таблицы 1 видно, что температура нагрева значительно влияет только на удлинение сшитого неармированного полиэтилена. Для металлопластика и полипропилена, армированного стекловолокном удлинение на 1 м трубы не значительно, поэтому не может привести к значительному короблению труб и нарушению покрытия полов или стен, однако трубы, армированные стекловолокном, обеспечивают более высокую прочность соединения армирующего слоя и полиэтилена за счет диффузии между слоями.

Литература:

1. *Николаенко, К.А.* Перспективы использования металлопластиковых труб / К.А. Николаенко, Ю.Р. Пархоменко // С.О.К. – 2006 - № 9. С.21-24.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ БАРИЙ – СТРОНЦИЕВОГО МОДИФИКАТОРА И ШЛАКА ПРОИЗВОДСТВА СИЛИКОМАРГАНЦА ПРИ ИЗГОТОВЛЕНИИ СВАРОЧНЫХ ФЛЮСОВ

Михно А.Р., Крюков Р.Е., Козырев Н.А.
Сибирский государственный индустриальный университет,
г. Новокузнецк, Россия

Важным и перспективным направлением в металлургии является использование техногенных отходов металлургического производства. Одним из методов использования таких отходов является изготовление сварочных флюсов на основе техногенного сырья.

Созданию, исследованию и разработке новых сварочных флюсов и флюс – добавок с применением техногенных металлургических отходов (шлаков и шламов) уделяется большое внимание, как в РФ, так и за рубежом. [1-3]

В данной работе рассмотрена возможность использования шлака силикомарганца производства Западно - Сибирского металлургического завода в качестве основного сварочного флюса с химическим составом: мас.%: $Al2O3$ 6,91-9,62%, CaO 22,85-31,70 %, SiO2 46,46-48,16 %, FeO 0,27-0,81 %, MgO 6,48-7,92 %, MnO 8,01-8,43%, F 0,28-0,76%, $Na2O$ 0,26-0,36% K2O до 0,6 2 %, S 0,15-0,17 %, P 0,01 %; и флюс – добавки на основе барий-стронциевого модификатора БСК-2 по ТУ 1717-001-75073896 – 2005 ООО «НПК Металлтехнопром». С химическим составом: мас.%: 13,0-19,0% BaO, 3,5 - 7,5% SrO, 17,5 - 25,5 % CaO, 19,8 - 29,8 % SiO2, 0,7 - 1,1 % MgO, 2,5 - 3,5% K2O, 1,0 - 2,0 % Na2O, 1,5 - 6,5 % Fe2O3, 0 - 0,4 % MnO, 1,9 - 3,9 %Al2O3, 0,7 - 1,1 % TiO2,16,0-20,0 % CO2.

Исследования проводили по двум вариантам. В первом варианте в качестве добавки использовали смесь барий-стронциевого модификатора с жидким стеклом в соотношении 75% и 25% соответственно. После чего смесь выдерживали при комнатной температуре в течении 24 часов, осуществляли сушку в печи при температуре 300 ºС, охлаждение, дробление и просев с выделением фракции 0,45-2,5мм. Во втором варианте использовали в качестве флюс - добавки пыль стронций – бариевого модификатора фракции менее 0,2мм. Исследуемые соотношения флюса и флюс – добавки приведены в таблице 1.

Таблица 1–Исследуемые соотношения флюс – флюс-добавки, %

Маркировка флюса	Количество барий-стронциевой добавки, мас %.		Количество шлака производства силикомарганца, мас%
	С жидким стеклом	пылеобразной	
М	-	-	100
М2	2	-	98
М4	4	-	96
М6	6	-	94
М8	8	-	92
М10	10	-	90
М21	-	2	98
М61	-	6	94
М81	-	8	92
М101	-	10	90

Изучение возможности использования различных составов сварочных флюсов проводили на сварочном тракторе ASAW-1250 с использованием оптимального режима наплавки: I=680 А, U=28 В, V=28 м/ч. Наплавку под слоем флюса производили на пластинах толщиной 40мм из листовой стали марки 09Г2С с использованием проволоки Св-08ГА диаметром 4 мм.

Металлографическое исследование проводилось на микрошлифах без травления с помощью оптического микроскопа OLYMPUSGX-51 при увеличении ×100. Вид неметаллических включений в зоне наплавленного валика, приведен на рисунке 1, оценка неметаллических включений, проведена согласно ГОСТ 1778-70.

Твёрдость изучаемых образцов измеряли с помощью твердомера УЗИТ-3. Испытания на износостойкость производили на машине 2070 СМТ–1. Испытания проводились на режимах: нагрузка 30 мА, частота 20 об/мин. Результаты проведенных исследовании приведены в таблице 2. Изучения характера загрязненности наплавленного металла неметаллическими включениями показало присутствие в нем силикатов недеформирующихся, оксидов точечных и сульфидов.

Таблица 2 - Параметры наплавленного металла

Образец	Неметаллические включения, балл			Твердость образцов, НВ	Износ образцов г/об.
	силикаты недеформирующиеся	оксиды точечные	сульфиды		
М	1б,2б, редко 3б	1а	1а.	145	0,000015
М2	1б,2б	1а	Отс.	115	0,000018
М4	1б,2б	1а	Отс.	123	0,000018
М6	1б,2б	1а	Отс.	130	0,000014
М8	1б,2б	1а	Отс.	149	0,000014
М10	1б,2б, редко 3б	1а	1а	126	0,000014
М21	1б,2б	1а	Отс	127	0,000016
М61	1б,2б	1а	Отс.	112	0,000016
М81	1б,2б	1а	Отс.	128	0,000015
М101	1б,2б, редко 4б	1а	2б	132	0,000016

Из полученных данных видно, что использование смеси барий-стронциевого модификатора с жидким стеклом (2-8%), по сравнению с использованием пыли барий-стронциевого модификатора, предпочтительнее в связи со снижением уровня загрязненности наплавленного металла неметаллическими включениями. Причем, увеличение количества добавки барий-стронциевого модификатора с жидким стеклом в количестве более 8 % увеличивает загрязненность наплавленного металла неметаллическими включениями.

Химические составы флюсов, шлаковых корок, флюса и металла наплавленных образцов приведены в таблицах 3-5 соответственно.

Таблица 3 –Химический состав флюса

флюс	Массовая доля элементов, %															
	FeO	MnO	CaO	SiO_2	Al_2O_3	MgO	Na_2O	K_2O	S	P	ZnO	Cr_2O_3	F	BaO	SrO	TiO_2
M	0,50	7,97	31,34	46,09	6,61	5.74	0,40	0,01	0.33	0.011	0.004	0.05	0,45	отс.	отс.	0.07
M2	1,39	7,68	31,27	46,31	6,48	5,40	0,52	0,04	0,20	0,022	0,008	0,03	0,48.	0,35	0,18	0,09
M4	0,77	7,69	30,56	46,11	6,42	5,42	0,49	0,03	0,38	0,022	0,0014	0,04	0,36	0,35	0,21	0,08
M6	1,11	7,12	29,27	45,52	6,87	4,75	0,75	0,20	0,17	0,037	0,0012	0,04	0,45	0,79	0,41	0,14
M8	1,04	7,14	31,65	43,93	6,22	3,71	0,79	0,27	0,13	0,044	0,003	0,033	0,41	0,95	0,44	0,16
M10	2,08	7,09	30,16	43,90	7,17	3,58	0,62	0,20	0,12	0,027	0,011	0,039	0,34	1,45	0,60	0,13
M21	1,32	8,14	32,09	45,19	6,20	5,35	0,36	0,01	0,43	0.014	0.009	0.05	0,40	0.15	0.087	0.07
M61	0.33	8,02	30,97	46,38	6,71	6,01	0,29	0.01	0,18	0.0,13	0.009	0.03	0,42	0.16	0.092	0.07
M81	1,89	7,90	30,79	40,07	5,71	3,03	0,48	0,57	0,13	0,090	0,005	0,028	0,52	1,57	0,99	0,22
M101	1,01	7,22	31,62	44,99	6,71	3,29	0,40	0,32	0,14	0,061	0,003	0,021	0,40	2,97	1,11	0,15

Таблица 4 –Химический состав шлаковых корок

флюс	Массовая доля элементов, %															
	FeO	MnO	CaO	SiO_2	Al_2O_3	MgO	Na_2O	K_2O	S	P	ZnO	Cr_2O_3	F	BaO	SrO	TiO_2
M	1,69	7,78	32,35	42,50	6,59	5,55	0,30	0,01	0,21	0,011	0,012	0,04	0,37	-	-	0,07
M2	2,07	7,54	31,91	43,63	6,52	5,92	0,31	0,01	0,16	0,012	0,006	0,10	0,45	0,19.	0,098	0,08
M4	2,11	7,15	31,45	45,31	6,38	5,42	0,43	0,03	0,18	0,017	0,008	0,07	0,41	0,38	0,20	0,09
M6	1,93	7,20	31,37	44,30	7,46	5,26	0,39	0,02	0,23	0,017	0,008	0,05	0,46	0,34	0,19	0,09
M8	2,00	7,83	31,19	44,55	7,35	3,68	0,53	0,13	0,11	0,023	0,005	0,037	0,42	0,64	0,39	0,12
M10	1,12	7,16	30,60	44,90	6,48	3,10	0,84	0,32	0,14	0,047	0,013	0,026	0,56	1,52	0,58	0,16
M21	2,34	7,42	31,97	43,30	6,59	5,56	0,31	0,3	0,21	0,014	0,004	0,07	0,38	0,34	0,20	0,07
M61	2,21	6,95	30,26	45,55	7,06	4,99	0,33	0,13	0,17	0,017	0,011	0,04	0,38	0,64	0,39	0,11
M81	1,84	7,78	31,94	45,21	6,87	3,94	0,34	0,077	0,12	0,019	0,004	0,039	0,38	0,83	0,41	0,11
M101	2,04	7,36	31,25	44,43	7,50	3,75	0,38	0,20	0,12	0,030	0,003	0,035	0,48	1,03	0,54	0,14

Таблица 5 –Химический состав наплавленных валиков

	Массовая доля элементов, %												
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	V	Mo	Nb	S	P	Ba	Sr
M	0.07	0.43	1.16	0.05	0.11	0.14	0,007	0,021	0,003	0,029	0,018	отс.	отс.
M2	0.08	0.26	0.83	0.05	0.13	0.15	0,003	0,020	0,004	0,026	0,015	0,0041	0,0004
M4	0.07	0.29	0.84	0.05	0.13	0.15	0,005	0,020	0,003	0,025	0,014	0,0054	0,0006
M6	0.09	0.26	0.77	0.04	0.10	0.15	0,004	0,020	0,003	0,021	0,011	0,0065	0,0008
M8	0,04	0,41	1,28	0,05	0,08	0,13	0,001	0,01	0,012	0,013	0,011	0,0096	0,0010
M10	0,04	0,36	1,20	0,05	0,08	0,12	0,001	0,01	0,010	0,014	0,012	0,0119	0,0011
M21	0.09	0.31	0.76	0.05	0.13	0.15	0,004	0,019	0,002	0,028	0,016	0,0049	0,0001
M61	0.08	0.23	0.77	0.05	0.13	0.14	0,004	0,017	0,003	0,026	0,014	0,0058	0,0003
M81	0,05	0,41	1,25	0,04	0,08	0,13	0,003	0,01	0,011	0,013	0,011	0,0086	0,0005
M101	0,04	0,41	1,26	0,04	0,08	0,13	0,001	0,01	0,011	0,012	0,011	0,0112	0,0006

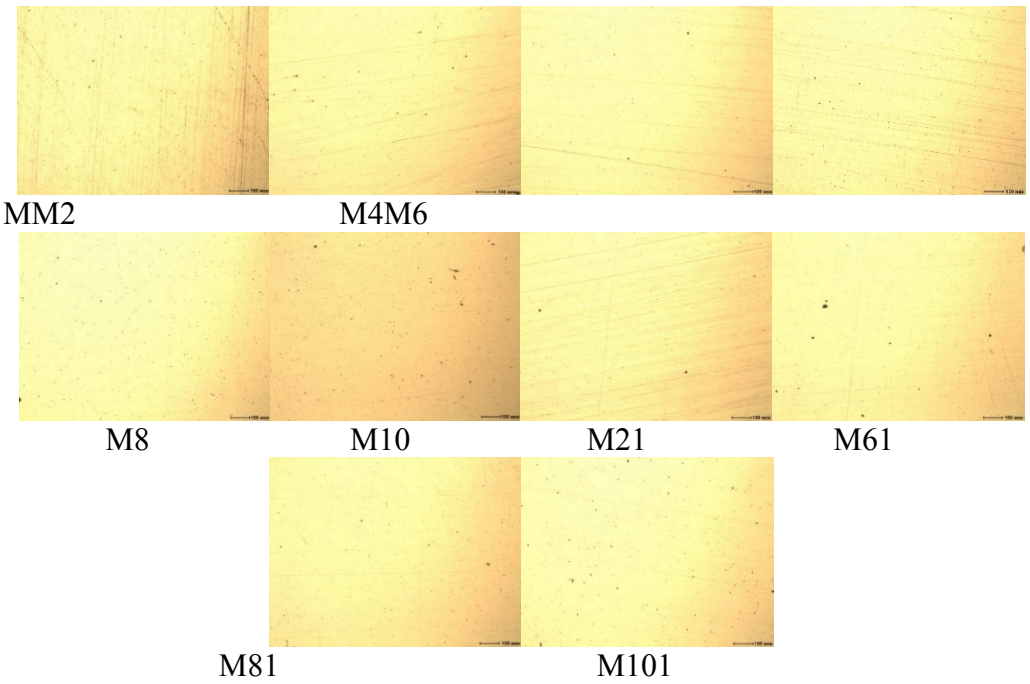


Рисунок 1 – Характер неметаллических включений в наплавленном слое.

Вывод:

1. Показана возможность применения барий-стронциевого карбонатита в качестве рафинирующей и газозащитной добавки для сварочных флюсов на основе флюсов, изготовленных на основе шлака производства силикомарганца.

2. Разработанные добавки на основе барий-стронциевого карбонатита позволяют уменьшить загрязненность наплавленного слоя неметаллическими включениями, а также повысить десульфурирующую способность сварочных флюсов.

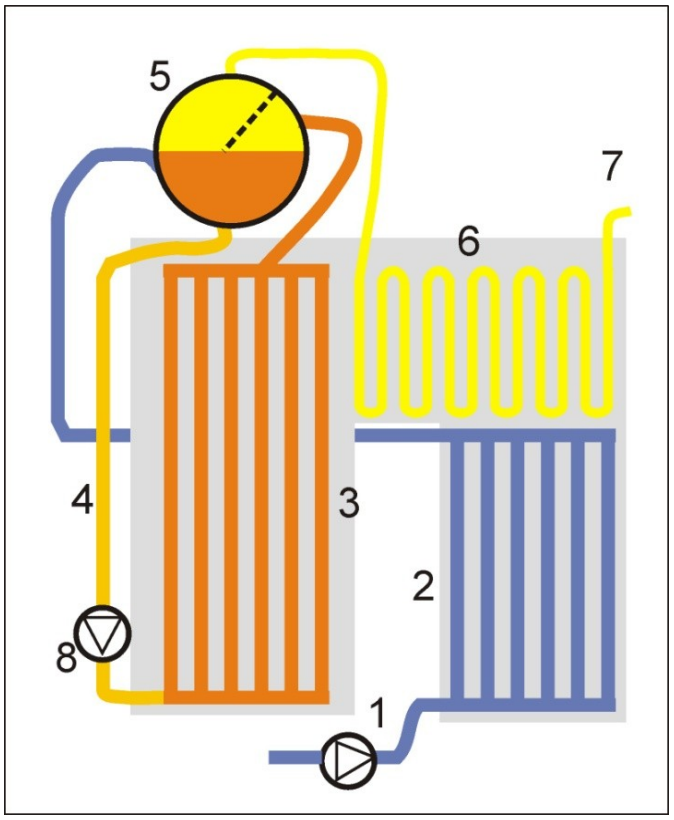
Литература:

1. *Козырев, Н.А.* Разработка флюсов на основе техногенных материалов для наплавки прокатных валков / Н.А. Козырев, А.А. Уманский, Р.Е. Крюков, П.Д. Соколов, Л.В. Думова // Производство проката -2017.- № 9. -С. 33-38.

2. *Козырев, Н.А.* Использование техногенных отходов металлургического производства для получения флюс-добавок для сварки и наплавки / Н.А. Козырев, Р.Е. Крюков, А.А. Усольцев, А.И. Кислов, А.Д. Свистунов // Металлургия: технологии, инновации, качество: труды XX Международной научно-практической конференции: в 2-х ч. Ч. 2 ;Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2017. – С. 241-245.

3. *Козырев, Н.А.* Использование барийстронциевогокарбонатита при изготовлении сварочных флюсов на основе шлака производства силикомарганца/ Н.А. Козырев, Р.Е. Крюков, М.А. Бурнаков, А.Р. Михно, Е.Е.Федотов // Металлургия: технологии, инновации, качество: труды XX Международной научно-практической конференции: в 2-х ч. Ч. 1; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2017. – С. 296-299.

ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА



ИССЛЕДОВАНИЕ НА ОСНОВЕ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ПРОЦЕССОВ ТЕПЛО- И МАССОПЕРЕНОСА ПРИ ВНЕПЕЧНОЙ ДЕГАЗАЦИИ РАСПЛАВА МЕТАЛЛА ОТ РАСТВОРЕННОГО АЗОТА В УСЛОВИЯХ ПРОДУВКИ АРГОНОМ В КОВШЕ С ПОРИСТЫМ ДНИЩЕМ

Тупилко И.В., Григоренко И. В., Захаров Н.И.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Проблема удаления азота из металла – одна из самых актуальных в черной металлургии. Как известно, для ее решения наиболее перспективно применение продувки аргоном через пористые элементы днища рафинировочной емкости, которая дает наилучшие результаты при пузырьковом режиме внедрения аргона в расплав при совмещении продувки со сливом жидкого металла в ковш [1-4].

Исследование процессов конвективной диффузии при дегазации жидкого металла от азота продувкой инертным газом на основе «холодного» моделирования, как известно, проблематично из-за сложности обеспечения равенства критериев подобия на «холодной» модели и реальном агрегате ввиду многопараметричности технологии. Более предпочтительно математическое моделирование, результаты которого согласуются с данными экспериментальных исследований.

Математическое моделирование процессов конвективной диффузии азота в жидком металле в условиях рассматриваемой технологии позволяет разработать ее энергосберегающие режимы.

Существующие в настоящее время математические модели диффузионного процесса, например [4], при дегазации жидкого металла продувкой инертным газом во время слива расплава в ковш под слоем синтетического шлака при атмосферном давлении не учитывают теплообмена поверхности шлака с атмосферой.

Математическая постановка задачи теплообмена с краевыми условиями для расплава железа имеет вид:

Уравнение теплопроводности для металла и шлака:

$$\rho_{эф} \cdot C_{эф} \left(\frac{\partial T}{\partial \tau} + V_H \frac{\partial T}{\partial z} \right) = \frac{\partial}{\partial z} \left(\lambda_{эф} \frac{\partial T}{\partial z} \right); \quad (1)$$

Краевые условия к уравнению теплопроводности:

– начальные условия:

$$T_M(z,0) = T_M^0;\ T_ш(z,0) = T_ш^0; \quad (2)$$

– граничные условия:

граница «металл-шлак»:

$$T_M = T_{\text{Ш}}; \tag{3}$$

$$-\lambda_M^{\text{эф}} \frac{\partial T_M}{\partial z} = -\lambda_{\text{ш}}^{\text{эф}} \frac{\partial T_{\text{ш}}}{\partial z}; \tag{4}$$

– основание рафинировочной емкости:

$$-\lambda_{\text{М}} \frac{\partial T_M}{\partial z} = 0; \tag{5}$$

граница «шлак-атмосфера»:

$$-\lambda_{\text{ш}} \frac{\partial T_{\text{ш}}}{\partial z} = \alpha(T_{\text{ш}} - T_{\text{атм}}) + \varepsilon_{\text{пр}}^{\text{ш-атм}} C_0 \left[\left(\frac{T_{\text{ш}}}{100}\right)^4 - \left(\frac{T_{\text{атм}}}{100}\right)^4 \right]. \tag{6}$$

Здесь:

$T_M(z,\tau)$; $T_{\text{ш}}(z,\tau)$ – распределение абсолютной температуры в расплавах железа и шлака;

$\rho_{\text{эф}}, C_{\text{эф}}, \lambda_{\text{эф}}$ – эффективные значения их плотности, удельной теплоемкости и коэффициента теплопроводности;

τ - время;

$T_M^0; T_{\text{ш}}^0$ – начальные значения распределения абсолютной температуры металла и шлака;

α - коэффициент теплоотдачи шлака в атмосферу;

$T_{\text{атм}}$ – абсолютная температура атмосферы;

$\varepsilon_{\text{пр}}^{\text{ш-атм}}$ – приведенная степень черноты шлака;

C_0 – коэффициент излучения абсолютно черного тела;

$\lambda_{Fe}, \lambda_{\text{ш}}$ –коэффициенты теплопроводности расплава железа и шлака;

d_n – диаметр пор продувочного устройства;

ε - эффективность конвективной диффузии азота в расплаве железа по завершению его слива в ковш.

В рассматриваемом приближении предполагалось, что среднее значение по объему расплава его радиальной скорости равно нулю, а вертикальной – скорости $V_{\text{Н}}$ наполнения ковша металлом, выпускаемым из плавильной печи.

Как следует из рисунка 1, степень охлаждения расплава железа по завершению его слива в ковш возрастает при увеличении коэффициента теплопроводности шлака.

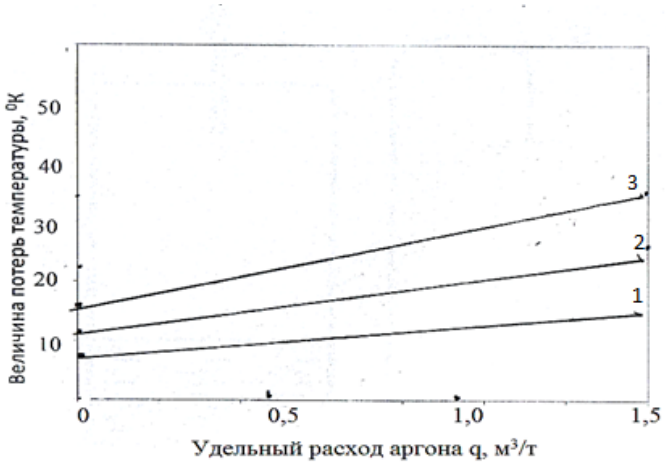


Рисунок 1 – Зависимость величины потери температуры расплавом железа от удельного расхода аргона и коэффициента теплопроводности шлака: $1-\lambda_{ш}=\frac{\lambda_{Fe}}{10};2-\lambda_{ш}=\frac{\lambda_{Fe}}{5};3-\lambda_{ш}=\frac{\lambda_{Fe}}{3}$

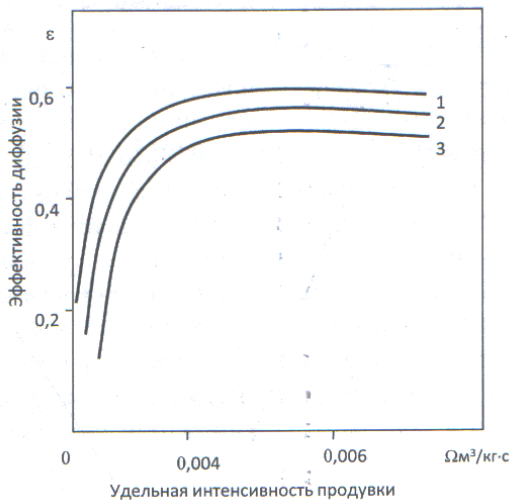


Рисунок 2 – Зависимость эффективности конвективной диффузии азота в расплаве железа от удельной интенсивности продувки по завершению слива в ковш: $1-d_n=1$ мм; $2-d_n=2$ мм; $3-d_n=3$м

Эффективность конвективной диффузии азота в расплаве железа (рассчитанной по методике работы [4]) при увеличении интенсивности Ω продувки растет, однако до некоторого предела, после которого выходит на некоторый максимум (рисунок 2).

Значение $\Omega=\Omega_{опт}$ характеризует энергоресурсосберегающий режим продувки, а снижение реальных высоких значений Ω до уровня $\Omega_{опт}$ экономит дорогостоящий аргон и является рациональным подходом к использованию энергоресурсов. При этом увеличение диаметра пор продувочного устройства при фиксированном Ω снижает ε, что согласуется с данными работы [1].

Литература:

1. *Захаров, Н.И.* Моделирование теплофизических процессов внепечной дегазации металла продувкой инертным газом / Н.И. Захаров, Д.А. Дюдкин, П.С. Харлашин. – Донецк: Юго-Восток, 1999. – 140 с.

2. *Захаров, Н.И.* Экспериментальное исследование процессов внепечной дегазации металла продувкой инертным газом / Н.И. Захаров, П.С. Харлашин, А.И. Троцан // Процессы литья. – 2002. - №4. – С. 21-24.

3. *Линчевский, Б.В.* Термодинамика и кинетика взаимодействия газов с жидкими металлами / Б.В. Линчевский. – Москва: Металлургия, 1986. – 234 с.

4. *Захаров, Н.И.* Математическое моделирование процессов массопереноса при внепечной дегазации металла всплывающими пузырями инертного газа / Н.И. Захаров, Ф.В. Недопекин, А.И. Троцан // Инженерно-физический журнал. – 2005. – Т.78. - №3. – С. 68-71.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕПЛООТДАЧИ ПРИ ОХЛАЖДЕНИИ НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ ЗАГОТОВКИ ВОДОВОЗДУШНЫМИ ФОРСУНКАМИ

Худотёплый В.В., Бирюков А. Б.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Процессы, протекающие в зоне вторичного охлаждения (ЗВО) машин непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) играют важную роль в формировании качества непрерывнолитых слитков. В зависимости от среды используемой для охлаждения поверхности заготовок различают водяное и водовоздушное охлаждение [1].

При проектировании зоны вторичного охлаждения машины непрерывного литья заготовок необходима информация о значениях коэффициента теплоотдачи на участках поверхности слитка, орошаемых водой или водовоздушной смесью. Коэффициент теплоотдачи зависит от типа форсунки, подающей охлаждающую среду, а также от расходов воды или воды и воздуха.

Задачи экспериментального определения значений коэффициентов конвективной теплоотдачи успешно решаются уже несколько десятилетий. Например, одним из типичных методов определения коэффициентов теплоотдачи форсунок является метод «подвижной форсунки». Стальная плита с 24 термоэлементами, с глубиной заделки 2,5 мм нагревается в печи инертным газом до 1200 ˚С. Верхняя поверхность пластины изолирована, нижняя подвержена действию струи испытываемой форсунки. Подвижный рычаг, на котором закреплена форсунка, перемещается параллельно пластине с помощью контролируемого компьютером электромотора. Для моделирования перемещения заготовки между роликами автоматически удаляется защитный кожух над пластиной. Форсунка перемещается слева направо с открытым кожухом, в обратную сторону с закрытым. Температура пластины и охлаждающей воды измеряется до тех пор, пока температура пластины не достигнет температуры охлаждающей среды. Показания термоэлементов и положение форсунки относительно пластины записываются в базу данных, которая затем используется для восстановления граничных условий.

Подобные устройства для определения коэффициента теплоотдачи, которые для определённости будем называть нестационарными калориметрами (с целью отличать их от стационарных калориметров, о которых речь далее) безусловно могли бы с успехом использоваться при низких значениях коэффициента теплоотдачи или, что-то же самое, при малых плотностях тепловых потоков. Однако при наблюдаемых в ЗВО плотностях тепловых потоков около одного мегаватта на квадратный метр градиенты температуры в охлаждающейся нагретой пластине столь велики, что корректное восстановление граничных условий становится проблематичным.

Более перспективными для определения коэффициента теплоотдачи при значительных плотностях теплового потока представляются стационарные ка-

лориметры, в которых охлаждаемая в факеле форсунки поверхность пребывает при постоянной температуре благодаря постоянному подводу энергии извне – индуктивному или прямому резистивному нагреву. Дополнительным достоинством стационарных калориметров являются их малые размеры и лёгкость перемещения, благодаря чему несложно определяются не только средние по факелу, но и локальные значения коэффициента теплоотдачи, что позволяет строить эпюры коэффициентов теплоотдачи. Их построение особенно важно, если ставится цель не просто охладить металл, но обеспечить должную равномерность его охлаждения, избежать локальных перегревов и переохлаждений.

Важно создание и использование оборудования для экспериментального определения значений коэффициентов конвективной теплоотдачи при форсуночном охлаждении. Это даст возможность проверять характеристики иностранных форсунок и получить инструмент для производства эффективных отечественных форсунок.

Для проектирования машин непрерывного литья заготовок и задания граничных условий теплообмена при моделировании процессов формирования непрерывнолитых заготовок необходимо иметь реальные значения коэффициентов теплоотдачи на поверхностях заготовки, охлаждаемых факелами водяных или водовоздушных форсунок. Иностранные компании имеют стенды для исследования характеристик форсунок. Важной задачей является создание и апробирование в отечественных условиях методики определения коэффициентов теплоотдачи при охлаждении твердых поверхностей водовоздушными форсунками.

Форсунка соединена с ресивером сжатого воздуха и водяным насосом при помощи гибких шлангов и снабжена механизмом, позволяющим выполнять горизонтальное и вертикальное перемещения. Величины перемещения контролируются при помощи специальных координатников. Это дает возможность исследовать значения коэффициентов конвективной теплоотдачи в разных точках факела.

Охлаждение нагревателя должно начаться в области температур справа от максимума. Для этого необходимо вывести форсунку на требуемый режим работы, установить нагреватель в исследуемой точке струи, затем отсечь струю от нагревателя, разогреть нагреватель до температуры 600-700^{0}С и убрать отсекающую пластину, направив струю на нагреватель и одновременно увеличивая подаваемую мощность. Таким образом, можно обеспечить устойчивую работу нагревателя при струйном охлаждении в диапазоне температур 700-1200^{0}С.

При обработке экспериментальных данных коэффициент теплоотдачи вычисляется по формуле

$$\alpha = (I^2 \rho_н L_н / \alpha_н b_н) / (L_н \alpha_н (T_w - T_0)) - \alpha_0 = I^2 \rho_н / \alpha_н^2 b_н (T_w - T_0) - \alpha_0 \ , \qquad (1)$$

где $\rho_н$ – удельное сопротивление материала нагревателя, Ом·м,

$L_н$ – длина нагревателя, м,

$a_н$ – ширина нагревателя, м,

$b_н$ – высота нагревателя, м.

Погрешность косвенных измерений α определяется по формуле, полученной на базе общепринятых подходов по оценке погрешности косвенных измерений [2]:

$$\Delta\alpha = \sqrt{\left(\frac{\partial\alpha}{\partial I}\right)^2 (\Delta I)^2 + \left(\frac{\partial\alpha}{\partial T_w}\right)^2 (\Delta T_w)^2 + \left(\frac{\partial\alpha}{\partial T_0}\right)^2 (\Delta T_0)^2} \qquad (2)$$

После подстановки выражений производных, получаемых при дифференцировании выражения (2) и приведения подобных слагаемых, получаем окончательное выражение для оценки погрешности определения значений коэффициентов конвективной теплоотдачи:

$$\Delta\alpha = \frac{I\rho_н}{a_н^2 b_н (T_w - T_0)} \sqrt{4(\Delta I)^2 + \frac{I^2}{(T_w - T_0)^2((\Delta T_w)^2 + (\Delta T_0)^2)}} \qquad (3)$$

где ΔI, ΔT_w, ΔT_0 - погрешности разброса, которые возникают вследствие различия экспериментальных значений при многократном повторении измерений одной и той же величины.

Погрешности разброса могут быть установлены как в результате определения доверительных интервалов за счет статистической обработки нескольких значений соответствующих величин, попавших в случайные выборки, так и в зависимости от классов точности приборов.

Абсолютная погрешность измерения физической величины оценивается через класс точности следующим образом [2]:

$$\Delta\chi_{к.т.} = (\gamma/100)A$$

где γ - класс точности в %, указанный на панели прибора,

$A = A_{max}$ – предел измерения для стрелочных приборов, либо А есть текущее значение для магазинов сопротивления, индуктивности, емкости

Данная методика определения коэффициентов теплоотдачи при охлаждении твердых поверхностей водовоздушными форсунками создает перспективы для проведения исследований и создания эффективных форсунок отечественного производства для охлаждения непрерывнолитых заготовок.

Литература:

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

2. *Мухачев, В.А.* Физика. Оценка погрешностей измерений / В.А. Мухачев, А.Л. Магазинников // Томск. ТУСУР, 2012. — 24 с.

СВС ТЕХНОЛОГИЯ КАК СПОСОБ СОЗДАНИЯ ОГНЕУПОРНЫХ МАТЕРИАЛОВ С ПОВЫШЕННЫМИ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫМИ ХАРАКТЕРИСТИКАМИ

Сизонов А.С., Кашаев В.В.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Особый интерес для практического использования представляют новые покрытия, полученные по СВС-технологии, получившие название защитно-упрочняющих оксидно-керамических покрытий. ОКП расширяют область температурного применения огнеупорной основы (до 2000 °С), приводят к значительному уменьшению физико-химической и механической эрозии ее поверхности, повышают кислотно-щелочную стойкость футеровки в среде агрессивных продуктов горения и отходящих дымовых газов.

Технология СВС – это экзотермический химический процесс, протекающий в автоволновом режиме типа горения и приводящий к образованию твердых продуктов. Смеси для СВС состоят из горючего (часто металлы или их нестабильные соединения), окислителя, а также наполнителей и функциональных добавок, которые вводят для регулирования состава и структуры целевых продуктов. В процессе СВС могут развиваться очень высокие температуры горения (2300-4000 °С для неорганических систем и 70-250 °С для органических систем) и скорости распространения фронта волны горения (0,1-20 см/с).

Возможность безгазового горения обусловлена, прежде всего, высокими значениями тепловыделения при химическом взаимодействии и термостабильности продуктов горения. Эти факторы определяют образование таких физико-химических структур конечных продуктов, которые способны выдерживать высокие тепловые, механические и химические нагрузки без изменения основных характеристик в широком диапазоне воздействий. Большие скорости протекания СВС-процессов определяют их высокую продуктивность, недоступную для традиционных методов создания материалов с повышенными эксплуатационными характеристиками.

Преимущества СВС-процессов: 1) незначительные внешние энергетические затраты (синтез идет за счет энергии самой системы); 2) простота технических приемов и оборудования; 3) быстрота.

Принцип получения СВС-материалов и покрытий заключается в следующем:

1) производится кладка футеровки на СВС кладочном растворе или наносится защитное покрытие на участки футеровки;

2) после естественной сушки (24 часа), производится нагрев теплового агрегата и при температуре 600 °С происходит локальное инициирование СВС-процесса, образуется СВС-волна которая распространяется в материале. При прохождении волны в материале происходит безгазовая реакция химического горения и образуется заданная структура материала. Кладка в процессе прохождения реакции СВС сваривается в монолит.

ОКП марки М-1 производства НПК «МаВР». Характеристики: $T_{раб}$ – 1800 °С; плотность 1800 кг/м^3; пористость 3-7%; λ при 20 °С 0,43÷0,69 Вт/м·К. Норма расхода готового СВС-покрытия М-1 – 1÷1,5 кг/м^2. Оптимальная толщина покрытия 0,6÷1,0 мм. Предел прочности до реакции СВС 25÷30 МПа, после – 50÷60 МПа.

Применение: нанесение покрытий на рабочую поверхность футеровок плавильных печей, сводов, ковшей, желобов, нагревательных и термических печей, печей сопротивления, котлов и т.д.

ОКП марки М-1 предназначено для защиты алюмосиликатных огнеупорных изделий от воздействия агрессивных сред (раскаленных газов, кислот, щелочей, расплавов металлов и солей, химического и абразивного износа) и увеличения сроков службы огнеупорных футеровок. Покрытие имеет хорошую адгезию с огнеупорами, уменьшает пористость (в 1,5-2 раза), увеличивает температуру применения на 50÷100 °С и препятствуют разрушению огнеупора при работе в агрессивных средах.

ОКП марки М-ХП-1 производства НПК «МаВР». Характеристики: $T_{раб}$ – 1900 °С; плотность 1800-2000 кг/м^3; износостойкость: 54-56 мг/м · см^2; пористость 5-7%; λ при 20 °С 0,43÷0,69 Вт/м·К. Предел прочности на сжатие – 25÷30 МПа.

Покрытия применяются на рабочих поверхностях кладки ковшей, подин нагревательных печей, сводов ДСП, печей обжига извести, вакуумматоров и.т.д. Покрытия используются втаких отраслях промышленности как металлургия, теплоэнергетика и т.д.

Покрытия наносятся кисточкой, валиком или краскопультом. Норма расхода: связующего - жидкое стекло р=1,42÷1,46 г/см^3 и 0,6 л/кг шихты; материала – 1,5 кг/м^2 . Оптимальная толщина покрытия должна составлять 0,5÷1,0 мм. Окончательные эксплуатационные характеристики материал футеровочного покрытия, либо кладочного шва приобретает в процессе технологической сушки теплового агрегата.

Оксидно-керамическое СВС-покрытие (МХП-1) предназначено для защиты периклазовых огнеупорных изделий от воздействия агрессивных сред (расплавов металлов и солей, химического и абразивного износа) и увеличения сроков эксплуатации огнеупорных футеровок. Защитное СВС-покрытие имеет хорошую адгезию с огнеупорами, уменьшает пористость огнеупора, не смачивается расплавами металлов и солей, увеличивает температуру применения и препятствует разрушению огнеупоров при работе в агрессивных средах. При нагревании футеровки до 800-900°С, в результате прохождения экзотермической реакции самораспространяющегося высокотемпературного синтеза (СВС) с температурой до 2300°С, создает на поверхности огнеупора тугоплавкие оксидные соединения с высокой механической прочностью и стойкостью к различным воздействиям при высоких температурах.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛОПОТЕРЬ РАСПЛАВА АЛЮМИНИЯ В ПРОЦЕССЕ ЕГО ВНЕПЕЧНОЙ ДЕГАЗАЦИИ ВОЗДЕЙСТВИЕМ ВАКУУМА И ПРОДУВКИ АРГОНОМ

Сапронова Е.В., Ересь В.С., Захаров Н.И.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Одним из перспективных способов внепечной дегазации расплава алюминия от водорода является комплексное воздействие на него вакуума и продувки аргоном [1].

Вместе с тем вдувание в металл аргона и воздействие на расплав вакуум-камеры, имеющую температуру, существенно меньшую, чем алюминий в ковше, приводят к охлаждению жидкой ванны. Для разработки мер, препятствующих этому негативному явлению, необходимо исследовать особенности охлаждения расплава алюминия с учетом закономерности продувки металла аргоном [2].

Математическая постановка задачи теплообмена имеет вид:

Уравнение теплопроводности в жидкой ванне в цилиндрической системе координат в условиях осевой симметрии имеет вид:

$$\frac{\partial T}{\partial \tau} + V_z \frac{\partial T}{\partial z} = a_{эф} \frac{\partial^2 T}{\partial z^2}, \qquad (1)$$

где:

$T(z,\tau)$ – распределение температуры в среде «аргон-расплав»;

z - вертикальная координата;

τ - время;

V_z - компоненты скорости жидкого расплава;

$a_{эф}$ - эффективный коэффициент температуро проводности аргонометаллической среды.

При написании уравнения (1) учтена малость градиента температуры в направлении радиальной координаты.

Начальное условие:

$$T(z, o) = T_0;$$

Граничные условия:

- твердые поверхности ковша:

$$-\lambda_{эф} \frac{\partial T}{\partial n} = 0;$$

- межфазная поверхность «вакуум-расплав»:

$$-\lambda_{эф} \frac{\partial T}{\partial z} = \varepsilon_{пр} c_0 \left[\left(\frac{T_н}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_в}{100} \right)^4 \right];$$

Здесь: $T_н = T(H, \tau)$; $T_в$ - средняя температура полости вакууматора; $\lambda_{эф}$ - эффективный коэффициент теплопроводности аргонометаллической среды;

$\varepsilon_{пр}$ - приведенная степень черноты межфазной поверхности «вакуум-расплав»; $c_0 = 5{,}67\ \frac{Вт}{м^2К}$; T_0 - начальная температура жидкой ванны; *n* - направление нормали к твердой поверхности ковша.

Вдувание в расплав алюминия аргона, имеющего температуру атмосферы (в начальный момент времени) приводит, как отмечалось, к снижению температуры металла. При этом возрастание теплосодержания аргона за счет его нагрева металлом равно убыли значения этой характеристики в расплаве. Таким образом, уравнение теплового баланса имеет вид:

$$-\dot{m}_{Ar} \cdot \tau_{пр} \cdot c_{Ar} \cdot \Delta T_{Ar} = M_{Al} \cdot c_{Al} \cdot \Delta T_{Al} \qquad (2)$$

Таким образом, потеря средней температуры жидкого алюминия выразится соотношением:

$$\Delta T_{Al} = -\frac{\dot{m}_{Ar} \cdot \tau_{пр} \cdot c_{Ar} \cdot \Delta T_{Ar}}{M_{Al} \cdot c_{Al}} \qquad (3)$$

В процессе расчета использовались следующие значения:

$\tau_{пр}$= 300 с; ΔT_{Ar} = (750-20) °С; c_{Ar}= 519 Дж/(кг·°С);

R = 1 м; $\rho_{Al} = 2{,}7 \cdot 10^3$кг/м^3; c_{Al}= 880 Дж/(кг·°С);

Результаты численного исследования процесса теплообмена на компьютере на основе разработанной математической модели и с учетом (2)-(3) показаны на рис. 1 и 2.

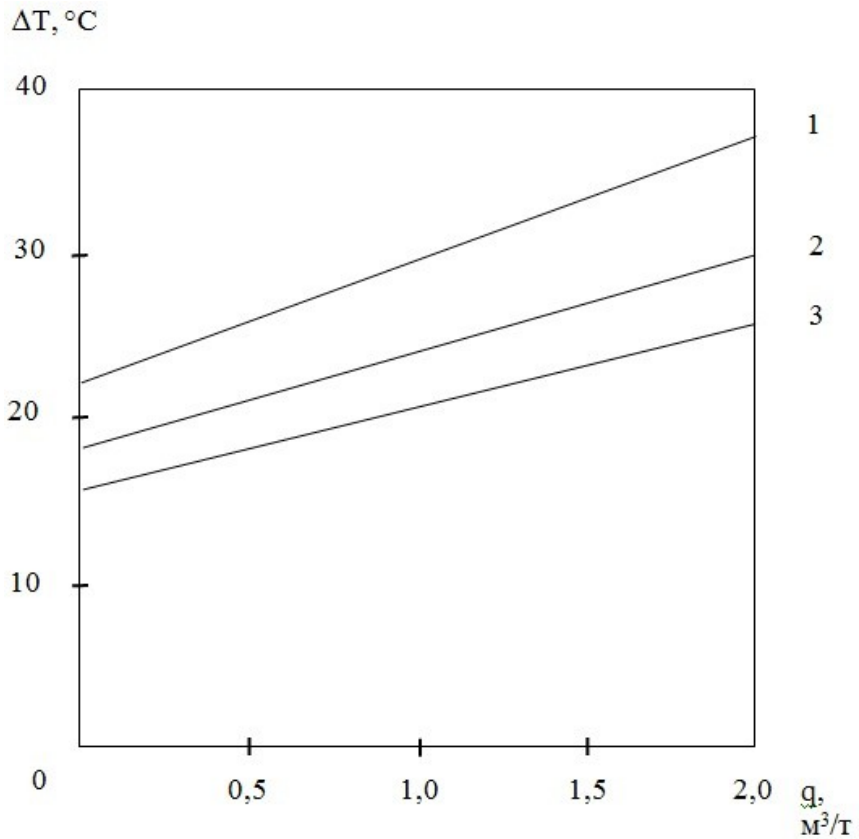


Рисунок 1 – Зависимость потери средней температуры расплава алюминия от удельного расхода аргона и средней температуры полости вакууматора 1: $T_в$ = 300 °С; 2: $T_в$ = 400 °С; 3: $T_в$ = 500 °С.

Как следует из рис. 1, темп охлаждения металла увеличивается с ростом удельного расхода аргона и уменьшением средней температуры полости вакууматора. При этом, отсутствие продувки расплава аргоном (q=0) не означает отсутствие теплопотерь расплава алюминия.

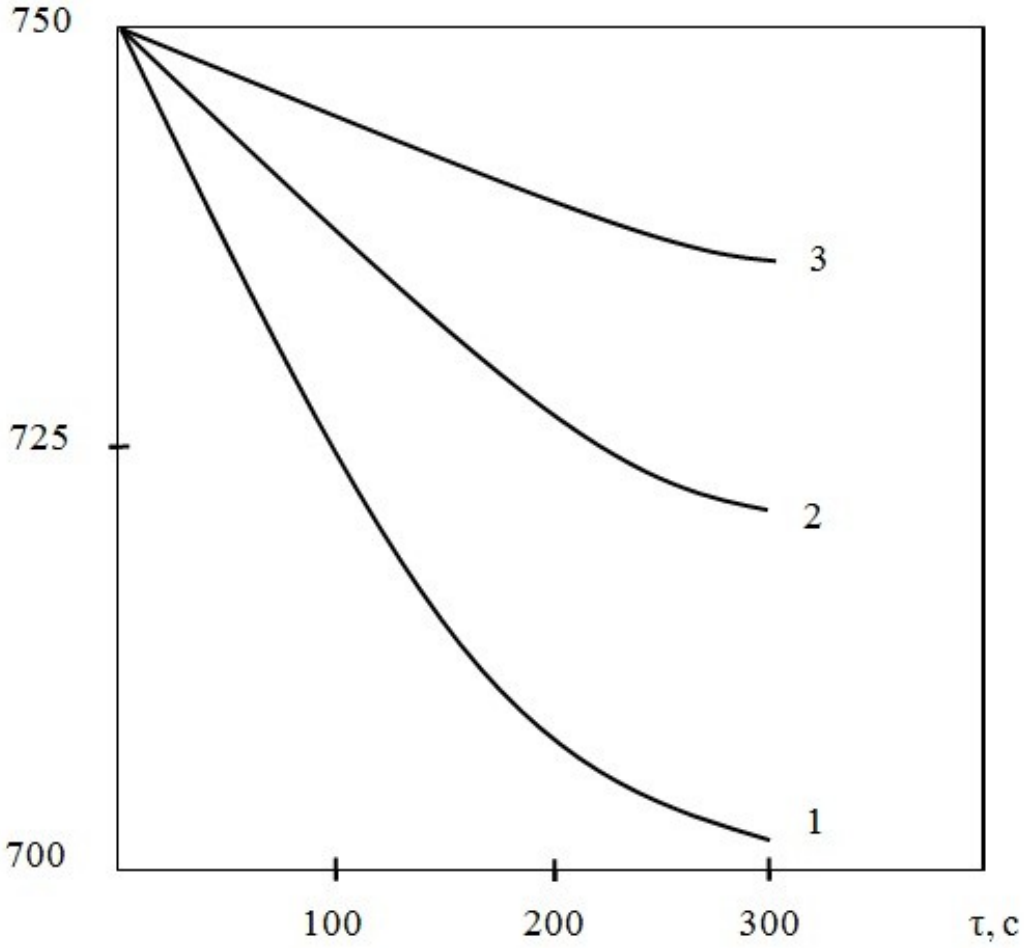


Рисунок 2 – Зависимостьтемпературы зеркала метала от времени и средней температуры полости вакууматора
1: $T_в$ = 300 °С; 2: $T_в$ = 400 °С; 3: $T_в$ = 500 °С.

Динамика снижения температуры зеркала металла приведена на рис. 2, из которого следует значительное влияние подогрева вакуум- камеры на значение темпа охлаждения.

Литература:

1. *Найдек, В.Л.* Дегазация алюминиевых сплавов вакуумно-аргонной обработкой их расплавов / В.Л. Найдек, А.В. Наривский, Н.С. Ганжа // Процессы литья, 2008, №3, С. 35-38.

2. *Захаров, Н.И*. Интенсификация процессов тепломассопереноса при рафинировании жидкого металла от газов / Н.И. Захаров – Донецк: Цифровая типография, 2016. -204 с.

СОЗДАНИЕ СОВРЕМЕННЫХ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ СУШКИ И РАЗОГРЕВА СТАЛЕРАЗЛИВОЧНЫХ КОВШЕЙ

Лобков В.А., Новикова Е.В.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Сушка и разогрев сталеразливочных ковшей – весьма тяжелый и длительный процесс. В настоящее время существует множество способов подготовки сталеразливочных ковшей к приему металла, но не все они экономичны и энергоэффективны. Для металлургии важной задачей является сокращение потребления природного газа, в первую очередь, за счет рационального использования собственных вторичных топливных энергоресурсов, в частности, доменного газа. Неэффективное использование доменного газа связано с его низкой теплотой сгорания и высокой влажностью. Высокая влажность доменного газа (30-200 г/м^3) усложняет условия его воспламенения и способствует образованию химического недожога.

Не смотря на все эти недостатки известно, что цена доменного газа в десятки раз меньше цены на природный газ. А так как процесс подготовки сталь ковша происходит на комбинате полного металлургического цикла, то, исходя из данных фактов, мы возьмемся детально рассмотреть данный газ, как частичную замену природному газу в процессе сушки и разогрева сталеразливочных ковшей. Также предлагается исследовать и разработать современную энергоэффективную технологию процесса подготовки сталь ковшей.

В ходе литературного обзора было рассмотрено множество способов подготовки сталь ковшей к приему металла. Например, пульсационно-резонансное сжигание топлива, разработанное кафедрой промышленной теплоэнергетики НМетАУ в 2016г., позволило сохранить традиционную технологию сушки и разогрева сталь ковшей. Авторами [1] было предложено установить заданное напряжение постоянного тока в электродвигателе пульсационного блока по величине рабочей частоты исполнительным механизмом через реостат и обеспечило:

- полноту заполнения факелом рабочего объема ковша;
- интенсификацию теплообмена за счет увеличения поверхности контакта между продуктами сгорания и футеровкой;
- интенсификацию теплообмена за счет увеличения конвективной составляющей теплоотдачи;
- равномерность термообработки футеровки ковша;
- более эффективное дожигание топлива за счет вовлечение в горение большей части рабочего объема ковша.

Использование импульсного режима отопления, предложенного инженерами ОАО ММК «Азовсталь», позволило повысить равномерность прогрева и снизить вероятность возникновения локальных перегревов, приводящих к ухудшению качества сушки футеровки, добиться сокращения технико-

экономических показателей таких, как суммарный расход топлива, а также обеспечить повышение стойкости футеровки ковшей на 5 % [2].

В 2011 г. сотрудниками из НМетАУ и ДНУ Гичёвым Ю.А., Бевзом Л.С., Ковалем К.М. и Ступаком М.Ю. было предложено применять пульсационное сжигание топлива, то есть когда частота колебаний в объеме ковша совпадает с частотой пульсаций потоков газа, участвующих в горении. Данное решение выгодно выделялось среди других технических решений, так как эффект пульсаций заметно возрастал при минимальных затратах энергии, связанных с генерацией пульсаций. Благодаря использованию такого способа сжигания топлива сотрудникам из НМетАУ удалось уменьшить потребление природного газа, и его экономия составили при сушке ковшей 7,8-25,3 %, а при разогреве – 19,5-37,8 % [3].

Применение автоматизационных систем управления (СУ) в процессах сушки и разогрева сталеразливочных ковшей также является немаловажной частью в их подготовке к приему металла. Так, например, инженерами ООО «Элиус-М», которые занимались комплексными решениями в области промышленной автоматизации, было предложено использовать регенеративные горелки данной компании для отопления сталеразливочных ковшей в 2016 году. Схема реконструкции стенда представлена на рисунке 1.

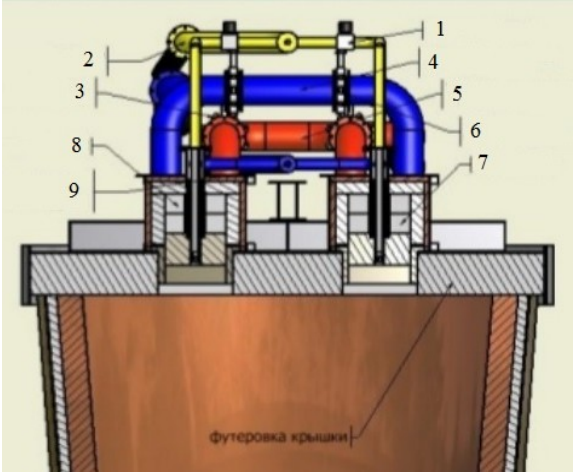


Рисунок 1 – Схема реконструкции стенда регенеративными горелками

1 - клапан газовый ДУ 65; 2 – газ на основное горение и на запальники ДУ 150; 3 – ГЗУ ДУ 200 высокотемпературная; 4 – трубопровод на основное горение ДУ 200; 5 – трубопровод для удаления дымовых газов ДУ 200; 6 – ПРЗ ДУ 200 высокотемпературная; 7 – горелка ГРГ-6-С; 8 - горелка ГРГ-6-С; 9 – воздух на охлаждение сопел горелок и запальников ДУ 125.

Внедрение регенеративной горелки и СУ сушкой и высокотемпературным разогревом футеровки сталеразливочных ковшей в целом позволило:

- снизить расход газа на выработку тепловой энергии не менее 45%;
- увеличить срок эксплуатации футеровки ковша;
- выдавать готовые решения по оптимизации работы технологического оборудования (функции MES-системы);

- вести единый архив параметров и событийной истории технологических процессов;

- провести интеграцию локальных САУ технологических объектов в единый комплекс [4].

Новшеством в технологии сушки и подогрева футеровки ковшей стало использование топливно-кислородных горелок (ТКГ). Такая технология была предложена фирмой Praxair. При использовании горелок системы «DOC» («сжигание в разбавленном кислороде») горючий газ и кислород подавались раздельно с помощью высокоскоростных горелок, осуществляющих быстрое перемешивание топлива и окислителя с отходящими газами (рис. 2).

Авторами [5] были проведены сравнения горелок, работающих по технологии «DOC» с обычными топливно-воздушными горелками на одном из заводов Японии. Из этих экспериментов авторами был сделан вывод, что газокислородные горелки действительно позволяют повышать температуру футеровки быстрее и эффективнее, чем газовоздушные, при этом экономя топливо и выбрасывая в атмосферу меньше вредных газов.

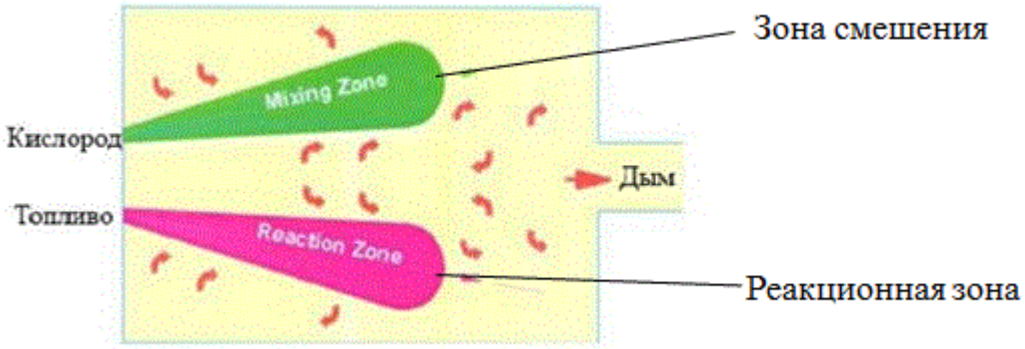


Рисунок 2 - Схема работы газокислородной горелки по технологии «DOC»

В настоящее время стенды для сушки и разогрева сталеразливочных ковшей выпускаются специализированными фирмами, например, такими как концерн «Струйные технологии», НПП «Теска» и тд. На вертикальных стендах все большее распространение находят механизмы с опусканием и поднятием крышки, но вместе с этим в большинстве случаев на металлургических комбинатах России и СНГ высокопотенциальную энергию отходящих газов на таких установках не используют.

В связи с этим на стенде для сушки и разогрева сталь ковшей было предложено установить или рекуперативную горелку или внешний радиационный щелевой рекуператор в дымоотводящем тракте. Для улучшения экономических показателей в качестве топлива предлагается использовать природно-доменную смесь (10%/90%). Рассчитав горение топлива природного газа и природно-доменной смеси мы задались конструктивными параметрами двух данных агрегатов, после чего был проведен расчёт коэффициентов использования топлива (КИТ) без учета подогрева воздуха в установленных агрегатах, использовав

100% природный газ и природно-доменную смесь в процессах сушки и разогрева сталеразливочного ковша. Результаты расчетов приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты расчетов КИТ без учета подогрева воздуха

	$\eta_{кит}$ при сушке ковша	$\eta_{кит}$ при разогреве ковша
Природный газ	0,303	0,311
Природно-доменная смесь	0,29	0,27

За счет больших объемов дымовых газов, а также высокой температуры уходящих газов производился подогрев воздуха в установленной рекуперативной горелке и во внешнем рекуператоре по заданным температурным режимам двумя видами топлив – природным газом и природно-доменной смесью, после чего были рассчитаны КИТ процессов сушки и разогрева футеровки ковша.

Подогрев воздуха во внешнем теплообменнике производился до 400º С. Используя природный газ в качестве топлива для подготовки ковша было определено, что КИТ в процессах сушки ковша был в диапазоне 0,52-0,7, в процессах разогрева футеровки ковша 0,45-0,53, а используя природно-доменную смесь в заданном процентном соотношении (10%/90%) – 0,47-0,55 и 0,39-0,45 соответственно.

В рекуперативной горелке подогрев воздуха производился до 700º С. Используя всё те же виды топлив для сушки и разогрева ковша были получены следующие значения КИТ: сушка природным газом 0,65-0,81, разогрев природным газом 0,59-0,76, сушка природно-доменной смесью 0,57-0,69, разогрев природно-доменной смесью 0,49-0,64.

Литература

1. Пат. №110873 Україна, МПК B22D 41/00. Спосіб сушіння або розігрівання футерівки металургійної ємності / Ю. О. Гічов, М. Ю. Ступак, М. М. Жовтонога, Т. А. Васільків, А. С. Попова, В. О. Перцевий; заявник та патентовласник Національна металургійна академія України; заявл. 02.07.2014; опубл. 25.02.2016, бюл. № 4/2016. – 3 с.

2. Поиск путей достижения передовых показателей металлургического производства Приазовским государственным техническим университетом и ОАО «МК «Азовсталь» / И.Д. Буга, А.В. Воробьев, А.В. Сущенко и др. // Металл и литье Украины. – 2005. – №7-8. – с.12-19.

3. Разработка и промышленное освоение импульсного режима отопления стендов для сушки и разогрева сталеразливочных ковшей/ А.В. Сушенко, О.В. Носоченко, М.Л. Хазнаферов и др. / Металлург. – 2002. – №9. – с.45-47.

4. [Интернет источник] - https://www.slideshare.net/APPAU_Ukraine/ss-66026360

5. Performance and results of Praxair’s DOC technology for ladle preheating at steel mill in Japan / Cates L., Nakao T., Shimamoto T. // AISTech 2010 Conference Proceedings. 2010.

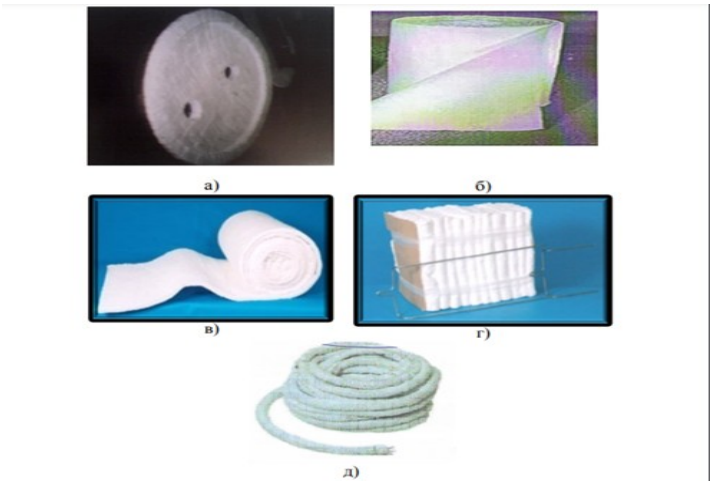
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕПЛОТЕХНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ В ПЕЧАХ С ШАГАЮЩИМИ БАЛКАМИ

Маслов А.В., Новикова Е.В.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

В методических печах с шагающими балками [ПШБ] есть ряд недостатков: неравномерный нагрев металла из-за соприкосновения металла с шагающими балками, потери через футеровку печи, сложность эксплуатации, связанные с использованием сложных механизмов шагающих балок. В данной работе была рассмотрена проблема, связанная с большими потерями тепла через футеровку печи. Потери тепла прямо пропорционально связаны с экономией топлива и средств на разогрев металла.

Одним из наиболее доступных, на данный момент, конструктивных изменений является частичная смена футеровки печи на волокнистую, поскольку конструкция печи позволяет расположить по боковым стенам анкерную систему для огнеупорных блоков. Характерным свойством волокнистых материалов является их высокая прочность на растяжение, приближающаяся к теоретической прочности материала. Также прочность волокон повышается с уменьшением их толщины. Модуль упругости волокнистых материалов слабо зависит или не зависит от диаметра волокна, следовательно, предельное значение относительной деформации нитей значительно выше, чем у массивных образцов, а значит, и термостойкость волокон выше, чем массивных образцов.

На данный момент есть множество типов огнеупоров, применяемых в промышленных печах. Были рассмотрены волокнистые огнеупорные материалы рис.1 в связи с тем, что они имеют ряд преимуществ в сравнении с традиционной шамотной футеровкой.



а – полосные модули из алюмосиликата; б – алюмосиликатное волокно; в – фетр маты; г – фетр модульные блоки; д – шнур

Рисунок 1 – Виды изделий из волокнистых огнеупорныхматериалов

Плотность самих волокон практически равна плотности массивных образцов, но изделия, состоящие из многих волокон, имеют кажущуюся плотность, значительно более низкую при достаточной прочности. Низкая теплопроводность позволит уменьшить габариты печи за счет толщины футеровки, что в сочетании с низкой плотностью снижает массу футеровки печи. Аккумулируемая во время разогрева теплота уменьшается, сокращается время разогрева печи и уменьшается непроизводительное время работы печи и обслуживающего персонала. В работе были рассмотрены три вида огнеупоров: LYGX-1427B, KAOWOOL BOARDS 1600, FIBERFRAX DURAFELT.

Таблица 1 – Технические характеристики волокнистых огнеупоров LYGX-1427B, KAOWOOL BOARDS 1600, FIBERFRAX DURAFELT

Технические характеристики	Ед. изм.	LYGX-1427B	KAOWOOL BOARDS 1600	FIBERFRAX DURAFELT
Температура применения:				
максимальная	°C	1427	1600	1500
рабочая		1300	1400	1400
Плотность	кг/м^3	300	200	200
Коэффициент теплопроводности:				
800°C	Вт/м*К	0,16	0,1	-
1000°C		0,21	0,14	0,208
1200°C		0,26	0,2	0,281
1400°C		0,3	0,26	0,384
Теплоёмкость при 1000°C	Дж	1200	1065	1147
Химический состав:				
Al2O3	%	38-40	47	52-56
SiO2		43-47	52	28-32
ZrO2		15-17	-	14-18

С данной таблице видно, что KAOWOOL BOARDS 1600 имеет наилучшие показатели по всем характеристикам так как является новой разработкой компаний KAOWOOL(GB). И в дальнейшем будет рассматриваться данный вид огнеупора как замена или как дополнительный слой футеровки в печи с шагающими балками.

Литература:

1. *Курбатов, Ю.Л.* Металлургические печи: учебное пособие / Ю.Л. Курбатов, А.Б. Бирюков, Ю.Е. Рубан – Донецк: ГОУ ВПО «ДонНТУ», 2016. – 433 с.

2. *Куликов, И.С.* Совершенствование конструктивных и режимных параметров методической печи с шагающими балками РБЦ «ЕВРАЗ НТМК» / И.С. Куликов В.С. Швыдкий // Екатеринбург. ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», 2014. – с. 57.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕМПЕРАТУРНОГО СОСТОЯНИЯ ЗАГОТОВОК ПРИ НАГРЕВЕ В МЕТОДИЧЕСКИХ ПЕЧАХ ПУТЕМ ЧИСЛЕННОГО РЕШЕНИЯ УРАВНЕНИЯ ТЕПЛОПРОВОДНОСТИ

Турулина Ю.О., Лебедев А.Н., Бирюков А.Б.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Процесс нагрева прямоугольных заготовок в толкательной методической печи можно описать решением основного уравнения теплопроводности для бесконечной пластины [1].

Для одномерной задачи это уравнение принимает вид:

$$\frac{\partial t}{\partial \tau} = a \cdot \frac{\partial^2 t}{\partial x^2}, \qquad (1)$$

где t – температура металла, °С;

τ – время нагрева, с;

a – коэффициент температуропроводности, м^2/с;

x – текущая координата по толщине заготовки, м.

В работах [2,3] предложены методики, позволяющие определить необходимые условия для получения нагретого металла с наперед заданными параметрами. В методиках применялись обратные методы расчета, опирающиеся на приближенные инженерные решения уравнения теплопроводности (1).

В настоящей работе приводятся некоторые результаты сопоставления инженерных расчетов с решением прямой задачи теплопроводности численным методом. Для решения уравнения применяется конечно-разностный метод по явной схеме.

Дифференциальное уравнение (1) согласно схеме приводится к виду:

$$\frac{t_i^{k+1} - t_i^k}{\Delta \tau} = a \cdot \frac{\left(t_{i+1}^k - t_i^k\right) - \left(t_i^k - t_{i-1}^k\right)}{\Delta x^2}, \qquad (2)$$

где $\Delta\tau$, Δx – шаг по времени и координате, соответственно.

Температура внутри слитка в i-й точке для последующего момента времени k+1 вычисляется исходя из значения температуры, определенной для предыдущего момента времени k в соответствии с расчетной формулой:

$$t_i^{k+1} = t_i^k \cdot \left(1 - 2 \cdot \frac{a \cdot \Delta\tau}{\Delta x^2}\right) + \frac{a \cdot \Delta\tau}{\Delta x^2}\left(t_{i+1}^k - t_{i-1}^k\right) \qquad (3)$$

Температура на поверхности металла определяется исходя из граничных условий. В методической печи имеют место граничные условия I рода (для томильной зоны) и – III (для методической и сварочной зоны).

Температура поверхности заготовок при двухстороннем нагреве вычисляется по формулам:

$$t_{1пов} = \frac{1}{1+\alpha \cdot \Delta x/\lambda} \cdot t_2 + \frac{\alpha \cdot t_г \cdot \Delta x/\lambda}{1+\alpha \cdot \Delta x/\lambda}, \quad (4)$$

$$t_{2пов} = \frac{\lambda/\Delta x}{\lambda/\Delta x+\alpha} \cdot t_{N-1} + \frac{\alpha \cdot t_г}{\lambda/\Delta x+\alpha}, \quad (5)$$

где t_2 и t_{N-1} – температура в точке, следующей после температуры поверхности $t_{1пов}$ и предыдущей перед температурой поверхности $t_{2пов}$, соответственно, ºС;

$t_г$ – температура газов в печи, ºС;

λ, α – коэффициент теплопроводности и теплоотдачи, соответственно, Вт/м^2, Вт/(м^2·К).

В результате расчета вычисляются значения температуры в узлах сетки с шагом Δx по координате и $\Delta \tau$ по времени. Величины Δx и $\Delta \tau$ принимались из условия устойчивости схемы:

$$a \cdot \Delta \tau \le 0{,}5 \cdot \Delta x^2 \quad (6)$$

Расчеты выполнялись для методической печи длиной 27 м (методическая зона – 9,45 м, сварочная – 10,8 м, томильная – 6,75 м) при производительности 60, 45 и 30 т/ч и нагреве прямоугольных заготовок толщиной 0,15 м.

В качестве начальных условий принималась температура заготовки перед посадом в печь (20°С) и температура уходящих газов, определенная в соответствии с методикой, приведенной в [2].

Для различной производительности определялась температура по длине печи в соответствии с [3].

Алгоритм расчета включает в себя определение степени черноты газов, приведенного коэффициента излучения и плотности теплового потока для соответствующей температуры печи.

Значение приведенного коэффициента излучения, а следовательно коэффициента теплоотдачи для номинального режима определяются по стандартным методикам [1], а для пониженной производительности печи – из [2,3]. Теплофизические свойства металла принимались путем обработки табличных данных [4].

Температуры в узлах сетки вычисляются последовательно, начиная с начальных условий, в соответствии с формулами (3-5).

Результаты расчетов приведены в табл. 1.

Из таблицы следует, что температура поверхности металла после печи близка к заданной (1250°С), а температурный перепад между поверхностью и центром не превышает 25°С при допустимых 50°С.

Характер распределения температур по сечению заготовки на примере печи с производительностью 60 т/ч представлен на рис. 1.

Таблица 1 – Результаты расчета температурного состояния металла численным методом

Зона	Производительность, т/ч					
	60		45		30	
	Температура поверхности, °С	Температура центра, °С	Температура поверхности, °С	Температура центра, °С	Температура поверхности, °С	Температура центра, °С
После методической зоны	945	559	914	591	926	670
После сварочной зоны	1261	1113	1248	1155	1245	1208
После печи	1261	1236	1248	1239	1245	1243

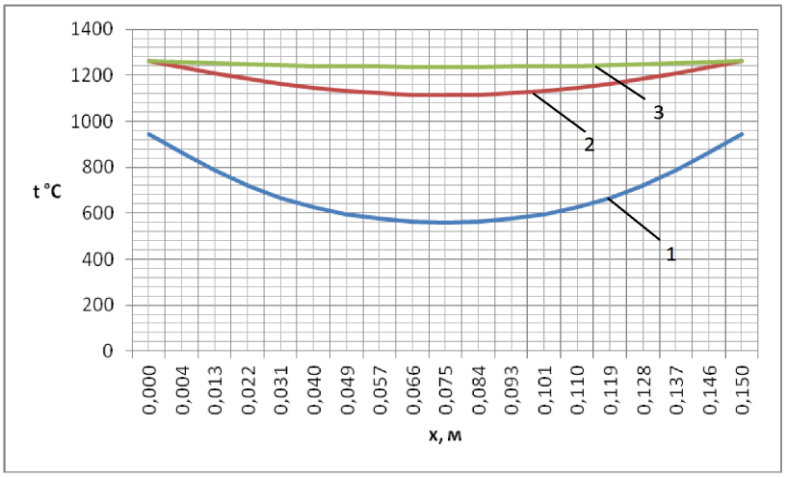


Рисунок 1 – Температурное состояние по сечению заготовки при производительности 60 т/ч (1 – после методической зоны; 2 – после сварочной зоны; 3 – на выходе из печи)

Численным расчетом подтверждается возможность применения обратного инженерного метода определения режимных параметров методической печи для получения металла с заданным температурным состоянием в условиях работы на пониженных производительностях.

Литература:

1. *Курбатов, Ю.Л.* Металлургические печи: учебное пособие /Ю.Л. Курбатов, Ю.Е. Василенко. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2013. – 388 с.

2. *Бирюков, А.Б.* Повышение точности определения теплового состояния металла в методической зоне проходной печи при использовании инженерных методов / А.Б. Бирюков, А.Н. Лебедев, Ю.О. Турулина, С.А. Онищенко // Вестник Института гражданской защиты Донбасса: научный журнал. – Донецк: ДонНТУ, 2017. – Вып. 1(9). – с. 5-10.

3. *Бирюков, А.Б.* Методика определения температурного профиля методической печи, работающей в условиях пониженной производительности / А.Б. Бирюков, А.Н. Лебедев, Ю.О. Турулина // Сталь. – 2017. – № 10. – с. 74-77.

4. *Маковский, В.А.* Алгоритмы управления нагревательными печами / В.А. Маковский, И.И. Лаврентик – М.: “Металлургия”, 1977. – 184 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ РАБОТЫ РАДИАЦИОННЫХ РЕКУПЕРАТОРОВ В ПЕЧАХ С ВЫКАТНЫМ ПОДОМ

Мешкова Е.Ю., Новикова Е.В.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Неотъемлемой составляющей в современных высокотемпературных агрегатах (нагревательных, камерных или термических пламенных печей, котлов, парогенераторов) является наличие устройств, утилизирующих теплоту уходящих продуктов сгорания. При проектировании новых теплотехнических агрегатов возникает задача о выборе эффективного теплоутилизационного устройства. Для решения этой задачи могут быть использованы центральные регенераторы, радиационные рекуператоры, рекуперативные или регенеративные горелки. Анализ ведущих фирм, проектирующих и поставляющие печи, показывает, что по своему количеству отопительной системы рекуперативные и регенеративные горелки не доминируют, поэтому в настоящее время предпочтение отдается рекуператорам [1].

При температурах дымовых газов, входящих в рекуператор, выше 900-1000 ˚С большее количество тепла передается излучением. Так как теплоотдача излучением пропорциональна толщине излучающего слоя и не зависит от скорости газа, то так называемые «радиационные рекуператоры», все больше широко применяются, и конструируются так, что дымовые газы проходят в них относительно с небольшой скоростью в канале большого диаметра. Для наиболее эффективной работы радиационных рекуператоров их рационально использовать при таких условиях, чтобы температура дымовых газов, покидающих радиационные рекуператоры , не была ниже 600-700˚С [2]. В настоящее время применяют радиационные рекуператоры большей частью двух конструкций: щелевые и трубчатые, а также комбинированные. К ним можно отнести игольчатые рекуператоры, панельные, комбинированные радиационно-конвективные рекуператоры, спиральные, щелевые. Для нагревательных печей применяют радиационные, трубчатые, игольчатые и радиационно-конвективные. Для термических печей применяют трубчатые, струйные, панельные и другие рекуператоры. На рис.1. приведена одна из конструкций рекуператоров:

Установка таких теплообменников влияет на тепловой и аэродинамический режимы работы печи, поэтому к теплообменникам предъявляют ряд теплотехнических и технологических требований. Они должны обеспечивать качественный подогрев топлива и воздуха, широкие пределы регулирования, высокую надежность и работоспособность, иметь сравнительно небольшую габаритность и возможность включения в систему автоматического регулирования теплового и аэродинамического режимов работы печей.

Радиационные рекуператоры обладают следующими преимуществами : возможностью утилизации теплоты газов с высокой температурой, нецикличным режимом работы, газоплотностью, малым аэродинамическим сопротивлением, низкой загрязняемостью технологическим уносом. Вместе с этим они

имеют ряд серьёзных недостатков: громоздкость конструкции, большая металлоемкость, относительно низкие температуры подогрева воздуха(до 600˚С), малые коэффициенты теплоотдачи со стороны воздуха и, как следствие, высокие температуры стальной стенки, что вызывает необходимость применения дорогостоящих легированных сталей.

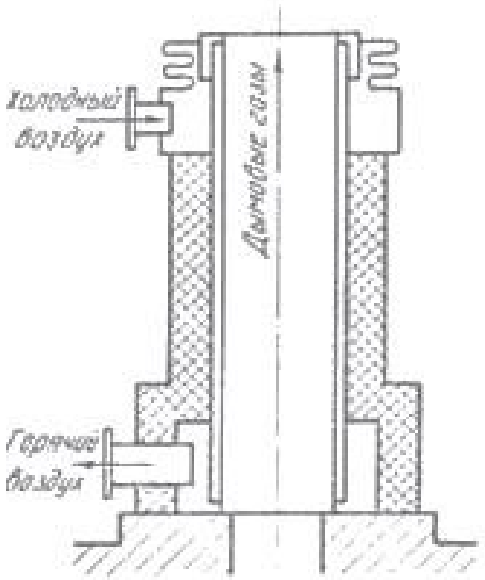


Рисунок 1 - Радиационный щелевой рекуператор

Изучив решения актуальных недостатков в области совершенствования тепловой работы теплообменников, применяемых в металлургической промышленности, по таким журналам как «Сталь», «Черная металлургия», «Металл и литье Украины», можно сказать, что существует много перспективных разработок, которые пользуются успехом. В качестве технических решений используются совершенствование формы турбулизующих вставок, разрабатываются новые типы пластинчатых рекуператоров, размещение вторичных излучателей в дымовой и воздушной полостях и т.д.

Нами сделан вывод, что необходимо применять трубчатый радиационный теплообменник. Принцип работы этого теплообменника заключается в том, что он служит для нагревания или охлаждения теплоносителя. Во время расчетов трубчатого теплообменника будет подобран наиболее оптимальный материал, из которого он будет изготовлен; площадь поверхности теплообменника; экономическая эффективность и т.п. Такой трубчатый теплообменник можно будет применить на отечественном производстве.

Литература:

1. *Бирюков, А.Б.* Анализ мероприятий по повышению эффективности тепловой работы рекуператоров нагревательных печей/ А.Б.Бирюков, В.В. Кравцов, Д.А. Косолюкин//Металл литье Украины.-2011.-№7.-с.11-15.

2. *Павловец, В.М.* Рекуператоры для промышленных печей :учеб.пособие / В.М. Павловец. - Новокузнецк: СибГИУ, 2012.-218с.

ИМПУЛЬСНОЕ ГОРЕНИЕ И ЕГО СРАВНЕНИЕ С ТРАДИЦИОННЫМИ МЕТОДАМИ СЖИГАНИЯ

Бойко А.В., Кашаев В.В.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Одна из главных функций любой системы управления горения - это регулирование подвода тепла в соответствии с потребностями процесса. При импульсном горении подвод тепла регулируется модуляцией частоты включения в работу горелки или горелок. Горелки работают в режиме «большого» горения в течение контролируемого промежутка времени и затем циклически переключаются в режим «малого» горения или полностью выключаются. Этот цикл повторяется довольно часто и промежуток времени, когда горелка работает в режиме «большого» горения, затем в режиме «малого» горения или отключена, управляется процессорным контроллером. Таким образом, импульсное горение может быть названо частотно-модулированным горением. Каждая горелка управляется независимо от других горелок, что увеличивает гибкость и точность управления.

В традиционных системах сжигания горелки могут работать в диапазоне между «большим» и «малым» горением. Это - пропорциональное сжигание, или же амплитудно-модулированное сжигание. Обычно некоторое количество горелок, которые жестко привязаны друг к другу, разжигаются и контролируются как группа в этой системе. На первый взгляд может показаться, что любая система может обеспечить хорошее и гибкое управление. Это в основном верно, но фактически импульсное или частотно- модулированное горение может контролироваться намного точнее и позволяет получить более высокий уровень характеристик. Преимущества и выгоды от импульсного сжигания есть и они очень существенны и реальны.

Преимущества импульсного горения.

Существенные преимущества, связанные с импульсным горением являются прямым результатом предложенного алгоритма управления, использованного в процессе горения. Эти выгоды заслуживают тщательного объяснения и обсуждения. Импульсное горение действительно представляет собой большое достижение в области сжигания газового топлива.

Преимущество, получаемое при импульсном сжигании - более точное и гибкое управление основным процессом горения. Любая система горения нуждается в тщательном контроле природного газа, воздуха для горения и в безопасном подводе их к горелкам. Соотношение воздух/газ должно быть многократно управляемым, и количество воздуха и газа в этом соотношении должно варьироваться, чтобы контролировать подвод тепла в систему и, таким образом, температуру. Как частотно-модулированная (импульсная), так и амплитудно-модулированная (пропорциональная) системы могут это делать, но импульсные системы делают это гораздо лучше. Давайте обсудим преимущества импульс-

ного сжигания детально, акцентируя внимание на том, почему эти преимущества возможны.

Более полное и точное регулирование соотношения воздух/газ и подводимой энергии к системе может быть достигнуто с помощью импульсных систем. Как в импульсных, так и в пропорциональных системах процессорный контроллер определяет, когда требуется больший или меньший подвод тепла, обычно в соответствии с выходными данными температурного датчика (термопары).

Ограничения пропорциональных или амплитудно-модулированных систем лучше всего обсудить, описывая, как такие системы функционируют. В пропорциональной системе выходное устройство контроллера обычно используется для управления дроссельной заслонкой для регулирования количества воздуха для горения. Когда необходим максимальный подвод тепла, заслонка полностью открыта. Когда необходимо меньшее количество тепла, заслонка частично закрыта, но она никогда не закрывается полностью. Она может быть закрыта только в режиме "малого" горения, который согласуется с горелкой и газовой системой управления. Соотношение воздух/газ контролируется газовым регулятором, который связан с дроссельной заслонкой по выходному давлению воздуха.

Импульсные или частотно-модулированные системы имеют множество преимуществ по сравнению с пропорциональными системами. Импульсное сжигание позволяет непосредственно управлять горелкой. Прежде чем управлять амплитудой входящего топлива, импульсная система контролирует частоту и время работы каждой горелки в предопределенном режиме и точно регулирует подачу топлива. Каждая горелка имеет свой собственный пневмоклапан и газовый регулятор. Когда индивидуальная горелка не находится в импульсном режиме при «большом» или максимальном горении, она или остается работать в предварительно настроенном и регулируемом режиме «малого» горения, или полностью отключается. Если использовать метод «малого» горения, то можно получить суммарное соотношение диапазона изменения параметра двадцать к одному. Если цикл горелки остановлен и затем она перезапущена под управлением, то можно достичь соотношения диапазона изменения параметра близкого к бесконечности. Нет никаких промежуточных установок горения с предложенными характеристиками соотношения.

Лучшая температурная однородность в печи обеспечивается рядом причин. Основная причина состоит в том, что каждая горелка управляется индивидуально. Распределение горелок по зонам может быть сделано более гибко. Намного легче и значительно дешевле иметь большое количество зон управления.

Может быть достигнута большая гибкость управления технологическим процессом. Процесс полностью управляется компьютером. Механический контроль и регулирование устранено или минимизировано. В печах периодического действия имеется возможность большего выбора в использовании различных режимов сжигания от одного процесса до следующего. Большее соотношение

диапазона изменения параметра позволяет достичь более высокую скорость нагрева без ослабления контроля в пиковой точке температуры. Импульсная система не может работать только в режиме нагрева, она может работать в режиме нагрева и охлаждения. Температура в печи может быть быстро понижена, если это требуется или необходимо, путем использования охлаждающего режима, в котором газовый электромагнитный клапан закрывается, и контролируются только пневмоклапаны. В топку вводится только воздух.

Повышение производительности следует из возможности приспособить процесс сгорания более близко к природе продукта и обеспечить лучшее управление. Широкий диапазон соотношения газ/воздух при импульсном сжигании может позволить ускорить цикл, т.к. процесс отжига продукции ускорится и можно использовать больший размер горелки для увеличения подвода тепла без убыточного управления при «малом» горении.

Более высокое качество (изделия) и более низкие потери - прямой результат лучшей температурной однородности и более плотного контроля параметра температура-время. Эта экономия, которую трудно предсказать заранее, может быть очень существенной.

Существенная экономия топлива - общее явление, когда импульсные системы заменяют или сравниваются с пропорциональными системами. Одна из главных причин – сохранение точных соотношений воздух-газ в течение всего процесса сжигания. Соотношение воздух- газ может быть установлено очень близко к "совершенному" сжиганию (отношение 10:1) в пике температуры, как в непрерывных печах, так и в печах периодического действия. В зонах предварительного подогрева в туннельных печах или печах непрерывного действия может использоваться избыточный воздух. В печи периодического действия избыточный воздух может использоваться на ранних стадиях сжигания, чтобы выжечь «органику» и усилить воздушную циркуляцию.

Безопасность работы может быть легко достигнута в системе сгорания. Компьютер, электронное управление и индивидуальный контроль пламени на каждой горелке позволяют обеспечить высокую безопасность работы. Потеря одного контрольного сигнала пламени по любой причине не влияет на работу других горелок в системе. Когда требуется тепло, система импульсного управления просто игнорирует любую горелку в цикле без контрольного сигнала пламени, и другие горелки компенсируют недостачу до тех пор, пока будет устранена причина дефектного сигнала. Управление от ЭВМ также обеспечивает автоматизированное надежное и простое начало работы печи. Затраты на страхование могут быть существенно уменьшены. Поскольку пламя в горелке Kromschroder очень устойчиво, электроды контроля пламени могут использоваться с высокой степенью надежности.

СИСТЕМА ДИАГНОСТИКИ ОКИСЛЕНИЯ МЕТАЛЛА В ПЛАМЕННЫХ ПЕЧАХ

Кольба И.К., Бирюков А.Б.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

При нагреве металла в пламенных печах протекает произвольный процесс образования окалины, следствием чего является потери металла и изменение условий теплопередачи в камере печи (металл покрывается слоем материала со значительно меньшим коэффициентом теплопроводности; с другой стороны, происходит выделение теплоты по реакциям окисления железа).

Бесспорно, произведено много научных исследований, целью которых было достичь минимальных потерь металла с окалиной. Одним из направлений решения этой проблемы, является создание систем диагностики. Определяя количество металла, который окисляется в единицу времени, мы узнаем важную составляющую системы диагностики тепловой работы печи. Согласно процессу окисления металла, представлена система диагностики, которая основана на фиксировании реальных значений состава и температур камеры печи, имитации теплового поля металла, мгновенное прогнозирование количество окисляемого металла, регулирование технологическим процессом посредством воздействия на соотношения величин процесса горения в печи.

Действительно такой подход правдив, но он требует мощных вычислительных ресурсов. Помимо этого, итоговые величины напрямую зависят от точности задания констант скорости реакций окисления для определенной марки стали.

На практике для работающей установки с уже имеющимися системами АСУ ТП главным критерием является простота системы диагностики и получение более точных результатов, не зависящих от констант равновесия скорости реакций окалинообразования. Ранее такая система диагностики рассматривалась в работе [1], но подробный анализ погрешности не был выполнен.

Цель моей работы базируется на создании методики диагностики процессов окисления металла, которая основывается на анализе баланса кислорода в потоке продуктов сгорания на участке камера печи, участок газохода и рекуператор. Вследствие чего мы определяем расход воздуха, который подсасывается в топку и на исследуемом участке газохода, а также затраты кислорода на окисление металла в камере печи.

Для достижения поставленной цели нужно рассмотреть баланс кислорода в камере и газоходах печи.

Источниками поступления кислорода в печную систему являются:

– воздух, подаваемый вентилятором на горелочные устройства для организации процесса горения (обычно для этой цели используется атмосферный воздух, хотя в общем случае речь может идти об обогащенном воздухе с произвольным содержанием кислорода);

– атмосферный воздух, подсасываемый в камеру печи;

– атмосферный воздух, подсасываемый в газоходы.

Источники расходования кислорода:

– расходование кислорода по реакциям горения;

– расходование кислорода на окисление и обезуглероживание металла;

– выбивание из печи продуктов сгорания, содержащих некоторое количество кислорода.

В современных печах выбивание продуктов сгорания почти сведено к нулю, поэтому при составлении баланса кислорода в данной работе этот процесс не учитывается.

Определение расхода кислорода и воздуха, на протекание процесса горения и остаточное содержание кислорода в продуктах горения мы находим при помощи стандартных подходов, применяемых в теории горения топлива.

Для создаваемой системы диагностики имеются следующие неизвестные значения: текущие значения подсоса воздуха в топку и участок газохода от пламенного окна до рекуператора, и текущий расход кислорода на окисление металла, мы формируем систему из трех уравнений, при помощи которой находим текущие значения неизвестных величин.

Неизменными составляющими системы АСУ ТП печного агрегата, являются текущий расход топлива и воздуха на горение. Также для расчёта мы используем следующее: температура воздуха до и после рекуператора, температура продуктов сгорания до и после рекуператора, концентрация кислорода в районе пламенного окна и перед рекуператором.

Прочие аргументы системы уравнений, определяются на базе текущей информации, исходящей от чувствительных элементов. В качестве измеряемых величин целесообразно выбрать такие, которые с одной стороны, непосредственно связаны с физикой процесса, то есть участвуют в формировании концентраций кислорода и объемов газовой среды, а с другой стороны могут быть с достаточной точностью измерены наиболее простым способом.

Уникальность данного исследования заключается в том, что мы исследуем параметрическую чувствительность системы диагностики окисления металла при его тепловой обработке в печи, методом искусственного задания погрешности исходных величин.

Полученные в результате работы системы диагностики отклонения исходных величин от базовых значений будут служить мерой чувствительности системы диагностики по отношению к точности задания отдельных параметров.

Ниже приведены результаты исследования чувствительной модели по отношению к таким входным величинам как концентрация кислорода перед рекуператором т концентрация кислорода в районе пламенного окна.

Для исследования был принят следующий набор исходных данных: $V_т$=0,8 м^3/с,$V_{пс}$=12,197 м^3/ м^3, V_d=11,197 м^3/ м^3,CH_4=100%,k_{o2}=0,21, α=1,15, d_{v1}=18 г/ м^3.

Рассматриваем следующие уровни погрешностей задания названых величин: 1, 2, 3, 5%.

Результаты исследования приведены в таблицах 1 и 2.

Базовые значения исходных величин следующие: $V_т$=0,66; $V_г$=1,36; $V_{ок}$=0,191

Где, $V_т$ – текущее значение подсоса воздуха в топку; $V_г$ – участок газохода от пламенного окна до рекуператора; $V_{ок}$ – текущий расход кислорода на окисление металла.

Таблица 1 – Влияние погрешности задания исходных величин на результаты диагностики

		Погрешности задания исходных величин $O_{2_г}$			
		(+1%)	(+2%)	(+3%)	(+5%)
$V_т$	абс. знач.	0.629	0.598	0.567	0.506
	относ. погр.	5	9	14	23
$V_г$	абс. знач.	1.385	1.409	1.434	1.484
	относ. погр.	2	4	5	9
$V_{ок}$	абс. знач.	0.186	0.18	0.174	0.162
	относ. погр.	3	6	9	15

Таблица 2 – Влияние погрешности задания исходных величин на результаты диагностики

		Погрешности задания исходных величин $O_{2_о}$			
		(+1%)	(+2%)	(+3%)	(+5%)
$V_т$	абс. знач.	0.669	0.679	0.689	0.709
	относ. погр.	1	3	4	7
$V_г$	абс. знач.	1.35	1.34	1.331	1.311
	относ. погр.	0.7	1	2	4
$V_{ок}$	абс. знач.	0.191	0.191	0.191	0.191
	относ. погр.	0	0	0	0

Погрешность задания $O_{2_о}$ совершенно не влияет на расход кислорода на окисление, но оказывает умеренное влияние на текущее значение подсоса воздуха в топку и на участок газохода от пламенного окна до рекуператора.

Погрешность задания $O_{2_г}$ оказывает значительное влияние на расход кислорода на окисление и на участок газохода от пламенного окна до рекуператора, при этом она особо значительно влияет на текущее значение подсоса воздуха в топку.

Литература:

1. *Бирюков, А.Б.* Диагностика окисления металла в пламенных печах / А.Б. Бирюков, Е.В. Новикова, Т.Г. Олешкевич, Л.Н. Петренко // Металлургические печи. – 2014. – Вып.6 (21). –С. 3-11.

СОЗДАНИЕ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЙ УСТАНОВКИ ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ УСЛОВИЙ РАБОТЫ НАСАДОК РЕГЕНЕРАТИВНЫХ ГОРЕЛОК

Пилипеев Е.А., Новикова Е.В.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

В связи с высокой ценой на энергоносители глубокая утилизация теплоты продуктов сгорания в промышленных установках и агрегатах является одним из важнейших факторов экономии и повышения эффективности использования топлива. В настоящее время довольно перспективным является применение малогабаритных регенеративных систем отопления (регенеративных горелок). Путем высокотемпературного нагрева воздуха, используемого для сжигания топлива, они позволяют наиболее полно утилизировать теплоту отходящих продуктов сгорания. При использовании регенеративных горелок нагреваемый теплоноситель подогревается до высокой температуры, приближенной к температуре печи. Температура дымовых газов на входе в регенератор может достигать ≈ 1400 °С, а на выходе из него составляет 150 – 200 °С. При этом температура подогрева воздуха достигает примерно 80 – 85 % от температуры дымовых газов на входе в регенератор.

Регенеративные системы отопления начали внедряться в производство примерно с 80-х годов прошлого века и сейчас установлены на различных заводах всего мира. Широкое распространение получили регенеративные теплообменники с керамической или корундовой насадкой в виде шариков или сотовых блоков. Известно достаточное количество примеров их использования в котлах, для нагрева ковшей, в нагревательных колодцах, методических, камерных нагревательных и термических печах разнообразной конструкции, печах для плавления алюминия и стекольных плавильных печах [1].

Эффективность работы регенеративной горелки напрямую зависит от параметров используемой насадки. Фильтрационный слой состоит из частиц организованной формы из жаропрочного материала, которые могут аккумулировать теплоту от греющего теплоносителя, проходящего через него, или же отдавать тепло газу в зависимости от относительных температур газа и фильтрационного слоя в данный момент. Во время работы одна из горелок подводит воздух (реже газ), который нагревается, проходя через ранее нагретый фильтрационный слой. В рабочем пространстве печи происходит горение топлива с выделением теплоты и образованием продуктов сгорания, удаляемых через вторую пару горелки. В это время подача топлива на вторую горелку отключена, а удаляемые через нее продукты сгорания передают большую часть своего запаса теплоты фильтрационному слою. По истечении некоторого промежутка времени (периода переключения) температура насадки первой горелки, через которую подавался воздух, понижается, а второй, которая находилась на нагреве, увеличивается и происходит переключение горелок – на следующий период

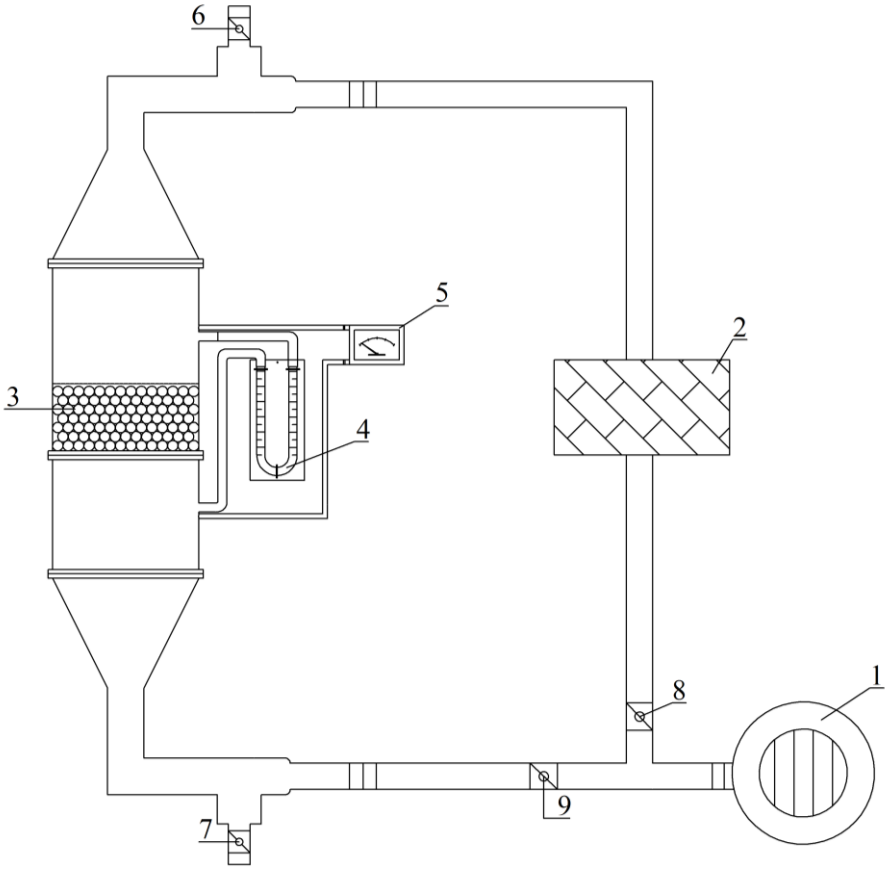
времени они меняются местами и далее процесс чередования функций горелок продолжается. [2]

Сотрудниками кафедры теплотехники и экологии металлургических печей Национальной металлургической академии Украины (НМетАУ) в лабораторных условиях изучены параметры шариковой, трубчатой, пластинчатой и сотовой насадок регенератора [3]. Согласно исследованиям, наилучшими показателями обладает сотовая насадка. Худшие показатели у шариковой насадки, а пластинчатая и трубчатая насадки занимают промежуточное положение. Так, шариковая насадка по сравнению с сотовой при достижении температуры подогрева воздуха имеет в 2 раза больший объем, в 3,8 раза большую массу и в 18 раз большее аэродинамическое сопротивление (диапазон полученных аэродинамических сопротивлений для изучаемых насадок составил 180-3300 Па). Так, шариковая насадка по сравнению с сотовой при достижении температуры подогрева воздуха 850 °С имеет в 2 раза больший объем, в 3,8 раза большую массу и в 18 раз большее аэродинамическое сопротивление (диапазон полученных аэродинамических сопротивлений для изучаемых насадок составил 180-3300 Па). Помимо сравнения насадок сотрудниками НМетАУ предложена и запатентована новая разновидность регенераторов с насадкой из пучка вертикально расположенных труб коррозионностойкой стали [4], предназначенных для подогрева воздуха до температуры не более 1100 °С в промышленных термических печах. В результате их исследования определено, что трубчатая насадка ($d_{нар}$ = 10 мм) в сравнении с шариковой обладает в 3 раза большей удельной поверхностью нагрева и в 6,8 раз меньшим аэродинамическим сопротивлением, но с тем же объемом и практически такой же стоимостью. [5]

В работе [6] Я. В Романько, С. И. Решетняк, В. В. Романько рассмотрели влияние параметров двухслойной насадки цилиндрического регенератора с радиальным движением теплоносителей на ее тепловую эффективность. Конструкция в виде двухслойной насадки, у которой один слой образован прямоугольными сотовыми блоками, а второй – шариковой засыпкой позволяет значительно снизить гидравлические потери, при тех же тепловых характеристиках.

В работе [7] рассмотрен разработанный ОАО «ВНИИМТ» совместно с сотрудниками кафедры «Теплофизика и информатика в металлургии» Уральского федерального университета им. Б.Н. Ельцина компактный регенеративный теплообменник большой теплоемкости, предназначенный для установки на горелках нагревательных и термических печей. В нем используется теплота плавления металлического ядра, располагающегося в теплопроводящей оболочке. В насадке такой конструкции значительно повышается её теплосодержание при постоянной температуре, за счет скрытой теплоты плавления металлов. Применение плавкого ядра позволяет увеличить время перекидки или уменьшить размеры насадки регенератора, но и температура воздуха может изменятся в достаточно широких пределах, что негативно сказывается на тепловом режиме работы. В горелке устанавливают четное количество регенеративных блоков, половина которых работает на нагрев и плавление ядра, а половина на охлажде-

ние, кристаллизацию, а также подогрев воздуха. Каждый блок состоит из десяти последовательно установленных секций, температура плавления ядра которых отличается в соседних секциях приблизительно на 100 °С. В работе приведен расчет массы плавкого ядра, размеров секции и времени перекидки регенеративного блока. Результаты обосновывают возможность снижения габаритов насадки для горелки мощностью 200 кВт и увеличение времени перекидки при неизменной температуре подогрева воздуха.



1 – воздуходувное устройство; 2 – нагревательный элемент; 3 – шариковая засыпка (фильтрационный слой); 4 – жидкостный манометр, 5 – измерительный прибор для подключения термопар; 6,7,8,9 – запорные клапаны

Рисунок 1 – Схема экспериментальной установки для изучения теплотехнических свойств шариковых насадок

Для исследования условий работы шариковой насадки регенератора на кафедре «Техническая теплофизика» создана экспериментальная установка, схема которой представлена на рисунке 1. Она предназначена для получения практических данных о условиях работы и изучения теплотехнических свойств различных шариковых засыпок.

Установка функционирует следующим образом. Воздуходувное устройство подает по шланге, подключенной к нагревателю, поток холодного воздуха, где он нагревается до ≈ 100 °С. Нагретый воздух проходит через шариковую

насадку, совершая сложный извилистый путь и прогревает её по всей высоте, отдавая при этом своё тепло. Такая фильтрация способствует высокой интенсивности теплоотдачи, но в то же время приводит к большим значениям гидравлического сопротивления. После этого перекрываются клапаны на трубе и поток воздуха, ранее проходивший через нагреватель, движется через насадку и тем самым нагревается. В качестве насадки используются шарики диаметром 20 мм. С помощью термопар определяется температура до и после насадки, а манометр позволяет оценить потери гидравлического сопротивления в оба периода работы.

После проведения экспериментального исследования можно будет использовать полученные данные для сравнения с результатами тепловых расчетов насадки и данными из различных информационных источников.

Литература:

1. *Ерёмин, А.О*. Современные способы отопления нагревательных печей / А.О. Ерёмин // Металургійна теплотехніка: «Збірник наукових праць» НМетАУ – Днепропетровск: «Нова ідеологія», 2008 – С. 139-151

2. *Курбатов*, *Ю.Л.* Металлургические печи: учебное пособие / Ю.Л. Курбатов, А.Б. Бирюков, Ю.Е. Рубан. – Донецк: ГОУ ВПО «ДонНТУ», 2016. – 433 с.

3. *Губинский, В.И.* Сравнение характеристик регенераторов с различными насадками / В.И. Губинский, Г.М. Затопляев, Л.А. Воробьева //XVI Международная конференция «Теплотехника и энергетика в металлургии». – Днепропетровск: «Новая идеология», 2011. – С. 63-65.

4. Патент на корисну модель № 20797, МПК (2007) F28D 19/00, F28F 1/00. Насадка регенеративного теплообмінника; Губинський В.Й., Затопляєв Г.М., Воробйова Л.О. Номер заявки: u 2006 08704; Заявл. 03. 08. 2006. Опубл. 15.02.2007. Бюл. № 2.

5. *Воробьева, Л.А.* Сравнительные характеристики минирегенераторов с шариковой и трубной насадкой / Л.А. Воробьева, В.И. Губинский // Металлургическая теплотехника: «Сборник научных трудов» НМетАУ – Днепропетровск: «Новая идеология», 2008 – С. 55-68

6. *Романько, Я.В*. Моделирование цилиндрического регенератора с радиальным движением теплоносителей / Я.В. Романько, С.И. Решетняк, В.В. Романько // Технічна теплофізика та промислова теплоенергетика: збірник наукових праць. – Випуск 3. – Дніпропетровськ: Нова ідеологія, 2011. – 204-210 с.

7. *Лошкарев, Н. Б.* Теплообменный блок с плавким ядром для регенеративной горелки / Н. Б. Лошкарев, А. Х. Мухамадиева // Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве: сборник докладов VI Всероссийской научно-практической конференции студентов, аспирантов и молодых учёных (ТИМ’2017) с международным участием (Екатеринбург, 11–12 мая 2017 г.). — Екатеринбург: УрФУ, 2017. — С. 66-71.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ РАБОТЫ ВРАЩАЮЩИХСЯ ПЕЧЕЙ ЦЕМЕНТНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Кадомцева Т.И., Бирюков А.Б.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Одной из основных составных частей технологии строительной индустрии является тепловая обработка, на которую затрачивается около 30% стоимости производства строительных материалов и изделий. Кроме того, тепловая обработка потребляет около 80% от расходуемых на весь производственный цикл топливно-энергетических ресурсов. Таким образом, создание экономических тепловых процессов, позволяющих получать изделия отличного качества с минимальными затратами топлива и электроэнергии, даст возможность существенно уменьшить капиталовложения в сферу строительства [1].

Как главное оборудование в обеих линиях по сухому и мокрому способам производства цементного клинкера, эта цементная вращающаяся (барабанная) печь широко используется в области металлургии, химической промышленности, промышленности огнеупорных стройматериалов, в области защиты окружающей среды и т.д. Она, главным образом, состоит из цилиндрического корпуса, опорного устройства, опорного устройства со сцепляющим колесом, ведущего механизма, подвижной головной части, герметизирующего приспособления на конце, трубы для распыления угля и т.д.

Что касается её частей, они были снабжены передовым гидравлическим сцепляющим колесом. Также в конструкцию были включены поршневой насос высокой точности, высокоточный клапан регулировки скорости и уплотнительное устройство контактного типа с графитовым блоком. Чтобы улучшить его автоматизм, для наблюдения за огнём использовалось промышленное телевидение, и эта последовательность технологических операций была в состоянии имитировать люминесцентный экран. На инфракрасном сканисторе чётко отображалась зона обжига. Все эти устройства делают работу с печью более удобной, надёжной и наглядно простой [2].

Цементная промышленность, является отраслью тяжелой индустрии, которая требует значительное количество топлива, электроэнергии, больших затрат труда. Основными видами продукции цементных заводов есть портландцемент, шлакопортландцемент. Развитие отрасли, определяется уровнем развития машиностроительной базы и финансовым обеспечением. Цемент - один из самых главных строительных материалов, назначенных для изготовления бетонов и строительных растворов, закрепление других элементов конструкции, гидроизолирование. Цемент – гидравлическое вяжущее вещество, которое после смешивания с водой и затворения на воздухе продолжает сохранять и наращивать свою прочность в воде.

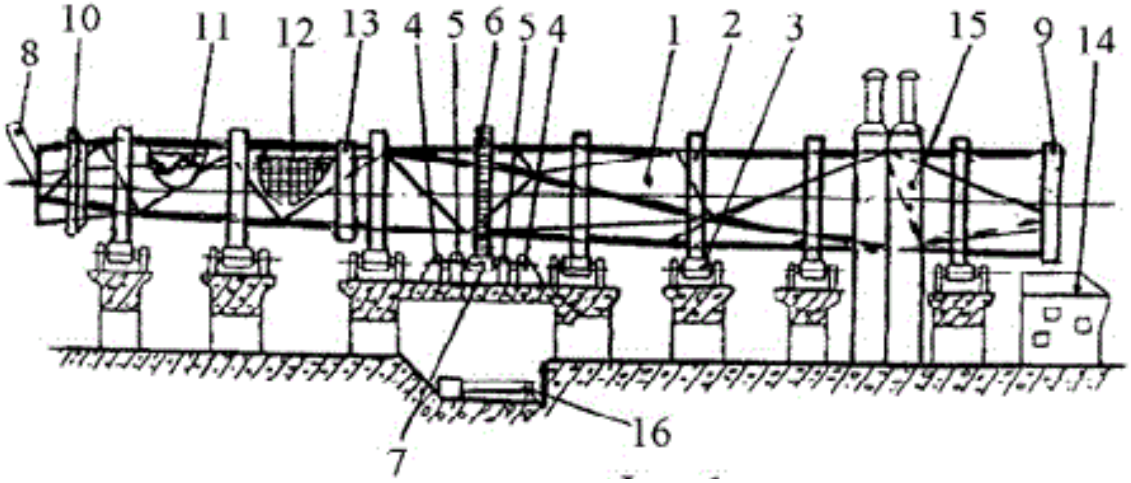
Теплотехнологическим оборудованием является устройство, в котором развиваются и проходят тепловые процессы, обусловленные технологией про-

изводства. Главной функцией такого оборудования является использование поданной тепловой энергии для технологической обработки материала (нагрева, сушки, обжига, плавления и т.п.). При этом обязательно происходят процессы теплообмена между энергоносителями материалом либо непосредственно (контактный теплообмен), либо через промежуточную стенку. Поэтому, чтобы теплотехнологическое оборудование выполняло свою функцию, необходимо чтобы температура теплоносителя была эффективной, то есть такой, чтобы обеспечивать действительно существующий в реальных условиях теплообмен.

Во вращающихся печах получают цементный клинкер путем обжига мокрых сырьевых смесей (шлама) и сухих. При сухом способе достигается экономия топлива, но вместе с этим усложняется приготовление сырьевой смеси, следовательно, увеличиваются энергозатраты. При мокром способе является легкость достижения состава, простота приготовления сырьевой смеси. Но главный недостаток – большой расход топлива [2].

Печь имеет небольшой наклон, благодаря этому и вращению печи смесь перемещается вперед, располагаясь внутри виде сегмента и непрерывно при этом, пересыпаясь, что обуславливает хорошее перемешивание слоя материала, нагреваемого печными газами. В результате этого движения происходят тепловые и физико–химические преобразования материала, приводящие к образованию цементного клинкера [3].

К особенностям вращающихся печей относится трудность управления технологическим процессом, вследствие воздействия на него посторонних факторов, искажающих ход обжига. Очистка отходящих газов заключается в: предварительной очистке от пыли в циклоне, очистка газов от пыли на электрофильтре [3].



1-корпус; 2-бандажи; 3- опорные ролики; 4- привод печи; 5- редуктор; 6-венцовое колесо; 7-подвенцовая шестерня; 8-питательная трубка; 9-головка; 10-подогреватель; 11-цепная завеса; 12-теплообменник; 13-переферийный загружатель; 14-переталкивающий холодильник; 15-водяное охлаждение; 16- центральная система смазки

Рисунок 1 - общий вид вращающейся печи для обжига клинкера

Вращающаяся печь для обжига клинкера (рис.1) состоит из корпуса 1, опирающегося через бандажи 2 на опорные ролики 3. Корпус 1 смонтирован горизонтально и вращается, обеспечивая процесс движения в нем частиц шлама для приготовления цементного клинкера. Привод печи - двойной и состоит из двух электродвигателей 4, двух редукторов 5, одного венцового колеса 6 и двух подвенцовых шестерен 7. Вращающаяся печь снабжена с одной стороны питательной трубой 8 для подачи шлама для обжига цементного клинкера в корпус 1, а с противоположной стороны - головкой 9 для подачи топлива и воздуха. Со стороны головки 9 в печь подаются топливо и воздух. В результате сгорания топлива получаются горячие газы, поток которых направлен от горячего конца печи к холодному навстречу движущимся частицам шлама для обжига цементного клинкера. Для улучшения теплопередачи и обеспыливания газов внутри печи в холодном ее конце размещается цепной фильтр-подогреватель 10, создана цепная завеса 11 и установлены теплообменники 12. Пыль, уловленная в результате газоочистки, возвращается обратно в печь. Она транспортируется пневмонасосом в бункер, а из него, при помощи периферийного загружателя 13, направляется в полую часть печи, расположенную рядом с цепной завесой со стороны горячего конца. Для охлаждения частиц готового цементного клинкера печь снабжена колосниково-переталкивающим холодильником 14. Корпус 1 оборудован установкой для водяного охлаждения 15 и центральной системой смазки 16.

Для проектирования телотехнических режимов обжига клинкера вращающихся печей необходимо: отработать методику построения материальных и тепловых балансов. Эта процедура включает в себя: количество часов работы печи в году, часовую производительность завода, суточную производительность завода, теплотворная способность топлива, теоретический объем воздуха, теплоемкость воздуха, полезный объем печи, теоретический расход сухого сырья, расход шлама и воздуха, выход углекислоты и влаги сырья, площадь теплоотдающей поверхности корпуса печи, аэродинамическое сопротивление печи, общее количество циклонов в батарее, производительность вентилятора, диаметр сопла. В рамках бакалаврской работы этот процесс был освоен и успешно решен.

Литература:

1. *Веселова, Н.М.*Теплотехнические расчеты установок стройиндустрии: Методические указания к курсовому и дипломному проектированию / Сост. Н.М. Веселова, В.М. Фокин, ВолгГАСА. – Волгоград, 2003.-82 с.

2. *Ходоров Е.И.* Печи цементной промышленности / Е.И.Ходоров. - М.: Изд-во лит.по стр-ву, 1968.

3. *Бутт, Ю.М.* Химическая технология вяжущих материалов / Ю.М. Бутт, М.М. Сычев. - М., «Высшая школа», 1980

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ГАЗОКИСЛОРОДНОЙ ГОРЕЛКИ ДЛЯ ПЛАВКИ МЕТАЛЛОВ ПО ТЕХНОЛОГИИ «AUSMELT»

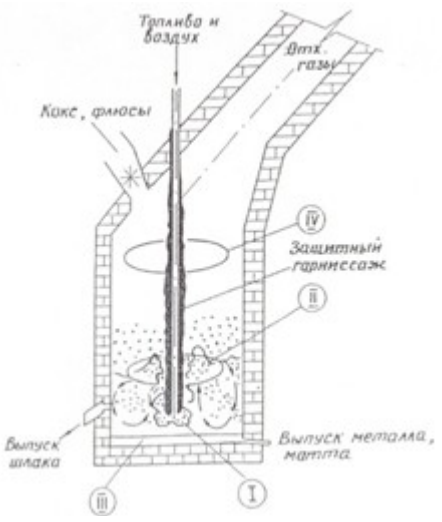
Орловский А.С., Бирюков А. Б.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Процесс «Аусмелт» разработан фирмой «Аусмелт» (Австралия). Агрегат для осуществления процесса представляет собой вертикальный огнеупорный цилиндр оборудованный сливными каналами, фурмой, системой автоматизации и газоходом.

В рабочем пространстве печи можно выделить следующие зоны. Реакционная зона у конца фурмы. В зависимости от вида дутья она может быть окислительной, восстановительной или нейтральной [1].

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

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

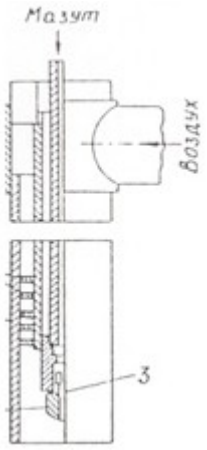


1-зона горения и окисления; 2 - зона плавления; 3 - зона отстаивания; 4- зона догорания газов

Рисунок 1 - Схема устройства печи процесса «Аусмелт»

Зона догорания газа, расположенная над ванной расплава. Здесь происходит догорание углеводородного топлива.

Одним из основных элементов плавильного агрегата является вертикальная фурма конструкции» «Сиросмелт», состоящая из двух концентрических труб, выполненных из нержавеющей стали.



1- стальной корпус; 2-мазутная сетка; 3-мазутный фильтр; 4-устройство для закручивания воздушного потока.

Рисунок 2 - Фурма конструкции «Сиросмелт».

В полость внутренней трубы помешена трубка меньших размеров для подачи жидкого топлива, распыляющегося через сопло. Воздух для охлаждения подают в межтрубную полость, образованную наружной и внутренней трубами. В этой полости вмонтированы устройства для закручивания газового потока. Возникающая при этом циркуляция газа охлаждает корпус фурмы, что обеспечивает образование на её внешней поверхности гарниссажа. Сгорание топлива в смеси с воздухом происходит в камере зажигания в нижней части фурмы.

Фурму закрепляют на подъёмнике и помещают в специальное устройство, расположенное над печью в центральной её части. Установку фурмы по вертикальной оси и величину её заглубления осуществляют с помощью подъёмного механизма.

По мере разрушения нижней части фурмы её опускают, и продувка ванны продолжается. Номинальное заглубление фурмы в шлак составляет порядка 15см. Замену фурмы производят тогда, когда разрушится 1м её нижней части. К отработанной фурме приваривают новую трубу, соответствующего диаметра.

Фурму можно использовать для продувки шлакового и штейнового расплавов воздухом и топливом.В качестве топлива могут служить мазут, природный газ или угольная пыль.

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

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

Получение черновой меди в процессе «Аусмелт» может осуществляться в двух агрегатах (г.Хуома, Китай). В плавильной печи получают штейн, а черновую медь получают в печи конвертирования [2]. В этом случае технология процесса плавки включает подсушивание концентрата, который затем распределя-

ется по бункерам. Из бункеров с помощью весовых дозаторов концентрат направляется на ленточный транспортёр, где смешивается с необходимым количеством флюсов. В качестве флюсов используются кварцит и реже известняк. Размеры кусков шихты не должны превышать 25 мм. Затем шихта поступает в плавильное отделение в смеситель, где смешивается и увлажняется [1].

Из смесителя шихта поступает в загрузочное устройство в верхней части печи. Первоначально в печь загружают твёрдый шлак до уровня порядка 2м. Затем шлак расплавляют, используя фурму в качестве кислородно-топливной горелки. После образования жидкой ванны шлака на его поверхность загружают шихту и приступают к её плавке.

Процесс плавления на штейн осуществляется в одном агрегате, а процесс конвертирования в другом . Их конструкция и размеры практически не отличаются друг от друга.

Шлак из плавильного отделения по закрытому желобу непрерывно протекает в печь отстойник, который обогревается мазутом Процесс «Аусмелт» по сравнению с традиционной технологией(плавка на штейн, конвертирование в горизонтальных конверторах) обладает рядом преимуществ:

- простота конструкции и легкость управления процессом;
- высокая степень использования кислорода дутья (95%);
- высокое прямое извлечение в черновую медь (более 90%).

Особое внимание заслуживает простота управления процессом и его режимами с помощью оперативного извлечения (погружения) фурмы . Печь «Аусмелт» является экологически безопасной , так как работает при разряжении , что предотвращает выброс сернистого газа в атмосферу цеха .

Короткий срок ввода печей в эксплуатацию , сравнительно низкие капитальные и эксплуатационные затраты выгодно дополняют выше приведенные технологические преимущества [2].

Процесс производства черновой меди по традиционной технологии в отражательных печах характеризуется высокой ресурсоэнергоемкостью и громоздкостью используемого оборудования. В последнее время в качестве альтернативы появился процесс «Аусмелт».

Для освоения технологии «Аусмелт» в отечественной практике необходима разработка расчетных методик для проектирования и наладки такого оборудования .

Целесообразна разработка методики для определения калориметрической температуры горения , а также необходимо рассчитать внутренний и наружный диаметры труб и скорости движения топлива [2].

Литература :

1. *Казанцев, Е. И.* Промышленные печи / Е.И.Казанцев. -М.: Металлургия 1975. - 368с.

2. *Парахин, Н.Ф.* Топливо и теория горения : Учебное пособие / Н.Ф. Парахин, В. И. Шелудченко, В. В. Кравцов . – Севастополь : «Вебер», 2003,- 170 с.

ПРОЦЕССЫ ТЕПЛОМАССОПЕРЕНОСА ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ КИСЛОРОДА ПУТЕМ РЕКТИФИКАЦИИ ВОЗДУХА. РОЛЬ КИСЛОРОДА В МЕТАЛЛУРГИИ

Петров М. Л., Захаров Н. И.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Соединения различных веществ с кислородом являются наиболее распространенными в природе. Он обладает свойством чрезвычайно легко и энергично вступать в химические соединения со всеми веществами, за исключением благородных металлов - золота, платины, серебра, и редких газов - аргона, криптона, ксенона, неона, гелия[2].

Производство кислорода и его применение в народном хозяйстве с каждым годом все более и более увеличивается. При современном уровне техники кислород является одним из тех продуктов без которых не может обойтись промышленность.

Сырьем для получения кислорода служит атмосферный воздух, содержащий в химически несвязанном состоянии кислород, азот, аргон, двуокись углерода, криптон, ксенон, неон и другие газы (таблица 1). Поэтому выделение из воздуха кислорода требует меньших энергетических затрат, чем при получении из веществ, содержащих его в связанном состоянии, например, из воды [1].

Таблица 1 - Состав атмосферного сухого воздуха.

№	Наименование газов	Химическая формула	Содержание, %	
			Объемное	По массе
1	Азот	N_2	78,09	75,52
2	Кислород	Q_2	20,95	23,15
3	Аргон	*Ar*	0,93	1,28
4	Неон	Ne	$1{,}8\cdot10^{-3}$	$1{,}2\cdot10^{-3}$
5	Криптон	Kr	$1{,}14\cdot10^{-4}$	$3{,}3\cdot10^{-4}$
6	Ксенон	Xe	$8{,}7\cdot10^{-6}$	$3{,}9\cdot10^{-5}$
7	Гелий	He	$5{,}24\cdot10^{-4}$	$7{,}2\cdot10^{-5}$
8	Водород	H_2	$5\cdot10^{-5}$	$3{,}5\cdot10^{-6}$
9	Метан	CH_4	$1{,}5\cdot10^{-4}$	$0{,}8\cdot10^{-4}$
10	Запись азот	N_2O	$5\cdot10^{-5}$	$8\cdot10^{-5}$
11	Азот	O_3	10^{-6}-10^{-5}	10^{-6}-10^{-5}
12	Двуокись углерода	CO_3	0,03	0,046

На территории промышленных предприятий воздух содержит также твердые примеси в виде пыли. Кроме того, в районе металлургических и химических заводов в воздухе могут содержаться примеси органических и неорганических соединений, например, углеводороды, включая ацетилен (C_2H_2), а также сернистый газ ($S0_2$), аммиак (NH_3), двуокись, азота ($N0_2$) и др.

Однако разделение воздуха на кислород и азот является сложной задачей. Осуществить разделение воздуха, находящегося в газообразном состоянии, практически очень трудно, так как частицы кислорода и азота теснейшим образом перемешаны между собой. Значительно легче произвести разделение жидкого воздуха.

Дело в том, что жидкий кислород и жидкий азот, которые образуют жидкий воздух, имеют различные температуры кипения. Жидкий азот, находясь под атмосферным давлением, кипит при температуре -196ºС, а жидкий кислород при -183ºС. Поэтому, если перевести воздух в жидкое состояние, а затем начать его постепенно испарять, то сначала будет преимущественно испаряться азот, обладающий более низкой температурой кипения. По мере испарения и улетучивания азота из жидкости она будет все более и более обогащаться кислородом. Повторяя этот процесс многократно, можно добиться желаемой степени разделения воздуху на азот и кислород требуемой чистоты каждого газа[2].

Данный способ требует охлаждения газов до очень низкой температуры, при которой воздух переходит в жидкое состояние. Такой способ считается наиболее экономичным способом разделения воздуха и называется низкотемпературная ректификация, основанная на разнице температур кипения составных частей жидкого воздуха. Такой процесс требует предварительного ожижения воздуха.

Ожижение воздуха и его разделение путем ректификации представляют собой процессы, включающие тепло- и массообмен, испарение их: конденсацию, расширение и сжатие газов и жидкостей.

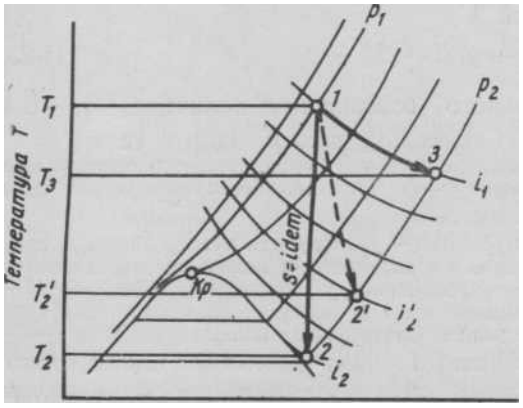
Рассмотрим способ ожижения воздуха, разработанный Ж. Клодом, основанный на использовании одновременно с дросселированием расширения воздуха и с отдачей внешней работы[1].

Расширение газа с отдачей внешней работы осуществляется в расширительной машине, называемой детандером. В отличие от дросселирования, при котором отсутствует обмен энергией с окружающей средой (в виде тепла и в виде работы), расширение в детандере ведется с отдачей в окружающую среду некоторого количества работы. Процесс расширения газа в детандере является адиабатным и в идеальном случае должен характеризоваться равенством энтропий газа в начале и в конце процесса:

$$S1 = S2$$

Процесс расширения воздуха в детандере приведен на диаграмме s-T (рис. 1).

Вследствие того, что при работе детандера возникает трение и происходит приток тепла из окружающей среды через изоляцию, энтропия в конце процесса расширения возрастает (s2>s1), величина $\Delta i_д$ уменьшается.



Энтропия s, кдж/ (кг- град) [ккал/(кг•град)]

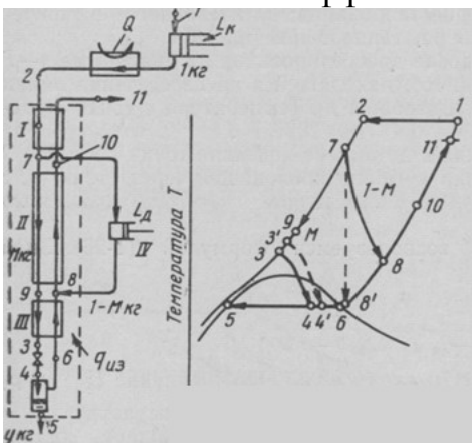
Рисунок 1 -Процесс расширения воздуха в детандере на диаграмме s—T

Положим, что давление газа перед расширением в точке 1 равно p1, температура равна T1. Если бы расширение газа в детандере происходило без потерь при постоянной энтропии, то конечная точка 2 процесса находилась бы на пересечении линии постоянной энтропии (s—idem) и изобары p2. На самом деле вследствие трения и притока тепла извне кривая, изображающая процесс, отклонится вправо от адиабаты и конечное состояние воздуха будет характеризоваться точкой 2'. Конечная температура расширения будет выше (T'2>T2).

Чем больше потери в детандере, тем на больший угол линия 1-2' отклонится от линии 1-2 и тем меньше будет охлаждение газа.

Конечное состояние газа после дросселирования на диаграмме s-T характеризуется точкой *3* (рис. 1), находящейся на пересечении линии i_1, проходящей через точку 7, и изобары p_2. Температура в точке 3 равна 257°К. При идеальном расширении в детандере конечная точка процесса *2* находится на пересечении линии s=idem, проходящей через точку 1, с изобарой p_2. По диаграмме определяем i_2= *7690 кдж/кмоль(1840 ккал/моль);* T_2= *107°К.*

Важным назначением детандера является максимально снизить температуру рабочего тела, а получение работы является второстепенной задачей. Приток тепла извне в процессе расширения приводит к увеличению количества работы, но при этом снижается эффект охлаждения [1].



Энтропия s, кдж/(кг- град) [ккал/(кг•град)]

Рисунок 2 - Схема процесса Клода и его изображение на диаграмме *s—T*

Анализ работы и процесс ожижения газов с использованием детандера описан ниже, и наглядно показан на рис. 2.

Сжатый воздух после компрессора и холодильника в состоянии, характеризуемом точкой 2, поступает в предварительный теплообменник *I*, в котором охлаждается до температуры T_7 и разделяется на два потока. Газ в количестве *M кг* проходит через теплообменник *II,* ожижитель *III* и после охлаждения до температуры T_3 дросселируется до 100 *кн/м*^{2} (1 *ат).*

Полученная после дросселирования жидкость в количестве у кг выводится в состояние, характеризуемом точкой 5 как продукт, а пары в состояние, характеризуемом точкой 6, поступают сначала в ожижитель III, а затем в теплооб-

менники II и I. Проходя через эти аппараты, расширенный воздух нагревается до T_{11}, охлаждая при этом сжатый воздух. Воздух в количестве (1-*М) кг* поступает из теплообменника *1* в детандер *IV,* в котором расширяется также до ~100 *кнім*^{2}(1 *ат),* совершая внешнюю работу $L_д$.Охлажденный в детандере до температуры T_8воздухприсоединяется к обратному потоку в точке *8*, в которой температура расширенного воздуха такаяже *(т*8).

Таким образом, в процессе Клода, охлаждению подвергается лишь часть воздуха и не используется холодильный цикл с другим рабочим телом; охлаждение достигается самим сжатым воздухом [1].

Также, для процессов с применением детандера важное значение имеет соответствие между давлением сжатого воздуха и температурой перед детандером. Расчеты показывают, что для различных давлений существует наивыгоднейшая температура входа воздуха в детандер *т,* при которой можно отвести на расширение в него наибольшее количество воздуха. Актуальной задачей исследования является поиск этой оптимальной температуры.

Сравнительно недавно кислород применялся главным образом для газовой сварки и кислородной резки металлов, но в настоящее время появились новые области применения кислорода, которые требуют больших количеств этого продукта. Так, например, кислород нашел широкое применение в химической промышленности в качестве ускорителя различных производственных процессов; в газовой промышленности его используют при получении газа из низкосортных топлив (бурых углей, торфа, угольной мелочи), в металлургии для ускорения процессов выплавки чугуна и стали, и т. д. [2].

Увеличение с каждым годом роли кислорода в металлургии обусловлено еще и тем, что при обогащении воздуха кислородом (с 21% до 25%-30%), увеличивается: теплота сгорания газовоздушной смеси, повышается теоретическая температура факела, а также уменьшается количество балластного азота в продуктах сгорания. Также кислород успешно используют для ускорения процессов нагрева слитков, выплавки стали и др. При этом, производительность печей увеличивается на 20-25% при сокращенном использовании топлива на 15-20%. Более подробно процесс получения жидкого кислорода и его применение, при сжигании газовоздушной смеси (O_2 – 27%) в диффузионной горелке будет представлен в моей бакалаврской работе.

Литература:

1. *Бродянский, В. М.*Производство кислорода / В. М. Бродянский, Ф.И. Меерзон. –М.: «Металлургия», 1970г. - 384с.

2. *Глизманенко, Д. Л.* Кислород и его получение / Д.Л. Глизманенко –М.: Металлургия, 1986. – 344с.

ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ ПИРОЛИЗА И ГАЗИФИКАЦИИ ПРИ СЖИГАНИИ ДРЕВЕСНЫХ ОТХОДОВ

Михеев А.В., Гридин С.В.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Эффективность энергопотребления возможна за счет увеличения использования возобновляемых источников энергетических ресурсов в энергобалансе. [1-4]. Экономическая выгода от внедрения энергетического оборудования, работающего на древесных отходах очевидна: цены на газ и жидкое топливо будут постоянно расти до уровня мировых [4]; решаются вопросы утилизации древесных отходов; древесные отходы - экологически чистое топливо.

При этом древесные отходы намного экологичнее традиционного топлива [4]: в 10-50 раз ниже эмиссия углекислого газа в воздушное пространство, в 15-20 раз меньше образование золы, чем при сжигании угля. Затраты энергии на производство древесных гранул составляют примерно 3% от содержания энергии, что гораздо ниже затрат на получение природного газа или мазута [3].

Так, теплотворная способность древесных гранул сравнима с углем и составляет 4,3-4,5 кВт/кг [1]. При сжигании 1 т древесных гранул выделяется столько же энергии, сколько при сжигании 1,6 т древесины, 480 $м^3$ газа, 500 л дизельного топлива или 700 л мазута. В таблице 1 представлена характеристика различных видов топлива.

В таблице 1 представлена сравнительная характеристика различных видов топлива.

Таблица 1 - Сравнительная характеристика различных видов топлива

Вид топлива	Теплота сгорания, МДж/кг	% серы в дымовых газах	% золы	Содержание CO_2 в дымовых газах, кг/ГДж
Уголь	15-25	1-3	10-20	60
Мазут	42	1,2	<1,5	78
Отходы древесные	10	0	2	0
Природный газ	36	0	0	57
Пеллеты (древесные гранулы)	17,5	0,1	<1	0

Таким образом, при использовании различных видов топлива мы имеем значительные экологические и экономические преимущества использования котельных установок на древесных отходах и пеллетах в сравнении с котельными на других видах топлива. Но кроме цены непосредственно на топливо, необходимо принимать во внимание некоторые статьи расходов при выборе котлов на том или ином виде топлива, а именно: затраты на подвоз топлива (возобновление запаса топлива); стоимость обслуживания установки (периодичность и сложность обслуживания, в частности угольных котлов на низкосорт-

ном угле); повышение цены топлива с течением времени; необходимость и стоимость установки дополнительного оборудования для функционирования котлов (сложная система топливоподготовки и хранения топлива).

На сегодня существуют следующие технологии переработки древесных отходов, а также отходов сельхозпроизводства (соломы, лузги подсолнечника, гречихи и т.п.):

- прямое сжигание в топках котлов [5];

- газификация - сжигание биомассы в газогенераторных установках (ГГУ) при температуре 900-1500°С в присутствии воздуха или кислорода и воды с получением синтезгаза (биосингаза) и стеклообразной массы (7-10% от массы исходного материала), применяемой как наполнитель для дорожных покрытий;

- пиролиз - термохимическая конверсия сырья без доступа воздуха при температуре 450-550°С, которая позволяет из 1 $м^3$ абсолютно сухой древесины получать 140-180 кг древесного угля, не содержащего вредных примесей и используемого для получения лучших сортов стали, 280-400 кг жидких продуктов (метанола, уксусной кислоты, ацетона, фенолов) и 80 кг горючих газов.

Рассмотрим более подробно технологии пиролиза и газификации. Древесные отходы претерпевают в ГГУ различные физико-химические превращения по следующим стадиям. Предварительная стадия заключается в разогреве установки до оптимальной температуры начала процесса пиролиза (675-775К) путем термической обработки подсушенных до влажности W=0,08-0,1 древесных отходов в избытке воздуха.

На первой стадии при вторичной загрузке древесных отходов с W=0,3-0,6 в ГГУ происходит процесс сушки. На второй стадии происходит пиролиз, т.е. термическое разложение подсушенных древесных отходов в бункере ГГУ практически без допуска воздуха.

Третья стадия представляет собой процесс газификации древесного угля, а также образующихся при паровоздушном дутье древесной смолы и других побочных продуктов. При газификации древесины с использованием паровоздушного дутья и температуре до Т=1400К образуется генераторный газ с теплотворной способностью 4660-5800 кДж/кг и характерным объемно-процентным составом: $V(CO)$=19,5% оксид углерода, $V(H_2)$=16,0% водорода, $V(CH_4)$=3,0% метана, $V(CO_2)$=12,0% углекислого газа, $V(O_2)$=0,5% кислорода и $V(N_2)$=49,0% азота.

Побочными продуктами газификации древесных отходов, как показывают экспериментальные данные, являются зола (z) до 1,5-2,0%, древесная смола до 5,0-10,0% и несгоревший углерод (С) до 1,5-2,5% от массы абсолютно сухой древесины.

Схема ГГУ, приведенная на рисунке 1, является экологически чистой, безопасной в эксплуатации, несложной в изготовлении.

Газогенератор 7 предварительно разогревают до необходимой температуры начала газификации. Для этого в бункер газогенератора 7 загружают требуемое количество древесных отходов (примерно 15% объема бункера). Производят розжиг древесных отходов через нижний люк 3. После достижения необ-

ходимого температурного режима газогенератора в бункер на весь объем загружают древесные отходы. В камеру газификации при помощи центробежного вентилятора 2 (или компрессора 19) подают атмосферный воздух. Выходящий из газогенератора по трубам 9, 10 горючий газ поступает в водяной холодильник 11 для превращения смолы и водяного пара в жидкость. Смолосборник 13 служит для сбора жидких смол, воды, летучей сажи и т.д. Циклон 14 предназначен для дополнительной сушки и очистки газа. Ресивер 16 нужен для подачи генераторного газа в горелку 18 камеры сгорания котельной или камеры сгорания газотурбинной установки, или для сбора в газовый баллон 20 при помощи компрессора 19.

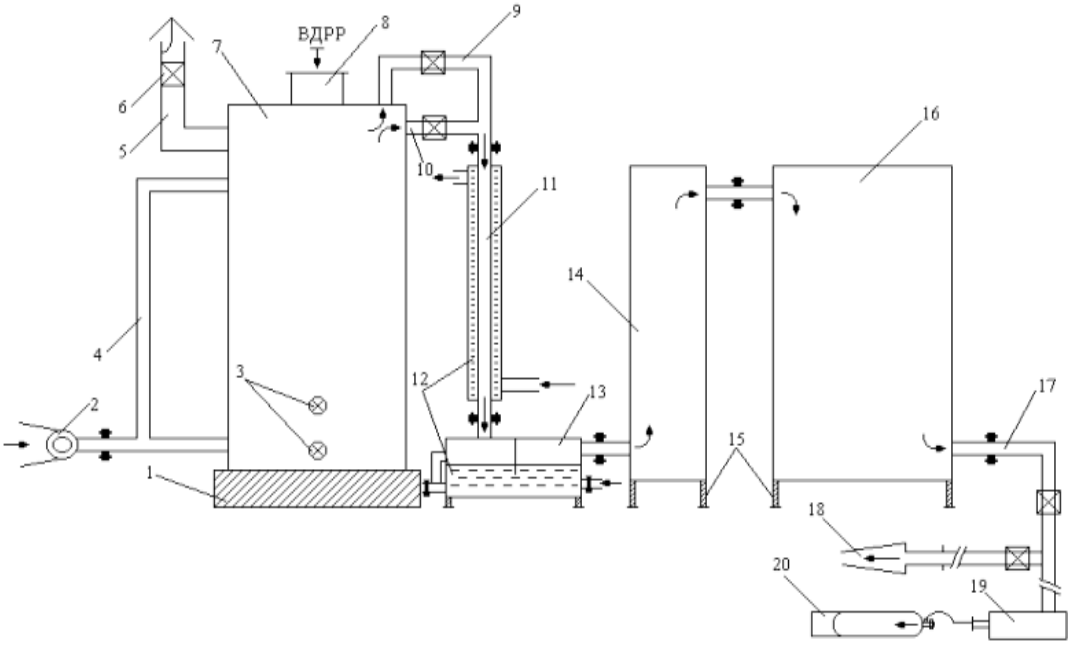


Рисунок 1 – Газогенераторная установка на древесных отходах

Получаемый из древесных отходов газ практически невзрывоопасен, сгорает в воздухе с получением CO_2 и H_2O, фактически не образует экологически вредных оксидов азота, что объясняется выбором соответствующего температурного режима.

Предлагаемый процесс газификации рассчитан на 6 часов непрерывной работы при однократной загрузке древесных отходов с влажностью W=0,3-0,6. Дозагрузка может происходить через 1 час работы. После окончания процесса газификации один раз в сутки производится чистка газогенератора от золы, остатков древесного угля, сажи, смолы, проверяется исправность ГГУ.

Внедрение ГГУ возможно при создании производственного предприятия для переработки древесных отходов (опилки, стружка, щепа, кора, листва и пр.), соломы, лузги подсолнечника, гречихи и т.п. в прессованные топливные гранулы (пеллеты). Параллельно необходимо организовывать бригады по обрезке и выкорчевыванию деревьев, а также по перевозке древесных отходов, кроме того, потребуется рекультивация земельных угодий республики с целью создания сырьевой базы за счет высадки саженцев быстрорастущих сортов деревьев. На заключительном этапе возможны как реконструкция существующих

газовых котельных путем перевода их на газогенераторный газ, так и перевод угольных котельных на прямое сжигание твердотопливных пеллет.

Подобная задача была сформулирована в начале 2013 г. депутатами Донецкого горсовета, когда была утверждена «Комплексная программа обращения с древесными отходами и перевода угольных котельных на использование твердого древесного биотоплива». Цель данной программы – уменьшить объемы потребления газа и улучшить в городе ситуацию с экологией. Представленная программа – комплексная, она состоит из четырех взаимосвязанных проектов, которые планировалось реализовать до 2015 года. В рамках четвертого проекта на территории совхоза «Клен» намечалась рекультивация земельных угодий с целью создания сырьевой базы [2]. Для реализации проекта требовались инвестиции в размере 67 млн. гривен (с учетом цен на сырье и оборудование по состоянию на начало 2013 г.).

Для реализации этой программы Главное управление благоустройства и коммунального обслуживания Донецкого городского совета и КП «Донецкгортеплосеть» планировали модернизировать котельные с целью снижения себестоимости отпускаемой тепловой энергии и улучшения качества предоставляемых услуг по теплоснабжению, а также снижения выбросов в атмосферу.

Таким образом, в результате использования газогенераторных установок и перевода котлов на сжигание древесных отходов предприятия могут полностью обеспечить себя дешевой тепловой энергией, полностью исключить затраты на завоз угля, решить проблему вывоза отходов деревообработки, а также уменьшить объемы потребления природного газа и улучшить в городе ситуацию с экологией.

Литература:

1. *Гридин, С.В.* Анализ перспектив и методов использования газогенераторного газа с целью разработки энергоэффективных решений по экономии энергоресурсов / С.В. Гридин, С.А. Вертела // Энергетика. Энергосбережение. Энергоаудит. – 2013. – №8(114). – С.31-40.

2. *Панченко, А.А.* Реконструкция существующих котельных с возможностью их работы на твердотопливных пеллетах / А.А. Панченко, С.В. Гридин // Металлургия XXI столетия глазами молодых: материалы II-й межд. науч.-практ. конф. студ., 26 мая 2016г., Донецк. - Донецк: ДонНТУ, 2016. – С.252-255.

3. *Крючкова С.И., Гридин С.В.* Энергоэффективность как фактор снижения нагрузки на окружающую среду // Сб.докл. XXI Всеукр.науч.конф. аспирантов и студентов «Охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов». Донецк: ДонНТУ, 2011. - С.47-48.

4. *Гридин С.В*. Оценка эколого-экономического эффекта от использования в качестве топлива водомазутной эмульсии, приготовленной из мазутосодержащих отходов / С.В. Гридин, А.Л. Хохлова // Промышленная теплотехника, 2010. - №3. С.59-63.

5. *Солдатов В.А*. Конструктивные решения по замене мазута, угля, газа на древесные отходы в котлоагрегатах типа ДКВР, КЕ, КВ-ГМ и других / В.А. Солдатов // «Новости теплоснабжения». – 2001. - №3.

ПРИМЕНЕНИЕ АККУМУЛЯТОРОВ ТЕПЛОТЫ ФАЗОВОГО ПЕРЕХОДА В ТЕПЛОГЕНЕРИРУЮЩИХ СИСТЕМАХ ТЕПЛОСНАБЖЕНИЯ

Пономарева А.А., Гридин С.В.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Наиболее подходящим веществом для аккумулирования тепла является вода, обладающая высокой теплоемкостью. Однако применение водных аккумуляторов тепла даже для одного здания требует установки достаточно большого количества баков-аккумуляторов. Поэтому в мировой практике используют большое количество технологий и устройств аккумулирования тепла [1-3]. Наиболее предпочтительными для теплоснабжения являются тепловые аккумуляторы (ТА) с фазовым переходом зернистого теплоносителя. Они относительно недороги и позволяют существенно уменьшить объемы бакового хозяйства и, соответственно, капитальные затраты на процесс аккумулирования тепла.

Масса или объем теплоаккумулирующего материала (ТАМ) зависит от соответствующей плотности запасаемой энергии и КПД процесса аккумулирования тепла. В реальном процессе аккумулирования теплоты плотность запасаемой энергии на порядок ниже теоретического значения вследствие тепловых потерь, выравнивания поля температур, потерь при заряде и разряде аккумулятора. В настоящее время известно большое количество видов и конструкций ТА с зернистым ТАМ (рис. 1), обусловленное широким спектром областей применения аккумуляторов тепла. Масса методов и способов аккумулирования приводит к различным техническим и конструктивным решениям: ТА с твердым и с плавящимся ТАМ; жидкостные и паровые ТА; термохимические ТА; ТА с электронагревательным элементом; ТА с фазовым переходом в теплоносителе.

Перспективным способом аккумулирования теплоты является использование отличий в физическом состоянии вещества, которые заключаются во внешнем влиянии на вещество с целью вызывать его переход из твердой фазы в жидкую или из жидкой в парообразную. При подобном изотермическом превращении либо поглощается, либо выделяется определенное количество скрытой теплоты фазового перехода в зависимости от того, в каком направлении оно происходит. Такие специфические формы изменения состояния вещества, как плавление, конденсация, испарение и другие, также связаны с поглощением или выделением теплоты.

При аккумулировании теплоты, основанном на использовании обратимого процесса фазового перехода плавления-затвердения, в качестве ТАМ используется фазоизменяющий материал. В таких ТА на единицу объема запасается намного большее количество теплоты, чем в водных аккумуляторах. При этом процесс зарядки и разрядки может быть осуществлен в узком температурном диапазоне, что оказывается очень важным при необходимости работы ТА в условиях небольших температурных напоров.

Основным критерием тепловой эффективности ТА является удельная ве-

личина накапливаемой теплоты. В зависимости от назначения оборудования ее целесообразно рассматривать как величину, отнесенную к массе или объему.

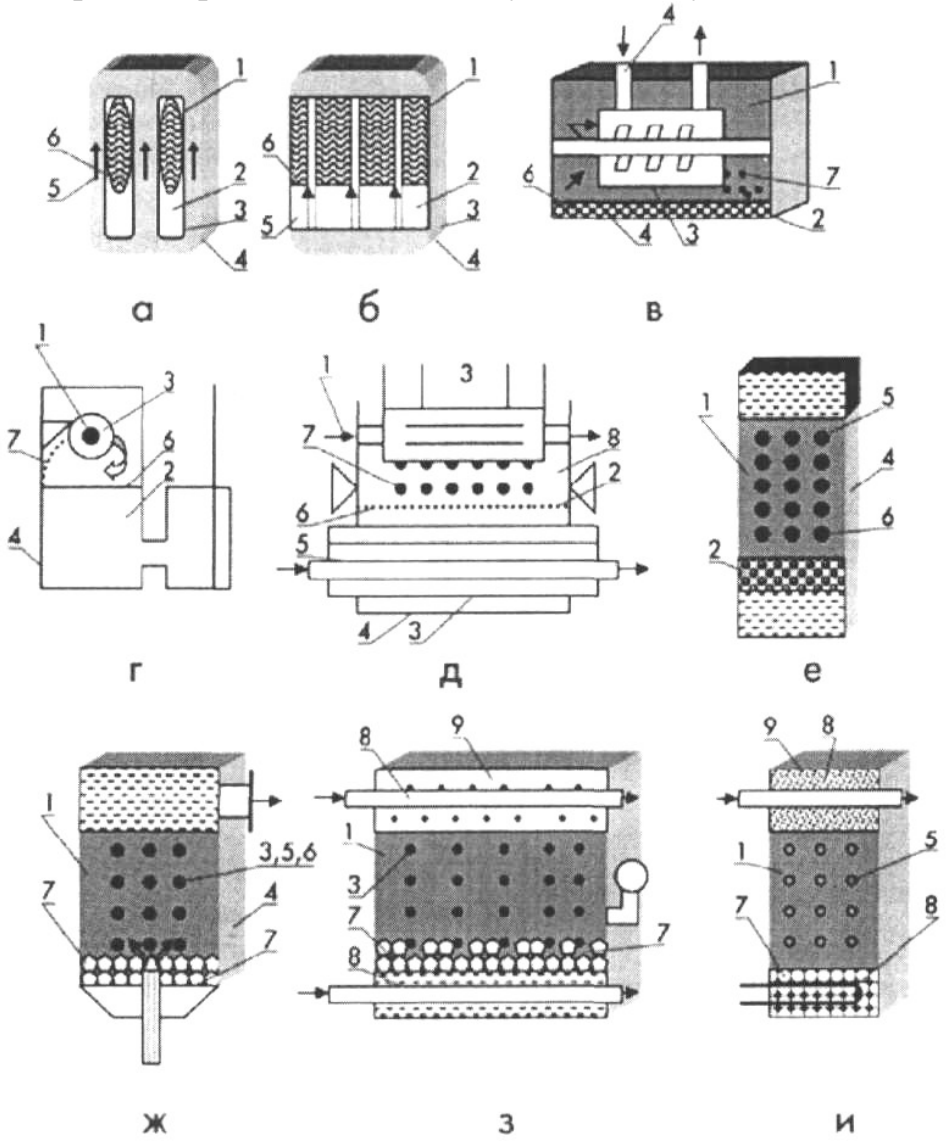


Рисунок 1 - Основные типы тепловых аккумуляторов фазового перехода: а — капсульный; б — кожухотрубный; в, г — со скребковым удалением ТАМ; д — с ультразвуковым удалением ТАМ; е, ж — с прямым контактом и прокачкой ТАМ; з, и — с испарительно-конвективным переносом тепла; 1 — жидкий ТАМ; 2 — твердый ТАМ; 3 — поверхность теплообмена; 4 — корпус теплового аккумулятора; 5 — теплоноситель; 6 — граница раздела фаз; 7 — частицы твердого ТАМ; 8 — промежуточный теплообменник; 9 — паровое и жидкостное пространства для теплоносителя.

ТА с использованием тепловых эффектов обратимых фазовых переходов характеризуются более высокой плотностью энергии тела при небольшом объеме ТАМ и имеют практически постоянную температуру разряда. ТА с фазовым переходом разделяют на низкотемпературные (до 120°С), среднетемпературные (120 -400°С) и высокотемпературные (400 - 1000°С) (таблица 1).

В высоко- и среднетемпературных ТА могут использоваться металлы и со-

ли с достаточно высокой температурой плавления. В то же время необходимо следить за тем, чтобы через влияние ТАМ не происходило разрушение конструкции. Так, из металлов могут применяться, например, алюминий, олово и другие, но следует упомянуть такой недостаток алюминия: в жидком состоянии он растворяет железо, поэтому не должен контактировать со сталью.

Таблица 1 - Основные параметры теплоаккумуляторов с фазовым переходом [4]

Теплоаккумулирующие материалы	Диапазон температуры плавления, °С	Объемная плотность аккумулированной энергии, МДж/м^3
Гидраты солей и их смеси	30-50	200 - 400
Органические соединения	30-60	150-200
Соли	140-1000	300-1900
Металлы и их сплавы	270-1000	540-3000
Щелочи	300-500	1280

Из солей можно использовать NaCl, $NaBO_2$, $MgCl_2$, KF. Соли фтора NaF, MgF, LiF имеют большую удельную энтальпию фазового перехода - ~103кДж/кг, что является очень позитивным решением для использования их в ТА. Температуры плавления у них лежат в пределах от 900 °С до 1100 °С. В качества ТАМ для среднетемпературных ТА могут применяться, например, $NaNC_3$, $ZnCl_2$, B_2O_3 или легкоплавкие металлы и сплавы.

ТАМ, применяемые в низкотемпературных ТА, в основном относятся к двум классам веществ: кристаллогидраты солей и органические вещества, в первую очередь парафин. Однако существенным недостатком кристаллогидратов является нестабильность свойств в процессе плавления-затвердения и склонность к химическим превращениям.

Проблемы накопления и сохранения тепла очень привлекательно решать с помощью не простого нагревания какого-нибудь теплоемкостного тела, а с использованием физических особенностей перехода вещества из одного агрегатного состояния в другое. К сожалению, число веществ, которые изменяют свое агрегатное состояние в диапазоне температур 40÷70°С, не так велико, к тому же для большинства химически чистых веществ их превращения не связаны со значительным выделением (или поглощением) теплоты.

Использование таких ТА, как энергоаккумулирующие пересыщенные растворы солей (кристаллогидратов), не позволяет обеспечить надежный отвод тепла в случае необходимости, так как даже при высокой степени пересыщения индукционный период кристаллизации солей может достигать десятки часов. Кроме того, процесс кристаллизации при отборе тепла осуществляется лавинообразно, что также не позволяет использовать весь объем выделенного тепла и может привести к перегреву или кипению раствора.

Задачу регулирования процесса отвода тепла от аккумулирующего вещества и сокращения капитальных и эксплуатационных расходов на процесс аккумулирования тепла можно решить за счет использования теплового аккуму-

лятора в виде бака, в котором последовательно расположены емкости, заполненные раствором ТАМ. Это позволяет при подогреве в периоды межпиковой электрической нагрузки электрическими нагревателями (ТЭН) осуществлять фазовый переход ТАМ из твердого состояния в раствор, а при кристаллизации отдавать тепло фазового перехода в тепловую сеть потребителям. При этом контур вещества, отбирающего тепло фазового перехода (например, вода), должен последовательно контактировать с емкостями, заполненными ТАМ. Для инициирования кристаллизации в пересыщенном растворе начиная с последней по ходу воды секции можно устанавливать ультразвуковые устройства.

Применение в качестве ТАМ пересыщенных растворов сульфатов алюминия или натрия с инициированием кристаллизации кристаллогидрата позволяет уменьшить объем баков - аккумуляторов в 7-8 раз по сравнению с аккумулированием тепла простой водой при начальной температуре 80°С. При этом коэффициент эффективности аккумулирования тепла как соотношение удельных теплоаккумулирующих мощностей раствора и воды при соотношении объемов раствора, что отдает тепло и воспринимающей его воды 1:1 для раствора на основе сульфата натрия с теплотой плавления 186 кДж/кг равен 3, для раствора на основе сульфата алюминия 4÷5.

Например, если расход тепла для отопления здания составляет 2 Гкал/сутки (8,3736ГДж/сутки), то можно подсчитать объем, который нужен для емкости с раствором сульфата алюминия. По результатам экспериментов [4] получено 19,10 ккал (79,87 кДж) при объеме $0{,}75 \cdot 10^{-3}$ м^3. Таким образом, для 2 Гкал получим 78,5 м^3 при длительности потребления аккумулированного тепла 24 часа за сутки, а при длительности аккумулирования на 8 часов этот объем будет составлять 26,2 м^3.

Таким образом, применение аккумуляторов теплоты в системах теплоснабжения позволит повысить эффективность использования топлива, шире применять вторичные энергоресурсы, нетрадиционные и возобновляемые источники энергии.

Литература:

1. *Гридин, С.В.* Оптимизация аккумуляционной системы теплоснабжения типового жилого здания / С.В. Гридин, Н.В. Колесниченко, О.А. Носовская // Промышленная теплотехника 2010. - №1. С.101-107.

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.

3. *Носовская, О.А.* Анализ и разработка целесообразных способов аккумуляции тепловой энергии с целью использования ее для обогрева зданий / О.А. Носовская, С.В. Гридин // Металлургия и обработка металлов, вып. 12. Донецк: ДонНТУ - 2009. С. 78-79.

4. Вилох, Ю. Аккумулирование тепла путем использования скрытой теплоты веществ / Ю. Вилох, В. Тоббер // Stadt und Gebeude technic. - 1981. - С. 326-340.

СОВРЕМЕННЫЕ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ В ТЕПЛОСНАБЖЕНИИ

Самбур М.В., Пархоменко Д.И.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Рациональное рентабельное энерго-ресурсосбережение в настоящее время является приоритетной и важнейшей задачей с точки зрения успешного экономического развития и экологической безопасности России. С этим связаны экономическая, политическая, техногенная безопасности государства, а также его защищенность от угроз дефицита всех видов энергии и энергоресурсов. Эти угрозы могут возникать по причинам негативных воздействия природных, техногенных, управленческих, социально-экономических, внутри- и внешнеполитических факторов.

Масштаб проблемы для России заключается не только в низкой среднегодовой температуре (– 5,5 °С), но и в значительной длительности отопительного периода, где этот показатель в основном составляет более 200 суток, есть отдельные регионы страны, где он приближается практически к «постоянному» – до 340 суток (СНиП 23-01-99*/2005 «Строительная климатология»). Проблему усугубляет изношенность, а также морально и физически устаревшее оборудование сетей и систем в теплоэнергоснабжении. И хотя, при высокоразвитой теплофикации на долю когенерации в РФ приходится около 70–80% вырабатываемой тепловой энергии, однако, по данным некоторых экспертов, потери тепла при транспортировке и в зданиях достигают порядка 60–70% при общем расходе на теплоснабжение более 420 млн т. у. т. в год (длина трубопроводов систем теплоснабжения с износом 50%,а в ряде случаев иногда больше, составляет около 300 тысяч километров).

Большинство существующих зданий разного назначения являются достаточно «холодными» и потери тепловой энергии провоцируют крайнюю нерентабельных систем теплоснабжения.

По оценкам специалистов фактические теплопотери зданий составляют 30%, а в жилых домах в среднем на 25% превышают проектные значения вследствие низкого качества строительства и эксплуатации. Если учесть прогресс технологий термомодернизации зданий с переходом ЕС с 2021 г. на стандарт энергопассивного здания (менее 15 кВт.ч/м² в год), это может увеличить долю потерь тепловой энергии до 80% для существующих зданий.

Выход из создавшегося положения возможен, если минимизировать эти потери внедрением энергосберегающих проектов.

В производстве тепловой энергии при нормальной работе котлоагрегата (с КПД около 75%) всегда существуют три вида основных потерь: с недожогом топлива и уходящими газами (до 18%), потери энергии через обмуровку котла (до4%) и потери с продувкой и на собственные нужды котельной (до 3%). Современные котлоагрегаты имеют КПД около 80–85% и потери у них будут ниже при:

- непрерывной работе в диапазоне мощностей, определенном режимной картой – идеальный вариант эксплуатации котельной;

- своевременной и качественной режимной наладке котлоагрегата с инвентаризацией вредных выбросов;

- чистке поверхностей котлоагрегатов в соответствии с правилами эксплуатации котлоагрегатов;

- эффективности работы системы химводоочистки (ХВО).

Кроме того, диаметр сопел горелок, установленных на котлоагрегате должен отвечать реальной нагрузке котла; котел должен быть оборудован полным комплектом средств контроля и регулирования (паромерами, теплосчетчиками, системами регулирования процесса горения и тепловой нагрузки);целостность обмуровки котла исключает дополнительные присосы воздуха в топку; использование современного насосного оборудования в котельной позволит в два-три раза снизить затраты электроэнергии на собственные нужды котельной и снизить затраты на их ремонт и обслуживание; использование надежной запорной арматуры, высококачественной автоматики и регулирующих устройств позволяет минимизировать потери, возникающие из-за колебаний мощности и возникновения нештатных ситуаций в котельной. Несоблюдение некоторых из этих мероприятий может увеличивать потери до 25%.

По условиям надежности работы в котлах, проработавших 20 и более лет, снижается рабочее давление до 0,6-0,8 МПа, а реально при эксплуатации на многих котлах поддерживается давление 1-2 атм. Работа паровых котлов на таких низких давлениях отрицательно сказывается на устойчивости циркуляции, из-за снижения температуры насыщения и увеличения доли парообразования, в экранных трубах наблюдается интенсивное накипеобразование и увеличивается вероятность пережога труб. Кроме того, при работе котла на давлении от 1 до 3 атм из-за низкой температуры насыщения необходимо отключать чугунный водяной экономайзер, т. к. там может наблюдаться парообразование, что недопустимо. Эти и другие особенности приводят к тому, что КПД этих паровых котлов не превышает 80-82%, а в некоторых случаях, когда трубы сильно загрязнены, КПД котла уменьшается до 70-75%.

Энергоаудит – с целью получения достоверной информации о потерях и принятия решений по оптимизации при использовании энергоресурсов, а также план внедрения комплекса мер стимулирующих энергосбережение.

Использование высокопроизводительного котельного оборудования не только в когенерации, в том числе мини-ТЭЦ, но и локальных котельных контейнерного типа.

Использование современных котельных установок с высоким КПД позволяет существенно снизить расход энергоносителей, уменьшить затраты на техническое обслуживание и ремонт, а также использовать не только традиционные газ и уголь, но и более дешевое топливо, например, древесные гранулы и брикеты. Проведение одного из малозатратных эффективных методов энергосбережения – режимно-наладочных испытаний с целью достижения проектного объема потребления топлива в диапазоне рабочих нагрузок, наладку средств

автоматического регулирования процессов сжигания топлива, вспомогательного оборудования на источниках теплоты.

Внедрение систем рекуперации, которые позволяют повторно использовать тепловую энергию, вырабатываемую оборудованием, осветительными и электроприборами, людьми, при этом снижая потребность в теплоте от внешнего источника.

Энергосбережение путем утилизации природной теплоты и холода, использования вторичных энергоресурсов (ВЭР), уменьшения тепловых потерь: использование теплонасосных установок с целью повышения потенциала природных источников теплоты; пассивное и активное использование солнечной энергии; использование природной теплоты и холода (воды, наружного воздуха, грунта); использование внутренних источников теплоты и холода (теплоты и холода удаляемого воздуха, теплоты источников освещения, нагревательных приборов, сточных вод и т. д.);

Совершенствование инженерных систем и их элементов. Например, комбинирование систем между собой и с другими системами; автоматизация процессов теплоснабжения; качественное и количественное регулирование; трубопроводы системы горячего водоснабжения обязательно должны быть выполнены по циркуляционной схеме.

Совершенствование объемно - планировочных, строительно - конструктивных мер по энергосбережению, таких как:

- выбор ориентации здания относительно сторон света;
- выбор формы здания в плане и по вертикали;
- выбор степени и характера остекления;
- применение солнцезащитных устройств;
- уменьшение затрат энергии на искусственное освещение.

На пути реализации внедрения энергосберегающих технологий встречаются некоторые трудности. Например, при внедрении новых энергоэффективных технологий эти трудности возникают при согласовании с надзорными и согласующими органами, которые должны быть первыми партнерами во внедрении энергосберегающих технологий. Еще один из факторов – отсутствие критериев оценки качества работы сложной теплоэнергетической системы. При организации теплоснабжения десятков тысяч потребителей от тепловых сетей, объединяющих различные виды источников тепла, необходим единый технологический документ, который увязывает интересы всех сторон теплоэнергетического процесса.

Вышеперечисленное можно продолжать, но ясно одно, что внедрение энергосберегающих технологий в теплоэнергоснабжение, должно стать не просто обязательным принципом хозяйствования, но важнейшим требованием поддержания энергобезопасности страны и ее экономического развития.

МЕТОД ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ АВТОНОМНОЙ СОЛНЕЧНОЙ ЭЛЕКТРОСТАНЦИИ С ПОМОЩЬЮ ОДНООСЕВОЙ ПОВОРОТНОЙ СИСТЕМЫ

Бычков В.А, Пархоменко Д.И.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

В наше время производство и эксплуатация автономных солнечных электростанций (АСЭ) для выработки электрической энергии становится все более распространенным во всех частях света. Современные технологии применяются для создания панелей более эффективных, а новые массовые методы производства предлагают широкому пользованию по доступной цене.

Современные солнечные панели в большинстве случаев установлены на одной плоскости, следовательно, их эффективность высока максимально тогда, когда солнечные лучи попадают на плоскость перпендикулярно. В те часы, когда Солнце находится не перпендикулярно поверхности солнечных панелей эффективность АСЭ, будет снижаться.

Общее излучение, попадающее на плоскость солнечных панелей, состоит из таких составляющих: прямое, диффузное от атмосферы, отраженное от поверхности. Общая сумма потока излучения на наклонную поверхность с углом наклона β, от горизонтальной поверхности Земли, на которой установлены солнечные панели, поворачивающейся по оси север–юг на n градусов, может быть определена путем умножения прямых горизонтальных потоков излучений отношениями углом между солнечным излучением и нормально наклонной поверхности и солнечным зенитным углом. Помимо этого, измерительная станция установлена была на поверхности с крайне низким альбедо, соответственно отражающий компонент являлся ниже прямой и диффузной компонентой, соответственно изотропная модель может быть задействована для определения отраженного компонента на наклонной поверхности. Следовательно, уравнение общего излучения можно записать так:

$$E_{\beta\,общ} = E_b \frac{\cos\theta}{\cos} + E_d\left(\frac{1+\cos\beta}{2}\right) + E_{сумм} \cdot R_g\left(\frac{1-\cos\beta}{2}\right), \quad (1)$$

где $E_b, E_d, E_{сумм}$ прямая, диффузная и суммарная инсоляция на горизонтальную плоскость;

$\frac{1+\cos\beta}{2}$ – угловой коэффициент Земли;

$\frac{1-\cos\beta}{2}$ – угловой коэффициент поверхности Земли;

R_g – отражающая способность Земли.

Для солнечных фотоэлементов с равномерной производительностью для повышения их эффективности работы необходимо увеличить интенсивность излучения на плоскости, на которой установлены солнечные панели. По фор-

муле (1) для повышения интенсивности излучения значение угла θ приближено к нулю. Иначе говоря, солнечные лучи совпадают с нормалью наклонной поверхности, и для этого необходима система регулирования. Для того чтобы определять направление солнечных лучей, необходима система управления, для направления солнечных панелей таким образом, чтобы их поверхность была перпендикулярна лучам Солнца. Система регулирования состоит из датчика, микроконтроллера и двигателя.

При проведении исследования с использованием солнечной панели ANBES мощностью 0,7 Вт, произведенной из поликристаллического кремния получены результаты, представленные на рисунке 1. Выходные показатели мощности в течение светового дня для АСЭ со стационарно зафиксированной солнечной батареей сравнивались с показателями солнечной батареи с установленной поворотной системой.

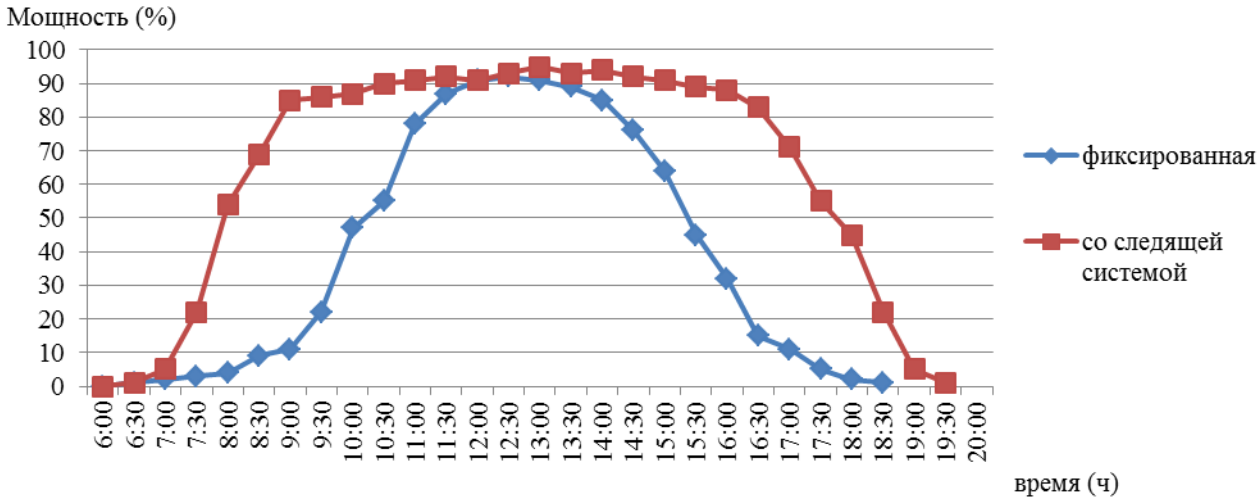


Рисунок 1 ─ Выходные мощности фиксированной солнечной батареи и солнечных батарей с поворотной системой

Видно, что продолжительность максимума производительности АСЭ с помощью поворотной системы будет увеличена. Следовательно, среднесуточная накопленная электроэнергия солнечной панели с поворотной системой будет больше, чем у солнечной панели без поворотной системы.

Результаты исследования производительности АСЭ с поворотной системой и фиксированной показали что, среднесуточная накопленная электроэнергия АСЭ вырабатывается в количестве $12{,}5 \cdot 10^3$ Дж и $8{,}6 \cdot 10^3$ Дж соответственно.

При различных местах расположения АСЭ в среднем повышение энергетической эффективности за счет применения поворотных систем составляет 30%. Из вышесказанного следует, что пользование поворотной системы повышает эффективность солнечных батарей, снижает стоимость чистой солнечной энергии, делая ее более доступной.

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ РАСХОДА ТЕПЛОНОСИТЕЛЯ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАБОТЫ ПЛОСКОГО СОЛНЕЧНОГО КОЛЛЕКТОРА

Балыкина Д.Е., Пархоменко Д.И.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Солнечная энергия используется человечеством давно и считается одним из легкодоступных возобновляемых источников энергии. Нестабильность цен на ископаемое топливо и его исчерпаемость заставляет искать другие варианты получения энергии. Потребность в альтернативных источниках энергии ускоряет развитие технологий в данной сфере, которые позволяют создавать более мощные и эффективные, но в тоже время доступные гелиосистемы, осуществлять массовое производство. Более чем в 50 странах гелиоэнергетические проекты разрабатываются на государственном уровне и внедряются в общий энергетический баланс. Лидерами в области использования энергии Солнца на сегодняшний день являются США, Китай, Индия и такие европейские страны как Германия и Дания. При этом годовое количество солнечной энергии, поступающей на поверхность в указанных странах Европы, составляет в среднем около 1000 кВт·ч/м^2, а в нашем регионе этот показатель может достигать 1400 кВт·ч/м^2 [1], что даёт основания развивать солнечную энергетику в наших климатических условиях и следовать общемировым тенденциям.

В зависимости от способа получения и использования энергии методы солнечного энергоснабжения делятся на активные и пассивные системы. Пассивные системы в большей степени подходят для сбора и аккумулирования энергии, и поэтому в них нет механического оборудования. В активных системах предполагается преобразование энергии и её движение, следовательно, необходимо обеспечение оборудованием для транспортировки энергоносителя и нагреваемой среды.

Плоский солнечный коллектор является основной составляющей активной системы солнечного теплоснабжения, чаще всего в системах горячего водоснабжения. Солнечная энергия поступает на поверхность абсорбера (пластина с приваренными к ней трубками) и нагревает циркулирующий в трубках теплоноситель, который идет на нужды потребителя. Для минимизации тепловых потерь абсорбер помещен в изолированный корпус с прозрачным стеклянным или пластмассовым покрытием на стороне, обращенной к Солнцу [2]. В качестве теплоносителя используется вода, а для регионов с наличием отрицательных температур наружного воздуха рекомендуется применение антифризных жидкостей (например, раствор воды и пропиленгликоля). Данное техническое решение влечет за собой обустройство как минимум двух контуров циркуляции теплоносителя без их смешения: в первом контуре «солнечный коллектор–бак-аккумулятор» движется антифриз, а во втором контуре «бак-аккумулятор–потребитель» происходит перемещение нагретой среды (рисунок 1).

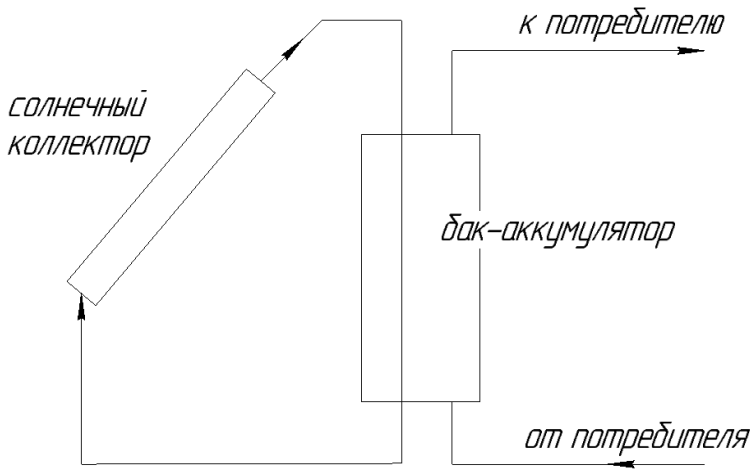


Рисунок 1 – Двухконтурная схема циркуляция теплоносителя в системе солнечного теплоснабжения

Циркуляция может быть как естественной, так и принудительной, но при таком усложнении системы важно обеспечить равномерное течение теплоносителей в каждом контуре. Принудительная циркуляция позволяет сделать работу системы устойчивой и регулируемой. Оптимальные параметры достигаются путем контроля и корректировки расхода теплоносителя и при правильной настройке повышают эффективность функционирования всей системы. Расход теплоносителя задаётся автоматически контролером с учётом таких параметров: уровень интенсивности солнечной радиации, температура на выходе из солнечного коллектора, температура в баке-аккумуляторе.

Интенсивность поступления солнечной радиации на поверхность коллектора в большей степени зависит от климатических факторов и основная корректировка происходит на стадии проектирования системы (выбор угла наклона, ориентации по сторонам света), поэтому этот параметр рекомендуется принимать во внимание, но не регулировать. Температура в баке-аккумуляторе задаётся в зависимости от нужд потребителя и для горячего водоснабжения составляет 55÷65°С. При достижении нужной температуры, часть горячей воды из бака подаётся потребителю, и затем бак заполняется снова новой порцией. При неблагоприятных условиях работы (низкой интенсивности солнечной радиации) необходимо довести температуру до заданных параметров с помощью подогрева за счёт резервного источника питания.

Температура теплоносителя на выходе из солнечного коллектора $t_{вых}$ корректируется изменением расхода теплоносителя и позволяет оценить производительность и качество работы коллектора. При неизменном значении количества поступающей солнечной радиации снижение расхода теплоносителя позволяет увеличить температурный перепад Δt. Однако данный параметр не может повышаться неконтролируемо, потому что при увеличении Δt в коллекторе может произойти закипание теплоносителя в трубках и перегрев всей системы. Также, с повышением температурного перепада между температурами на входе и выходе из коллектора увеличиваются тепловые потери, как в самом коллекторе, так и трубопроводе на пути к баку-аккумулятору и общая эффективность

системы снижается. Контролер при изменениях температуры теплоносителя корректирует его расход в рамках нормативных параметров и регулирует работу циркуляционного насоса. На сегодняшний день оптимальное значение расхода теплоносителя в системе выбирается по значению часового расхода теплоносителя отнесенного к 1 $м^2$ поверхности коллектора и составляет 0,025-0,040 $м^3 \cdot ч/м^2$. В этом случае происходит постепенный нагрев теплоносителя до заданных величин без перегрева с учётом климатических изменений. Циркуляционный насос необходимо подбирать с учётом возможности регулирования расхода в заданном диапазоне и с запасом мощности N для работы коллектора во время высокой солнечной активности.

На рисунке 2 показано снижение температурного перепада Δt, °С при увеличении мощности циркуляционного насоса N, %.

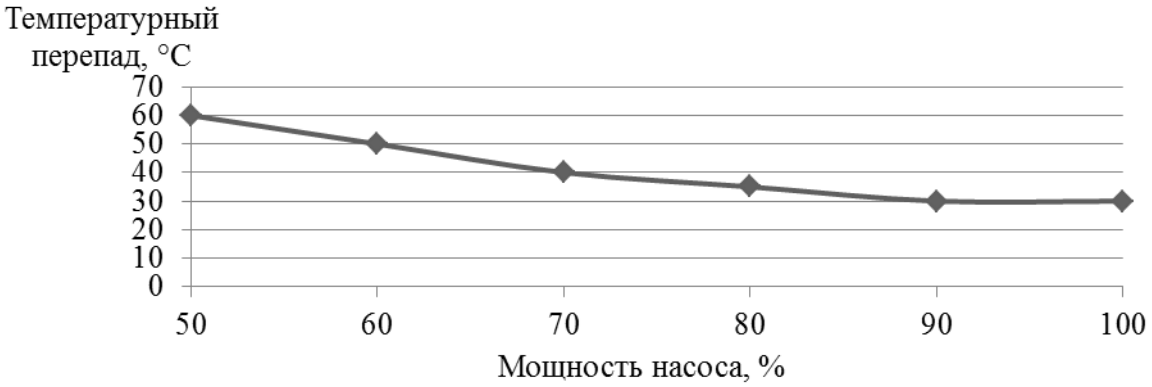


Рисунок 2 – График зависимости температурного перепада от расхода теплоносителя, регулируемого циркуляционным насосом

В летний период работы солнечного коллектора при высокой солнечной активности и температурном перепаде необходимо увеличить расход теплоносителя до максимального значения. Это позволит снизить температуру на выходе из коллектора до нормативных показателей. В зимний период наоборот снижение расхода повысит температуру теплоносителя на выходе из коллектора и таким образом возрастёт эффективность системы. Для переходного периода необходим подбор регулирования расхода на основании связи всех факторов и экономической целесообразности.

Литература:

1. Карта распределения солнечной радиации по данным проекта Solargis/Электронный ресурс – Режим доступа: http://solargis.info/imaps

2. *Даффи, Дж.А., Бекман, У.А*. Тепловые процессы с использованием солнечной энергии - М.: Мир, 1977. — 413 с.

СХЕМЫ ПОДОГРЕВА ДОМЕННОГО ГАЗА

Русанова Т. С., Лебедев А. Н.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Для устранения затруднений, связанных с химическим составом доменного газа к нему добавляют некоторое количество природного газа либо коксового газа, при этом повышаются теплотворная способность топлива и светимость факела. Дополнительный эффект достигается путем подогрева воздуха перед подачей в топку и подогревом самого топлива [1].

Существует 3 схемы подогрева доменного газа: нагрев доменного газа паром из отбора турбины; нагрев доменного газа внешним источником тепла; нагрев доменного газа с использованием теплового насоса [2].

Актуальной практической задачей является разработка устройств для высокотемпературного нагрева доменного газа и воздуха, а также технологических схем, обеспечивающих совместную работу таких устройств с котлом БКЗ-75-39ФБ.

В работе для подогрева доменного газа рассмотрены две схемы: в радиационно-конвективном рекуператоре и регенераторе с шариковой насадкой.

Теплообменник, в котором передача теплоты осуществляется путём поочерёдного соприкосновения теплоносителей с одними и теми же поверхностями аппарата – это регенератор. Он относится к теплообменникам периодического действия с продолжительностью периода от нескольких минут до 2–3 часов, представляет собой камеру, заполненную кирпичной многорядной насадкой, выложенной из огнеупорных кирпичей. Процесс передачи теплоты от одного теплоносителя к другому в таких аппаратах осуществляется через поверхность попеременно нагреваемой и охлаждаемой насадки. Сначала через регенератор пропускают дымовые газы, а затем в обратном направлении - воздух или газообразное топливо.

Во время соприкосновения с «горячим» теплоносителем стенки регенератора нагреваются, с «холодным» — охлаждаются, нагревая его.

В начале дымового периода температура насадки относительно мала и перепад температур между дымовыми газами и кирпичами насадки значительный. Постепенно насадка нагревается, перепад температур уменьшается и наступает такой момент, когда необходима перекидка клапанов.

К этому времени насадка настолько нагревается, что температура ее может находиться на грани огнеупорности кирпича. Изменение температуры подогрева воздуха (газа) вызвано постепенным охлаждением насадки в течении воздушного (газового) периода. Наибольшая температура подогрева воздуха наблюдается в начале периода, в то время когда температура насадки максимальна.

Рекуператор - это теплообменник, в котором теплота непрерывно передается от дымовых газов к нагреваемому газу через сплошную твердую стенку.

Рекуператоры имеют преимущества, а именно они работают в стационарном режиме, что позволяет их достаточно просто автоматизировать.

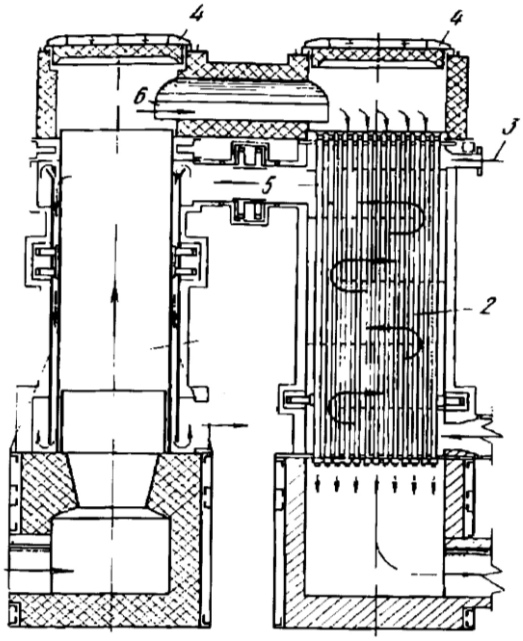
Регенератор от рекуператора отличается тем, что - это теплообменник нестационарного режима работы, в котором теплота передается от дымовых газов к воздуху либо топливу с помощью периодического нагрева и охлаждения огнеупорной насадки.

Преимущество регенераторов состоит в возможности работы в условиях высоких температур, при сохранении герметичности даже при высоком давлении теплоносителей.

Недостатком регенераторов является необходимость перекидки клапанов и колебание температуры нагретого воздуха (топлива).

Регенераторы зачастую используют для подогрева воздуха или одновременно воздуха и газообразного топлива как компонентов горения, также применяют в системах криогенной техники при разделении воздуха на составляющие компоненты, а также в некоторых технологических процессах химической промышленности.

Рекуператор состоит из двух частей радиационной и конвективной (рис. 1).



1 – радиационный рекуператор, 2 – конвективный рекуператор, 3 - теплоноситель для охлаждения верхней плиты; 4 - люки для очищения дымовых поверхностей рекуператора; 5 - воздушный объединительный канал; 6 - дымовой объединительный канал.

Рисунок 1 - Схема комбинированного радиационно-конвективного рекуператора

В работе выполнен расчет для определения поверхности нагрева такого рекуператора.

Исходные данные: расход доменного газа на котел 26100 $м^3/ч$, начальная температура доменного газа 20 °С, конечная температура доменного газа

400°С, расход дымовых газов 25534,8 $м^3/ч$, температура дымовых газов начальная 1189°С.

Расчет позволил определить следующие характеристики:

- конечная температура дыма составила 786°С,
- поверхность нагрева рекуператора 143,7 $м^2$.

Также существуют компактные регенераторы с насыпной насадкой отличающиеся способом нагрева насыпной насадки. Такие регенераторы работают циклически. Цикл состоит из периода нагрева насадки и периода нагрева доменного газа. Регенеративная система отопления предусматривает использование для подогрева топлива в каждом воспалительном устройства внесенной компактной регенеративной насадки. Запальники с индивидуальными регенераторами работают попарно с короткоцикловой периодом включения (1-2 мин.).

Наблюдаются недостатки компактных регенераторов с насыпной насадкой: нестационарность; унос топливной смеси при перекидке клапанов; высокое аэродинамическое сопротивление насадки; высокий уровень загрязнения; наличие дополнительного устройства - перекидного клапана; усложнение схемы управления; обязательная установка дымососа и вентилятора.

В работе также выполнен расчет характеристик регенератора с шариковой насадкой.

Была определена поверхность нагрева равная 90,096 $м^2$ при скорости дыма равной 1,2 м/с, и продолжительностью периода 60с.

Расчет показал, что поверхность нагрева в 1,5 раза меньше, чем у рекуператора, объем насадки составляет 0,405$м^3$.

Теплоаккумулирующая насадка компактных регенераторов чаще всего представляет собой слой керамических шариков, заполняющий цилиндрический корпус.

Предварительный подогрев доменного газа является эффективным направлением повышения производительности котлов.

Литература:

1. *Лом, У.Л.* Заменители природного газа. Производство и свойства / У.Л.Лом, А.Ф.Уильямс. - М.: Недра, 1979.-248 с.

2. *Русанова, Т.С.* Повышение эффективности работы котлов ТЭЦ – ПВС металлургических заводов при работе на доменном газе / Т.С. Русанова, А.Н. Лебедев, С.А. Онищенко // Вестник Академии гражданской защиты. – 2017. - №2.

3. *Равич, М.Б.* Эффективность использования топлива / М.Б. Равич. – ВИНИТИ, М.: Наука, 1977. – 344с.: ил.

4. *Цкитишвили, Э.О.* Повышение эффективности работы промышленных парогенераторов на доменном газе / Э.О. Цкитишвили, С.С. Федоров, М.В. Губинский, Г.Л.Шевченко // Металлургическая и горнорудная промышленность.-2004.-№6.-с.95-98.

О ГЕНЕРАЦИИ ТОПЛИВНЫХ И ВОЗДУШНЫХ ОКСИДОВ АЗОТА ПРИ СЖИГАНИИ РАЗЛИЧНЫХ МАРОК УГЛЕЙ

Черкашин К.В., Сафонова Е.К., Попов А.Л.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Известно, что топливный азот при выделении летучих переходит в соединение HCN в количестве 2%от общего объема азота топлива, а воздушные оксиды азота (NO_x) в количестве 15% от объема азота топлива [1]. При температурах 900-1000 °С молекулярный азот воздуха распадается на атомарный исключительно активный азот, который вступая в реакцию с кислородом может образовать быстрые или воздушные NO_x.

Основную роль в образовании NO_x в факеле играют термические NO_x и их тем больше, чем выше максимальная температура факела и чем больше время пребывания топлива в факеле.

Процесс образования оксидов азота при сжигании топлива можно представить в виде схемы:

- образование топливных NO_x:

а) $HCN+H \rightarrow CN+H_2$; б) $CN+O_2 \rightarrow NCO+O$;

в) $HCN+OH \rightarrow HNCO+H$; г) $CN+OH \rightarrow NCO+H$;

д) $HNCO+H \rightarrow NH_2+CO$; е) $NH_2+H \rightarrow NH+H_2$;

ж) $NH+O \rightarrow NO+N$; з) $NH+OH \rightarrow N+H_2O$;

и) $N+O \rightarrow NO_T$;

-образование воздушных NO_x.

$N_2 \rightarrow N+N$; $N+O \rightarrow NO$.

Для изучения генерации NO_x при сжигании топлива в котлах ТП-100 рассматривались угли марок АШ, А и Т, содержащие топливный азот от 0,6 до 2,23 % от общего состава (таблица 1).

Таблица 1 – Характеристика исследуемых топлив

Показатель	Марки топлив				
	$АШ_1$	$АШ_2$	$АШ_3$	А	Т
Низшая теплота сгорания, МДж/кг	25,18	21,36	22,62	24,51	24,21
Содержание азота, N^p	0,8	2,23	2,23	0,6	0,9
Содержание HCN, $x10^{-3}$%	16,0	44,6	44,6	12,0	18,0
Воздушные оксиды азота, $x10^{-3}$%	120,0	334,5	334,5	90,0	135,0

В таблице 2 приведены результаты расчета количества NO_x, содержащегося в изучаемом топливе [2].

Таким образом, повышение содержания азота от 0,016 до 0,0446% в общем составе топлива приводит к увеличению содержания топливных оксидов азота. Подобные выводы подтверждаются данными других авторов [3-6].

Таблица 2 – Результаты расчета выбросов NO_x, л/кг т-ва

Расчетная формула	Результаты расчета				
Быстрые NO_x,%	0,016	0,044	0,044	0,012	0,018
$HCN+H \rightarrow CN+H_2$	12,77	35,62	35,62	9,58	13,86
$CN+O_2 \rightarrow NCO+O$	20,62	57,55	57,55	15,48	22,39
$HCN+OH \rightarrow HNCO+H$	21,13	58,92	58,92	15,85	22,93
$CN+OH \rightarrow NCO+H$	20,62	57,55	57,55	15,44	22,39
$HNCO+H \rightarrow NH_2+CO$	7,86	21,92	21,92	5,89	8,53
$NH_2+H \rightarrow NH+H_2$	7,37	20,55	20,55	5,53	7,99
$NH+O \rightarrow NO+N$	14,74	41,08	41,08	11,06	15,99
$NH+OH \rightarrow N+H_2O$	6,88	19,18	19,18	5,16	7,46
$N+O \rightarrow NO_T$	14,74	41,11	41,11	11,05	15,99
Всего топливных NO_x^T, %	28,48	82,19	82,19	22,11	31,98
Всего воздушных NO_x^B, %	0,12	0,3345	0,3345	0,09	0,135
$NO_x = NO_x^T + NO_x^B$, л	132,33	368,47	368,47	99,25	147,69

Увеличение содержания азота в топливе на 1% приводит к увеличению топливных оксидов азота на 1,85 $м^3$. Анализ пяти проб топлива различной калорийности показал, что при изменении содержания азота в топливе в 2,79 раза (от 0,016 до 0,0446%) содержание воздушных (термических) оксидов азота возрастает 52,7 раза (от $54 \cdot 10^{-5}$ до $286 \cdot 10^{-4}$).

Худшим является уголь марки $АШ_2$ и $АШ_3$, используемый для сжигания на блоках 200 МВт в котлах ТП-100 в период с 2009 по 2014 гг. При прочих равных условиях, сжигание наиболее наиболее приближенного к проектному топливу угля марки А, обеспечивает в выбросах минимальное содержание воздушных NO_x.

Литература:

1. *Белосельский, Б.С.* Топочные мазуты. М:Энергия ,1978.

2. *Зельдович, Б.Я*. Окисление азота при горении // Б. Я. Зельдович., П.Я. Садовников, Д.А. Франк-Каменецкий - Москва: Наука, 1966. - 320 с.

3. *Бурико, Ю.Я.* Эмиссии окислов азота камерами сгорания ГТД / Ю. Я. Бурико. – М. : ЦИАМ, 1986. – 60 с

4. Chemistry of Coal Conversion /Ed. By R.H. Schlosberg // N.Y. Plenum Press. 1985.

5. *Росляков, П.В.* Расчет образования топливных оксидов азота при сжигании азотосодержащих топлив /П.В. Росляков //Теплоэнергетика.1986.

6. *Безбородов, Д. Л.* Снижение вредных выбросов в атмосферу при работе котлов Кураховской ТЭС / Д. Л. Безбородов, И. С. Драгун, М. Н. Соклакова // Охорона навколишнього середовища та раціональне використання природних ресурсів : IV Міжнародна наукова конференція аспірантів та студентів, 12-14 квітня 2005 р., м. Донецьк : збірка доповідей. Т. 1 / ДонНТУ та ін. ; редкол.: Є.О. Башков (відп. ред.) та ін. - Донецк : ДонНТУ, 2005. - С. 15–16.

ПОВЫШЕНИЕ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ЦЕХА МАШИНОСТРОИТЕЛЬНОГО ЗАВОДА

Ромашко А.Ю., Гридин С.В.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Неудовлетворительное качество использования теплоэнергетического оборудования - это самая важная проблема XXI века. Связано это с тем, что оборудование сильно устарело и физически, и морально, так как оно введено в эксплуатацию 25 – 35, а иногда и 50 лет назад, износ его довольно часто достигает 80 – 90%. Использование такого оборудования ведёт к огромным тепловым, а, следовательно, и экономическим потерям, что в условиях рыночной экономики является непозволительной роскошью и вопросом выживания предприятий.

Поэтому остро ставится вопрос решения задачи об энергосбережении и повышении энергоэффективности использования энергоресурсов за счет разработки энергосберегающих мероприятий.

Энергосберегающие технологии разрабатываются на основе инновационных решений и должны быть экологически безопасны и не менять хода жизни общества в целом.

В 2017г. было проведено энергетическое обследование энергетического цеха и заводской котельной предприятия, занимающегося разработкой, производством, ремонтом и обслуживанием авиационных газотурбинных двигателей для самолетов и вертолетов, а также промышленных газотурбинных установок. Цель обследования - снижение затрат на энергопотребление и разработка и внедрение мероприятий, способствующих рациональному потреблению тепловой энергии, в т.ч. утилизацию избыточного технологического пара, в рамках существующей ситуации, т.к. как завод работает не на полную мощность в связи с дефицитом ресурсов при сохранении штатного рабочего персонала.

Энергетический цех осуществляет обеспечение завода паром, горячей водой, сжатым воздухом и холодом установленных параметров и в количествах, согласно плановым заданиям, необходимых для нормальной производственной деятельности.

Пар на предприятии вырабатывается в собственной котельной, где установлены два паровых котлоагрегата ДКВР 6,5/13, работающие на природном газе.[1] Пар используется на технологические нужды. Избыточный пар, обычно дросселируют до необходимого давления (или даже сбрасывают в атмосферу) для последующего использования на производстве. Некоторое количество пара всегда выбрасывают в атмосферу, при этом считается, если выброс не превышает 8% от общей выработки, то это допустимо.[2]

В настоящее время в мире получают все большее распространение новые технологии энергосбережения. Проанализировав все показатели потребления ресурсов и производительность котельной, и возможные технологии, и новшества, предлагается следующий перечень возможных новых проектов.

1) Замена котла типа ДКВР-6,5/13 на 5 котлов типа АПК-2101 в летний период года. В летний период работы на заводе, когда потребность в паре минимальная, т.к. нагрузка на отопление отсутствует и цеха, потребляющие пар, работают не на полную мощность (в течение смены потребление менее 2 т/час), экономически нерентабельно использовать паровые котлы большой производительности ДКВР- 6,5/13.

Для решения проблемы снабжения паром завода в сезон с мая по октябрь при малых нагрузках в помещении котельной проектируется смонтировать пять котлов АПК-2102, выпускаемых этим предприятием, со средней производительностью по 450 кг/час, а паровой котел большой мощности типа ДКВР-6,5/13 останавливать в резерв.

После внедрения мероприятия полугодовая паропроизводительность котельной составит 10980 т/год (до внедрения - 13176 т/год).

Предложенное мероприятие требует определенных капитальных вложений, которые составят 430000 руб., при этом годовая экономия будет составлять 700000 руб., а окупится оно менее чем за год.

2) Использование энергии пара для производства электроэнергии. Широко и успешно реализуется система, работающая по циклу Ренкина в существующих тепловых паротурбинных электрических станциях. В то же время в рассматриваемых условиях работы турбины при относительно небольших объемных расходах пара приходится заметно уменьшать высоту лопаток турбины или увеличивать частоту вращения ротора, что уменьшает КПД парового двигателя.

Кроме того, подача в турбину влажного насыщенного водяного пара, содержащего капельную жидкость, а также образование жидкости в процессе частичной конденсации пара при его расширении приводят, с одной стороны, к уменьшению КПД машины за счет гидравлических потерь (1% жидкости 1% уменьшения КПД), а также к эрозионному износу лопаточного аппарата, что снижает надежность и долговечность турбины. Качество подготовки питательной воды (степень обессоливания) в малых и средних котельных значительно ниже, чем для энергетических котлов, работающих на паровые турбины. Поэтому в случае установки турбоагрегатов в таких котельных в отдельных элементах турбины возможно локальное вскипание капельной жидкости, которое сопровождается отложением солей на этих элементах, что с течением времени увеличивает гидравлическое сопротивление и снижает надежность турбины вследствие заноса проточной части. И, наконец, известно, что КПД турбинного двигателя резко снижается при отклонении режима работы от номинального. Наличие этих недостатков явилось причиной неприменения указанного способа для производства электрической энергии на базе мелких и средних котельных.

Повышение эффективности преобразования энергии пара при производстве электроэнергии в условиях малых и средних котельных достигается тем, что по способу использования энергии пара для производства электроэнергии, заключающемуся в генерировании пара, подача его в тепловой двигатель, расширение его с последующим преобразованием энергии расширения пара в меха-

ническую энергию с преобразованием в электрическую, влажность генерируемого пара поддерживают в диапазоне 0,6-1, расширение пара ведут в винтовом детандере, в рабочую камеру которого подают пар, стратифицируют его на пар и жидкость, преобразуя в процессе расширения потенциальную энергию пара непосредственно в механическую, воздействуя при этом на ротор детандера, кинематически связанный с приводом генератора электроэнергии. При этом стратифицированную жидкость используют для создания уплотнения зазоров между внутренней поверхностью корпуса и ротором детандера. [4]

3) Использование отработавшего пара. Паровой привод кузнечных молотов, прессов, штамповочных машин, насосов и других механизмов широко применяется на заводах металлургической, машиностроительной, химической промышленности. Паровые двигатели указанных механизмов, как правило, работают на выхлоп с противодавлением от 0,12 до 0,3 МПа.

Отходы тепла с отработавшим паром весьма велики. Например, в агрегатах пластической обработки металлов применяется пар давлением 1,0–1,2 МПа в количестве 2–6 т на 1 т поковки, а количество отработавшего пара составляет не менее 85–90 % соответствующего количества производственного пара, подаваемого в цех.

Энергетический К.П.Д. паровых машин, приводящих в движение молоты и другие производственные механизмы, очень низок (всего несколько процентов), а потеря теплоты с отработавшим паром у паровых молотов достигает 80% его начальной энтальпии. Отработанный пар широко используется для покрытия отопительно-вентиляционной нагрузки предприятия, а в ряде случаев и заводских поселков, расположенных вблизи. Недостатком этого способа теплоснабжения является сезонность тепловой нагрузки, в связи с чем в летнее время резко ограничено использование отработавшего пара. Для устранения этого недостатка в летнее время можно использовать отработавший пар для выработки холода (в пароэжекторных или абсорбционных холодильных машинах), в т.ч. для кондиционирования воздуха в производственных помещениях.

4) Паровая автомойка. Т.к. предприятие имеет свой автопарк грузовых, легковых и грузопассажирских транспортных средств, а также для получения прибыли можно организовать такую автомойку для всех желающих, можно полагать, что мероприятие также имеет смысл, как и предыдущие. Принцип работы заключается в обработке какой бы то ни было поверхности струей пара из парогенератора под давлением около 6 атмосфер, на выходе пар имеет температуру около 160°С [3]. Этого сочетания оказывается достаточно для расщепления загрязнений любого рода, даже масляных пятен на двигателе и застывших следов битума на крыльях и порогах, следов насекомых. Стоит отметить, что воздействие на машину паром, даже при высоком давлении и температуре, абсолютно безвредно для любого типа покрытия, будь то тканевые сиденья и пластиковая панель, или же краска.

Основные преимущества и достоинства использования паровой автомойки заключаются в следующем: мойка кузова автомобиля происходит бесконтактно и без синтетических моющих средств, благодаря этому дольше сохраняется за-

водское лакокрасочное покрытие; превосходные результаты дает и чистка салона автомобиля – очистка приборной панели, окон, обивки и ковров: во время обработки паром одновременно происходит очистка и дезинфекция салона, высокая температура убивает микробы и бактерии; обивка салона и ковры остаются сухими и уже через несколько секунд готовы к использованию; удаляются любые типы пятен с ковров и обивки; легко осуществляется очистка труднодоступных частей и элементов (пар легко справляется с загрязнениями на швах, стыках и складках ткани обивки).

Также с помощью паровой автомойки можно выполнить: очистку двигателя (полное удаление жира и масла из моторного отсека); очистку колесных дисков автомобиля; очистку хромированных деталей (пар возвращает им первоначальный блеск). Главное преимущество паровой мойки в том, что она экологична, т.е. в окружающую среду не поступает различного рода примесей.

5) Тепличное хозяйство. В настоящее время организация круглогодичного тепличного комбината является актуальной темой, т.к. в нашей республике действует программа главы республики, цель которой выращивать экологически чистые овощи, фрукты и зелень по доступным ценам. На тепличных хозяйствах используется пар, горячая вода и дымовые газы, поэтому заводская котельная может обеспечивать теплом и электричеством и поддерживать нужный микроклимат в теплицах, а также из отработанных газов в светлое время суток осуществлять подкормку растений CO_2. Обеззараживание грунтов проводится ежегодно, как правило, термическим способом - пропусканием пара под укрытием из термостойкой пленки.

А стоит ли вообще заниматься таким делом, как выращивание растений в теплицах в рамках такого предприятия, как машиностроительный завод? Это каждый руководитель решает для себя сам. Стоит учитывать ряд достоинств занятия такого рода: отсутствие необходимости в большом стартовом капитале; большее разнообразие продукции; возможность получения устойчивого дохода в течение всего года и его постоянном росте и увеличении; отсутствие вреда как для основного производства, так и для экологии в целом, притом еще и позволит уменьшить выбросы в атмосферу.

Литература:

1. *Чеботарёв, В.П.* Справочник работника газифицированных котельных. Настольная книга обслуживающего персонала котельных / В.П.Чеботарев. – К.: Изд. «Основа», 2000 – 296 с.

2. *Медник, В.О.* О критериях оценки рационального использования энергоресурсов на предприятиях черной металлургии / В.О. Медник, В.Г. Чернявский, В. И. Шакалов // Промышленная энергетика. - 1983. - № 6. - С. 2-5.

3. Reference Document on Best Available Techniques for Energy Efficien-cy [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://eippcb.jrc.ec.europa.eu/ reference.htm

4. *Бескоровайный, В.В.* Теоретические основы энерго- и ресурсосбережения: учебное пособие/ В.В. Бескоровайный, А.Г. Фомичев, В.В. Шелгунов. Изд.1–е. Тверь: ТГТУ, 2009. - 96 с.

ПОВЫШЕНИЕ КПД КОТЕЛЬНОГО АГРЕГАТА ТПП-312А ПОСРЕДСТВОМ ПОНИЖЕНИЯ ТЕМПЕРАТУРЫ УХОДЯЩИХ ГАЗОВ

Захаров А.А., Безбородов Д.Л.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Температура уходящих газов оказывает решающее влияние на экономичность работы парогенератора, т.к. потеря теплоты с уходящими газами является при нормальных условиях эксплуатации наибольшей даже в сравнении с суммой других потерь. Снижение температуры уходящих газов на 12 – 16% приводит к повышению КПД котла примерно на 1%. Однако глубокое охлаждение газов требует увеличения размеров конвективных поверхностей нагрева и во многих случаях приводит к усилению низкотемпературной коррозии.

Собственные исследования и расчёты проводились на примере котельной установки с парогенератором ТПП-312 энергоблоков 300 МВт. Проектным топливом, сжигаемым в данном типе котлов, является донецкий уголь марки ГСШ (таблица 1).

Таблица 1 – Состав сжигаемого топлива

Элементарный состав топлива, %							Теплотворная способность, $Q_н^р$, МДж/кг
$W^р$	$A^р$	$S^р$	$C^р$	$H^р$	$N^р$	$O^р$	
11,0	26,7	3,1	49,2	3,4	1,0	5,6	19,82

В связи с нестабильным химическим составом каменных углей возникает необходимость выявления возможности дополнительного снижения температуры отходящих газов. Для этого необходимо:

а) Провести полный расчёт рабочего состава топлива, а вместе с этим и определить температуру в топке [1].

б) Уточнить температуры в остальных элементах котельной установки.

в) Определить температуры точки росы в каждом элементе котельной установки.

Полный расчёт топлива осуществляется с учётом явления диссоциации CO_2 и H_2O, с определением точного содержания SO_2 в дымовых газах.

На основании полного расчёта горения топлива, а также показаний сменных журналов и технических документаций можно объединить результаты первых двух пунктов в таблице 2.

Ключевым фактором, определяющим возможность понижения температуры уходящих газов, является температура точки росы. Для защиты от низкотемпературной коррозии всего газового тракта за котлом (газоходы, золоуловители, дымососы, дымовые трубы) и предупреждения коррозионно-опасных вы-

бросов частичек золы и сажи с сернистой кислотой температура уходящих газов должна выбираться не ниже температуры точки росы дымовых газов.

Таблица 2 – Температуры в элементах котельного агрегата

Элемент котельного агрегата	Температура дымовых газов, °С
Топка	1592
Ширмы 1-ая ступень	1197
Ширмы 2-ая ступень	1012
Экраны поворотной камеры	916
Конвективный пароперегреватель высокого давления	853
Конвективный пароперегреватель низкого давления	757
Водяной экономайзер	500
Регенеративный воздухоподогреватель	396
Электрофильтры	165
Дымосос	160
Дымовая труба	135

Температура точки росы дымовых газов зависит от температуры конденсации влаги при парциальном ее давлении в газах и приведенного содержания серы в рабочем топливе и равна [2]:

$$t_p = t_{кон} + \Delta t_p.$$

Величина Δt_p в зависимости от приведенных содержаний золы и серы топлива определяется по формуле:

$$\Delta t_p = 202 \frac{(S^n)^{0,33}}{1,23^{\alpha_{ун} \cdot A_n}}.$$

Где значения приведённых содержаний серы и золы равны:

$$S^n = \frac{S^p}{Q_p^н} = \frac{3,1}{19,82} = 0,156 \frac{\% \cdot кг}{МДж};$$

$$A^n = \frac{A^p}{Q_p^н} = \frac{26.7}{19,82} = 1,347 \frac{\% \cdot кг}{МДж}$$

Величина температуры конденсации водяных паров $t_{кон}$ определяется по парциальному давлению, а само парциально давление рассчитывается по формуле:

$$p_{H_2O} = r_{H_2O} = \frac{V_{H_2O}}{V_{пг}} = \frac{V_{H_2O}^0 + 0,0161 \cdot (\alpha - 1) \cdot V_в^0}{V_{пг}}.$$

Очевидно, что температура конденсации водяных паров зависит от коэффициента избытка воздуха α и в каждом элементе котлоагрегата $t_{кон}$ будет иметь разное значение [3-4].

Таблица 3 – Температуры точки росы в элементах котельного агрегата

Элемент котельного агрегата	Коэффициент избытка воздуха, α	Объем продуктов сгорания, $V_{пг}$, $м^3/кг$	Температура конденсации влаги, $t_{кон}$, °С	Температура "точки росы", $t_р$, °С
Топка, ширмы	1,2	7,734	41,05	125,003
Конвективный пароперегреватель высокого давления	1,23	8,015	40,32	124,273
Конвективный пароперегреватель низкого давления	1,26	8,297	39,8	123,753
Водяной экономайзер	1,28	8,484	39,54	123,493
Регенеративный воздухоподогреватель	1,43	9,891	37,08	121,033
Электрофильтры	1,53	10,829	35,57	119,523
Дымосос	1,54	10,923	35,57	119,523
Дымовая труба	>35	>325	6,982	90,935

На основании данных таблицы 3 можно сделать вывод, что понижение температуры уходящих газов вполне возможно и не повлечёт за собой коррозию поверхностей нагрева во время эксплуатации.

Понижение уходящих газов возможно до температуры порядка 120°С, что позволит увеличить КПД котла предположительно на 4%.

Литература:

1. *Линчевский, В.П.* Топливо и его сжигание / В. П. Линчевский. – 3-е изд., испр. и доп . – М. : Металлургиздат, 1959 . – 400 с.

2. *Безгрешнов, А.Н.* Расчет паровых котлов в примерах и задачах / А.Н.Безгрешнов, Ю.М.Липов, Б.М.Шлейфер. – М.: Энергоатомиздат, 1991. – 240 с.

3. *Мезенцев, Е.А.* Повышение КПД котельной за счет понижения температуры уходящих газов / Е. А. Мезенцев, Д. Л. Безбородов // Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс]: всеукраинская научно-практическая конференция студентов: сборник докладов / ГВУЗ "ДонНТУ", Физико-металлургический ф-т; редкол.: С.М. Сафьянц (пред.) и др. - Донецк : ГВУЗ "ДонНТУ", 2013. - С.166.

4. *Стражев, А.О.* Удосконалення способу визначення раціональних параметрів температури газів, що відходять, в залежності від зовнішнього коефіцієнта тепловіддачі / А. О. Стражев, І. С. Марасін, Ю. О. Боєв ; А.О. Стражев, І.С. Марасін, Ю.О. Боєв // Охорона навколишнього середовища та раціональне використання природних ресурсів. - Донецьк : ДонНТУ, 2010. - Т. 1. - С.24-25.

ПРИМЕНЕНИЕ ГАЗОВЫХ ТУРБИН ДЛЯ ПОКРЫТИЯ СОБСТВЕННЫХ НУЖД ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ БЛОКОВ БОЛЬШОЙ МОЩНОСТИ

Савва В.О., Безбородов Д.Л., Попов А.Л.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Основная проблема функционирования предприятий топливно-энергетического комплекса (тепловых электрических станций) нашего региона заключается в значительном физическом и моральном износе оборудования [1].

Энергоблоки единичной мощностью 200 и 300 МВт являются одними из наибольших потребителей топливных ресурсов в регионе. В качестве основного топлива на электрических станциях используются каменные угли. В сравнении с другими видами топлива (природный газ, жидкое топливо) эффективность использования каменных углей ниже, что увеличивает удельный расход топлива на единицу производимой электрической энергии. [2]. Поэтому одним из главных направлений развития теплоэнергетики на современном этапе является повышение эффективности выработки тепловой и электрической энергии, на основе современных энергетических и ресурсосберегающих технологий [3].

Предлагается (в качестве наиболее современного технического решения) установка с газотурбинным двигателем (ГТД). Развитие современных методов проектирования и изготовления, а также разработка современных материалов, позволяет быстро совершенствовать данный вид двигателей: то есть при росте КПД (40-45%) снижается стоимость в 2-3 раза (чем для паротурбинных установок). ГТД на ТЭС пока используются для привода электрогенератора (самостоятельно или в комбинации с паротурбинными установками).

Затраты электроэнергии на основного потребителя (питательный насос) составляет 5-7% от выработки электроэнергии. На рассматриваемых энергоблоках для привода питательных насосов эффективнее электропривода показал себя паровой турбопривод. Паровой турбопривод за счет плавного регулирования мощности идеально подходит для обеспечения требуемой частоты вращения питательных насосов. При наличии достоинств, паровой турбопривод имеет и недостатки - усложнение тепловой схемы станции; сложность пуска и обслуживания.

Достоинства, которые имеет паровой турбопривод, обеспечивает также ГТД. Замена газотурбинным двигателем (рисунок 1) парового турбопривода позволяет увеличить производство электроэнергии от тепловой станции за счет увеличения количества электроэнергии, вырабатываемой при пропуске дополнительных расходов пара через основную турбину.

Дополнительной сложностью при установке ГТД является необходимость утилизации тепла дымовых газов (температура достигает значений 450-550^{0}С), что адекватно реализуется при сбросе их в конвективную шахту котла (или для нагрева химически-очищенной воды).

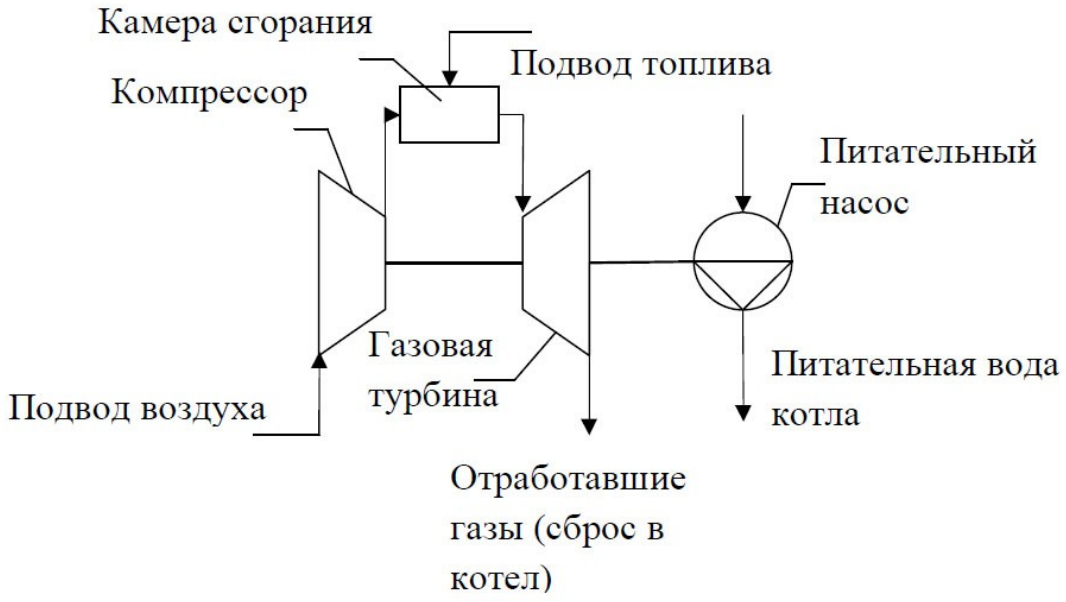


Рисунок 1 – Принципиальная схема ГТУ

Установка ГТД не требует наличия пара при пуске и, следовательно, не усложняет тепловую схему ТЭС. Недостатком подобной реконструкции является необходимость использования дополнительно газообразного или жидкого топлива.

Положительным эффектом замены парового привода на газотурбиный является то, что прибыль от дополнительно выработанной электрической энергии превысит стоимость потребляемого природного газа.

Дополнительный отпуск электроэнергии можно получить за счет: пропуска пара, который шел на паровой турбопривод, через отсеки основной турбины; использование теплоты уходящих газов ГТД в цикле ПТУ; сокращение потерь энергии в конденсационной установке турбопривода, если он работает на конденсатор.

Литература:

1. *Суходольская, Т.В*. Повышение энергоэффективности производства тепловой и электрической энергии в Донецком регионе / Т. В. Суходольская, Н. Г. Платохина, А. Л. Попов // Охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов : сб. IX межд. Конференции, 2015г., г. Донецк / ГВУЗ "ДонНТУ", ДонНУ ; редкол.: К.Н. Маренич и др. – Донецк : ГВУЗ "ДонНТУ", 2015.-С.441-443.

2. *Буров, В.Д.* Тепловые электрические станции. / В.Д. Буров [и др.]; под ред. В. М. Лавыгина, А. С. Седлова, С. В. Цанева. – 3-е изд., стереотип. – Москва: Издательский дом МЭИ, 2009. – 466 с.

3. Энергетическая стратегии России на период до 2030 года // Прил. к обществ. – дел. журн. «Энергетическая политика». – М.: ГУ ИЭС, 2010.-185с.

ИССЛЕДОВАНИЕ СПОСОБОВ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ТРУБЧАТОГО ВОЗДУХОПОДОГРЕВАТЕЛЯ КОТЛОАГРЕГАТА ТП-100

Дрючевский В.А., Боев Ю.А., Сафьянц С.М.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Увеличение тепловой эффективности воздухоподогревателей котельных агрегатов является важной трудоемкой задачей. Методов её решения множество: применение новых форм и материалов труб, интенсификация процессов теплоотдачи, воздействие на течение потоков воды и воздуха и т.д. Группой авторов [1] проводились исследования на экспериментальной установке для определения влияния турбулизирующих вставок на протекание процесса теплообмена. Эксперименты показали, что проволочные интенсификаторы положительно влияют на эффективность работы теплообменного аппарата: значение коэффициента теплоотдачи в трубе и число Нуссельта возрастают ассиметрично в 2-3 раза. Однако при этом значительно увеличивая потери давления.

В докладе рассматривается вариант установки цепи-интенсификатора во внутренний канал греющей трубы трубчатого воздухоподогревателя котла ТП-100. Для исследования изменения коэффициента теплопередачи была спроектирована и построена физическая модель воздухоподогревателя со вспомогательным оборудованием. Принципиальная схема установки представлена на рисунке 1.

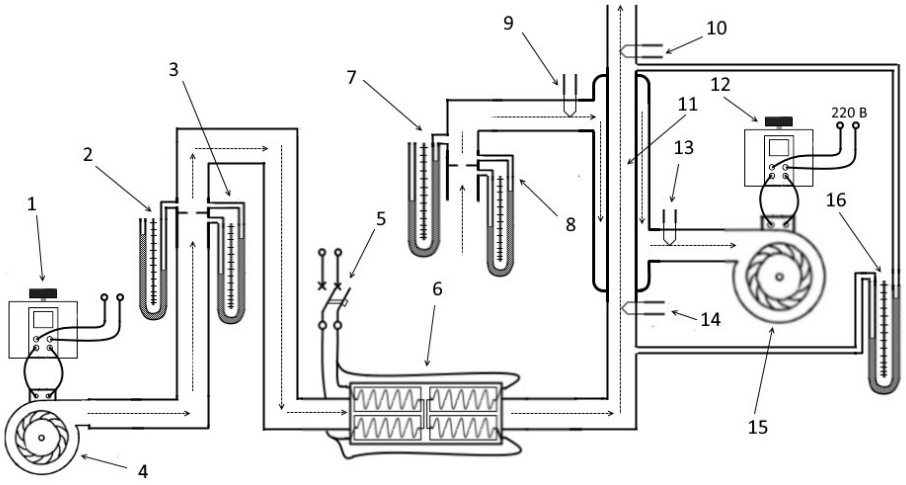


Рисунок 1 – Принципиальная схема установки

1 и 12 – лабораторные автотрансформаторы; 2, 7 – U-образные манометры для измерения избыточного давления $P_{гр}^{изб}$, $P_{н}^{изб}$ в каналах; 3, 8 – U-образные манометры, измеряющие перепад давления на измерительной диафрагме $P_{гр}^{д}$, $P_{н}^{д}$; 4, 15 – нагнетатели греющего и нагреваемого теплоносителей; 5 – автоматический выключатель; 6 – камера нагрева воздуха; 9, 10, 13 и 14 – термопары $T_{гр}^{вх}$, $T_{гр}^{вых}$, $T_{н}^{вх}$ и $T_{н}^{вых}$, 11 – теплообменник типа «труба в трубе»; 16 – U-образный манометр для измерения перепада давлений во внутренней трубе теплообменника $\Delta P_{гр}$.

Особенности конструкции основных элементов установки, следующие: теплообменник типа «труба в трубе» выполнен из отрезка пластиковой трубы и внутренней алюминиевой трубы. Фланцы теплообменника выполнены из дюралюминиевых дисков. Выводы под U-образный манометр $\Delta P_{гр}$ установлены на концах внутренней трубы. Камера нагрева выполнена из отрезка асбестовой трубы, в которую помещены керамические трубки. Через каждую пару трубок протянута нихромовая спираль. Фланцы выполнены из асбестового картона. Выводы нихромовых спиралей подсоединены через автоматический выключатель к лабораторному автотрансформатору или к сети U = 220 В. Все элементы установки и измерительные приборы закреплены на деревянном коробе.

Принцип действия установки следующий: воздух забирался из атмосферы нагнетателем и подавался по трубопроводу на измерительную диафрагму. На ней замерялся перепад давления $P_{гр}^{д}$ U-образным манометром для определения скорости и объемного расхода греющего теплоносителя. После замерялось избыточное давление в трубе $P_{гр}^{изб}$ для определения плотности воздуха. Далее воздух подается в камеру нагрева, в которой подогревается за счёт электрического нагревателя из нихромовых спиралей. Горячий воздух поступает во внутренний канал теплообменника, отдает свое тепло через стенки трубы и выбрасывается обратно в атмосферу. На входе и выходе внутреннего канала установлены термопары $t_{гр}^{вх}$ и $t_{гр}^{вых}$ для определения перепада температуры. Нагреваемый воздух, за счет создаваемого разряжения нагнетателем, забирается из атмосферы и поступает на измерительную диафрагму, где определяются $P_{н}^{д}$ и $P_{н}^{изб}$. После чего он по трубопроводу поступает в межтрубное пространство теплообменника, нагревается за счёт теплопередачи от внутренней трубы и через нагнетатель выбрасывается обратно в атмосферу. На входе и выходе из межтрубного пространства также установлены термопары $t_{н}^{вх}$ и $t_{н}^{вых}$. Все температуры регистрируются прибором Testo 175 t4 – четырехканальным логгером температур.

Для исследования влияния цепи-интенсификатора на процесс теплообмена проводилось 2 серии по 12 опытов при различных расходах с установленным интенсификатором и без него. В каждой серии опытов независимой переменной был расход нагреваемого теплоносителя, в то время как расход греющего теплоносителя изменялся после каждых двух опытов: первый без цепи, второй – с цепью. Всего было проведено 24 опыта при двух расходах греющего теплоносителя и шести расходах нагреваемого. Каждый опыт заканчивался выходом установки на стационарный режим работы и снятием показаний с приборов.

Полученные данным обрабатывались следующим образом: определялись средние температуры за время работы установки на стационарном режиме на входах и выходах теплообменника. Предварительно была проведена тарировка измерительных диафрагм и построены графики зависимости расхода от перепада давления на диафрагме. По тарировочным кривым определялись объемные и массовые расходы теплоносителей с учетом изменения плотности воздуха от температуры и давления. По уравнению теплового баланса определялся тепловой поток с учетом тепловых потерь:

$$Q = G_{гр} \cdot C^{в}_{гр} \cdot \left(t^{вх}_{гр} - t^{вых}_{гр}\right) = G_{н} \cdot C^{в}_{н} \cdot (t^{вх}_{н} - t^{вых}_{н}) \cdot \eta, \text{Вт}, \quad (1)$$

где G – массовый расход теплоносителя, кг/с; $C_{гр}^{в}$, $C_{н}^{в}$ – теплоемкость воздуха, Дж/(кг·К); $t_{гр}^{вх}$, $t_{гр}^{вых}$, $t_{н}^{вх}$, $t_{н}^{вых}$, – начальная и конечная температура теплоносителя, °С, η – коэффициент полезного действия установки, определяемый экспериментальным путем (η<1).

По уравнению теплопередачи (2) определялся коэффициент К:

$$К = \frac{Q}{F \cdot \Delta t_{ср}}, \text{Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К}), \quad (2)$$

где Q – тепловой поток, передаваемый нагреваемому теплоносителю, Вт; F – площадь боковой поверхности греющей трубы теплообменного аппарата, $м^2$; $\Delta t_{ср}$ – среднелогарифмический температурный напор, К.

Среднелогарифмический температурный напор определяется по формуле (3):

$$\Delta t_{ср} = \frac{(\Delta t_{б} - \Delta t_{м})}{(\ln \Delta t_{б}/\Delta t_{м})}, \text{К}, \quad (3)$$

где $\Delta t_{б}$ – большая разность температур, $\Delta t_{м}$ – меньшая разность температур (рисунок 2).

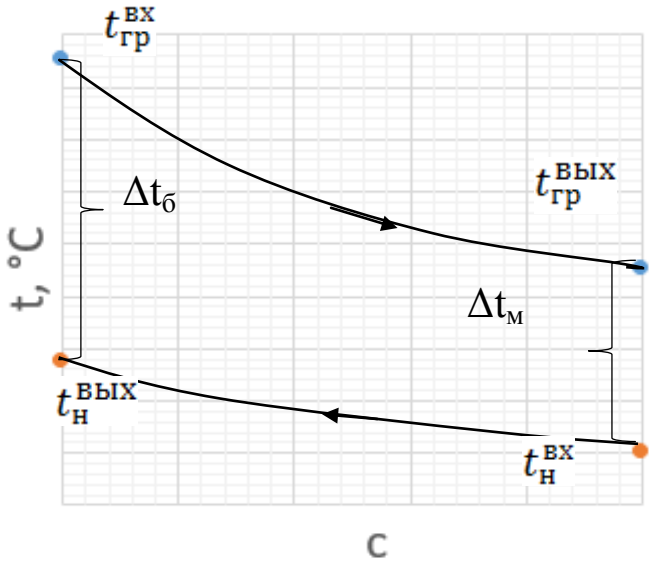


Рисунок 2 – Определение среднелогарифмического температурного напора для противотока. $t_{гр}^{вх}$, $t_{гр}^{вых}$, $t_{н}^{вх}$, $t_{н}^{вых}$, – начальная и конечная температура теплоносителя.

По окончании всех экспериментов полученные в результате значения коэффициента теплопередачи с интенсификатором сравнивались со значениями экспериментов на гладкой трубе. Результаты представлены на рисунке 3 а, б.

По предварительным расчетам видно, что коэффициент теплопередачи увеличивается на протяжении всех опытов с интенсификатором. В среднем значение К увеличивается в первой серии опытов на 8,65 Вт/(м^2·К) или на 7,9%, а во второй серии на 10,2 Вт/(м^2·К) или на 8,3%. Однако установка цепи вызывает в среднем увеличение гидравлического сопротивления в трубе на 1,2 кПа – возрастает на 130 %. Такой перепад может не входить в диапазон рабочего сопротивления нагнетателей котла и повлечет за собой замену оборудования.

Также основываясь на [1] можно предположить, что применение цепи-интенсификатора за счет создаваемых колебаний набегающим потоком теплоносителя может снизить количество отложений на внутренней стенке трубы.

В дальнейшем планируется исследование влияния на теплообмен изменения протяженности цепи-интенсификатора и установка её в различных частях греющей трубы.

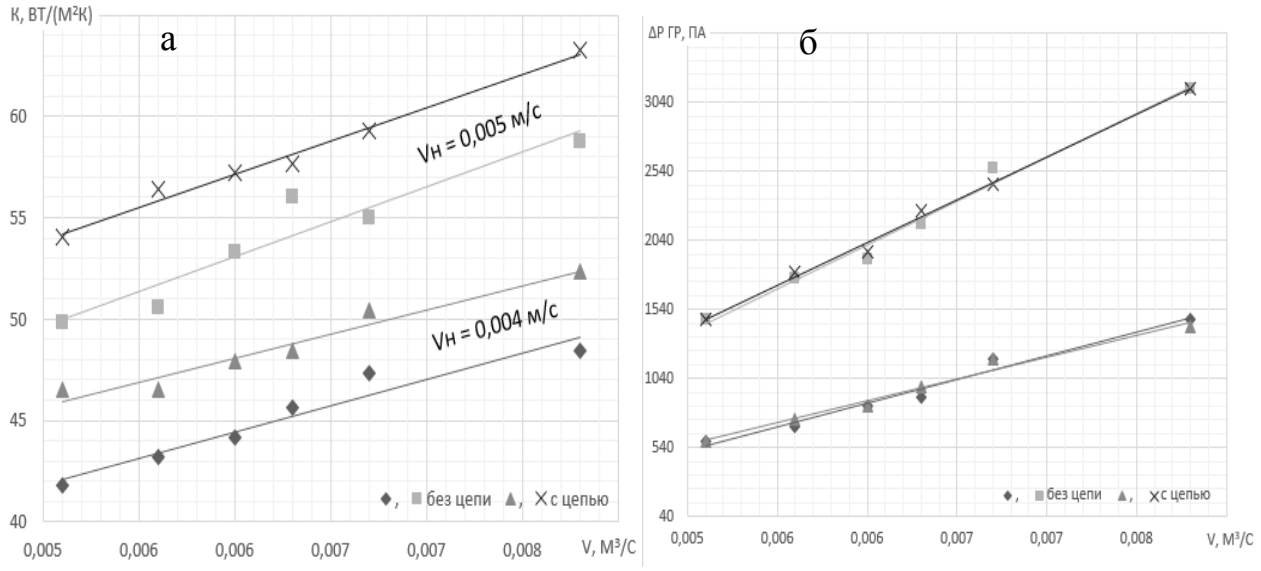


Рисунок 3 – Изменение коэффициента теплопередачи К (а) и гидравлического сопротивления $\Delta P_{гр}$ (б) от расхода греющего теплоносителя $V_{гр}$, м^3/с при варьировании расхода нагреваемого $V_н$.

Литература:

1. М. В. Лакиза, С. Л. Деменок (к.т.н.) – ООО «Н"Пром Бюро», Интенсификация теплообмена в трубном пространстве судовых теплообменных аппаратов. С.-Петербург В. В. Медведев, д.т.н. – Санкт-Петербургский государственный морской технический университет (СПбГМТУ)

О ВАРИАНТАХ ЭНЕРГОСНАБЖЕНИЯ ОБЪЕКТОВ СОЦИАЛЬНОЙ ИНФРАСТРУКТУРЫ

Сахно И.К., Сафьянц С.М., Безбородов Д.Л.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

В данный момент наш регион подвержен нарушениям и перебоям в работе систем энергоснабжения, в частности – электрической энергии. Решением данной проблемы может служить развитие малой энергетики, которая позволит увеличить степень автономности работы социально значимых объектов. Повышение надёжности энергоснабжения объектов социальной инфраструктуры (школы, садики, спортивные учреждения и др.) позволит повысить эффективность их работы. В качестве объекта исследования выбран объект спортивно-оздоровительного назначения. На таких предприятиях, как исследуемый спортивно-оздоровительный комплекс, является актуальным использование мини-теплоэлектростанций (мини-ТЭЦ), работающие в когенерационном режиме (допустима также работа по тригенерационному циклу – при необходимости).

Объектом исследования является спортивно-оздоровительный комплекс, расположенный в микрорайоне Привокзальный, города Донецк. Общий объем здания 56 тыс. $м^3$. Качественное и бесперебойное энергоснабжение необходимо для работы всего тепло- и электрооборудования, обеспечивающего комфортную эксплуатацию всех помещений комплекса, которые включают: плавательный бассейн, два больших спортивных зала, пять малых залов, административные и производственные помещения.

Даже кратковременные отключения от системы энергоснабжения могут привести к ряду негативных факторов: остановку работы систем освещения (особенно критично для залов без естественного освещения); остановка систем очистки воздуха, системы химической подготовки (обеззараживание) воды и др. Следовательно, в рамках поставленной задачи решается вопрос поддержания на минимально необходимом технологическим процессом уровне работоспособности всех систем "жизнеобеспечения" спортивного комплекса.

В исходном варианте предусмотрена система теплоснабжения, состоящая из отопительной котельной с горячим водоснабжением. Электрическая энергия и вода поставляются из централизованных источников. Необходимости в резервировании водных источников нет, так как вода циркулирует по замкнутому циклу, а на объекте имеется минимальный требуемый запас для восполнения естественных потерь воды. Дальнейшие исследования направлены на организацию процесса выработки электрической энергии на тепловом потреблении. Для этого рассчитана необходимая потребность в тепловой энергии комплекса: отопление комплекса – 240 кВт; вентиляция здания – 320 кВт; вентиляция бассейна – 100 кВт; подогрев воды бассейна – 800 кВт; на нужды горячего водоснабжения комплекса – 130 кВт. То есть суммарная тепловая нагрузка составляет 1590 кВт.

Покрытие необходимой потребности в тепле осуществляется за счет двух водогрейных котлов REX 85 фирмы «ICI CALDAIE» (производства – Италия) с коэффициентом полезного действия 93 % теплопроизводительностью по 850 кВт каждый.

Потребность в электрической энергии составляет 358,67 кВт. Покрытие этой нагрузки осуществляется путем подвода электрической энергии из внешней сети.

Совместная выработка тепловой и электрической энергии получила название – когенерация [1,2]. Таким образом, целью когенерации в спортивном комплексе, являться выработка тепловой энергии нужных параметров и по заданному графику нагрузки, а полученная электрическая энергия является сопутствующим продуктом, повышающим экономичность всей установки. А в случае отключения централизованного источника позволит поддержать работу всех технологических систем объекта.

Рассмотрены варианты, предполагающие наличие резервных линий энергоснабжения как по тепловой энергии, так и по электрической. Однако анализ данных [3] показал, что это приведет к значительному увеличению расходов на содержание этих энергосистем.

При анализе литературных данных, сделан вывод, что основным когенерационным оборудованием являются газотурбинные и газопоршневые установки. Наиболее подходящей установкой под параметры энергопотребления комплекса, является газопоршневой двигатель.

В связи с отсутствием детальных характеристик работы когенерационных установок во всем диапазоне нагрузок (от номинальной до технологического минимума) были проведены работы по математическому и физическому моделированию работы газопоршневой установки. Установка состоит из четырехтактного двигателя внутреннего сгорания и электрического генератора, вырабатывающего электрическую энергию. Для определения фактических показателей производимой тепловой энергии использовались теплообменные устройства, позволившие определить расход тепловой энергии (таблица 1).

На основании полученных данных с приборов измерения составлен тепловой баланс расхода и потребления энергии, который показал, что электрический КПД установки составляет 5-10% в зависимости от режима работы. С учетом утилизации тепловой энергии для нагрева холодной воды и сброса отработавших дымовых газов суммарный эффективный КПД составит 74-86%, что является весьма приемлемым (КПД тепловой электрической станции – до 40%). Этот факт позволяет сделать вывод, что работа данной энергетической надстройки приведет и к снижению вредного воздействия на окружающую среду [4].

Также проведены работы по измерению уровня звукового давления как непосредственно на месте работы установки, так и на отдалении от неё с интервалом в 1 м. Замеры показали, что уровень звукового давления не превышает 80 дБ в непосредственной близости от установки, с последующим снижением до 70 дБ на расстоянии 2 м, что позволяет использовать данную установку в

имеющемся помещении котельной без реализации дополнительных мероприятий для снижения шума.

Таблица 1 - Основные результаты работы лабораторной установки (при продолжительности опыта τ=1680 сек)

Температура теплоносителя на входе, $t_{х.в.}$, °С	Температура теплоносителя на выходе, $t_{г.в.}$, °С	Давление отходящих газов, $P_{д.г}$, мм.вд.ст.	Расход топлива, за опыт, G, мл.	Напряжение в сети, U, В	Эффективная мощность, N, Вт
12,0	59,5	34	380	205	682,65
16,0	59,0	34	390	221	534,82
15,5	56,5	28	390	229	588,53
15,0	53,0	24	340	233	503,28
14,0	50,0	20	290	234	409,5
15,0	46,5	20	280	230	285,2
15,0	44,0	20	270	233	186,4

Расчеты ожидаемого экономического эффекта показывают, что данная система (без утилизации тепла) не сможет конкурировать с централизованными источниками электроснабжения. В случае масштабных аварий (отсутствие электроэнергии из централизованного источника) альтернативы предлагаемой системе вообще нет. В случае использовании тепловой энергии (в зимний период) ожидается снижение расходов на энергоресурсы до 4-7%.

Литература:

1. *Басок, Б.И.* Анализ когенерационных установок . Часть 1. Классификация и основные показатели / Б.И. Басок, Е.Т. Базеев, В.М. Диденко, Коломейко Д.А. // Промышленная теплотехника. – 2006.- №3.- С. 83-89.

2. *Куан, Ву Вьет*. Когенерация: газовые электростанции, когенерационные газопоршневые ТЭЦ / Ву Вьет Куан, К. Э. Гайдук, Е. К. Сафонова // Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс]: всеукраинская научно-практическая конференция студентов: сборник докладов / ГВУЗ "ДонНТУ", Физико-металлургический ф-т ; редкол.: С.М. Сафьянц (пред.) и др. - Донецк : ГВУЗ "ДонНТУ", 2014. - С.147.

3. *Саржан, А.В.* О проблеме дальней транспортировки тепла / А.В. Саржан, Д.Л. Безбородов // Вестник Донбасской национальной академии строительства и архитектуры.- 2016. - № 4 (120). - С. 5-8.

4. *Безбородов, Д.Л*. Экологические и экономические аспекты установки паровой турбины на котельной / Д. Л. Безбородов, Д. С. Калашникова, Ю. В. Кривий // Охорона навколишнього середовища та раціональне використання природних ресурсів. - Донецьк : ДонНТУ, 2010. - Т.2. - С.218-219.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПЛАСТИНЧАТЫХ ТЕПЛООБМЕННИКОВ ДЛЯ ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УТИЛИЗАЦИИ ТЕПЛА ДЫМОВЫХ ГАЗОВ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ КОТЛОВ

Клейн С.А., Олефиренко Е.П., Попов А.Л.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

В результате использования непроектных топлив при производстве электрической энергии на тепловых электрических станциях [1,2] возникает проблема, связанная с нарушением тепло-аэродинамических показателей работы котельных агрегатов. То есть, сжигание непроектного топлива, а особенно при его нестабильном химическим составом, приводит к изменению объемов образования дымовых газов, а, следовательно, и к нарушению теплообменных процессов.

Зачастую нарушение теплового режима ведет к увеличению температуры отходящих газов, что ведет к увеличению потерь тепла с дымовыми газами, что снижает коэффициент полезного действия котла и общие технико-экономические показатели станции [3].

Для снижения температуры дымовых газов для котла ТП-100 предлагается разработка предложений по корректировке температуры отходящих газов до расчетных показателей за счет установки дополнительных теплообменных поверхностей. Предварительные исследования показывают вероятность возникновения проблем при эксплуатации трубчатых теплообменных поверхностей – основная проблема определена в виде загрязнения межтрубного пространства золовыми частицами, уносимыми дымовыми газами. Этот факт значительно снизит эффективность работы поверхностей нагрева. Предлагается рассмотреть возможные альтернативные варианты установки дополнительных поверхностей нагрева.

Основным перспективным направлением для дальнейших исследований будет являться - пластинчатый воздухоподогреватель. На основании ГОСТ 23172-78 "Котлы стационарные. Термины и определения": «Пластинчатый воздухоподогреватель стационарного котла - Рекуперативный воздухоподогреватель стационарного котла, теплообменные поверхности которого выполнены из стальных листов, образующих чередующиеся каналы для продуктов сгорания топлива и воздуха».

В результате анализа фактических режимов работы котла ТП-100 определено, что при требуемой температуре уходящих газов за регенеративным подогревателем в 127°С, реальное значение при работе на номинальной нагрузке достигает 163°С. Предлагается рассмотреть возможность снижения температуры отходящих газов до 115-120°С.

Для реализации предлагаемого предложения рассматривается установка дополнительных теплообменных поверхностей после регенеративного воздухоподогревателя. В качестве нагреваемого теплоносителя предлагается использование воды для нужд ХВО.

Схема установки дополнительных поверхностей нагрева в конвективном газоходе котла ТП-100 приведена на рисунке 1.

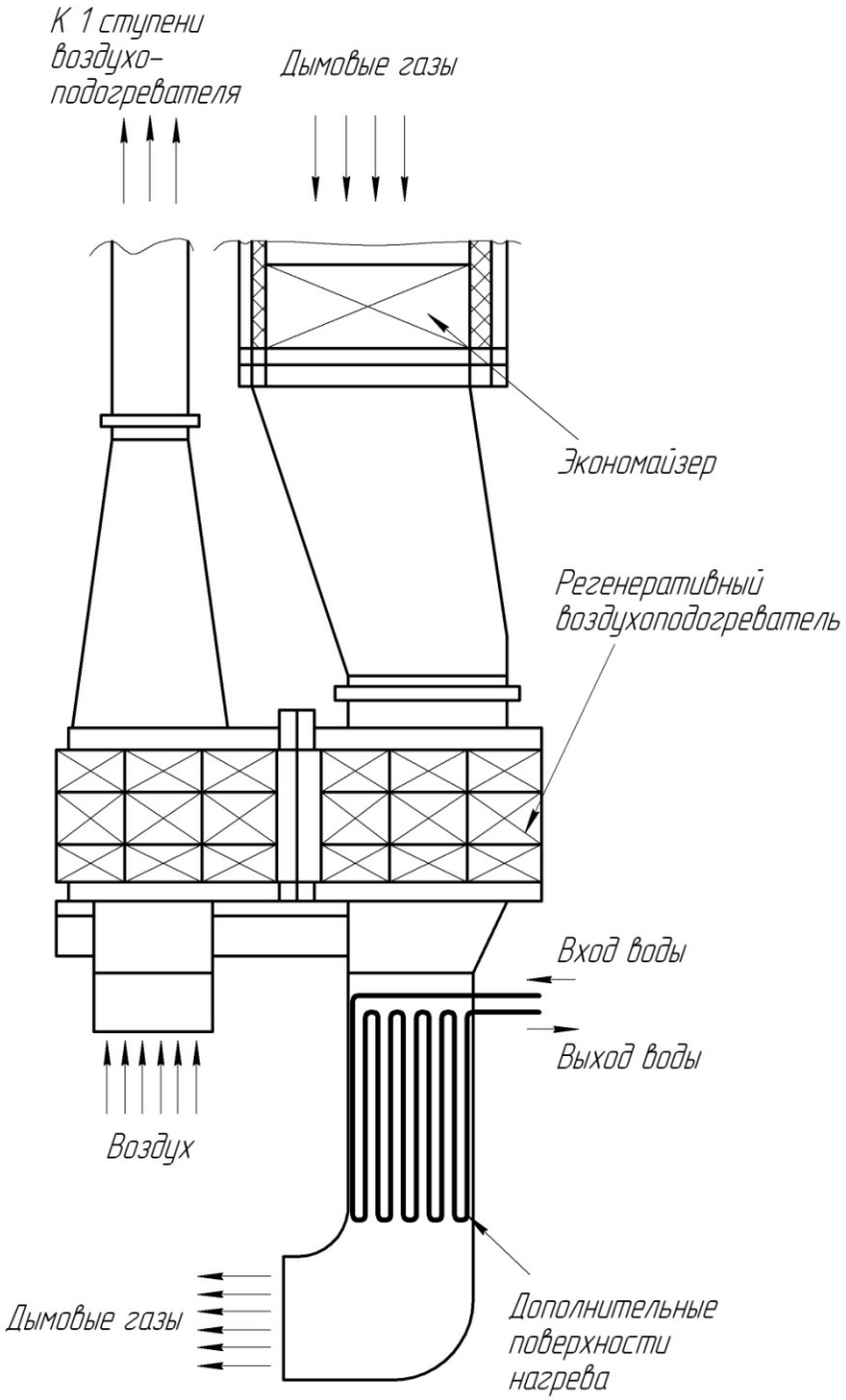


Рисунок 1 – Схема установки дополнительных поверхностей нагрева в конвективном газоходе котла ТП-100

В пластинчатых поперечноточных воздухоподогревателях воздух движется горизонтально между пластинами (через одну), а вертикально, в соседних промежутках, движется газ (через заштрихованные полости). Протекание газов сверху вниз способствует уменьшению золовых отложений.

Пластинчатые воздухоподогреватели удобны тем, что в малом объеме помещается большая поверхность теплообмена. Это особенно актуально в нашем

случае, так как установка дополнительных поверхностей предполагается после регенеративного вращающегося воздухоподогревателя [4] (по дымовым газам). Сложность геометрии дымохода определяет сложную конструкцию теплообменных поверхностей.

Проблемы загрязнения золовыми частицами определяют необходимость возможности легкой чистки данного теплообменника ручным или механизированным способом.

При установке расчетной поверхности дополнительного теплообменника 2000 м^2 ожидается увеличение коэффициента полезного действия с 88,94 до 89,27% за счет снижения тепловых потерь с дымовыми газами с 5,51 до 5,18%, что сократит общие потери тепловой энергии котельным агрегатом с 11,06 до 10,73% (рисунок 2).

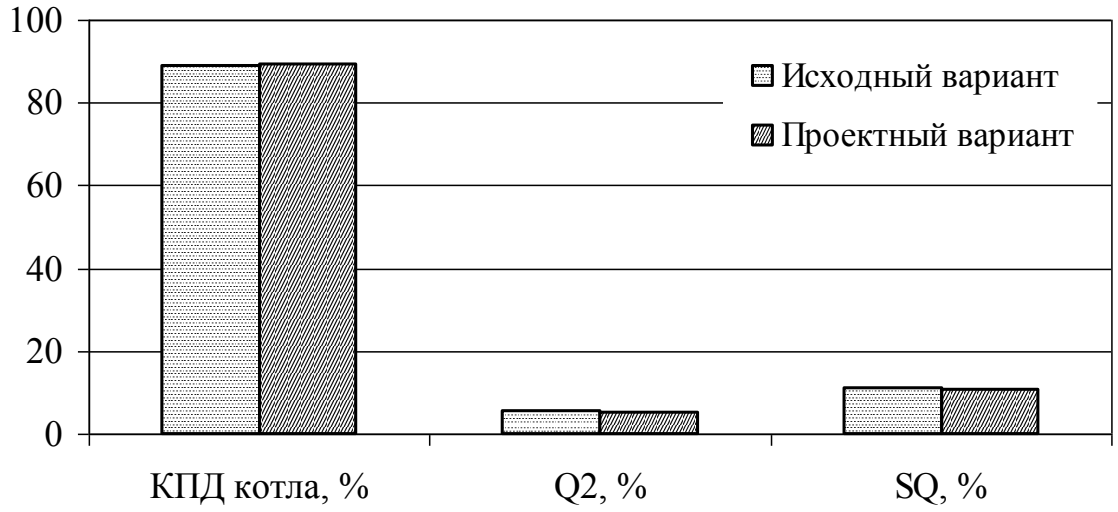


Рисунок 2 – Изменение КПД котельного агрегата в результате реконструкции

В результате реализации предложений ожидается экономический, экологический и социальный эффект (улучшение условий труда персонала).

Литература:

1. *Равич, М.Б.* Топливо и эффективность его использования / М.Б. Равич. - М., Наука, 1971. -358 с.

2. *Горшков, А.С.* О качестве энергетических углей / А.С. Горшков, Г.И.Иванов, К.Я. Полферов и др.// Электрические станции.–1970.-№1.-с.14-21.

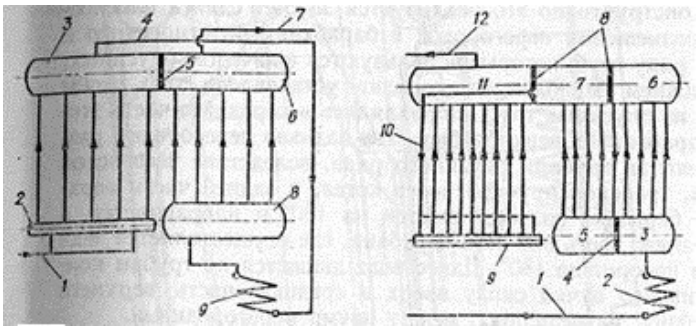
3. *Мезенцев, Е.А.* Повышение КПД котельной за счет понижения температуры уходящих газов / Е. А. Мезенцев, Д. Л. Безбородов // Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс]:сборник докладов / ГВУЗ "ДонНТУ", Физико-металлургический ф-т ; редкол.: С.М. Сафьянц (пред.) и др. - Донецк : ГВУЗ "ДонНТУ", 2013. - С.166.

4. Инструкция по эксплуатации регенеративных подогревателей турбоустановки К-200-130-1 ЛМЗ. - Донецк: Изд. «Донеччина», 1998,-67 с.

ПЕРЕВОД КОТЛОВ ТИПА ДКВр ИЗ ПАРОВОГО РЕЖИМА В ВОДОГРЕЙНЫЙ

Андреева Л.Д.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Для удовлетворения в тепле потребителей широко осуществляется реконструкция существующих котлов, позволяющая повысить выработку тепла в допустимых пределах при сравнительно не больших затратах. Одним из путей реконструкции котельных является перевод паровых котлов с естественной циркуляцией на прямоточный водогрейный режим работы. Целесообразность перевода обусловлена ограниченным выпуском водогрейных котлов малой мощности (до 10-20 Гкал/ч). Большинство котельных оборудованы паровыми котлами и теплоснабжение осуществляется через бойлерные.



а) б)

Рисунок 1 – а) Схема перевода котла ДКВр на водогрейный режим, разработанная ПТП «Уралэнергочермет»:
1 – трубопровод обратной воды теплосети; 2 – коллектор бокового экрана; 3 – передний отсек верхнего барабана; 4 – обводной трубопровод; 5 – перегородка; 6 – задний отсек верхнего барабана; 7 – трубопровод горячей воды; 8 – нижний барабан; 9 – экономайзер.

б) Перевод котлов ДКВр на водогрейный режим по схеме Ростовской ТЭЦ:
1 – трубопровод обратной воды теплосети; 2 – экономайзер; 3 – задний отсек нижнего барабана; 4 – перегородки; 5 – передний отсек нижнего барабана; 6,7 – задний и средний отсеки верхнего барабана; 8 – перегородки в верхнем барабане; 9 – нижний коллектор; 10 – трубы топочного экрана; 11 – передний отсек верхнего барабана; 12 – трубопровод прямой воды теплосети.

В [1] предложено несколько тепловых схем перевода паровых котлов в водогрейный режим. Одна из схем разработана и реализована ПТП Уралэнергочермет (рис 1) [1]. По этой схеме в верхнем барабане и нижних коллекторах боковых экранов устанавливаются глухие перегородки. Сетевая вода поступает в нижние коллектора боковых экранов и по всем трубам поднимается в передний отсек верхнего барабана, откуда по перепускным трубам направляется в экономайзер. После вода направляется в задние отсеки нижних коллекторов

боковых экранов, затем в нижний барабан, дальше по всем трубам конвектива поступает в задний отсек верхнего барабана. Из этого отсека по трубопроводу в тепловую сеть. Достоинство схемы: поступление обратной сетевой воды в экранные трубы топочной камеры, что снижает вероятность парообразования в зоне высоких температур продуктов сгорания. Недостаток схемы: низкие скорости движения воды в конвективе (0,05 м/с), что может привести к образованию паровых пробок в трубах и их пережогу.

Недостатком подобных схем является наличие перебросных трубопроводов, что увеличивает затраты на реконструкцию и эксплуатацию, так как увеличивается гидравлическое сопротивление котлов.

В [2] представлена новая схема, реализованая в котельной завода Резервуарных металлоконструкций (РМК) г. Саратова (рис 2). Данная схема увеличивает надежность работы котла в водогрейном режиме, снижает затраты на реконструкцию. В данной схеме обратная сетевая вода поступает в чугунный экономайзер. При этом часть воды пропускается по байпасному трубопроводу, после чего оба потока смешиваются и поступают в тыльную часть верхнего барабана. Далее вода совершает многократные подъемно-опускное движения в трубах конвектива и экранов. В барабанах устанавливаются перегородки. Для удобства монтажа, осмотра и ремонта перегородки имеют съемные крышки (люки), через которые осуществляется допуск во все отсеки барабанов.

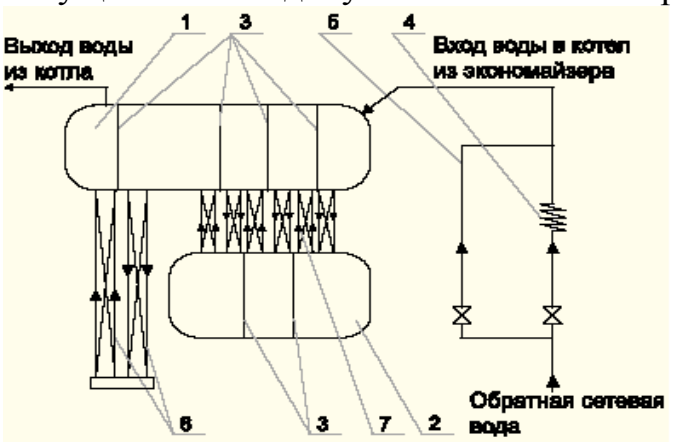


Рисунок 2 – Принципиальная схема движения воды в реконструированном котле ДКВр-6,5-13:
1 – верхний барабан; 2 – нижний барабан; 3 – разделительная перегородка с люком; 4 – экономайзер; 5 – байпас; 6 – боковой экран; 7 – кипятильный пучок.

Отвод воды из котла производится из передней части верхнего барабана по существующему патрубку отвода пара. Предохранительные клапаны водяного тракта устанавливаются на существующих патрубках предохранительных клапанов верхнего барабана. Подвод воды производится через новое отверстие в верхнем барабане. Между перегородками в корпусе верхнего барабана устанавливаются воздушники.

Соблюдения режимных и эксплуатационных требований: периодическое удаление воздуха из отсеков верхнего барабана, не допускать снижения расхода сетевой воды через котел ниже расчетного. Для надежности и простоты экс-

плуатации в перегородках верхнего барабана в верхней и нижней части оставляют отверстия 30-40 мм, в нижнем барабане только в нижней части перегородки. Верхние служат для удаления воздуха из верхнего барабана при помощи одного воздушника и удаления пара через предохранительный клапан в передней части барабана при авариях (отключении электроэнергии, остановке сетевых насосов). Нижние отверстия служат для периодической продувки и удаления шлама из барабанов. Для продувки из верхнего барабана можно использовать опускные трубопроводы в передней части котла. В нижнем барабане используется штатный трубопровод периодической продувки.

По анализу теплотехнических показателей работы котла [2] на различных режимах и результатов работы котлов можно сделать следующие выводы:

1. Сохраняются горелки, дымосос и вентилятор, при этом увеличивается тепловая мощность котлов.

2. Для избежания кислородной коррозии труб конвектива температура воды на входе в котел должна быть не менее 50 °С. Для этого предусматривается насос рециркуляции, для подачи части воды из прямой магистрали на вход в котел при снижении температурного графика сети.

3. Расход воды через экономайзер на всех режимах должен составлять 0,5 кг/с (1,8 т/ч). Для этого на байпасной линии 5 (рис.2) установливается шайба.

4. При работе на максимальной нагрузке в 6,2 МВт и температуре воды на входе и выходе из котла, соответственно 70 и 110 °С, коэффициент избытка воздуха в топке должен быть 1,1, а при температуре воды 50 и 90 °С - 1,2.

5. При работе на минимальной нагрузке 3,1 МВт и температуре воды на входе и выходе из котла, соответственно 60 и 80 °С, коэффициент избытка воздуха в топке должен быть 1,5. Увеличение коэффициента избытка воздуха до 1,2 и даже до 1,5 объясняется необходимостью поддержать температуру уходящих газов не ниже 90-80 °С для избежания интенсивного выпадения конденсата на трубах экономайзера и далее в газоходе до дымовой трубы.

Данную схему можно рекомендовать для всех паровых котлов типа ДКВр. Перевод производится по проекту с учетом специфики работы конкретного котла, температурного графика тепловой сети. В проекте должны быть проведены тепловые, прочностные, гидравлические и аэродинамические расчеты, определены минимально-допустимые расходы воды в котле и экономайзере по условиям надежного охлаждения поверхностей нагрева котла.

При реконструкции меняется схема циркуляции воды (с естественной на принудительную прямоточную), поверхности нагрева котла не изменяются. Неизменяется газовоздушный тракт, тракт подачи топлива и шлакоудаления (если таковой имеется).

Особенностью гидродинамики переведенных котлов является то, что нет возможности соблюдать значения скоростей движения воды в обогреваемых поверхностях, но опыт эксплуатации таких котлов показывает, что выдерживать в них рекомендованные для водогрейных котлов значения параметров, в частности скорости движения воды в обогреваемых трубах нет необходимости.

По результатам теплового расчета [1] выдерживаются все нормативные показатели по температурам продуктов горения, по скоростям движения газов во всех газоходах и интенсивности теплопередачи, котел может длительное время работать в водогрейном режиме и реконструкция технически обоснована.

Основные мероприятия [1], проводимые при переводе паровых котлов в водогрейный режим:

1. Демонтаж питательных насосов (с паровыми и электроприводами).

2. Демонтаж питательных трубопроводов с арматурой и приборами.

3. Замена паровых предохранительных клапанов на водяные.

4. Монтаж трубопроводов для удаления воздуха из верхних точек водяного тракта котла.

5. Изменение схемы движения воды через экономайзер с последовательной компоновки труб на параллельную (объем воды увеличивается в 10-20 раз).

6. Дополнение циркуляционной схемы котельной системой рециркуляции (для поддержания постоянной температуры воды на входе в котел).

7. Анализ использования существующей схемы деаэраторной установки в новых условиях работы.

8. Оборудование реконструируемого котла приборами безопасности.

9. Выбор способа монтажа перегородок в барабанах трубопроводах.

Уменьшение выбросов вредных веществ достигается регулировкой процесса горения, правильным выбором соответствующих горелочных устройств.

Приведенные расчеты [1] дают экономический эффект. Перевод дает возможность вырабатывать дополнительное количество тепла при минимуме капитальных затрат. Реконструированные котельные позволяют сократить число малопроизводительных малых котельных. Повышение КПД обеспечивает экономию топлива. Улучшается состояние окружающей среды за счет уменьшения выброса вредных веществ (особенно угарного газа и окислов азота).

Все работы по реконструкции могут быть выполнены силами ремонтных бригад или предприятий.

Улучшаются условия работы обслуживающего персонала.

Опыт по переводу паровых котлов на водогрейный режим и опыт эксплуатации таких котлов свидетельствует о том, что переоборудование котельных в водогрейные является технически полностью обоснованным и экономически выгодным мероприятием.

Литература:

1. *Глущенко, Л.Ф.* Перевод промышленно-отопительных котлов с парового на водогрейный режим / Л.Ф. Глущенко, Д.С. Шевцов, Б.В.Кунцевич - Киев: Будівельник, 1982. – 56 с.

2. *Васильев, А.В.* Перевод паровых котлов типа ДКВр в водогрейный режим работы / А.В.Васильев, Г. В.Антропов, Ю.И. Акимов // Энергосбережение в Саратовской области. – 2002. № 1 (007). - С. 25 – 28.

ЭФФЕКТИВНОЕ ВНЕДРЕНИЕ И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ АБСОРБЦИОННОГО ТЕПЛОВОГО НАСОСА В ЦИКЛЕ ТЭЦ

Рышетник А.С., Сафьянц С. М., Колесниченко Н. В.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

На сегодняшний день, среди тепловых электрических станций (ТЭС) и теплоэлектроцентралей (ТЭЦ) наблюдается снижение параметров пара, а по этой причине снижается эффективность выработки как тепловой так и электрической. Снижение параметров пара происходит по причине износа основного и вспомогательного оборудования в цикле электрических станций. Вследствие чего энергетическое оборудование тепловых станций преследуется тепловыми потерями в окружающую среду, влекущее за собой затраты на возмещение полученных потерь в процессе преобразования энергии из одного состояния в другое. Затраты на дополнительное использования энергетического топлива, которые неизбежно влекут за собой увеличение количества вредных выбросов в окружающую среду.

Теплоэлектроцентраль (ТЭЦ) обеспечивает комбинированный отпуск как тепла так и электроэнергии, и обладают высоким показателями экономичной работы. Цикл ТЭЦ с турбиной типа ПТ (рис . 1) при комбинированной выработке электроэнергии и тепла имеет высокий показатель экономичности, при полной загрузке регулируемых отборов. В конденсатор поступает малое количество пара тем самым повышается термический КПД за счет малых потерь в холодном источнике. Но полной загрузки регулируемых отборов можно добиться крайне редко[1].

На сегодняшний день наиболее перспективной технологией повышения эффективности комбинированной выработки энергии является технология преобразования потенциала низкотемпературного источника тепла в высокотемпературный, с помощью теплового насоса. При применении данной технологии расход топлива снижается, а вредные и тепловые выбросы существенно снижаются.

В зависимости от того, в каком режиме работает турбоустановка, возможны различные варианты использования абсорбционных тепловых насосов на ТЭЦ.

Турбина работает только в режиме теплового графика. Тепло отработавшего пара отдается только тепловому потребителю, где выработанная электрическая мощность не может быть изменена без изменения теплового потребления. Работа турбины по тепловому графику экономична, ведь вся энергия вырабатывается на постоянном теплопотреблении. При работе турбины в таком режиме потери тепла в конденсаторе будут минимальны[2].

Турбина работает только по электрическому графику. При заданной электрической нагрузке, не используемое тепло отводиться с охлаждающей водой в окружающую среду.

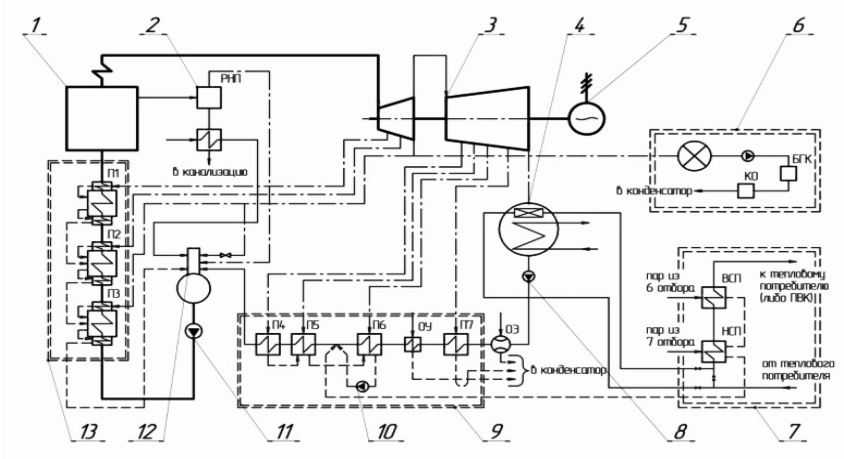


Рисунок 1 - Принципиальная тепловая схема энергоблока ТЭЦ с турбоустановкой ПТ-25/90-10:

1 - паровой котел; 2 - расширитель непрерывной продувки; 3 - паровая турбина; 4 - конденсатор; 5 - турбогенератор; 6 - установка отпуска пара промышленному потребителю; 7 - сетевая установка; 8 – конденсатный насос; 9 - группа ПНД; 10 - дренажный насос; 11 - питательный насос; 12- деаэратор; 13- группа ПВД.

В заключении можно сказать следующие, что использование АБТН целесообразно в теплотехнических системах, где имеются, прежде всего, тепловые потоки от установок комбинированной выработки энергии, вторичные энергоресурсы и пр. Ведь покрытие базовых тепловых нагрузок на ТЭЦ осуществляется, теплофикационными отборами пара. При пиковых режимах, тепловая мощность теплофикационных отборов не может покрыть увеличивающуюся тепловую нагрузку, в работу включаются пиковые котлы, питающиеся паром производственного отбора (давлением 8–13 ата). Использование пара таких высоких параметров для целей теплофикации или включение в работу водогрейных котлов, в которых сжигается топливо без выработки электроэнергии неэкономично. Если с помощью теплового насоса утилизировать это тепло, и использовать его для предварительного подогрева обратной сетевой воды, а затем догревать сетевую воду до температуры в прямой магистрали паром теплофикационного отбора, то становится возможным либо увеличить присоединенную тепловую нагрузку ТЭЦ, либо заместить часть тепловой мощности водогрейного котла, или отбора пара производственных параметров без дополнительного расхода топлива [3].

Литература:

1. *Бененсон, Е.И.* Теплофикационные паровые турбины / Под ред. Д.П. Бузина. – 2–е изд., перераб. и доп. – М.: Энергоатомиздат, 1986. – 272 с.

2. *Рыжкин, В.Я.* Тепловые электрические станции: учебник для вузов / Под ред. В.Я. Гиршфельда. – 3–е изд.1987. – 328 с.

3. *Рей Д., Макмайкл Д.* Тепловые насосы: Пер. с англ. – М.: Энергоиздат, 1982. – 224 с.

АНАЛИЗ РАБОТЫ СИСТЕМЫ ПОДАЧИ ПЕРВИЧНОГО ВОЗДУХА К РЕКОНСТРУИРОВАННЫМ ГОРЕЛКАМ КОТЛА ТП-100

Друзенко С.А., Клейн С.А., Сафонова Е.К.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

При сжигании углей ухудшенного качества экономичность работы котла ТП-100 понижается, что вызвано недостатком тяги и дутья при номинальной нагрузке и невозможностью поддержания расчетного избытка воздуха из-за больших присосов в топочной камере (7-10% и по хвостовым элементам котла 38-42%).

Для ликвидации присосов применяются следующие мероприятия: уплотнение котлов, замена пылепроводов к горелкам [1,2]. При уплотнении топки растет температура перед ширмами и внизу в районе летки. Для ликвидации создавшегося положения для данных типов котлов разработано стандартное решение, заключающееся в уменьшении числа горелок и пылепроводов с 16 на 12 при сохранении диаметров существующих пылепроводов. Дополнительно район установки горелок уплотняется металлической обшивкой. Снижение горелок на 2 м и размещение их на боковых стенах снижает ядро горения, повышает температуру на уровне шлакового пода и леток, увеличить активный объем топки и снизить опасность шлакования пароперегревателя.

Проведенные анализы работы реконструированной схемы подачи топлива позволяют изучить влияние способа распределения первичного и вторичного воздуха на величину расхода воздуха на каждую горелку. В результате при полном открытии шиберов на пылепроводах максимальная разбежка расходов первичного воздуха с загруженным пылепитателем №4 составляет 35-40%. В случае прекращения пылеподачи пылепитателем №4 неравномерность расходов воздуха еще больше и достигает 55%. Регулирование расхода первичного воздуха посредством выравнивания его давления перед всеми горелками не приводит к полному выравниванию расходов.

Схема с 12 мощными горелками треугольником вниз оказалась чувствительной к распределению пыли между ярусами горелок. Это оказывает значительное влияние на величину механического недожега. На рисунке 1 представлена зависимость потери тепла с механическим недожегом от неравномерности подачи пыли по горелкам. Как видно из зависимости при возрастании неравномерности подачи топлива с 40 до 60% потеря тепла возрастает с 2 до 3%, а при неравномерности подачи топлива с 60 до 85% потеря с механическим недожегом возрастает с 3% до 4,5%. Поэтому в эксплуатационных условиях необходимо проводить выравнивание расходов первичного и вторичного воздуха по давлению перед горелками, а основное внимание необходимо уделять равномерному распределению пыли по горелкам) по температуре аэросмеси (при достаточном объеме избытка воздуха по полутопкам) по кислородомерам.

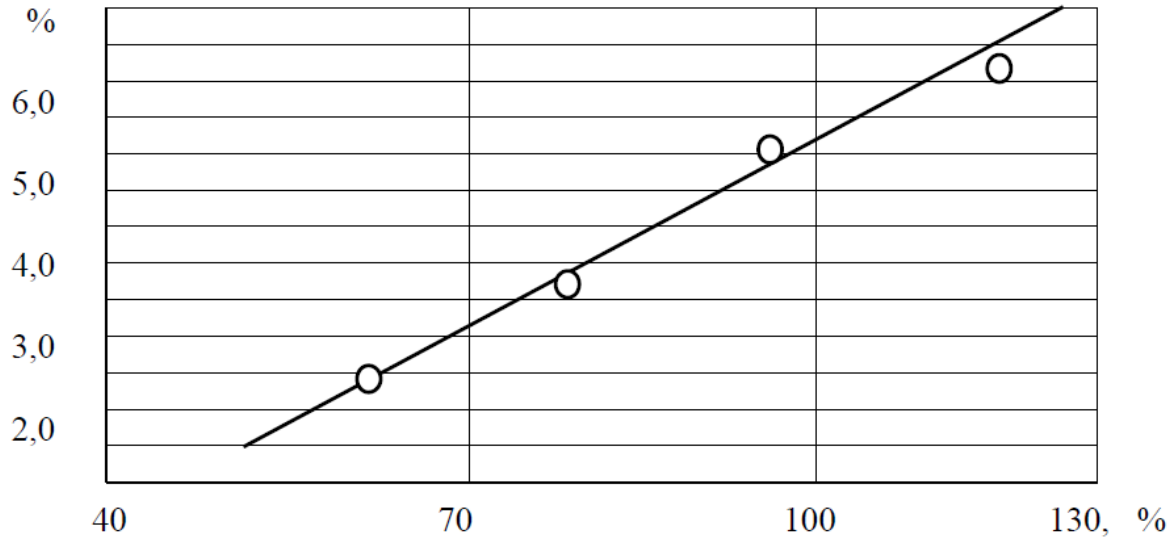


Рисунок 1 – Зависимость q_4 от неравномерности подачи топлива по горелкам

В качестве возможных решений допускается изменение диаметров пылепроводов и воздуховодов, а также изменение режимов открытия шиберов горелок. Все это положительно сказывается на выжиге топлива. При доведении присосов по котлоагрегату до расчетных значений реконструированная схема дает возможность получить проектный коэффициент полезного действия котлоагрегата при номинальной нагрузке.

Для нормализации воздушного баланса и устранения разбежек в расходах воздуха предлагается увеличение на 15% диаметра воздуховодов и пылепроводов боковых горелок. До этого момента для получения экономичной работы котлоагрегата необходимо ограничить верхний предел нагрузки котлоагрегата величиной 500 – 520 т/ч.

Литература:

1. *Силка, Т.С.* Разработка мероприятий по снижению механического уноса в топках котлов ТП-100 блоков 200 МВТ Старобешевской ТЭС / Т. С. Силка, Я. С. Бибик, Е. К. Сафонова // Охорона навколишнього середовища та раціональне використання природних ресурсів : XXII Всеукраїнська наукова конференція аспірантів і студентів, 17-19 квітня 2012 р. : збірка доповідей. Т.1 / ДонНТУ та ін. ; редкол.: Є.О. Башков (відп. ред.) та ін. - Донецьк : ДонНТУ : ДонНУ, 2012. - С.32–33.

2. *Берющева, А.С.* Совершенствование схемы подготовки топлива для котла ТП-100 / А. С. Берющева, Е. В. Ревко, Д. Л. Безбородов // Металлургия XXI столетия глазами молодых [Электронный ресурс]:сборник докладов / ГВУЗ "ДонНТУ", Физико-металлургический ф-т ; редкол.: С.М. Сафьянц (пред.) и др. - Донецк : ДонНТУ, 2011. - С.147.

АНАЛИЗ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ РЕСУРСОВ В СИСТЕМЕ ЖКХ И РАЗРАБОТКА МЕРОПРИЯТИЙ ПО ПОВЫШЕНИЮ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ

Кузнецова У.Р., Пархоменко Д.И.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Ни для кого не секрет, что состояние теплоснабжающих предприятий находится на неудовлетворительном уровне и не соответствует современным требованиям энергоэффективности. При отсутствии контрольных органов в жилищно-коммунальном секторе именно потребителю приходится расплачиваться за не совершенность состояния тепловых сетей, за нерациональное использование энергетических ресурсов, за несоответствующую реальным условиям настройку работы оборудования. Учет параметров теплоносителей, использования энергоресурсов и надлежащая эксплуатация позволят как сэкономить потребителю тепловой энергии (нормы потребления горячего водоснабжения приблизительно в 1,5 выше реального [1]), так и избавит котельные от необходимости вводить новые мощности [2].

Также хочется отметить, что боязнь внедрять новые технологии, чрезмерная экономия и отсутствие необходимого финансирования приводит к тому, что основные производственные фонды морально устаревают и неспособны обеспечивать стабильную работу и высокую производительность [3]. Согласно данным теплосети почти 23% тепловых сетей находится в аварийном или устаревшем состоянии и около 45% котлов эксплуатируются более 20 лет, либо имеют коэффициент полезного действия ниже 90%.

Автором [4] предложены мероприятия для повышения эффективности работы систем ЖКХ и решения проблем энергосбережения. Мероприятия включают в себя как техническое совершенствование предоставления услуг отопления и горячего водоснабжения: замена котлов, применение новых типов изоляционного материала, использование современных приборов учёта, утепление зданий, внедрение ресурсосберегающих технологий; так повышение образованности потребителей в области энергосбережения. Кроме энергосберегающего эффекта эти мероприятия сократят выбросы загрязняющих веществ в атмосферу, снизят аварийность работы систем теплоснабжения, повысят комфортность в жилых и производственных помещениях [5].

Одним из важнейших направлением развития теплоснабжения городов является разумная степень децентрализации систем горячего водоснабжения и отопления[6], также установка индивидуальных тепловых пунктов. Это позволит: сократить протяженность тепловых сетей, а значит снизить аварийность на участках тепловой сети; создать независимые условия работы, а в перспективе перевод локальных тепловых систем на различные виды топлива.

Основные мероприятия технологического развития системы теплоснабжения:

- Реконструкция или модернизация существующих источников тепловой энергии, применение когенерационных установок;
- Демонтаж или закрытие малоэффективных источников;
- Реконструкция, модернизация или монтаж новых тепловых сетей;
- Замена старых систем горячего водоснабжения и отопления на автоматизированные индивидуальные тепловые пункты в домах.

Для новых домов оптимальным вариантом будет применение децентрализованной системы теплоснабжения на базе мини-ТЭЦ. Основной плюс заключается в том, что эта система позволяет снизить затраты на топливо. Помимо этого, она позволяет компенсировать затраты на электроэнергию для собственных нужд дома (освещение, лифты, подкачивающие насосы и т. п.) и количественно регулировать отпуск тепла потребителям. Еще одним плюсом является подключение мини-ТЭЦ к электросети города. Так как потребление тепловой энергии постоянно, то избыток электрической энергии можно продать. Минусом же являются необходимость предусмотреть резервный источник тепла на случай аварии и относительно высокие удельные капитальные затраты на реализацию проекта [7].

Таким образом, при реализации мероприятий по энергосбережению, усовершенствованию систем отпуска, транспортировки и передачи тепла и надлежащем учете параметров теплоносителей можно достигнуть не только экономии топлива, но и увеличить надежность систем теплоснабжения, а также достигнуть комфортного температурного режима в помещениях.

Литература:

1. *Іванов, М. І.* Ресурсо забезпеченість промисловості України / М. І. Іванов, Л.Т.Хижняк, Д.В. Липницький // Економіка промисловості. – 1999. – №1 (3). – С. 30-37.

2. *Булатов, И. С.* Пинч-технология. Энергосбережение в промышленности / И.С. Булатов. - М.: Наука, 2012. - 148 с.

3. *Самарин, О. Д.* Теплофизика. Энергосбережение. Энергоэффективность: моногр. / О.Д. Самарин. - М.: Издательство Ассоциации строительных вузов, 2011. - 296 с.

4. *Покараев, Г.М.* Ресурсосбережение: проблемы и решения / Г.М.Покараев. – М.: Экономика, 1990. – 123 с.

5. Програма реформування і розвитку житлово-комунального господарства на 2002 – 2005 роки и на період до 2010 року // Міське господарство України. – 2002. – № 1. – С.20 – 28.

6. *Самойлов, М.В*. Основы энергосбережения: Учеб.пособие / М.В. Самойлов, В.В. Паневчик, А.Н. Ковалев. – Мн.:БГЭУ, 2002. – 198 с.

7. *Денисов-Винский, Н.Д.* Мини-ТЭЦ как надежное средство решения проблемы энергообеспечения / Н.Д. Денисов-Винский // «Энергобезопасность и энергосбережение» – №2, 2007 г. – с.10-19.

К ВОПРОСУ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ РАЗЛИЧНЫХ ТЕМПЕРАТУРНЫХ ГРАФИКОВ НА ВОДОГРЕЙНЫХ КОТЕЛЬНЫХ

Вялкова К.С., Сафонова Е.К., Боев Ю.А.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

В водогрейных котельных с установленными котлами типа ТВГ-8М традиционно используется режим регулирования 150-70 (качественное регулирование по температурному графику). Для определения возможности снижения себестоимости выработки тепла и выбора наиболее экономически обоснованного графика, путём корректировки режима регулирования были проанализированы четыре варианта температурных графиков с пониженными параметрами. Данное направление в современной теплоэнергетике является достаточно актуальным.

Как известно [1], общее количество тепла, передаваемое потребителю, определяется выражением:

$$Q=G\cdot c\cdot(t_{пр} - t_{обр}),\ кДж/ч, \qquad (1)$$

где G – массовый расход теплоносителя, кг/ч;

c – средняя теплоемкость теплоносителя, кДж/кг·град;

$t_{пр}$ – температура теплоносителя в подающем трубопроводе, °С;

$t_{обр}$ – температура теплоносителя в обратном трубопроводе, °С.

Из формулы (1) следует, что расход теплоносителя и перепад температур в подающей и обратной линиях связаны между собой. При этом, чем выше перепад температур, тем меньший расход теплоносителя требуется для транспортировки тепловой энергии. Уменьшение расхода теплоносителя позволяет сократить расходы электрической энергии на его прокачку, однако увеличение температуры трубопроводов увеличивает величину тепловых потерь или требует увеличение толщины изоляционных материалов, что является трудоемким и ресурсозатратным мероприятием. Те есть, требуется поиск определенного компромисса между эксплуатационными расходами с разнонаправленным эффектом.

Для рассмотрения принята котельная, работающая по температурному графику (номинальный), установленной тепловой мощностью 28 МВт (24 Гкал/час). При расчете был выбран участок тепловой сети с расходом теплоносителя G=18,4 $м^3$/ч.

Так как наружные тепловые сети котельной имеют элеваторное подключение к местным тепловым сетям, то проанализированы температурные графики 120-70, 110-70, 95-70. Использование более низких температурных графиков (86-60, 75-40 и др.) предусматривает удаление элеваторных узлов, что потребует значительных изменений во всей схеме наружных тепловых сетей, поэтому далее не рассматривается.

При понижении температурного графика расход теплоносителя увеличивается от 18,4 $м^3$/ч до 58,8 $м^3$/ч (таблица 1).

Таблица 1 – Результаты расчета расхода теплоносителя в зависимости от используемого температурного графика

Параметр	Температурный график			
	150-70	120-70	110-70	95-70
Расход теплоносителя, $м^3$/час	18,4	29,4	36,8	58,8
Скорость теплоносителя, м/с	0,65	1,04	1,30	2,08

Из таблицы 1 следует, что расход теплоносителя возрастает в 1,6-3,2 раза, что требует изменение режима работы сетевых насосов (увеличение количества используемых насосов или увеличение их единичной производительности). Использование графиков 120-70 и 110-70 на рассматриваемом участке не требует изменение диаметров трубопроводов (скорость теплоносителя находится в допустимом диапазоне), а использование графика 95-70 приведет к увеличению величины потерь на трение на 1024%, что является неприемлемым.

В случае "неправильного" перехода на пониженный график (то есть без внесения изменений в работу сетевых насосов и корректировки, при необходимости, диаметров трубопроводов) у потребителей будут наблюдаться изменений условий теплового комфорта [2]. Так расчетное значение внутренней температуры воздуха у абонента составит +19°С (исходный вариант) и 18,5 °С; 18 °С и 16°С (для графиков 120-70, 110-70 и 95-70, соответственно).

Наиболее близкий температурный режим в помещении соответствующий условиям теплового комфорта, обеспечивается при температурном графике 110-70, $t_{вн}$=+18, что на 1 ºС ниже чем при текущем температурном графике 150-70.

Таким образом, для условий данной водогрейной котельной предельное снижение температурного графика 110-70 ºС. Внедрение данного режима регулирования в технологический процесс выработки тепла позволит снизить затраты на 18,16 руб/ГДж. Также использование данного графика позволит стабилизировать гидравлический режим работы наружных тепловых сетей (приведет скорость теплоносителя к нормируемому значению), что значительно снизит величину перекосов работы системы теплоснабжения.

Литература:

1. *Ионин, А.А.* Теплоснабжение: учебник для вузов / А.А. Ионин, Б.М. Хлыбов, Б.Н. Братенков, Е.Н. Терлецкая. – М. : Стройиздат, 1982. – 336 с.

2. *Платохина, Н. Г.* Определение влияния температуры окружающей среды на температурный режим внутри помещения / Н. Г. Платохина, Т. В. Сходольская, Ю. А. Боев // Охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов: сборник докладов IX международной научной конференции аспирантов и студентов, 15-16 апреля 2015г., г. Донецк / ГВУЗ "ДонНТУ", ДонНУ ; редкол.: К.Н. Маренич и др. - Донецк : ГВУЗ "ДонНТУ", 2015. - С. 144–146.

ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ В МЕТАЛЛУРГИИ

РУКАВНЫЕ ФИЛЬТРЫ ДЛЯ ОЧИСТКИ НЕОРГАНИЗОВАННЫХ ВЫБРОСОВ ЛИТЕЙНОГО ДВОРА ДОМЕННОГО ЦЕХА

Новиков А.С., Афанасьева З.К., Сидоренко Г.Н.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Для очистки отсасываемого аспирационного воздуха применяют, как наиболее эффективные сухие аппараты по пылеулавливанию:

– рукавные фильтры;

– электростатические фильтры.

Разработана технология очистки газов в рукавных фильтрах от двуокиси серы с использованием отходов известкового производства. Эту технологию можно применять и для аспирации литейных дворов доменных печей. Главным преимуществом рукавных фильтров перед электрофильтрами для установки на литейных дворах, прежде всего, является возможность очистки газов содержащих свинец.

Аспирационные газы литейного двора направляются для очистки в рукавный фильтр с импульсной регенерацией.

Фильтр состоит из корпуса и механического оборудования. Корпус является несущей конструкцией. Он разделен на камеры чистого и грязного газа горизонтальными перегородками – рукавными досками с отверстиями для крепления фильтровальных рукавов. Фильтровальные рукава размещаются в камере грязного газа. Их крепление одностороннее, со стороны камеры чистого газа. Верхняя часть камеры чистого газа оборудована съемными крышками, обеспечивающими доступ к рукавам при проведении технического обслуживания. Камера грязного газа представляет собой единую секцию без перегородок. Камера чистого газа разделена на секции вертикальными перегородками по числу отсечных клапанов.

Загрязненные газы через входной патрубок и отсечной клапан попадают внутрь корпуса фильтра и направляются отбойным щитом через искрогасительную, аэродинамическую решетку в верхнюю часть камеры «грязного» газа, чем обеспечивается сопутствующее движение потока фильтруемого газа и отряхиваемой при регенерации пыли. Отделившаяся при соответствующем движении потока крупная пыль и искры попадают в пылеулавливающий бункер. Газы проходят через ткань рукава снаружи внутрь, очищаются от пыли, попадают в камеру «чистого» газа и через выхлопной патрубок и вентилятор выбрасываются в дымовую трубу.

По мере накопления пыли на поверхности ткани рукава гидравлическое сопротивление аппарата, отслеживаемое устройством управления регенерацией, растет и по достижении заданной величины сопротивления включается система регенерации фильтра. Осушенный сжатый воздух из накопителя через быстродействующий продувочный клапан и раздаточный коллектор с соплами импульсно подается внутрь рукавов и очищает их как от пыли, собравшейся на

внешней поверхности рукава в виде агломератов, так и от частиц пыли, проникших внутрь фильтровального материала.

Уловленная пыль через щелевой бункер и узел выгрузки пыли отводится в систему пылеудаления. Оптимальным режимом работы рукавного фильтра является режим регенерации без прекращения фильтрации («без отсечки»). Такой режим работы фильтра не предусматривает отсечения отдельной секции от потока «грязного» газа для проведения глубокой регенерации. Это способствует снижению расхода сжатого воздуха, увеличивает срок службы механического оборудования и фильтровальных рукавов. При этом удельная газовая нагрузка на рукава, находящиеся в режиме фильтрации, не возрастает.

Использование в системах газоочистки рукавных фильтров позволяет гарантированно обеспечить снижение выбросов пыли в атмосферу значительно ниже предельно допустимых норм. Применение специальных фильтрующих материалов обеспечивает снижение остаточного содержания пыли до 20 мг/м^3 и менее и улавливание частиц до 0,3 мкм.

При проведении расчета тканевого фильтра определяют необходимую поверхность фильтрования, гидравлическое сопротивление фильтра и продолжительность работы фильтра между регенерациями.

Алгоритм расчета фильтра сводится к следующим этапам:

– определяем расход аспирационного воздуха, поступающего на очистку в рукавный фильтр от литейного двора и температуру аспирационного воздуха, поступающего на очистку;

– принимая скорость фильтрации воздуха в фильтре, рассчитаем необходимую активную фильтрующую поверхность;

– выбираем для установки два рукавных фильтра с импульсной регенерацией типа ФРИР;

– выполняем расчет необходимого числа секций фильтра;

– определяем необходимое количество рукавов фильтра по рассчитанной площади одного рукава;

– выбираем фильтрующую ткань и рассчитываем гидравлическое сопротивление рукавного фильтра в зависимости от момента времени включения фильтра в работу.

На основании расчетных данных (табл. 1) можно построить график зависимости гидравлического сопротивления фильтра от начальной запыленности и момента времени от включения фильтра в работу (рис. 1).

Из приведенной диаграммы видно, что с увеличением начальной запыленности воздуха, поступающего на очистку, время работы фильтра до регенерации сокращается вследствие увеличения гидравлического сопротивления. По достижении определенной величины сопротивления включается система регенерации рукавного фильтра. Повышенная начальная запыленность аспирационного воздуха сокращает время работы фильтра до регенерации, что ухудшает технические характеристики работы фильтра, в частности более интенсивно изнашиваются рукава и требуется их замена.

Таблица 1 – Результаты расчета рукавного фильтра

Наименование расчетных параметров	Единицы измерения	Значение
Общий расход аспирационного воздуха, поступающего на очистку	$м^3/ч$	1090000
Температура аспирационного воздуха, поступающего на очистку	°С	61,47
Необходимая активная фильтрующая поверхность	$м^2$	18166,67
Необходимое число секций		1,91
Площадь одного рукава	$м^2$	4,71
Скорость фильтрации воздуха уточненная	$м^3/м·с$	0,016
Коэффициент динамической вязкости воздуха	Па·с	$20,5·10^{-6}$
Гидравлическое сопротивление рукавного фильтра	Па	371,20

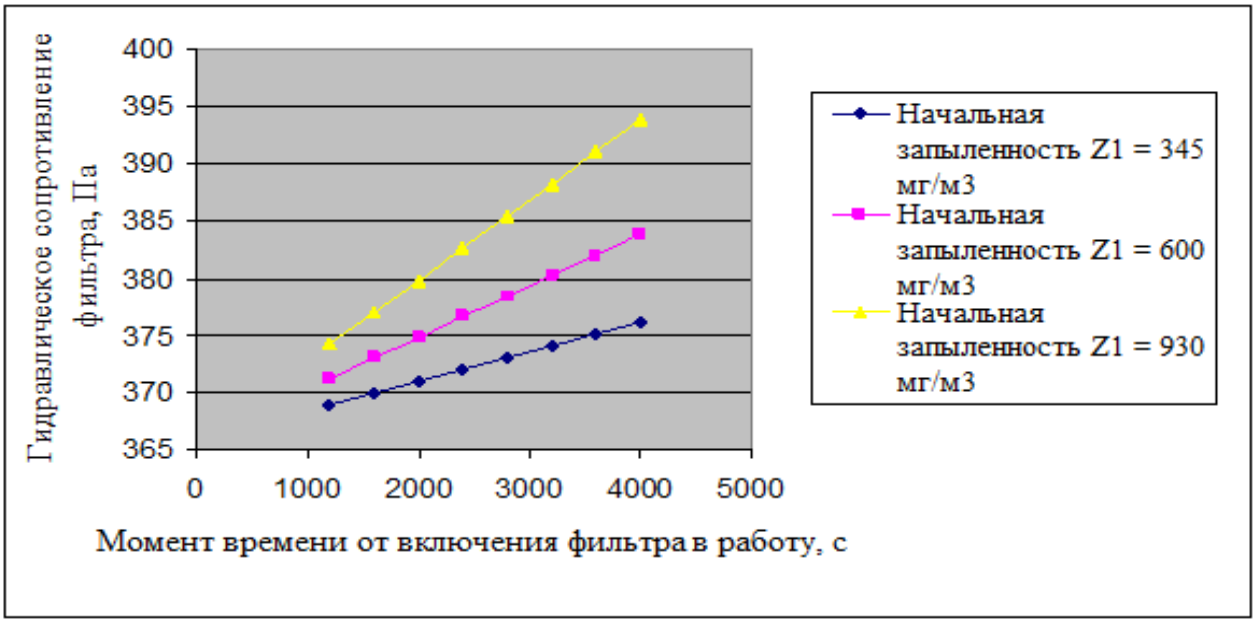


Рисунок 1 – Диаграмма зависимости гидравлического сопротивления фильтра от момента времени включения его в работу и величины начальной запыленности

Уловленная пыль собирается в пылевых воронках корпуса фильтра. Пылевые воронки оборудованы шнековыми (винтовыми) конвейерами, подающими пыль в шлюзовые питатели, затем, с помощью трубчатых цепных герметических конвейеров, пыль выгружается в сборный бункер-накопитель.

Предусматривается утилизация уловленной пыли, так как она содержит ряд ценных компонентов, таких как углерод, оксиды кремния, кальция, железа. С этой целью пыль из сборного бункера, при помощи шлюзового питателя, поступает в установленный после фильтра окомкователь пыли барабанного типа. Пыль в окомкованном виде загружается в железнодорожный вагон и отправляется на рудный двор агломерационной фабрики для повторного использования.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ ГАЗООЧИСТКИ РОТОРНЫХ ПЕЧЕЙ СВИНЦОВОГО ПРОИЗВОДСТВА

Никипелов Д. В., Гнитиёв П. А.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

В настоящее время все больше используется свинец в таких промышленных отраслях как цветная металлургия, химическая, транспортная, оборонная промышленности и медицина, поэтому большее значение приобретает его вторичная переработка. Из ломов и отходов выплавляют значительное количество свинца и сплавов на его основе. В России, например, удельный вес источников вторичного свинца характеризуется следующими данными:

-аккумуляторный свинец	36,9 %
-свинец из аппаратуры и оборудования	17,5 %
-свинцовая кабельная оболочка	14,5 %
-баббиты	6,9 %
-различные свинцовые отходы	23,1 %

В России лом и отходы свинца, как правило, перерабатывают на специализированных заводах. После сортировки это сырье переплавляют на сурьмянистый свинец и баббиты различных марок, а также промежуточные сплавы для производства свинцово-оловянных припоев и типографских сплавов.

В данной работе рассматривается роторная печь и определяются основные технические параметры системы газоочистки.

Выплавка свинца в роторной печи ведется периодически в две стадии. На первой стадии футеровку печи разогревают до 500˚С и в печь загружают кусковое металлическое сырье – полюсные решетки, очищенные от активной массы для наплавления под слоем кокса или древесного угля жидкой ванны в объеме до 25% от полного объема плавки. Такой прием резко сокращает унос пыли при последующей загрузке сырья, содержащего мелкозернистые фракции. После наплавления жидкой ванны в печь загружают промежуточные продукты разделки аккумуляторного лома без флюсов с добавкой небольшого количества кокса, включают горелку на с максимальным расходом газа и поддерживая в печи температуру 1000-1050˚С ведут плавку до полного заполнения ванны. Для уменьшения уноса пыли с отходящими газами в печи поддерживается небольшое разрежение, не более 1,5-3 мм вод.ст. Затем температура в печи снижается до 700˚С и из печи выпускают низкосурьмянистый черновой свинец с 2%-ным содержанием сурьмы. В печи остается сурьмянистый шлак. На второй стадии в печь загружают кокс и флюсы и доводят температуру до 1200˚С. После 30 минутной выдержки из печи сливают черновой высокосурьмянистый свинец с 7-8% сурьмы и отвальный шлак с 2% содержанием свинца.

В данной работе большее внимание уделено системе газоочистки, которая включает в себя следующее основное оборудование: пылеосадительная камера,

фильтр «циклон», рукавный фильтр (рис.1) и дымосос, которые подбираются по объему, температуре, плотности и скорости продуктов сгорания.

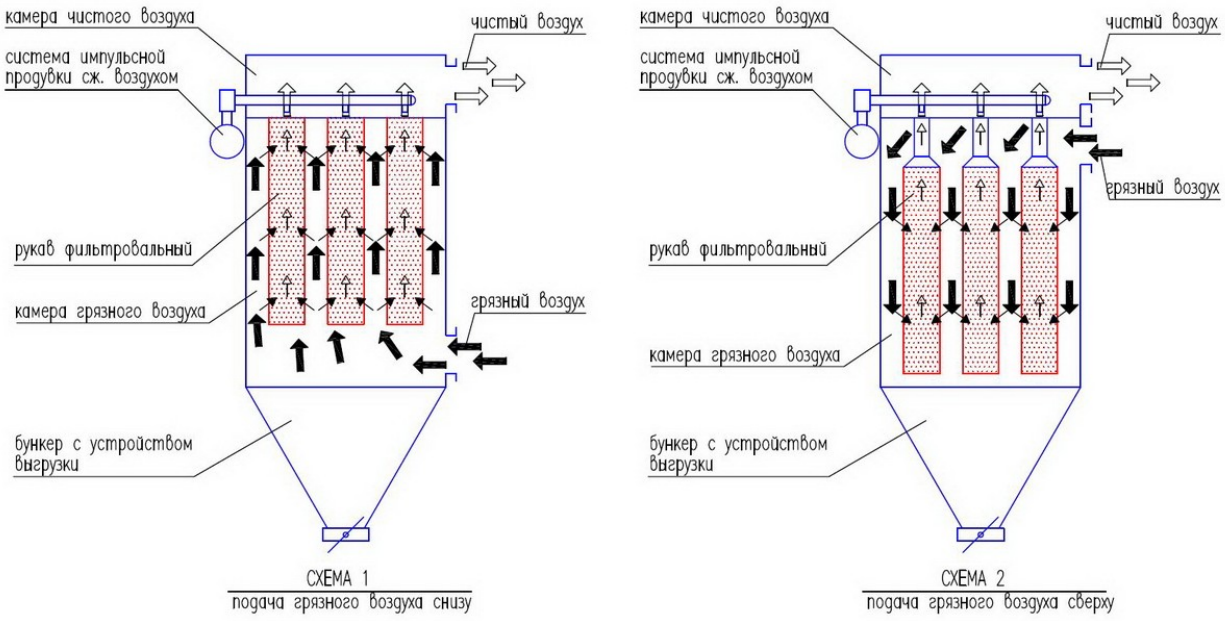


Рисунок 1 – Схематичное изображение работы рукавных фильтров с верхней и нижней подачей запыленного воздуха

На основании инженерной методики расчета процесса горения [1], аэродинамического расчета дымового тракта [2] установлено, что для производства 1500 кг продукта (одна садка печи) потребуется:

Количество природного газа $V_{газ}$=24 м^3/ч; Объем продуктов сгорания при сжигании природного газа $V_{пг}$=267,038 м^3/ч; Объем воздуха для разбавления газа до рабочей температуры рукавных фильтров $V_в$= 1602,228 м^3/ч; Объем удаляемых газов после разбавления V=1869,266 м^3/ч; Диаметр газохода D= 0,24 м; Температура смеси газа и воздуха $t_{см}$= 182 °С; Общие потери давления на дымовом тракте с учетом очистных сооружений Р=4380 Па.

По этим данным будет подобрано оборудование для газоочистки и дымоудаления продуктов производства вторичного свинца и выданы конкретные рекомендации производству.

Литература:

1. *Курбатов, Ю.Л.* Нагнетатели и тепловые двигатели в теплотехнике: учебное пособие для вузов / Ю.Л. Курбатов, Н.С. Масс, В.В. Кравцов.- Донецк: Норд-Пресс, 2011.- 286с.

2. *Казанцев, Е. И.* Промышленные печи. Справочное руководство для расчетов и проектирования. 2-е издание, дополненное и переработанное / Е.И. Казанцев. - М., «Металлургия», 1975г. - 368с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ ОТХОДОВ АЛЮМИНИЯ НА СОСТАВ ОБРАЗУЮЩЕЙСЯ ПЫЛИ

Позняк О.А., Трибушевский Л.В., Неменёнок Б.М.
Белорусский национальный технический университет,
г. Минск, Беларусь

Переработка отходов алюминия в виде стружки, шлаков и съемов является значительным резервом в расширении сырьевой базы при производстве алюминиевых сплавов. В качестве основного плавильного оборудования для этих целей используются роторные наклонные печи, эксплуатируемые на предприятиях различных форм собственности. В качестве плавильного агрегата использовали короткопламенную роторную печь емкостью 800 кг, работающую на жидком топливе. От других типов роторных печей данный плавильный агрегат отличается тем, что здесь пламя и отходящие газы не совершают петлеобразное движение, а покидают рабочее пространство через дымовое окно в противоположном конце печи, которое примыкает к борову, переходящему в канал удаления дымовых газов. Отходящие газы в меньшей степени отдают свое тепло футеровке и шихте, чем у роторных печей с наклонной осью вращения и способствуют значительному уносу пыли, что остро ставит вопрос по ее утилизации.

На первом этапе исследований в качестве компонентов шихты использовали алюминиевые шлаки, сливы, спрессованные банки из-под напитков, алюминиевую стружку, роллеты и другой низкосортный лом, которые загружали совместно с 8% покровного флюса. Для анализа образующейся пыли исследовали ее частицы, отобранные из циклона в конце плавки. Развернутый химический состав частиц пыли представлен широкой гаммой отходов алюминиевых сплавов и используемых флюсов и приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав и размер отдельных частиц пыли, отобранной из циклона от короткопламенной роторной печи

Номер части-цы	Содержание элементов по массе, %											
	C	O	Al	Na	K	Ca	Cl	F	Si	Mg	Fe	Zn
1	-	37,64	7,05	1,21	1,52	5,49	0,28	-	0,25	0,81	12,40	2,07
2	5,84	8,68	70,66	0,21	0,12	-	0,23	-	10,39	-	1,56	0,78
3	27,47	37,10	18,65	2,96	2,10	1,31	5,34	3,44	0,22	1,09	-	-
4	22,92	36,85	24,91	3,18	1,17	1,88	5,54	1,87	0,36	0,94	0,38	-
5	7,32	20,58	68,61	0,66	0,28	-	0,30	1,31	0,29	-	0,57	-
6	12,79	35,16	30,62	6,62	1,78	0,60	9,06	3,39	-	0,30	-	-
7	1,34	31,19	43,37	0,64	0,10	0,34	0,71	-	0,68	1,98	0,24	-
8	8,37	14,49	63,99	0,24	0,10	-	0,49	0,70	8,20	0,79	0,85	0,95

При этом содержание алюминия в анализируемых частицах пыли колеблется от 7,05 до 70,66%, а концентрация кислорода изменяется от 8,68 до 37,64%, что связано с образованием широкой гаммы оксидных соединений.

При использовании в процессе плавки жидкого флюса в количестве 40% от массы переплавляемой стружки в частицах пыли из циклона установлено присутствие фтора (7,98-9,46)%, хлора (31,96-34,46)%, натрия (17,48-18,14)%, калия (9,29-10,18)%, кислорода (13,62-16,30)% и небольшого количества алюминия (2,24-3,0)%.

Такой состав пыли практически исключает возможность ее дальнейшего использования и возникает необходимость захоронения значительных объемов солевых шлаков. Поэтому в дальнейших исследованиях основной упор был сделан на безфлюсовую плавку алюминиевых шлаков или их просева. Принимая данное решение исходили из соображения, что такие материалы еще содержат некоторое количество остатков флюсов, которого достаточно для разрушения оксидной пленки на корольках алюминия. Это необходимо для формирования бассейна из капель жидкого алюминия.

Фазовый анализ частиц пыли, выполненный на рентгеновском дифрактометре ДРОН-3, показал, что в составе пыли преобладают оксиды алюминия различных форм с общей концентрацией около 75%, шпинели, содержащие в своем составе оксиды алюминия (~12%) и 12% чистого алюминия. При этом на долю хлорсодержащих соединений приходится только 1,4%. Результаты фазового анализа частиц пыли приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты фазового анализа образцов пыли при безфлюсовой плавке, полученные на рентгеновском дифрактометре ДРОН-3

Фаза	Al	Al_2O_3	$Al_{2,144}O_{3,2}$	$Mg_{0,388}Al_{2,408}O_4$	Al_2O	Al_2O_3	$Al_5SiO_{9,5}$	$KAlSi_3O_8$	$CaAl_4O_7$	$Na_{0,3835}K_{0,6165}Cl$
Номер карточки из базы данных	4-787	78-2426	79-1558	76-306	75-277	71-1128	88-2049	72-77	76-706	75-299
Концентрация, %	12,2	36,8	5,7	4,9	21,7	10,4	3,9	1,9	1,1	1,4

Такой состав пыли позволяет использовать ее для производства раскислительных смесей при внепечной обработке стали, которая наряду с 20-24% алюминия содержит 50-65% Al_2O_3, CaO и MgO и в полной мере реализовать безотходную технологию плавки алюминиевых шлаков в короткопламенной роторной печи.

К ВОПРОСУ РЕЦИКЛИНГА ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ (ЖСО) В МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Бугаков М.Н., Хайдуков В.П.
Липецкий государственный технический университет,
г.Липецк, Россия

Предприятия черной металлургии с полным циклом являются источником образования огромного количества железосодержащих отходов в виде пыли (шламов) и окалины. Они характеризуются высоким содержанием железа, имеют оптимальную основность и низкое содержание кремнезема, поэтому такие отходы обосновывают целесообразность их рециклинга в самом металлургическом цикле. В таблице 1 приведен химический состав железосодержащих отходов.

Таблица 1 – Химический состав железосодержащих отходов

Железосодержащие отходы	Химический элемент													
	$Fe_{общ}$	Fe_2O_3	FeO	CaO	SiO_2	MgO	MnO	Al_2O_3	P_2O_5	Na_2O	K_2O	Zn	Pb	S
Окалина	74,97	31,74	67,89	0,21	0,45	0,1	-	0,16	-	-	-	-	-	-
Колош. Пыль	50,47	62,8	7,3	9,4	3,8	0,24	0,68	0,82	0,12	0,18	0,86	0,38	0,038	0,24
Конв. Шлам	57,52	8,36	71,36	11,5	2,5	3,62	0,38	0,51	0,12	0,094	0,19	0,43	0,0087	0,93
Дом. Шлам	50,2	62,85	6,2	8,81	7,79	0,95	-	2,45	0,22	-	-	-	-	0,53
Аглом. Шлам	42,5	49,3	18,7	16,1	10,6	2,3	0,7	1,2	0,7	-	-	-	-	-

В условиях Донецкой области на металлургических комбинатах (Енакиевский, Макеевский, Донецкий) скопилось значительное количество железосодержащих отходов (ЖСО), которые можно использовать для производства ферритно – кальциевого материала (ФКМ) с основностью от 3 до 12. При использовании данного флюса в металлургической промышленности достигаются следующие показатели:

- в аглопроизводстве добавка ФКМ в шихту способствует росту производительности агломашин, увеличению прочности и восстановимости агломерата;
- в доменном производстве использование ФКМ позволяет поддерживать основность шлака на заданном уровне без увеличения расхода кокса в случае добавления известняка или конвертерного шлака;

- присадка ФКМ в конвертерном производстве ускоряет процесс шлакообразования, уменьшает расход кислорода и время продувки плавки [1].

Технология производства ФКМ на основе ЖСО была разработана сотрудниками ЛГТУ совместно с ПАО «НЛМК» и НПО «Тулачермет», и в дальнейшем опробована в промышленных условиях на существующих вакуумных промышленных агломерационных машинах площадью 312 м^2 в ПАО «НЛМК» и ПАО «Северсталь». Но с увеличением выплавки чугуна и стали мощности российских аглофабрик являются загруженными обеспечением окускованным сырьем для доменных печей. Эти факторы определили мотивацию поиска более эффективного способа и агрегата для массовой утилизации отходов металлургического цикла с производством флюса ФКМ [2].

На НПО «Тулачермет» была разработана опытно-промышленная установка для спекания под давлением. Отработка технологии спекания проводилась на укрупнённой опытной установке АМД «Тулачермет» в России. Полученные результаты работы позволили сотрудникам ЛГТУ и института «Стальпроект» доработать установку и на ее основе спроектировать двухкарусельную промышленную машину агломерации под давлением (АМД). С целью увеличения производительности полупромышленного образца АМД «Тулачермет» (рис. 1), установку снабдили двумя кольцевыми каруселями *12* с десятью спекательными чашами *13*, с возможностью синхронного вращения и фиксации положения каждой спекательной чаши *7* в зонах накопительного бункера *1*, с двумя весовыми дозаторами *2* и двухсторонним лотковым устройством загрузки *5*. В позиции *8* производится зажигание, *9*, *10* – спекание, в *11* выгрузка готового продукта. Установку оборудовали бункером постели *3* с дозатором *4*. Установка снабжена двумя разравнивателями *14* слоя шихты, которые обеспечивают равномерное спекание по площади чаши. Устройство для зажигания шихты представляет собой опорную раму, в верхней части которой установлен колпак с подводом сжатого воздуха *15* и гидравлическим устройством *16*.

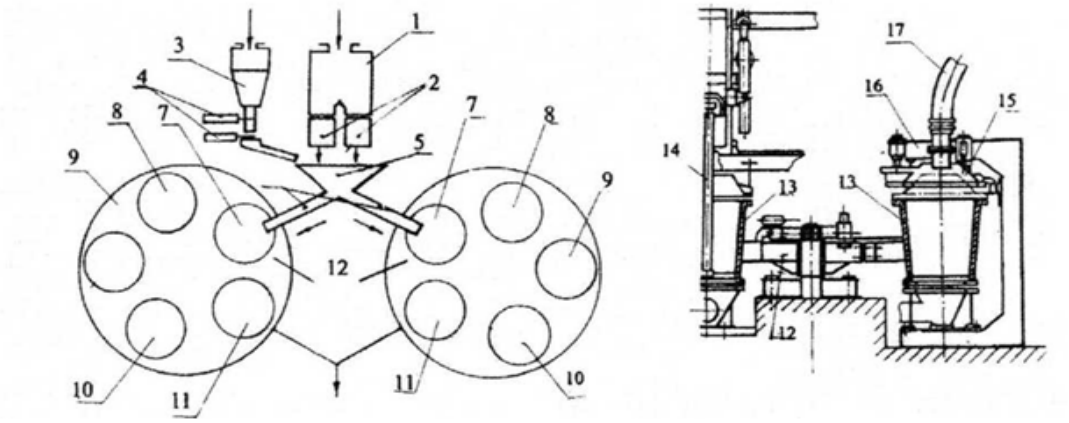


Рисунок 1 - Схема двухкарусельной установки АМД

1 - бункера; 2 - весовые дозаторы шихты; 3 - бункер постели; 4 - весовой дозатор постели; 5 - загрузочная воронка; расположение чаш: 7 - загрузка шихтой, 8 - зажигание, 9 и 10 - спекание; 11 - выгрузка; 12 - платформы установки чаш; 13 - чаши спекания; 14 - разравнивающее устройство; 15 - колпак для сжатого воздуха; 16- гидравлическое устройство; 17 - магистраль сжатою воздуха.

Промышленная установка АМД имеет производительность 200 тыс.т. ФКМ в год, что обеспечивает полную утилизацию железосодержащих отходов на различных металлургических предприятиях с полным циклом.

Эффективность использования комплексного флюса в России определена в результате анализа данных полупромышленных и промышленных плавок в 10 тонном конвертере НПО «Тулачермет», 160 и 300 тонных конвертерах ПАО «НЛМК», в 350 тонных конвертерах ПАО «ЧерМК», 100 тонных электропечах ПАО «НЛМК» и электропечах завода «Электросталь», а также в трёх доменных печах ПАО «КМЗ» при выплавке литейного чугуна и углеродистого ферромарганца. Результаты опытных плавок в вышеперечисленных металлургических агрегатах опубликованы в технической литературе [3,4].

Таким образом, разработана и опробована в промышленных условиях рациональная технология рециклинга железосодержащих отходов. Предложена конструкция карусельной агломерационной машины, производительностью 200 тыс.т. ФКМ в год. Занимаемая площадь установки 100 $м^2$, высота 9 метров, вес 94 т. Габариты установки позволяют организовать участок на действующем комбинате для ее строительства, что позволит снизить материальные и энергетические затраты, и уменьшить загрязнение окружающей среды, а также обеспечить полную утилизацию ЖСО на металлургических предприятиях с полным циклом, повысить рост производительности агломашин, способствовать поддержанию нужной основности шлака в доменном производстве и ускорению шлакообразования в конвертерном производстве.

Литература:

1. *Бугаков, М.Н.* Выбор рациональной установки для рециклинга железосодержащих отходов металлургического цикла / М.Н. Бугаков, В.П. Хайдуков // Сталь. - № 5. - 2017. - С. 71 – 73.

2. *Хайдуков, В.П.* Теоретические и технологические основы получения комплексных шлакообразующих и их использование в кислородно – конвертерном производстве / В.П. Хайдуков // Диссертация доктора технических наук. Липецк: 1996, с. 469.

3. *Затонский, Н.В.* Экономическая оценка использования железосодержащих отходов для производства ФКМ в условиях ОАО «НЛМК»/ Н.В. Затонский, О.В. Стурова, А.В. Криворучко // Повышение эффективности металлургического производства. Тезисы докладов 6 областной научно – технической конференции. Липецк: 1998, с. 58 – 59.

4. *Карпенко, Р.А.* К вопросу ресурсосбережения при производстве углеродистого ферромарганца в доменных печах / Р.А. Карпенко, С.П. Коростелев, Е.Г. Чернышевич // «Наука и производство Урала». Сборник трудов межрегиональной научно – технической конференций студентов, аспирантов и молодых ученых, посвященный 50-летию ООО «Уральская сталь». Новотроицк: 2005. с. 52 – 55.

IMPACT OF WASTE DUMP OF METALLURGY ON THE ECOLOGY OF THE ENVIRONMENT

Kolesnikova O. G., Kutzhanova A. N., Shuhanova Zh.K., Kolesnikov A. S.
South Kazakhstan state University named after M. O. Auezov

According to the Shymkent regional Department of ecology, to date, about 150 million tons of dumps and tailings have been stored in the Kentau region. They occupy vast areas of land and pollute surface and groundwater with heavy metals as well as organic and inorganic acids. In the present work the mechanism of environmental pollution by heavy metal ions by the example of clinker dump of Achisay metallurgical plant is shown.

The metallurgical plant with velc plants for processing oxidized zinc ores, launched in 1966 at the Achisay polymetallic combine, having processed a large mass of ore with the release of zinc oxide from the ore, left behind 4.7 million tons of clinkers of velcevania, located in mountainous terrain. Like every other waste of the production of Waelz clinker is a threat to the environment. Waelz clinker is characterized by the following chemical composition: 1.5-2% of Zn and 0.1-0.2% Pb, 0.001% of Cd, 13 To 16% CaO, 2-3% MgO, 16 To 20% SiO2, 3-5% Al2O3, 20-23%Feобщ., 16-17%P.

As can be seen, one of the clinker components is carbon, the content of which is about 0.7 - 1.0 million tons.in the process of long-term storage under the influence of pressure, the clinker mass is heated, which is a material in the form of pellets with a weighted average diameter of 6.19 mm and with a developed surface of gas permeability. Table 1 shows the granulometric composition of clinker.

Table 1 - Particle size distribution of the clinker.

№/№	Fraction, мм	%
1	<1	11,0
2	1÷3	15,0
3	3÷5	21,0
4	5÷7	22,0
5	7÷10	15,0
6	>10	16,0
∑		100

Under the influence of the wind penetrating into the cavity of the bulk mass of the clinker, the coke component of the clinker blade is ignited by reactions:

$$O_2+C=CO_2 \qquad \Delta G = -0{,}0004\cdot T - 94{,}28 \qquad (1)$$

$$O_2+2C=2CO \qquad \Delta G = -0{,}0427\cdot T - 64{,}613 \qquad (2)$$

$$CO_2+2C=CO \qquad \Delta G = -0{,}0423\cdot T + 29{,}667 \qquad (3)$$

$$O_2+2CO=2CO_2 \qquad \Delta G = 0{,}0419\cdot T - 123{,}95 \qquad (4)$$

The phenomenon of ignition of clinker occurs mainly in windy weather no matter what time of the year.

Spontaneous combustion of carbon not only causes environmental damage by increasing the proportion of carbon dioxide in the atmosphere (since only 3% of carbon per year from clinker to the atmosphere is emitted more than 110,000 tons of carbon dioxide), but also causes economic damage in the amount of more than 45bn. tenge per year and this situation with no acceptance of measures for disposal of clinker dump of the Achisay zinc ore will continue for at least 30 years.

As a result of fire in addition to oxides of carbon oxides of sulphur and nitrogen, the interaction of which with the moisture lead to a decrease in the pH of rainwater and meltwater and dwarfing the ions of heavy metals particularly Zn, Pb, Cd. These components, with rain and melt waters, are able to pass into groundwater, which leads to the problem of cleaning it from harmful impurities [1-3].

Soil analyses in the region have shown that the excess of lead MPC in the soil is up to 40 times. Plants growing in the Kentau region lose their useful properties depending on the concentration of lead in the soil. Environmental pollution affects the health of the population of the region and especially the younger generation. Studies [4] showed that the main parameters of physical development of adolescents 15-17 years of age with average physical development is 67,6%, lower average 17,0% and low 3,2%, which is much lower than similar indicators of regions with less industrial pollution. Deviations in physical development were available at 1/5 examined young men of draft age. The role of anthropogenic pollution is seen in the disharmony of physical development, as evidenced by the high correlation between the content of heavy metals salts in water (r=- 0.83 -0.97) and in soil (r = -0.68 - 0.74).

Thus, the mechanism of environmental pollution from clinker dump not only because of windfall [2,3,5], but deeper with insolation of non-ferrous metals into the soil and water, with a clear violation of the ecology of the region.

Literature:

1. *Гальперин, М.В.* Экологические основы природопользования: Учебник / М.В. Гальперин.–М.ФОРУМ: ИНФРА-Мю-256с.

2. *Колесников, А.С.* Исследование процесса получение ферросплавов из отходов обогащения и металлургии / А.С. Колесников // Научный сборник Х-й-научно-теоретической конференции, Туркестан. 2002. С170-172.

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

4. Автореферат к.м.н. Кистаубаевой З.К. "Состояние здоровья и иммунологическая реактивность подростков города Кентау" Алматы 2002г. 25с.

5. *Израэль, Ю.А.* Экология и контроль состояния природной среды.2-е изд. / Ю.А. Израэль. -М.: Гидрометеоиздат, 1984.192 с.

Kolesnikova O. G., Kutzhanova A. N., Shuhanova Zh.K., Kolesnikov A. S.

MODELING OF THE FORMATION OF FERROSILICON FROM WASTE METALLURGY IN THE SYSTEM SILICA - IRON CARBIDE IS A REDUCING AGENT

Kolesnikova O. G., Kutzhanova A. N., Shegenova G.K., Kolesnikov A. S.
South Kazakhstan state University named after M. O. Auezov

On the need to develop and develop a system of secondary circulation of various kinds of waste, set out in the book of Nursultan Nazarbayev "strategy of resource conservation and transition to the market", published in Moscow back in 1992 [1], where he notes that:

"It is extremely necessary for Kazakhstan to ensure the improvement of the environmental situation, especially in the areas of concentration of extractive industries, metallurgy and chemistry»;

"...the full and effective use of secondary raw materials in the form of waste and their transformation into new consumer value – an important direction for improving the environment»;

"...it is necessary to achieve the integrated use of mineral resources, which is a leading factor in improving the environment. Technical and technological possibilities of further development of complex use of raw materials are considerable and continue to grow. They provide basic or complete reduction of industrial emissions and recycling of production wastes, reduction of environmental pollution, i.e. create waste-free production»;

"...complex use of raw materials only at the enterprises of mining industry of the Republic will increase the output of finished products by 25-30%".

In Kazakhstan, production waste annually increases by an average of 700 million tons [2].

The main volumes of toxic industrial solid waste accumulated at the enterprises of metallurgy. The country has more than 5.2 billion tons, including about 4 billion tons of mining waste, more than 1.1 billion tons of enrichment waste and 105 million tons of metallurgical waste [2].

Memories of metallurgical enterprises waste occupy an area of about 15 thousand hectares, including rock dumps - 8 thousand hectares, tailings of processing plants – about 6 thousand hectares and dumps of metallurgical plants – more than 500 hectares [2].

In the course of long-term processing of oxidized lead - zinc ores of the Achisay Deposit at the dumpling furnaces of Achpolimetal, JSC, about 5-7 million tons of man-made waste accumulated in the dumps-a waxing clinker containing such useful compounds as iron oxide, silicon oxide and unreacted metallurgical coke and other useful compounds [3]. Having such useful compounds in its composition, this waste, in fact, is a secondary mineral mono raw material and is of scientific and practical interest in its processing (utilization) by the method of electric melting in an arc steelmaking furnace in order to obtain a Ferroalloy.

In work [4] researches it is established that in a clinker of waxing iron is pre-

sented in the form of silicon carbide (Fe_3C), and silicon is presented by SiO2 compound and there is carbon (C) which is a reducing agent. In this regard, we carried out thermodynamic modeling of the system SiO_2-Fe_3C-C in the temperature range 1600-2200K and a pressure of 0.001 MPa, immitiruya therefore, the process of electric smelting of obtaining ferrosilicon in the following chemical reaction $9SiO_2+{}_5Fe_3C+13C={}_3Fe_5Si_3+18CO$. Thermodynamic modeling was carried out using the software package" Astra 4 " [5,6]. The results of thermodynamic modeling of ferrosilicon phase formation are given in table 1.

Table 1. Results of thermodynamic modeling

T, K	1600	1700	1800	1900	2000	2100	2200
Phases	P=0,001MPa						
Fe	0,0059	0,032605	0,142744	0,519741	1,626331	4,5214	11,6357
$_K$*Fe_5Si_3	98,529	98,18131	97,7208	97,24583	97,08312	89,678	83,1846
$_K$*Fe_3Si	1,4648	1,786082	2,136453	2,234431	1,290546	5,8003	5,1795
Amount, %	100	100	100	100	100	100	100

The table shows that silicon silicides are formed in the form of condensed phase (k*) Fe_5Si_3, Fe_3Si, which total 99.9%.

Thus from the conducted researches it is established that in the investigated system formation of ferrosilicon at T=1600-1900K corresponding to fs25 brand is possible.

Literature:

1. *Назарбаев, Н.А.* Стратегия ресурсосбережения и переход к рынку / Н.А. Назарбаев. - М.: Машиностроение, 1992. – 352 с.

2. Доклад Министра охраны окружающей среды Республики Казахстан Ашим Н.С. на Правительственном часе в Парламенте на тему «О проблемах комплексной переработки отходов. Реализация механизмов Киотского протокола» от 16 ноября 2009 года.3 Белов Г.В. Термодинамическое моделирование: методы, алгоритмы, программы. - М: Научный Мир, 2002. - 184с.

3. *Колесников, А.С.* Исследование процесса получение ферросплавов из отходов обогащения и металлургии / А.С. Колесников // Научный сборник X-й-научно-теоретической конференции, Туркестан. - 2002. - С170-172.

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

5. *Моисеев, Г.К.* Температурные зависимости приведенной энергии Гиббса некоторых неорганических веществ / Г.К.Моисеев, Н.А.Ватолин, Л.А.Маршук. - Екатеринбург: Институт металлургии УрО РАН, 1997. - 231 с.

6. *Трусов, Б.Г.* Термодинамический метод анализа высокотемпературных состояний и процессов и его практическая реализация: дис. … д-ра техн. наук / Б.Г. Трусов. – М., 1984. – 292 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ И ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ В ШИХТЕ МАЛООФЛЮСОВАННЫХ ОКАТЫШЕЙ И ВЫСОКООСНОВНОГО АГЛОМЕРАТА

Поворознюк Е.А., Асламова Я.Ю.
Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, ДНР

Продукция отечественных металлургических предприятий характеризуется высокой энерго- и экологоемкостью. Доменное производство является наиболее энергоемким среди переделов черной металлургии. На его долю приходится 40-50 % используемого в металлургии топлива.

В себестоимости чугуна более 50 % затрат приходится на железорудные материалы и около 40 % на топливо, представленное коксом и природным газом. Затраты на кокс составляют более 90 % общих затрат на топливо. Таким образом, сокращение расхода кокса является актуальной задачей совершенствования доменного процесса.

Рудная часть современной шихты доменных печей состоит из высокоосновного агломерата (50-70%) и низкоосновных окатышей (30-50%). В большинстве случаев, шихта офлюсована до уровня основности доменных шлаков ($CaO:SiO_2$=1,0-1,25 абс.ед.) в основном за счет основности агломерата (1,6 – 1,8 абс.ед), что позволяет исключить необходимость ввода в шихту сырого известняка [1]. Но на некоторых металлургических предприятиях в рудной части доменной шихты используют от 40 - 60 до 100% богатых железом малоофлюсованных окатышей и при этом, для получения нужной основности доменного шлака, повышают основность агломерата или загружают сырой известняк (100 – 150 кг/т чугуна и более), перерасходуя кокс в количестве 20 – 30 кг/т или 20 – 30 тыс. т. в расчете на 1млн. т. чугуна [2], что соответствует дополнительным затратам на сумму около 625 млн. руб.

Условием, обязательным для эффективной работы доменных печей, является стабильно высокое качество железорудных сырьевых материалов. Современные требования к качеству материалов для выплавки чугуна следующие:

- содержание железа: в агломерате 57 – 60 % и в окатышах –63 – 67 %;
- высокая основность агломерата (1,8 – 2,7 ед.), необходимая для полного офлюсования низкоосновных окатышей, и других составляющих шихты;
- содержание классов крупности 0 – 3 (5) мм в агломерате и окатышах - 2–4%; классов более 40 мм не выше 10%;
- стабильность химического состава и физических свойств агломерата и окатышей.

К сожалению, показатели качества отечественных агломератов и окатышей, а также сырьевых материалов, поступающих на их производство, значительно уступают показателям зарубежных предприятий.

Одним из крупных эколого-экономических мероприятий, позволяющих снизить себестоимость чугуна за счет снижения расхода кокса и уменьшить

выбросы сернистых соединений, является вывод из шихты доменных печей сырого известняка. Сырой известняк в доменной шихте повышает расход кокса по следующим причинам [3]:

- большое количество тепла расходуется на термическую диссоциацию карбоната кальция, принадлежащего сырому известняку:

$$CaCO_3=CaO+CO2 - 177,6кДж/моль\ карбоната;$$

- диоксид углерода, выделившийся при диссоциации $CaCO_3$, снижает восстановительный потенциал газов и степень косвенного восстановления монооксида железа при увеличении расхода тепла и топлива в связи с увеличением степени прямого восстановления железа;

- часть CO_2 карбоната кальция реагирует с углеродом кокса, уменьшая его количество и вызывает дополнительные затраты тепла на эндотермическую реакцию $CO2+C=2CO - Q$;

- FeO, который не успевает восстановиться косвенным путем до зоны высоких температур, образует трудно восстановимый силикат ($2FeO \cdot SiO_2$), из которого железо восстанавливается прямым путем с перерасходом кокса.

Производство офлюсованного агломерата решает задачу передачи флюсующего сырого известняка из доменной шихты в агломерационную. Важным является тот факт, что в агломерационной шихте сырой известняк, являясь флюсом, на 200-300˚С снижает температуру плавления оксидов пустой породы агломерируемых руд и концентратов, благодаря чему нет необходимости увеличения расхода агломерационного топлива. Таким образом, производство офлюсованного агломерата - это одно из наиболее эффективных мероприятий по улучшению показателей аглодоменного производства.

Следует отметить ту особенность, что содержание серы в высокоосновном агломерате возрастает почти втрое по сравнению с агломератом пониженной основности [2]. Происходит улавливание SO_2 отходящих газов такими хемосорбентами шихты, как: CaO, $Ca(OH)_2$, $CaCO_3$ и CaO Fe_2O_3. Это способствует сокращению выбросов сернистых соединений в атмосферный воздух.

Увеличение содержания серы в агломерате значительного влияния на производство качественного передельного чугуна не оказывает. С учетом уменьшения удельного расхода кокса приход серы в доменную печь с шихтой или сохраняется, или несущественно возрастает. Возможное увеличение поступления серы в доменную печь с железорудной частью шихты на 0,3 – 0,5 кг/т чугуна является незначительным, поскольку в приходной части баланса серы это 4 – 5 % [2]. Также на многих предприятиях действуют установки внедоменной десульфурации чугуна. Есть достаточные резервы серопоглотительной способности шлака. Сера, связанная в шлаке в виде CaS и других соединений, выделяется в атмосферу в виде SO_2, H_2SO_4 и H_2S при грануляции шлака. Указанные выбросы улавливаются аспирационными системами установок грануляции шлака.

Повышение основности агломерата позволяет исключить применение сырого известняка в доменной плавке и в расчете на 1 млн. т. выплавленного чугуна уменьшить расход кокса на 20 тысяч тонн. Такую экономию кокса надо использовать для сокращения мощностей коксохимического производства. А

это означает уменьшение выбросов в атмосферу около 400 тонн веществ коксохимии (табл. 1) [1].

Таблица 1 - Снижение вредных выбросов при использовании различных способов офлюсования доменной шихты в расчете на 1 млн.т. чугуна

Расход кокса		Масса выбросов, т										Итого
		пыль	CO	SO_2	NO_x	H_2S	NH_3	HCN	C_6H_5OH	C_nH_m	$C_{20}H_{12}$	
А	518,0	6395	2283	1686	238	37	74	5,3	482	3821	2,0	
Б	498,0	6225	2222	1266	232	36	72	5,2	469	3719	1,9	
Снижение выбросов		170	61	420*	6	1	2	0,1	13	102	0,1	775,2*

Примечание: Способы офлюсования: А – сырым известняком; Б – высокоосновным агломератом. * – включая 375 т SO_2 процесса агломерации

Таким образом, в настоящее время продолжает оставаться актуальной задача о полном выводе сырого известняка из доменной шихты при использовании в ней низкоофлюсованных окатышей в сочетании с агломератом, основность которого необходимо повышать с целью достижения нужной основности доменного шлака. Высокоосновный, дробленый и отсеянный от мелочи агломерат является наиболее приемлемым для офлюсования шихты, содержащей низкоосновные окатыши. Но сложность спекания тонкоизмельченных железорудных концентратов, зависимость прочностных характеристик агломерата от его основности, отсутствие достаточных мощностей дробильных и обжиговых отделений известняка ограничивают развитие производства высокоосновного агломерата.

Литература:

1.*Мищенко, И.М.* Проблемы и эффективность офлюсования доменной шихты / И.М. Мищенко, Л.Г. Савчук // Металлургические процессы и оборудование . – 2005. - № 2. – С.22-24.

2. *Мищенко, И.М.* Черная металлургия и охрана окружающей среды: учебное пособие / И.М.Мищенко.- Донецк.: ГВУЗ « ДонНТУ», 2013 – 452с.

3.*Андронов, В.Н.* Минимально возможный расход кокса и влияние на него различных факторов доменной плавки: Учеб.пособие / В.Н. Андронов. – СПб.: Изд-во СПбГТУ, 2001. – 142 с.

СОДЕРЖАНИЕ

1. МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

1 Яковлев К.А, Харченко Е.М. Изучение причин износа воздушных фурм доменных печей…… 6

2 Ворона Ж.В., Хворостянов А.Н., Жук В.Л. Физическое моделирование продувки стали аргоном в промежуточном ковше слябовой МНЛЗ……. 9

3 Жеведь С.С., Кочура В.В. Анализ освоения пылеугольной технологии на доменной печи №5 Енакиевского металлургического завода…… 13

4 Тупилко И.В., Мельниченко М.В., Захаров Н.И. Математическое моделирование массопереноса азота в расплаве металла при его внепечной дегазации комплексным воздействием продувки аргоном и электростатического поля…….. 17

5 Смирнова В.А., Герцык С.И. Совершенствование технологии выплавки сплава 32НКД в индукционной печи…… 19

6 Тупилко И.В., Сапронова Е.В., Захаров Н.И. Экспериментальное исследование конвективной диффузии при внепечной дегазации жидкого металла от растворенного в нем азота…….. 23

7 Курило Д.В., Салмаш И.Н. Разработка методики оценки степени износа огнеупорного слоя при продувке металла инертным газом…… 27

8 Кочергина И.Н., Короткова Л.Н., Сазонов А.В. Некоторые особенности использования огнеупорных бетонов в металлургической отрасли 31

9 Яшин И.Н., Кузин А. В. Литературный обзор применения коксового орешка в доменных печах…….. 34

10 Иванишкин Д.С., Буковский М.А., Дименьев А.О. Изменение рудной нагрузки в задувочной шихте по высоте доменной печи объемом 3000 м^3……... 37

11 Воронько М.И., Десятников В.О., Проценко М.Ю. Разработка методики для оценки влияния состава электродной смеси на ее электропроводность ……..……... 39

12 Егоров А.В., Боровенский В.Н., Проценко В.И. Исследование изменения теплопроводности рудно-восстановительной смеси при различной крупности входящих в ее состав материалов……..…… 43

13 Ткаченко С.В., Фистик С.А., Куберский С.В. Моделирование пульсирующего режима продувки расплава в сталеразливочном ковше……. 48

14 Мазуренко В.А., Лебедев Е.Н. Влияние факторов производства стали на качество сортовой заготовки……. 52

15 Филиппенко Д.Г., Иванишкин Д.С. Извлечение железа из концентрата углеродом антрацита……... 54

16 Карманова К.А., Шепталова Е.С. Восстановление хрома из оксидного порошка на поверхности пластины железоуглеродистого сплава……. 58

17 Кушнирев А.Ю. Ухин В.Е, Лебедев А.Н. Физическое моделирование процессов кристаллизации сортовой заготовки …….. 61

18 Кушнирев А.Ю. Ухин В.Е., Лебедев А.Н. Исследование структуры сортовой заготовки на опытной модели…… 64
19 Сайфуллин С.С., Егорова Т.Г. «Малошлаковая» технология со скачиванием кислого шлака……. 68
20 Балабай Г.Н., Егорова Т.Г. Передел фосфористого чугуна в конвертерах с использованием пылевидной извести..... 72
21 Барчуков Б.В., Троянский А.А., Ратиев С.Н. Исследование процесса каплеобразования при электрошлаковом переплаве с целью контроля заглубления электрода в шлаковую ванну…… 75
22 Яшин И.Н., Афанасьева З.К. Анализ работы доменной печи Енакиевского металлургического завода в новых шихтовых условиях……... 79
23 Kalybaeva M. I., Kolesnikova O. G., Kutzhanova A. N., Kolesnikov A. S. Processing Of Drilling Wastes Of Oil And Gas Wells In The Production Of Ferroalloys…… 83

2. ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

1 Дробышев А.Ю., Пасечник А.Ю. Рафинирование меди от металлических примесей при электрошлаковых процессах……..……... 86
2 Большаков А.С., Бредихин В.Н., Пасечник А.Ю. К вопросу переработки стружки титана……. 90
3 ЛеКаоДанг, Голод В.М. Компьютерный анализ структурного перехода от столбчатой к равноосной дендритной структуре……...… 92
4 Чайка В.Н., Бредихин В.Н. Технологические особенности производства алюминиевых сплавов……..……. 95
5 Евтушенко Н.Ю., Корицкий Г.Г. Сырьевая база для производства вторичного никеля……. 99
6 Кулик М.А., Трибушевский Л.В., Неменёнок Б.М. Получение гранул алюминия из отходов производства по сухой технологии……. 103
7 Муштенко В.А., Троянский А.А., Симоненко В.И., Черкашин И.В. Разработка рациональной технологии литья по газмоделям (ЛГМ) изделия типа «Рабочее колесо шламового насоса»……. 106
8 Русевич О.А., Гуминский Ю.Ю. Способы улучшения технологических свойств жидкостельных связующих материалов…… 108
9 Ярошевич А.И., Крутилин А.Н. Перспективы использования высококремнистых чугунов……... 112
10 Ярошевич А.И., Крутилин А.Н. Использование графитизирующих и сфероидизирующих добавок для модифицирования чугуна……. 114
11 Радионов М.В., Одиночко В.Ф. Использование SOLIDWORKS для кинематического анализа плоского шарнирно-рычажного механизма 117
12 Куликов С.А., Скворцов А.А., Рудницкий Ф.И. К вопросу о влиянии самоорганизации частиц в ультрадисперсных системах……. 119
13 Скворцов А.А., Скворцов В.А. Методика проектирования кокиля…... 121

14 Скворцов А.А., Скворцов В.А. Некоторые особенности расчетов толщин стенок кокиля……. 123
15 Свинороев Ю.А. , Рябичев В.Д. , Гутько Ю.И., Батышев К.А., Семенов К.Г. Новые биополимерные литейные связующие материалы на основе технического лигнина …… 125

3. ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

1 Денисенко А.А., Гончаров В.Е. Влияние параметров контролируемой прокатки на продольную разнотолщинность раскатов…… 130
2 Вильданова А.Р., Яковченко А.В. Совершенствование технологии осадки и разгонки колесных заготовок для колес диаметром 957 мм 134
3 Гранкин Э.А., Митьев А.П. Исследование динамики изменения ширины сечения полосы по длине очага деформации……. 138
4 Тульский А.Е., Снитко С.А. Анализ технологий штамповки колёсных заготовок на современных прессопрокатных линиях…….. 141
5 Магжанов Х.А., Хламкова С.С. Оценка остаточных напряжений в трубе способом разрезания……. 145
6 Ходунова И.В., Руденко Е.А., Юрченко Ю.И. Распределение обжатий раската по горизонтальным валкам черновых клетей широкополосного стана…… 150
7 Соколов Д.С., Жильцов А.П. Анализ конструктивных схем привода шагающих балок в методических нагревательных печах с целью снижения потерь мощности…… 155
8 Пилипенко В.В., Снитко С.А. Исследование влияния бокового обжатия и исходной ширины сляба на параметры процесса редуцирования…….. 158
9 Шабельская Л.И., Митичкина Н.Г. Исследование процесса отбортовки отверстий овальной формы на основе конечно-элементного моделирования……. 162
10 Свистунова А.А., Митьев А.П. Исследовать влияние асимметричной прокатки на перераспределение обжатий, опережения, уширения на ведущем и ведомом валках при валковой асимметрии…… 167
11 Попашенко А.С., Юрченко Ю.И., Будаква С.А. Исследование влияния выработки валков на формоизменение толстолистовой стали…….. 171
12 Василенко Д.С., Руденко Е.А. Влияние обжатия концов сляба на прессе на их форму…… 174
13 Гончаренко С.С., Руденко Е.А. Развитие технологии прокатки толстых листов с обжатыми кромками…… 177
14 Фоменок И.А., Снитко С.А. Минимизация асимметрии штампованно-катаных железнодорожных колес……... 181
15 Халлыев Р.И., Денищенко П.Н. Моделирование методом конечных элементов процесса асимметричной прокатки на базе программно-

го комплекса ABAQUS…… 184
16 Урубохова К. А.,Денищенко П.Н. Моделирование методом конечных элементов процесса контролируемой прокатки листа 14×2200×5500 мм из стали 09Г2ФБ на базе программного комплекса ABAQUS……... 187
17 Прядченко Э. В. Исследование процесса заполнения ручья ромбического калибра при редуцировании сляба…….. 191
18 Мамичев С.А., Снитко С.А. Совершенствование технологии осадки и разгонки колесных заготовок для колес диаметром 957 мм 194
19 Ткаченко С.В., Митьев А.П. Исследование влияния ассиметричной прокатки на энергосиловые параметры и разнотолщинность полос при кинематической асимметрии…….. 198
20 Лащёнов А.Е., Юрченко Ю.И., Закарлюка С.В. Исследование влияния дробности деформации на формоизменение толстых листов…… 201
21 Нелип К.В., Яковченко А.В. Совершенствование технологии штамповки и прокатки трамвайных бандажей……..... 203
22 Оноприенко М.С., Руденко Е.А. Исследование процесса заполнения ручья круглого калибра при редуцировании сляба….. 205
23 Пятых А.В., Черный В.А. Учет температурных условий при выборе режимов холодной прокатки…….. 208
24 Черкашин В.И., Мазур И.П. Исследование формы изменения головы полосы в черновой группе клетей стана горячей прокатки ……..... 211
25 Сосницкая А.И., Гончаров В.Е. Тенденция развития технологии и оборудования для получения тонких горячекатаных полос ……. 215
26 Луцкий Ю.И., Калишук П.А., Любимов В.И. Чистовая вырубка деталей из листового биметаллического проката встречными матрицами……. 218
27 Милейко М. Н., Давидович Л.М. Опыт применения поперечно-клиновой прокатки для изготовления метизных деталей кабин тракторов…….. 221
28 Горбунов К.С., Бахаев К.В. Низколегированные высокопрочные стали……. 223
29 Калиновский О.В., Ляпко В.С., Кузнецов Н.И., Минько Д.В. Технологии повышения прочности и долговечности штампового инструмента……. 226
30 Фролов А.В., Крук Д.С., Ленкевич С.А. Исследование процесса сферодвижной штамповки конического зубчатого колеса при помощи компьютерного моделирования…… 229

31 Войшнис В.В., Колос Д.С., Карпицкий В.С. Исследования кинематических и силовых параметров процесса изготовления трубчатых изделий малого диаметра из ленты……. 232
32 Кривулец П.М., Исаевич Л.А. Способы интенсификации процесса разделения пруткового материала на мерные заготовки клиновидными ножами…… 234

4. ПРИКЛАДНОЕ МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ, ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ

1 Сытая Е.С., Егоров Н.Т. Исследование структуры и свойств толстолистовой стали 09Г2 после различных режимов раскисления и термической обработки……... 237
2 Фурсов Д.С., Герцык С.И. Исследование влияния параметров термообработки на ударную вязкость и структуру стали 40ХГМ…… 240
3 Магин Д.Ю., Хлыбов А.А. Описание механизма изменения микроструктуры стали 30ХГСА в результате циклического отжига…… 245
4 Середа В.Ю., Яркевич Е.В., Урбанович Н.И. Влияние модифицирующих добавок в покрытии электродов марки УОНИ-13/55 на глубину проплавления углеродистой стали и микроструктуру наплавленного металла…… 248
5 Лужина Е. Ю. Технология получения биокерамических порошков... 252
6 Псёл А.В., Горбатенко В.П. Влияние деформации осадкой на сфероидизацию цементита в доэвтектоидной стали в процессе отжига при субкритической температуре…….. 252
7 Горбунов В.В., Крымов В.Н. Исследование причин разрушения вал-шестерни автомобильной трансмиссии……..…. 259
8 Копытенков М.И., Волгина Н.И. Исследование чувствительности магнитного метода к изменению микроструктуры стали 17Г1С…… 262
9 Сандомирская К.К., Алимов В.И. О возможностях неполного дорекристаллизационного отжига стальных протяженных изделий….. 266
10 Громенко В.О., Алимов В.И. Пути повышения пластичности стали для холодной высадки……. 270
11 Соколова М. Е. Горбатенко В. П. Влияние температуры нагрева на структуру и твердость непрерывнолитой стали 10Г2ФБ после закалки……. 274
12 Штыхно Т.А., Горбатенко В.П. Изучение влияния температуры разливки на структуру и свойства оловянной бронзы…… 276
13 Александров А.А., Алимов В.И. Ресурсосберегающее упрочнение соединительных деталей транспортных устройств с использованием тепла деформационного нагрева……...… 279
14 Басенко Л.М., Алимов В.И. Оценка возможностей повышения надёжности почвообрабатывающего инструмента с использовани-

ем химико - термической обработки……. 283
15 Кобзева Ю.И., Алимов В.И. Сварка арматуры для железобетонных конструкций…….…… 287
16 Лошковский Е.Л., Гольцова М.В. Технология сборки-сварки бытовых баллонов для сжиженного газа в условиях предприятия «Новогрудский завод газовой аппаратуры»……. 290
17 Киселевич Р.А., Жук А.Е. Определение усталостных напряжений в детали «обод колеса» самосвала БелАЗ с использованием моделирования в SOLIDWORKS …….. 293
18 Гусев А.И., Крюков Р.Е., Козырев Н.А. Разработка новых порошковых проволок для наплавки. Порошковая проволока для наплавки деталей, работающих в условиях ударно-абразивного износа…… 296
19 Демененко В.Е., Одарюк Н.В., Штыхно А.П. Изучение влияния армирующего слоя стекловолокна на свойства труб для систем отопления…….. 300
20 Михно А.Р., Крюков Р.Е., Козырев Н.А. Использование барий – стронциевого модификатора и шлака производства силикомарганца при изготовлении сварочных флюсов……... 302

5. ПРОМЫШЛЕННАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА

1 Тупилко И.В., Григоренко И. В., Захаров Н.И. Исследование на основе математической модели процессов тепло- и массопереноса при внепечной дегазации расплава металла от растворенного азота в условиях продувки аргоном в ковше с пористым днищем……... 307
2 Худотёплый В.В., Бирюков А.Б. Экспериментальное определение теплоотдачи при охлаждении непрерывнолитой заготовки водовоздушными форсунками…… 310
3 Сизонов А.С., Кашаев В.В. СВС технология как способ создания огнеупорных материалов с повышенными эксплуатационными характеристиками…… 313
4 Сапронова Е.В., Ересь В.С., Захаров Н.И. Исследование теплопотерь расплава алюминия в процессе его внепечной дегазации воздействием вакуума и продувки аргоном……... 315
5 Лобков В.А., Новикова Е.В. Создание современных энергоэффективных технологий сушки и разогрева сталеразливочных ковшей… 318
6 Маслов А.В., Новикова Е.В. Совершенствование теплотехнических параметров в печах с шагающими балками……. 322
7 Турулина Ю.О., Лебедев А.Н., Бирюков А.Б. Определение температурного состояния заготовок при нагреве в методических печах путем численного решения уравнения теплопроводности….. 324
8 Мешкова Е.Ю., Новикова Е.В. Исследование работы радиационных рекуператоров в печах с выкатным подом……. 327
9 Бойко А.В., Кашаев В.В. Импульсное горение и его сравнение с

традиционными методами сжигания…… 329
10 Кольба И.К., Бирюков А.Б. Система диагностики окисления металла в пламенных печах…… 332
11 Пилипеев Е.А., Новикова Е.В. Создание экспериментальной установки для исследования условий работы насадок регенеративных горелок…….. 335
12 Кадомцева Т.И., Бирюков А.Б. Определение рациональных технологических параметров работы вращающихся печей цементного производства…… 339
13 Орловский А.С., Бирюков А. Б. Определение рациональных конструктивных параметров газокислородной горелки для плавки металлов по технологии «AUSMELT»……. 342
14 Петров М. Л., Захаров Н. И. Процессы тепломассопереноса при производстве кислорода путем ректификации воздуха. Роль кислорода в металлургии…… 345

6. ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА

1 Михеев А.В., Гридин С.В. Использование технологий пиролиза и газификации при сжигании древесных отходов…….. 350
2 Пономарева А.А., Гридин С.В. Применение аккумуляторов теплоты фазового перехода в теплогенерирующих системах теплоснабжения……. 354
3 Самбур М.В., Пархоменко Д.И. Современные энергосберегающие технологии в теплоснабжении…… 358
4 Бычков В.А, Пархоменко Д.И. Метод повышения эффективности автономной солнечной электростанции с помощью одноосевой поворотной системы…… 361
5 Балыкина Д.Е., Пархоменко Д.И. Оценка влияния расхода теплоносителя на эффективность работы плоского солнечного коллектора…… 363
6 Русанова Т. С., Лебедев А. Н. Схемы подогрева доменного газа….. 366
7 Черкашин К.В., Сафонова Е.К., Попов А.Л. О генерации топливных и воздушных оксидов азота при сжигании различных марок углей……. 369
8 Ромашко А.Ю., Гридин С.В. Повышение энерго эффективности работы энергетического цеха машиностроительного завода……. 371
9 Захаров А.А., Безбородов Д.Л. Повышение КПД котельного агрегата ТПП-312А посредством понижения температуры уходящих газов……... 375
10 Савва В.О., Безбородов Д.Л., Попов А.Л. Применение газовых турбин для покрытия собственных нужд энергетических блоков большой мощности…….. 378
11 Дрючевский В.А., Боев Ю.А., Сафьянц С.М. Исследование способов повышения эффективности трубчатого воздухоподогре-

вателя котлоагрегата ТП-100……..... 380
12 Сахно И.К., Сафьянц С.М. Безбородов Д.Л. О вариантах энергоснабжения объектов социальной инфраструктуры……... 384
13 Клейн С.А., Олефиренко Е.П., Попов А.Л. Использование пластинчатых теплообменников для дополнительной утилизации тепла дымовых газов энергетических котлов…… 387
14 Андреева Л.Д. Перевод котлов типа ДКВр из парового режима в водогрейный…… 390
15 Рышетник.А.С, Сафьянц С. М., Колесниченко Н. В. Эффективное внедрение и использование абсорбционного теплового насоса в цикле ТЭЦ…… 394
16 Друзенко С.А., Клейн С.А., Сафонова Е.К. Анализ работы системы подачи первичного воздуха к реконструированным горелкам котла ТП-100……. 396
17 Кузнецова У.Р., Пархоменко Д.И. Анализ использования энергетических ресурсов в системе ЖКХ и разработка мероприятий по повышению эффективности их применения……. 398
18 Вялкова К.С., Сафонова Е.К., Боев Ю.А. К вопросу использования различных температурных графиков на водогрейных котельных…. 400

7. ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ В МЕТАЛЛУРГИИ

1 Новиков А.С., Афанасьева З.К., Сидоренко Г.Н. Рукавные фильтры для очистки неорганизованных выбросов литейного двора доменного цеха…….. 403
2 Никипелов Д. В., Гнитиёв П. А. Определение основных технических параметров системы газоочистки роторных печей свинцового производства…… 406
3 Позняк О.А., Трибушевский Л.В., Неменёнок Б.М. Исследование влияния технологии плавки отходов алюминия на состав образующейся пыли……. 408
4 Бугаков М.Н., Хайдуков В.П. К вопросу рециклинга железосодержащих отходов (ЖСО) в металлургической промышленности……. 410
5 Kolesnikova O. G., Kutzhanova A. N., ShuhanovaZh.K., Kolesnikov A.S. Impact Of Waste Dump Of Metallurgy On The Ecology Of The Environment …….. 413
6 Kolesnikova O. G., Kutzhanova A. N., Shegenova G.K., Kolesnikov A. S. Modeling of the formation of ferrosilicon from waste metallurgy in the system Silica - iron carbide is a reducing agent…… 415
7 Поворознюк Е.А., Асламова Я.Ю. Исследование особенностей и эколого-экономической эффективности технологии доменной плавки при использовании в шихте малоофлюсованных окатышей и высокоосновного агломерата. …… 417

Научное издание

IV МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ И СТУДЕНТОВ

«МЕТАЛЛУРГИЯ XXI СТОЛЕТИЯ ГЛАЗАМИ МОЛОДЫХ»

Материалы конференции

Компьютерное редактирование и верстка Асламова Я.Ю.

Донецкий национальный технический университет
83001, г. Донецк, ул. Артема, 58.