

РОЗДІЛ «МЕТАЛУРГІЯ»

УДК 669.184.125

СИГАРЕВ Е.Н., д.т.н., профессор
НЕДБАЙЛО Н.Н., аспірант
ГУРЖИЙ Д.О., аспірант

Днепродзержинский государственный технический университет

ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ МАРШРУТ
ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ ДЛЯ ПАО «ДМКД»

Введение. В настоящее время технологический маршрут производства стали на ПАО «Днепровский металлургический комбинат им. Ф.Э.Дзержинского» (ПАО «ДМКД») в основном определяется сортаментом производимой продукции, качеством используемого сырья и топлива, использованием современных технологий и оборудования для их реализации.

Постановка задачи. В доменных печах доменного цеха ПАО «ДМКД» выплавляется передельный чугун с удельным расходом кокса, в среднем, 520 кг/т чугуна и выходом шлака 485 кг/т чугуна с основностью 1,22. Из-за сырьевых условий и неритмичной работы в конвертерный цех поставляется передельный низкомарганцовистый чугун с широким диапазоном колебаний по составу (C=4,0-4,5%; Si=0,70-1,10%; Mn=0,08-0,40%; S=0,022-0,025%; P=0,045-0,065%) и температуре (1280-1340°C) перед заливкой в конвертер.

Из доменного цеха передельный чугун поступает в миксерное отделение конвертерного цеха в 100-т чугуновозных ковшах. Химический состав доменного шлака на поверхности чугуна в ковше (1-3% от массы чугуна) характеризуется следующими значениями, в среднем: 48,2% CaO, 39,2% SiO₂, 5,6% MgO, 5,5% Al₂O₃, 0,19% MnO, 0,35% FeO, 1,20% S. Перед заливкой в конвертер шлак скачивается на МСШ.

В отделении десульфурации чугуна кислородно-конвертерного цеха завершается монтаж установки для десульфурации чугуна (УДЧ) по технологии «Krupp Polysius» (Германия). Предложенная к реализации технология десульфурации предусматривает вдувание смеси порошкообразной извести с магнезией вглубь расплава в потоке азота в заливочных ковшах.

В силу сложившихся условий применяемые в конвертерном цехе ПАО «ДМКД» технологии выплавки стали и горячего ремонта футеровки 250-т конвертеров характеризуются рядом недостатков:

- в отличие от современных технологий [1-3] в конвертерах ПАО «ДМКД» осуществляется глубокий «передув» ванны (до 0,03-0,04%С) с удалением до минимальных концентраций всех примесей (Si, Mn, S и P) и нагревом последнего до температуры 1640-1680°C, что приводит к перерасходу ферросплавов, присаживаемых при выпуске расплава в ковш;

- с целью экономии чугуна шихтовка плавки ведется с повышенным расходом металлического лома (18,8-22,9% от веса металлошихты 262-264 т), что не соответствует условиям теплового баланса плавки при переделе чугуна доменного цеха ПАО «ДМКД» [4];

- сложности в протекании десульфурации расплава, значительный расход извести (70-80 кг/т стали) из-за необходимости ошлакования оксида кремния и удаления серы при высоком содержании Si и S в чугуне;

- образование настывей на стволе фурмы, конической части и горловине конвертера, особенно при формировании шлака с повышенным содержанием MgO (8-10%)

присадкой дорогостоящих магнезиальных флюсов с целью последующего формирования шлакового гарнисажа на футеровке конвертера. Раздувка шлака с использованием специальной водоохлаждаемой гарнисажной фурмы с шестью соплами Лавалья, сгруппированными по три в направлении цапф конвертера, обеспечивает нанесение шлакового гарнисажа преимущественно на цапфенные зоны конвертера.

Последующая ковшовая обработка выпускаемого из конвертера железоуглеродистого полупродукта с доведением его по составу и температуре до заданной марки стали, перед разливкой стали на МНЛЗ, производится на установках ковш-печь (УКП).

Результаты работы. С учетом указанных выше недостатков и анализа результатов выполненных исследований энергоэффективный технологический маршрут производства качественного железоуглеродистого полупродукта (0,015-0,020% S на выпуске из конвертера) в сырьевых условиях ПАО «ДМКД» может быть представлен следующими этапами.

Одна или несколько доменных печей переводятся на работу на пониженной с 1,22 до 1,10 основности (CaO/SiO_2) шлака с применением безмарганцевистой железосодержащей шихты. В результате снижения нагрузки на доменную печь при использовании высокосернистого (1,5-2,0% S) украинского кокса обеспечивается выплавка передельного чугуна пониженной стоимости с концентрациями марганца (0,08-0,15%), кремния (0,60-0,70%), серы (0,06-0,09%) и фосфора (0,045-0,065%). В соответствии с выполненными по методикам [5, 6] расчетами обеспечивается уменьшение расхода кокса и известняка на 22,5 и 14,3 кг/т чугуна соответственно, снижение выхода шлака на 24 кг/т чугуна, повышение производительности на 5% и улучшение хода доменной печи [7].

На следующем этапе предлагаемого маршрута передельный чугун подвергается ковшовому рафинированию на модернизированной УДЧ в 200-т заливочных ковшах с одновременным удалением Si (до 0,25-0,30%) и S (0,008-0,010%) вдуванием кислорода и порошкообразных десульфураторов через одну [8] либо две [9] погружные фурмы.

После скачивания шлака с поверхности расплава заливочный ковш с чугуном передается в конвертерный цех. Последующий передел рафинированного по кремнию и сере чугуна проводится в кислородном конвертере с верхней, а в наилучшем варианте с комбинированной продувкой ванны по малошлаковой технологии через трехконтурную фурму [10] с элементами жидкофазного восстановления добавок марганецсодержащего сырья (марганцевого концентрата и/или агломерата) взамен части охлаждающего скрапа (или лома) и частичным дожиганием отходящих газов.

По ходу продувки конвертерной ванны осуществляется формирование с начала операции жидкоподвижного высокоосновного шлака с оптимальным содержанием MgO (5-8% MgO) и повышенной фосфор- и серопоглотительной способностью. В соответствии с расчетами расход извести, в сравнении со штатной технологией, сокращается на 20-30 кг/т стали. В результате при минимальном расходе плавикового шпата обеспечивается продувка ванны в режиме «заглубленных» основных сверхзвуковых кислородных струй, истекающих из сопел Лавалья наконечника трехконтурной фурмы, при вдувании порошкообразного марганцевого концентрата, с прекращением продувки на содержании 0,12-0,20% C, обеспечением концентрации марганца 0,25-0,30% и увеличением выхода годного на 0,3-0,8%. По окончании продувки железоуглеродистый расплав выпускается в сталеразливочный ковш и передается на установку ковш-печь для доведения его по составу и температуре до заданной марки стали.

Для дальнейшего повышения стойкости периклазоуглеродистой футеровки конвертеров на завершающем этапе предлагаемого маршрута проводится операция раздувки конечного шлака газопорошковыми струями, формируемыми с использованием специальной гарнисажной фурмы [11], с формированием шлакового гарнисажа повышенной стойкости на всей поверхности футеровки конвертера [12].

Для реализации газопорошковой раздувки шлака двухфурменная каретка машины подачи верхнего дутья в конвертер оснащается, кроме продувочной трехконтурной фурмы [10], второй газоохлаждаемой двухъярусной гарнисажной фурмой [11]. Фурма обеспечивает вдувание в шлаковую ванну дешевых порошкообразных магниезиальных материалов непосредственно по ходу раздувки с повышением содержания в шлаке MgO до 9-12%.

Расчет материально-энергетического баланса (табл.1) и ожидаемой экономической эффективности реализации предложенного технологического маршрута с учетом сырьевых условий ПАО «ДМКД» проведен по следующей схеме.

Таблица 1 – Энергозатраты на выплавку передельного чугуна в доменной печи ПАО «ДМКД» по штатной (ШТ) и предлагаемой технологии (ПТ)

№	Наименование сырья и вид топлива	Ед. изм.	Э, МДж/ед.	Уд. расход,	ЭЗ,	Уд. рас-	ЭЗ,	Δ уд. расхода, ед./т	Δ ЭЗ, ГДж/т
				ед./т	ГДж/т	ход, ед./т	ГДж/т		
				ШТ	ШТ	ПТ	ПТ		
1	Агломерат	кг/т	2,2	1557,2	3,43	1557,2	3,43	0	0
2	Окатыши	кг/т	3,4	207,8	0,71	207,8	0,71	0	0
3	Природный газ	м ³ /т	37,6	77,2	2,90	77,2	2,90	0	0
4	Кокс	кг/т	40,4	520,0	21,01	497,5	20,01	-22,5	-1,0
5	Известняк	кг/т	0,6	49,0	0,029	34,7	0,021	-14,3	-0,008
6	Марганец-содержащий шлак	кг/т	12,6	16,0	0,21	0	0	-16,0	-0,21
7	Технический кислород	м ³ /т	6,8	82,0	0,56	80,0	0,54	-2,0	-0,02
8	Дутье	м ³ /т	1,15	2556,0	2,94	2548,0	2,93	-8,0	-0,01
9	Электроэнергия	кВтч	11,25	90,0	1,01	87,0	0,97	-3,0	-0,04
10	Всего:				32,79		31,60		-1,19
11	Утилизируемый доменный газ	м ³ /т	4,0	1700,0	6,80	1640,0	6,56		+0,24
12	Итого:				25,99		25,04		-0,95

здесь и в следующих таблицах: Э – энергоемкость; ЭЗ – энергозатраты

Расчет затрат первичной энергии на выплавку передельного чугуна выполнен на основании показателей работы доменных печей ПАО «ДМКД» [6] с использованием методики, основанной на материальных балансах процесса [13], с учетом сокращения выхода колошникового газа при снижении расхода известняка [14] и утилизации вторичных энергоресурсов.

Ожидаемое снижение содержания кремния в чугуне на 0,3% сопровождается уменьшением удельного расхода кокса на 4,3% и сокращением затрат энергии на 950 МДж/т чугуна. Себестоимость выплавки чугуна снижается на 1,2%.

Сопоставление основных затрат и ожидаемых показателей при десульфурации чугуна по технологиям «ESM» (США) и «Krupp Polysius» (Германия) и предложенным способам одновременного удаления Si и S [8, 9] представлено в табл.2. Наименьшие суммарные затраты (40,63 грн/т) обеспечиваются при вдувании смесей на основе доломитизированной извести с магнием вглубь расплава через две погружные фурмы [9].

Суммарные энергетические затраты на ковшовое рафинирование передельного чугуна с одновременным удалением Si и S по предложенным способам [8, 9] на 48,96-98,42 МДж/т чугуна меньше затрат на только десульфурацию (до 0,010% S) чугуна по технологиям «ESM» (США) и «Krupp Polysius» (Германия) (табл.3). При этом энерго-содержание рафинированного чугуна (0,30% Si и 0,010% S) с повышенной после обработки на 62⁰С температурой в сравнении с обычным передельным чугуном (0,90% Si) незначительно изменяется (с 10,02 МДж/т до 9,96 МДж/т чугуна).

Таблица 2 – Основные затраты на обработку по технологиям [8, 9] в сравнении с десульфурацией чугуна по технологиям «ESM» и «Krupp Polysius»

№	Показатель	Обработка чугуна в 200-т ковше		Обработка чугуна в 200-т ковше	
		Вдувание смеси Mg+CaO. «ESM»	Вдувание смеси CaO/Mg+CaO [9]	Вдувание смеси Mg+CaO. «КР»	Вдувание CaO [8]
1	Расход реагентов, кг/т чугуна:				
	– алюминия	-	0,30	-	0,75
	– магнезия	0,81	0,48	0,84	0
	– извести	4,30	4,01	4,80	10,7
2	Содержание в чугуне (до/после), %:				
	– серы	0,06/0,01	0,06/0,01	0,06/0,01	0,06/0,01
	– кремния	0,60/0,60	0,60/0,30	0,60/0,60	0,60/0,30
3	Количество дополнительно образующегося в ковше шлака, кг/т	10,1	8,89	11,2	19,2
4	Потери чугуна с дополнительно образующимся шлаком, кг/т чугуна	4,61	4,06	5,10	8,76
5	Изменение температуры чугуна после обработки, °С	-17	+62	-23	+54
6	Затраты, грн/т				
	а) на алюминий	0	3,60	0	9,0
	б) на магнезий	29,71	17,60	30,81	0
	в) на известь	8,76	8,15	9,78	21,80
	г) на погружную фурму (фурмы)	3,26	4,73	1,63	2,36
	д) на потери чугуна со шлаком	18,87	16,63	20,86	35,76
	е) на потери температуры чугуна	2,77	-10,11	3,75	-8,80
7	Суммарные затраты на обработку (по п.п. «а - е»), грн./т чугуна	63,41	40,63	66,83	60,14

Таблица 3 – Энергозатраты на ковшовое рафинирование чугуна по сере и кремнию по технологиям [8, 9] в сравнении с десульфурацией чугуна по технологиям «ESM» (США) и «Krupp Polysius» (КР, Германия)

№	Показатель	Обработка чугуна в 200-т ковше				Обработка чугуна в 200-т ковше			
		Вдувание Mg+CaO. «ESM»		Вдувание смеси CaO/Mg+CaO		Вдувание Mg+CaO. «КР»		Вдувание CaO	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	Расход реагентов, кг/т:	ед./т	Э, МДж/т	ед./т	Э, МДж/т	ед./т	Э, МДж/т	ед./т	Э, МДж/т
	– алюминия	-	0	0,30	55,80	-	0	0,75	139,5
	– магнезия	0,81	142,1	0,48	84,24	0,84	147,42	-	0
	– извести	4,30	35,65	4,01	33,24	4,80	39,80	10,70	88,7
2	Расход, м ³ /т:								
	– азота	0,80	2,67	1,0	3,34	0,40	1,34	0,30	1,0
	– кислорода	0		2,40	16,32	0	0	2,70	18,36

Продолжение таблицы 3

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
3	Изменение $T_{\text{чуг}}$, °С	-17	23,8	+62	-86,80	-23	32,20	+54	-75,6
4	Расход – футеровки – фурмы, кг/т	0,18	2,96	0,16	2,64	0,12	1,98	0,11	1,82
5	Суммарные энергозатраты	207,2		108,78		222,74		173,78	

Для оценки технико-экономических и материально-энергетических показателей (табл.4) штатной и предложенной малошлаковой технологии конвертерной плавки применили модель [15], учитывающую изменение расходов шихты и кислорода при прекращении продувки на содержании углерода 0,12-0,20%. Использование в шихте конвертерной плавки предварительно рафинированного по кремнию и сере (0,30% и 0,010% соответственно) чугуна с повышенной после рафинирования на 62⁰С температурой позволяет уменьшить расход чугуна на 24,8 кг/т стали (ТТИ-1.-8-15-22-86, ИЧМ).

Таблица 4 – Материально-энергетический баланс выплавки стали по штатной (ШТ) и предлагаемой (ПТ) [7] технологии в условиях КЦ ПАО «ДМКД»

№	Показатель	Уд. расход, ед./т стали		Изменение показателя	Δ уд. ЭЗ, МДж/т
		ШТ	ПТ		
1	Чугун, кг/т	859,32	834,52	-24,80	+620,99
2	Лом, кг/т	264,30	284,99	+20,69	-146,89
3	Скрап, кг/т	38,90	30,40	-8,50	+1,70
4	Марганцевый концентрат, кг/т	0	7,50	+7,0	-18,75
5	Уголь (АС), кг/т	2,0	6,0	+4,0	+124,0
6	[Si] _{чуг} , %	0,90	0,30	-0,60	-181,08
7	Известь, кг/т	80,0	50,0	-30,0	+162,0
8	Магнезиальные добавки, кг/т	3,0	0	-3,0	+9,41
9	Доломит, кг/т	2,30	2,10	+6,30	+6,30
10	Раскислители, кг/т: - FeMn - FeSi	5,70 5,21	1,90 4,34	-3,80 -1,13	+210,0 +79,0
11	Технический O ₂ , м ³ /т	54,90	51,70	-3,2	+21,76
12	$T_{\text{чуг}}$, °С	1340	1402	+62,0	+86,80
13	$T_{\text{ст}}$ на выпуске, °С	1660	1605	-55,0	-93,50
14	Расход огнеупоров, кг/т	2,81	1,60	-1,21	+19,96
15	Продолжительность продувки, мин	18,0	17,5	0,5	+1,43
16	Выход шлака, кг/т	146,90	91,20	-32,20	+43,59
17	Содержание (FeO), %	20,0	16,0	-4,0	-13,52
18	Всего, МДж/т: - экономия энергии - перерасход энергии				+1387,0 -453,0
19	Суммарный энергетический эффект, МДж/т:				933,0

В случае реализации малошлаковой технологии конвертерной плавки с жидкофазным восстановлением марганца [10] ожидаемый экономический эффект (49,6 грн/т выплавленной стали) достигается за счет сокращения цикла плавки на 0,5 мин, снижения расхода чугуна на 24,8 кг/т стали, извести на 30 кг/т стали, марганцевых ферросплавов на 3,8 кг/т и плавикового шпата на 0,2-0,4кг/т стали, увеличения выхода жидкого на 0,5% при использовании добавок порошкообразного марганцевого концентрата (7,3 кг/т). Снижение энергетических затрат составит 933,0 МДж/т стали.

При реализации предложенной авторами технологии формирования шлакового гарнисажа на футеровке [16] наименее энергозатратным (88,6 МДж/т) является применение порошкообразного сырого доломита с учетом исключения расхода воды на охлаждение газопорошковой гарнисажной фурмы и сокращения удельного расхода азота на раздувку шлаковой ванны (табл.5).

Таблица 5 – Основные показатели операции ошлакования футеровки 250-т конвертера ПАО «ДМКД» с использованием штатной (ШФ) и предложенной двухъярусной (ДФ) [11] гарнисажных фурм (ГФ)

№	Показатель	Тип гарнисажной фурмы			
		ШФ 6-тисопловая	ШФ 6-тисопловая	ДФ 8-мисопловая	ДФ 8-мисопловая
1	2	3	4	5	6
1	Расход магнезиальных добавок, кг/т стали: - магнезиальный флюс - ФДФ - сырой доломит - обожженный доломит	3,8/- - - -	- 12,8/- - -	- - -9,6 -	- - - -5,8
2	Потери магнезиальных добавок с отходящими газами, кг/т стали	1,44	4,86	0,48	0,26
3	Изменение содержания (MgO) в шлаке, %	+0,31	+0,57	+2,0	+2,0
4	Расход азота на раздувку шлака, м ³ /т стали	17,0	15,3	11,9	12,9
5	Расход воды на охлаждение ГФ, м ³ /т	10	10	0	0
6	Продолжительность операции раздувки шлака, мин.	<u>4,0-6,0</u> 5,0	<u>4,0-5,0</u> 4,5	<u>3,0-4,0</u> 3,5	<u>3,5-4,5</u> 4,0
7	Изменение стойкости футеровки, пл.	0	-200	+500	+700
8	Интенсивность износа футеровки, мм/пл.	0,29	0,31	0,27	0,25
9	Затраты, грн./т стали на: - магнезиальные добавки - азот - охлаждающую воду	12,92 1,36 4,80	23,52 1,36 4,20	7,68 0,96 0	8,23 1,09 0
10	Всего затрат на ошлакование футеровки, грн./т стали	19,08	29,08	8,64	9,32
11	Изменение ЭЗ, МДж/т: - магнезиальные добавки - азот - охлаждающую воду	17,14 117,3 12,0	48,13 234,10 11,04	6,49 82,11 0	17,46 89,11 0
12	Всего ЭЗ на ошлакование футеровки, МДж/т стали	146,44	293,27	88,60	106,57

* расчетные значения

Ожидаемый экономический эффект (19,38 грн/т стали в год) достигается за счет замены меди рядовой углеродистой сталью для изготовления наконечника гарнисажной фурмы, снижения расхода огнеупоров на 1,21 кг/т стали, увеличения стойкости футеровки на 5,8% и повышения производительности конвертеров.

В целом, ожидаемое суммарное сокращение энергетических затрат на доменную плавку, ковшовое рафинирование передельного чугуна по кремнию и сере, выплавку стали и ошлакование футеровки конвертера по предложенному технологическому маршруту в сравнении со штатной технологией составляет 1,832 ГДж/т стали.

Выводы. Реализация предложенного технологического маршрута производства железуглеродистого полупродукта на этапах «доменная печь – кислородный конвертер» перед доводкой расплава на установке ковш-печь в сырьевых условиях работы ПАО «ДМКД» позволит обеспечить сокращение энергозатрат в сравнении с принятой технологической схемой на 1,832 ГДж/т стали (6,9%).

ЛИТЕРАТУРА

1. Freely B. Implementation of the Bath Agitation Process on BOF Vessels / B.Freely, J.Madill, M.Evans // AIS Tech 2006 Proceedings. – 2006. – №1. – P.685-695.
2. Ughadpada K. Production improvement of No.2 BOSP at ESAI / Ughadpada K., Briglio S., Mohammed G. // Iron and Steel Technology. – 2010. – №11. – P.59-64.
3. Цзян Л. Оптимизация системы комбинированной продувки 300-тонного конвертера на заводе фирмы VAOSTEEL / Л.Цзян, Ч.Чзи-чаг, Ч.Хон-мин // Огнеупоры и техническая керамика. – 2008. – №6. – С.48-52.
4. Сигарев Е.Н. Технологические аспекты производства высококачественной стали / Е.Н.Сигарев // Металл и литье Украины. – 2005. – №3-4. – С.93-95.
5. Волков Ю.П. Технолог-доменщик: справочник / Волков Ю.П., Шпарбер Л.Я., Гусаров А.К. – М.: Металлургия, 1986. – 263с.
6. Сафина Л.О. Выбор оптимального состава доменного шлака / Л.О.Сафина // Збірник наукових праць Дніпродзержинського технічного університету: (технічні науки). – Дніпродзержинськ: ДДТУ. – 2009. – Вип. 1(12). – С. 9-13.
7. Сигарев Е.Н. Ресурсосбережение в производстве высококачественной конвертерной стали // Е.Н.Сигарев, А.Г.Чернятевич, В.Н.Селищев / Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2002. – №7. – С.60-64.
8. Пат. № 76749 Україна. Спосіб ківшового рафінування чавуну / Чернятевич А.Г., Сігарьов Є.М., Чубін К.І., Чубіна О.А.; заявник і патентовласник Дніпродзерж. держ. техн. унів-т. – Бюл. №1, 2013 р.
9. Пат. № 79003 Україна. Спосіб ківшового рафінування чавуну / Чернятевич А.Г., Сігарьов Є.М., Чубін К.І., Чубіна О.А., Березіна О.В.; заявник і патентовласник Дніпродзерж. держ. техн. унів-т. – Бюл. №7, 2013 р.
10. Чернятевич А.Г. / Варианты продувки конвертерной ванны с жидкофазным восстановлением добавок марганецсодержащего сырья / А.Г.Чернятевич, Е.Л.Мастеровенко, Е.Н.Сигарев // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2006. – №7. – С.112-118.
11. Пат. №74235 Україна. Фурма для нанесення шлакового гарнісажу на футерівку конвертера / Чернятевич А.Г., Сігарьов Є.М., Чубін К.І., Мальцев В.Г.; заявник і патентовласник Дніпродзерж. держ. техн. унів-т. – Бюл. №20, 2012 р.
12. Пат. №74236 Україна. Спосіб нанесення шлакового гарнісажу на футерівку конвертера / Чернятевич А.Г., Сігарьов Є.М., Чубін К.І., Чубіна О.А.; заявник і патентовласник Дніпродзерж. держ. техн. унів-т. – Бюл. №20, 2012 р.
13. Процессы бескоксовой металлургии: энергетическая, экологическая, экономическая оценка: монография / В.П.Ивашенко, Ю.С.Паниотов, В.Д.Зеликман [и др.]. – Дніпропетровськ: РВА «Дніпро-VAL», 2003. – 104с.
14. Сущенко А.В. Влияние содержания кремния в чугуне на энергопотребление доменного и конвертерного процессов / А.В.Сущенко, М.А.Томаш, А.А.Томаш // Вісник ПДТУ. – Маріуполь. – 2009. – Вип. 19. – С.13-16.

15. Динамическая прогнозирующая модель конвертерного процесса на принципах неравновесности металлургических реакций / Ю.Н.Яковлев, Л.В.Камкина, Е.Н.Сигарев [и др.] // Труды II Конгресса сталеплавильщиков. ОАО «Черметинформация». – М., 1994. – С.118-120.
16. Двухъярусная гарнисажная фурма для конвертера ПАО «ДМКД» / Е.Н.Сигарев, Н.Н.Недбайло, Д.А.Семенова [и др.] // Збірник наукових праць Дніпродзержинського технічного університету: (технічні науки). – Дніпродзержинськ: ДДТУ. – 2014. – Вип. 2(25). – С.9-16.

Поступила в редколлегию 17.09.2014.

УДК 669.184.125

СИГАРЕВ Е.Н., д.т.н., профессор
СИГАРЕВ Н.К., к.т.н., доцент
СЕМЕНОВА Д.А., аспирантка
БАЙДУЖ Ю.В., аспирант

Днепродзержинский государственный технический университет

ТОПОГРАФИРОВАНИЕ ПОВЕРХНОСТИ ФУТЕРОВКИ КОНВЕРТЕРА

Введение. На основании промышленного опыта принято выделять следующие характерные режимы эксплуатации кислородного конвертера, футерованного периклазоуглеродистыми огнеупорами:

- без проведения текущих ремонтов;
- периодическое нанесение модифицированного присадками специальными магнезиальносодержащих добавок конечного конвертерного шлака на футеровку раздувочной газовой струями после выпуска стали в сталеразливочный ковш;
- торкретирование и подварка магнезиальносодержащими материалами наиболее изношенных мест.

При этом наиболее затратной статьей на поддержание футеровки в рабочем состоянии остаются горячие ремонты методом подварки, доля которых составляет 34-38% от общих затрат на огнеупоры и огнеупорные материалы (83-87% затрат на горячий ремонт футеровки).

Постановка задачи. Продолжительное время рабочий слой футеровки кислородных конвертеров выполнялся из периклазоуглеродистых огнеупоров по двухслойной схеме кладки общей толщиной 1000-1050 мм в различных комбинациях (500+500, 525+525 и т.п.). Однако, как установлено по результатам промышленной эксплуатации, при небольшой остаточной толщине первого рабочего слоя (50-100 мм со стороны рабочего пространства конвертера) происходит выпадение остатков изношенных огнеупорных изделий с соответствующим увеличением затрат и сокращением продолжительности кампании агрегата.

Последние годы характеризуются стремлением к перманентному повышению стойкости футеровки конвертеров, в том числе за счет применения сбалансированной зональной схемы кладки огнеупорных изделий с учетом особенностей и преобладающих факторов износа отдельных зон. В таком случае в различных зонах футеровки конвертера используются отличающиеся по качеству и составу изделия (т.н. дифференцированная кладка), что, в конечном счете, приводит к относительно равномерному износу футеровки.

На начальном этапе при разработке и внедрении дифференцированной кладки и уходе за ней в течение кампании на большей части предприятий использовали визуальный контроль износа огнеупорного слоя, характеризующийся невысокой точностью и субъективностью оценки. Масса и толщина намороженного раздувочной шлаковой ванны

на футеровку шлакового гарнисажа, в последующем частично переходящего в шлак, при визуальном осмотре не поддается количественной оценке, что осложняет расчет материального баланса конвертерной плавки. В отдельных случаях визуальная оценка состояния рабочего пространства дополнялась термографическим контролем для определения температуры наружной поверхности кожуха конвертера и принятия решений о необходимости горячего ремонта.

Необходимо особо отметить, что с переходом от схем футеровки конвертера в два оката к более прогрессивной однослойной футеровке уровень субъективности визуальных методов оценки в связи с отсутствием границы между рабочим и арматурным слоем увеличился, что повысило актуальность применения высокоточных средств топографирования поверхности.

К современным средствам для топографических исследований текущего профиля рабочего пространства и определения остаточной толщины футеровки конвертера относят лазерные системы измерения (например, *Delta RL 2000* (Финляндия), *LaCam-M* (фирма *Ferrotron Technologies GmbH*, Германия), *CONSCAN X2* (фирма *RHI*, Австрия) и др.) [1-3].

С целью контроля остаточной толщины футеровки по ходу кампании, установления зон локального износа и их ликвидации, выбора вида и корректировки количества горячих ремонтов, прогнозирования возможного срока кампании конвертера на ряде металлургических предприятий Украины применяют сканер *LaCam M007* (фирмы *Ferrotron Technologies GmbH*, Германия) (рис. 1, а).

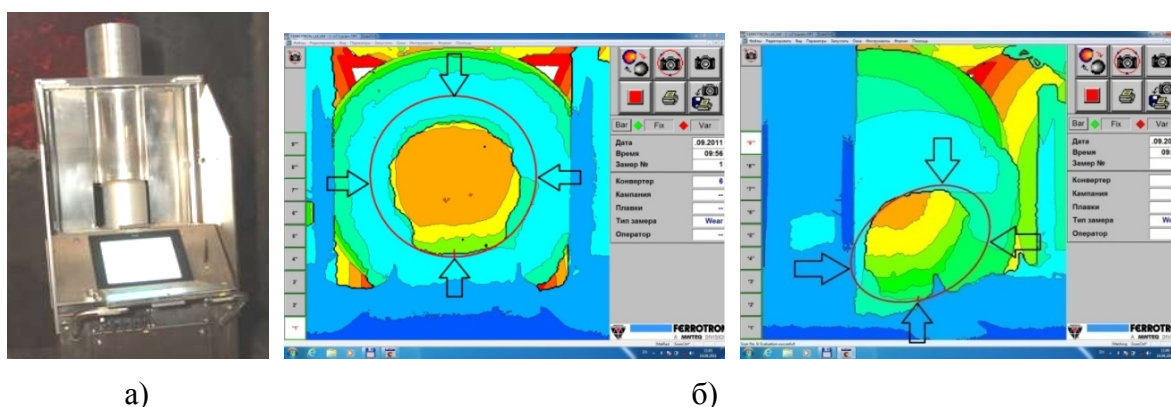


Рисунок 1 – Общий вид сканера (а) и отображение (б) на экране монитора контролируемых зон рабочего пространства конвертера

В целом, лазерная система измерения предназначена для топографирования поверхности футеровки конвертера с точностью измерения ее толщины ± 5 мм. Остаточная толщина футеровки определяется сравнением предыдущих и текущих результатов замеров внутреннего пространства агрегата. Результаты измерения отображаются на экране монитора и сохраняются в базе данных для оперативного и последующего детального анализа. Длительность одного сканирования футеровки конвертера составляет 20-25 минут.

Лазерное измерение основано на определении времени распространения единичного светового импульса. При этом светодиод на базе полупроводникового лазера генерирует излучение с очень малой длиной волны, а оптический импульс отражается от поверхности объекта измерения и попадает в светоприемник. По ходу сканирования одновременно происходит сканирование поверхности футеровки и автопозиционирование системы, основанное на определении базисных точек, установленных около агрегата.

В рекомендованном производителем оборудования варианте измерение внутреннего пространства агрегата выполняют по приведенной в табл.1 схеме.

Таблица 1 – Схема топографирования рабочего пространства конвертера

Стойкость футеровки, плавки	Периодичность сканирования
20 – 50	первое сканирование обязательно
до 1000	через каждые 500 плавок
1000 – 2000	через каждые 250 плавок
2000 – 3000	через каждые 200 плавок
более 3000	через каждые 150 плавок

Полная информация о состоянии футеровки конвертера получается после проведения ряда замеров и обработки полученных данных:

- развертка конвертера (определение зон, подлежащих неотложному ремонту);
- вертикальные разрезы в области цапф (приводной и неприводной);
- вертикальные разрезы в плоскости свод – ванна;
- горизонтальные сечения и днище конвертера.

Результаты работы. В данной статье приведены результаты топографирования поверхности периклазоуглеродистой футеровки 160-т и 250-т кислородных конвертеров верхнего дутья с использованием лазерной системы измерений *LaCam M007* по ходу кампании.

Как на 160-т, так и на 250-т конвертерах применялась однослойная схема кладки, при этом в цилиндрической части 160-т агрегата огнеупоры укладывали в один окат толщиной 900 мм, в верхней конической части – 650 мм, в 250-т – в один окат толщиной 800 мм и 650 мм в верхней конической части соответственно.

Применяемые для кладки футеровки 160-т и 250-т конвертеров огнеупорные изделия имели отличия по составу:

- в зоне металла (нижней сферической части) использовали изделия с содержанием $MgO \geq 84,0\%$, углерода не менее 6,0% (160-т конвертер) и $MgO \geq 71,0\%$ и углерода более 13,0% – в 250-т конвертере соответственно;
- в загрузочной и сливной зонах (ванна и свод) – с содержанием MgO не менее 78% и содержанием углерода $\geq 12,0\%$ для 160-т и не менее 68% и углерода $\geq 15,0\%$ для 250-т соответственно;
- в цапфенной зоне футеровка рабочего слоя была усилена за счет использования изделий с повышенным содержанием углерода $\geq 14,0\%$, при содержании $MgO \geq 76,0\%$ в 160-т и углерода $\geq 16,0\%$, при содержании $MgO \geq 71,0\%$ – в 250-т конвертере;
- в верхней конической части 160-т агрегата использовали огнеупоры с содержанием $MgO \geq 80,0\%$ и углерода не менее 10,0%, а в 250-тонном – $MgO \geq 61,0\%$ и углерода не менее 14,0%.

Отличия в химическом составе огнеупоров кладки 160-т и 250-т конвертеров, условий эксплуатации и обслуживания футеровки, дутьевого и шлакового режимов привели к закономерным различиям профилей износа футеровки агрегатов по ходу кампании.

С целью определения наиболее значимых факторов износа огнеупоров на 160-т конвертерах были проведены несколько опытных кампаний, отличия которых от сравнительных заключались в следующем. В ходе сравнительной кампании плавков на конвертере «А» проводили полное текущее обслуживание футеровки с соблюдением требований технологической инструкции: с нанесением шлакового гарнисажа, периодической подваркой, локальным торкретированием наиболее изношенных мест. При этом

присадку специальных магнезиальных шлакообразующих флюсов по ходу плавки не осуществляли.

В ходе опытных кампаний на конвертерах «Б» и «В» была изучена возможность использования в существующих сырьевых условиях «европейской» схемы эксплуатации агрегата с минимизацией либо полным отсутствием ухода за футеровкой. В таком варианте нанесение шлакового гарнисажа на футеровку в первый период кампании не проводили. В то же время, с целью снижения интенсивности износа футеровки, по ходу конвертерной плавки присаживали специальные магнезиальные шлакообразующие флюсы с удельным расходом 0,3 кг/т стали.

Необходимо отметить, что в связи с установленной топографированием по ходу кампании повышенной в сравнении с конвертером «А» интенсивностью износа слоя огнеупоров на конвертере «Б» было принято решение о необходимости возобновления операций по уходу за футеровкой для предотвращения преждевременного вывода агрегата из эксплуатации. При этом ошлакование футеровки конвертера «А» с помощью раздувки шлака начали проводить после 150 плавки, на конвертере «Б» – только после 830-й плавки.

Число операций ошлакования, проведенных по технологии корректировки содержания (MgO) путем непосредственного вдувания доломита в шлаковую ванну через специальную газопорошковую гарнисажную фурму [4], составило 590 на конвертере «А» и 280 операций на конвертере «Б». На рис.2 приведены результаты сканирования футеровки конвертера «Б» после 1400-й плавки.

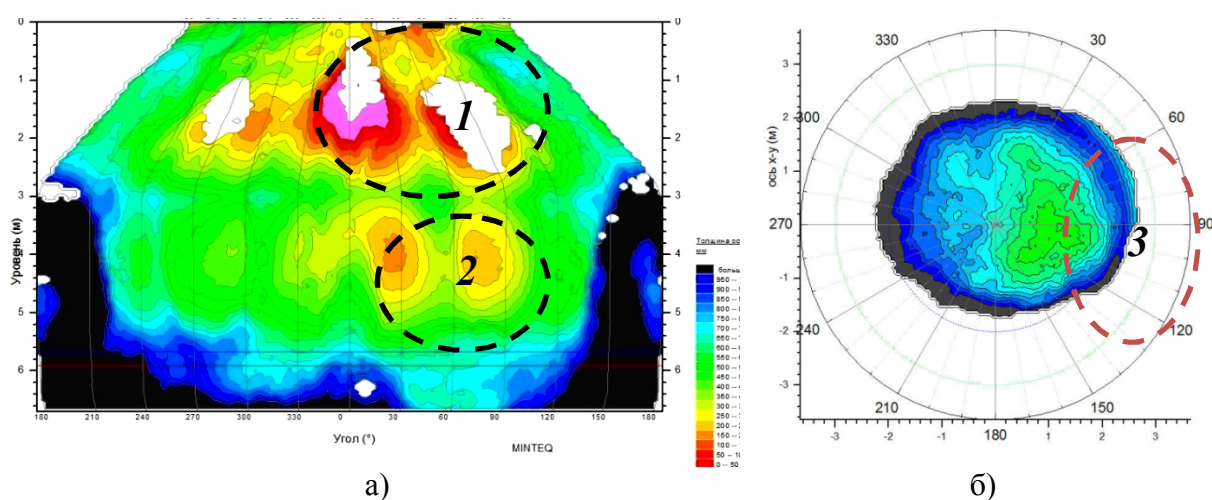


Рисунок 2 – Топограмма футеровки с выделением зон повышенного износа стен (а) и дна (б) конвертера «Б» (остаточная толщина огнеупоров) после 1400 плавков

Места интенсивного износа футеровки расположены на сводовой *1* (на стороне выпуска стали) и цапфенной *2* (неприводной) зонах (рис.2, а). В значительной степени это обусловлено смещением реакционных подфурменных зон в сторону неприводной цапфы *3* (сегмент 60°-120°), что подтверждается результатами сканирования дна конвертера (рис.2, б).

В соответствии с результатами сканирования (в период с 30 по 1600 плавку) средняя интенсивность износа огнеупорной кладки конвертера «Б» составила 0,428 мм/плавку, а конвертера «А», при аналогичной стойкости (1600 плавков) – 0,267 мм/плавку, т.е. меньше на 0,161 мм/плавку. Динамика интенсивности износа футеровки конвертеров «А» и «Б» приведена на рис.3.

Существенная неравномерность износа при исключении операций ошлакования подтверждается и динамикой износа огнеупорной кладки в двух наиболее подверженных

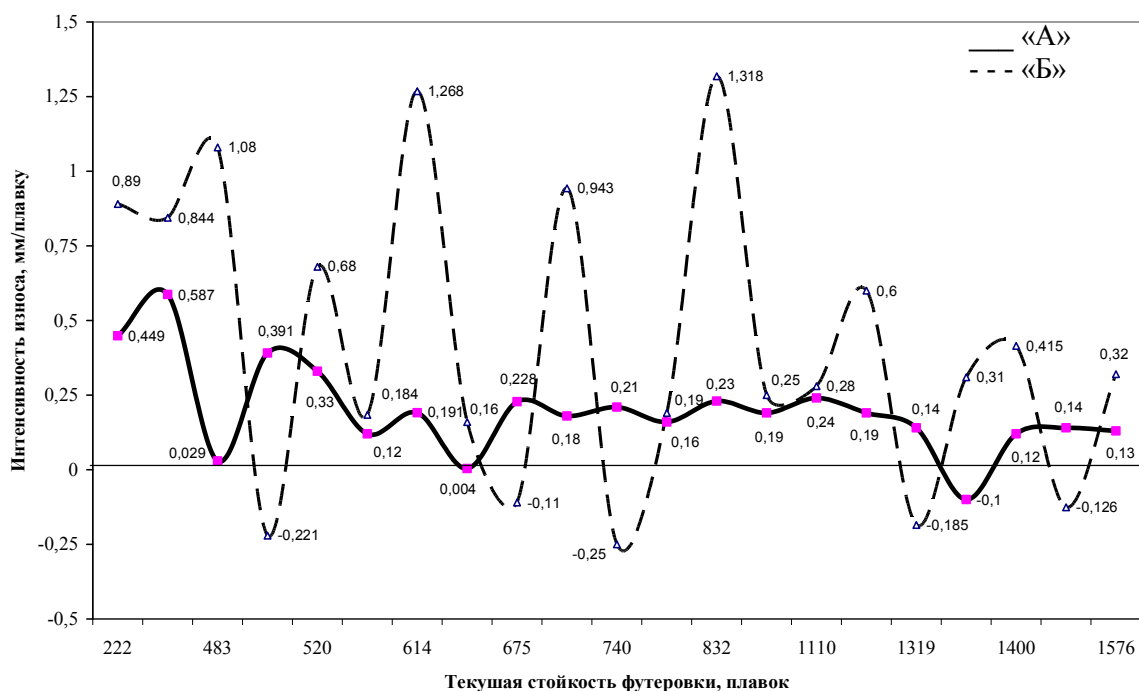


Рисунок 3 – Интенсивность износа футеровки конвертеров в первый период сравнительной (конвертер «А») и опытной (конвертер «Б») кампаний

износу диаметрально противоположных зонах шлакового пояса конвертера (зона приводной и не приводной цапф) (рис.4).

Из представленных данных (рис.3, 4) видно, что износ футеровки конвертера «Б» в отличие от конвертера «А» характеризуется значительным диапазоном колебаний (от 1,318 до - 0,25 мм/плавку). Амплитуда износа огнеупорной кладки на конвертере «А», особенно после обязательного проведения операций нанесения шлакового гарнисажа на футеровку после каждой плавки (после 460-й плавки), существенно меньше.

Более широкий диапазон колебаний и существенная неравномерность износа футеровки конвертера «Б» объясняется также ранним началом (уже после 490 плавки) и увеличением числа подварок и локального торкретирования, что привело к отклонению профиля агрегата от требуемого.

Прогнозируемое в случае сохранения такой динамики износа снижение стойкости футеровки конвертера «Б» в сравнении с конвертером «А» должно было составить около 200-250 плавков. Этот прогноз оправдался, разница в стойкости футеровки по итогам кампании составила 196 плавков с соответствующим сокращением объема выплавленной стали. В целом, по результатам завершённых кампаний средняя интенсивность износа футеровки конвертера «А» составила 0,280 мм/плавку в сравнении с 0,373 мм/плавку на конвертере «Б».

Выявленные закономерности нашли подтверждение в ходе кампании на конвертере «В», проведенной в сходных условиях (состав шихты, огнеупоров и т.п.) с кампанией конвертера «А».

Из-за неисправности оборудования для раздувки конечного шлака на футеровку шлаковый гарнисаж на стены конвертера «В» начали наносить на 760 плавков позже, чем на конвертере «А» (только с 912-й плавки), что привело к ускоренному износу футеровки (табл.2).

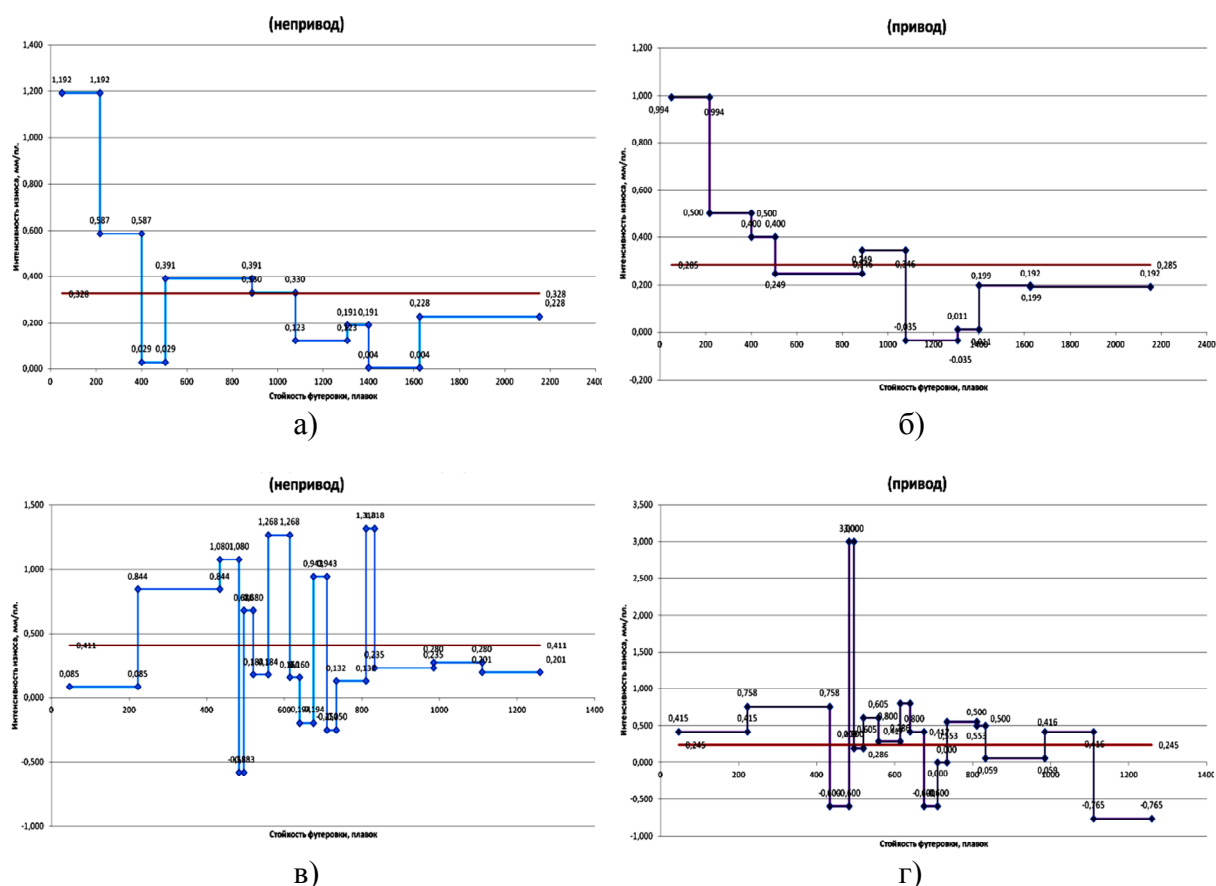


Рисунок 4 – Динамика износа футеровки 160-т конвертеров в период эксплуатации с нанесением (конвертер «А», а, в) и без нанесения шлакового гарнисажа раздувкой шлаковой ванны (конвертер «Б», б, г)

Таблица 2 – Показатели горячих ремонтов футеровки конвертеров

Наименование показателей	Ед.изм.	конвертер «А»	конвертер «В»
Период работы конвертера		февраль-май	март-май
Начальная толщина футеровки	мм	900	900
Стойкость футеровки, текущая	пл.	1626	1084
- торкретирование + раздувка шлака на футеровку	нач.пл.	610	1229
	п _{операций}	630	0
- раздувка конечного шлака на футеровку	начало	152	912
	п _{операций}	1034	118
	% от общего числа плавков	63,7	10,9
- локальное торкретирование и подварки	п _{операций}	38	25
	% от общего числа плавков	2,3	2,3

В результате на конвертере «А» после 1626 плавки минимальная остаточная толщина огнеупоров в цилиндрической части составила 359 мм (рис.5, а; зоны 1, 2). Учитывая, что начальная толщина рабочего слоя футеровки 900 мм, средняя интенсивность её износа с начала кампании на момент замера – 0,333 мм/плавку, а прогнозируемая стойкость рабочего слоя при условии проведения горячих ремонтов составит более 3200 плавки.

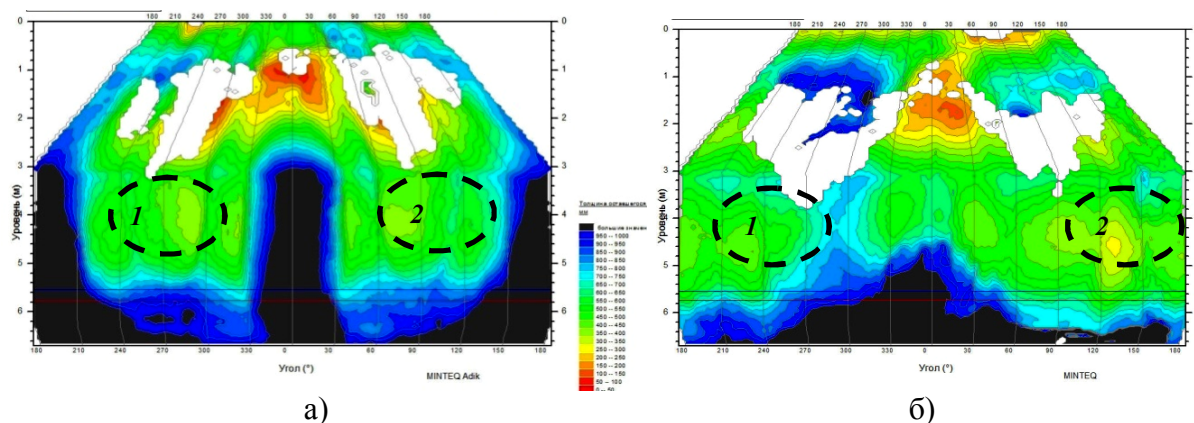


Рисунок 5 – Топограмма футеровки конвертера «А» на 1626 плавке (а) и конвертера «В» после 1084 плавки (б)

В то же время, на конвертере «В» после 1048 плавков минимальная остаточная толщина огнеупоров в цилиндрической части составила только 280 мм (рис.5, б). Средняя интенсивность её износа с начала кампании на момент сканирования составила 0,572 мм/плавку, а прогнозируемая стойкость рабочего слоя при условии эксплуатации без проведения операций ошлакования футеровки не превысит 1573 плавков.

Таким образом, применение «европейской» схемы эксплуатации футеровки (без периодического нанесения защитного гарнисажного слоя путем раздувки модифицированного конечного шлака) нецелесообразно.

Использование сканирования для оперативного контроля текущего профиля футеровки позволяет также предупредить возникновение аварийных ситуаций, связанных с прогаром брони агрегата вследствие уменьшения огнеупорного слоя менее допустимых пределов.

С целью выбора на основании результатов сканирования требуемого способа горячего ремонта был разработан комплекс показателей, характеризующих отклонение профиля футеровки конвертера по ходу кампании от оптимального [5].

Анализ предложенной методики показал, что наиболее информативным для управления топографией поверхности футеровки конвертера служит $Q_B(i)$ – интегральный показатель динамики отклонения внутренней топографии футеровки конвертера от требуемой, для расчета которого предложены выражения:

$$Q_B(i) = 1/L \sum_{l=1}^L |Q_{Bi}(i)|; \quad (1)$$

$$Q_{Bi}(i) = 1/2H \sum_{h=1}^{2H} |R_{i,n_h}(i) - R_{i,n_h}^T|, \quad (2)$$

где i – номер плавки по футеровке ($i=1, L$); l – номер вертикального сечения конвертера ($l=1, L$); n_h – номер горизонтального сечения конвертера ($n_h=1 \dots H$); $Q_{l,i}(i)$ – значение показателя в l -м сечении на i -й плавке; $R_{l,h}(i)$ – радиус футеровки конвертера в точке (l -м горизонтальном и h -м вертикальном сечении) на i -й плавке; R_{i,n_h}^T – радиус футеровки с требуемым значением в точке на i -й плавке.

Методика обеспечения требуемой топографии футеровки конвертера заключается в выполнении операций горячего ремонта (корректировки профиля) с использованием результатов сканирования и расчетов по выражению (1):

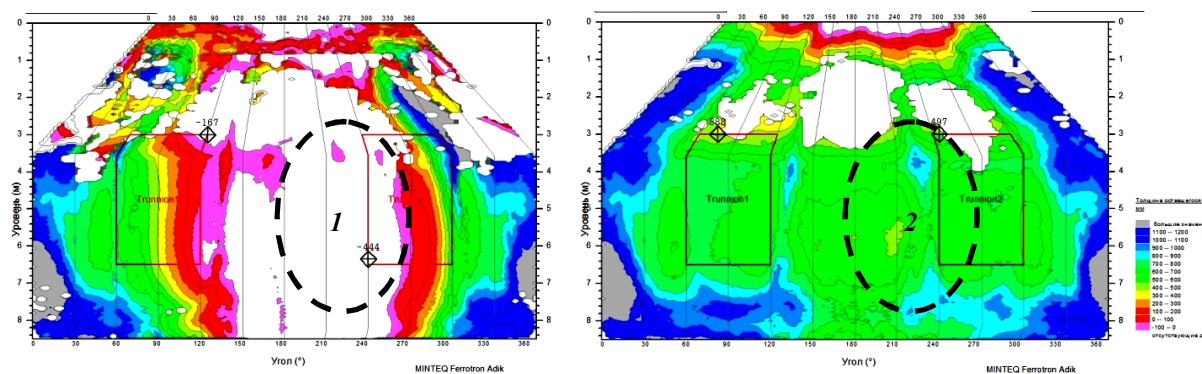
а) если $Q_B \leq 150$ мм, то производится раздувка конечного шлака с добавками расчетного количества магнийсодержащих материалов с последующим поворотом конвертера на 90 градусов в сторону слива и загрузки;

б) если $150 \text{ мм} \leq Q_B \leq 200$ мм, то производится полусухое торкретирование мест интенсивного износа;

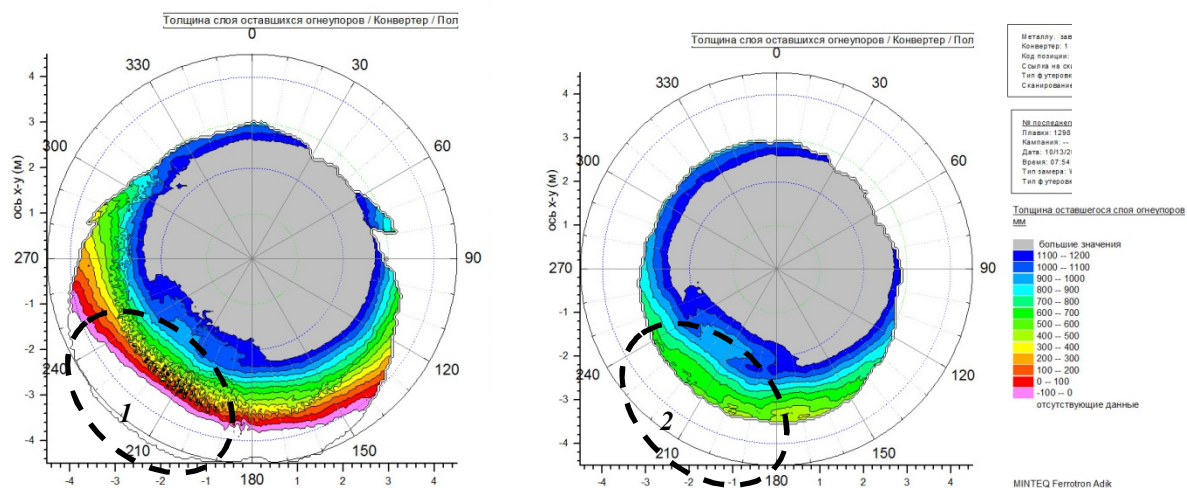
с) если $200 \text{ мм} \leq Q_B \leq 300 \text{ мм}$, то производится торкретирование с нанесением больших объемов огнеупорных масс на площадь до 50% поверхности футеровки толщиной до 100-150 мм;

д) если $Q_B > 300 \text{ мм}$, то осуществляется подварка магнийсодержащими материалами.

Отработку предложенной комплексной методики проводили на 250-т конвертере. Установлены зоны износа футеровки до аварийно опасных значений (рис.6). Использование результатов сканирования футеровки и расчетов по выражению (1) обеспечило повышение эффективности (сокращение продолжительности операций и удельного расхода ремонтных масс) выполнения горячих ремонтов как путем подварки и локального торкретирования установленных зон интенсивного износа (рис.6, 7), так и последующих операций торкретирования и нанесения модифицированного шлака на футеровку. Требуемая для проведения ошлакования масса магнезиальносодержащего материала, присаживаемого в шлаковую ванну, определялась с учетом характеристик конечного шлака, положение гарнисажной фурмы по ходу раздувки шлака – с учетом выявленных отклонений профиля от требуемого.



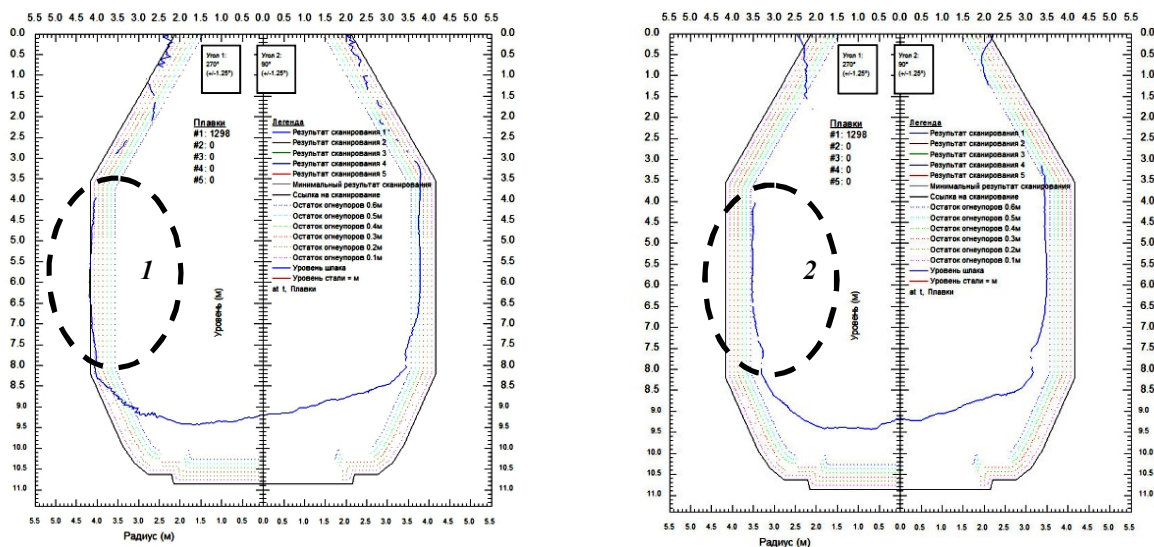
а)



б)

Рисунок 6 – Топограмма стен (а), дна (б) 250-т конвертера на 1298 плавке (вертикальный разрез в плоскости цапфенных зон) до (1) и после (2) проведения горячего ремонта футеровки

С учетом теоретического обоснования [6] и анализа результатов ошлакования рациональным является поддержание текущей толщины футеровки конвертера по ходу кампании на уровне 350-400 мм (для 160-т) и 300-350 мм (для 250-т агрегата).



1 – зона аварийного уменьшения толщины рабочего слоя;
2 – восстановленный слой футеровки

Рисунок 7 – Профиль футеровки 250-т конвертера на 1298 плавке (вертикальный разрез в плоскости цапфенных зон) до (1) и после (2) проведения горячего ремонта

Выявлен ряд факторов, оказывающих существенное влияние на интенсивность износа футеровки и практически не зависящих от садки конвертера:

- содержание $Fe_{общ}$ в конечном конвертерном шлаке (коэффициенты корреляции ($K_k = 0,47$ и $0,65$ для 160-т и 250-т конвертера соответственно);
- количество плавов с начальным содержанием серы в чугуне более $0,040\%$ ($K_k = 0,31$ и $0,38$ соответственно);
- количество плавов с температурой чугуна менее $1320^\circ C$ ($K_k = 0,33$ и $0,47$ соответственно);
- количество плавов с температурой стали на выпуске более $1610^\circ C$ ($K_k = 0,33$ и $0,29$ соответственно);
- количество плавов с содержанием углерода в стали на выпуске из конвертера менее $0,04\%$ ($K_k = 0,36$ и $0,61$ соответственно).

С целью дальнейшего снижения удельных затрат на огнеупоры и уменьшения амплитуды колебаний интенсивности износа футеровки, приводящих к изменению профиля рабочего пространства агрегата, необходимо дальнейшее совершенствование и отработка рационального шлакового режима и схемы ввода в шлаковую ванну магнезиальных добавок. К основным элементам такой схемы можно отнести:

- ввод строго определенной, в зависимости от химического состава чугуна, части магнезиальных добавок в завалку либо в первый период продувки с целью насыщения первичного шлака оксидами магния и предупреждения химического износа;
- ввод определенной части магнезиальных материалов в период 80-100% времени продувки для повышения степени их усвоения, насыщения шлака MgO и компенсации повышения растворения огнеупорного слоя в окисленном конвертерном шлаке в завершающий период продувки;
- в зависимости от состояния шлаковой ванны ввод быстрорастворимых магнезиальных флюсов или вдувание [5] порошкообразных магнезиальных материалов в шлаковую ванну непосредственно по ходу раздувки последней на стены конвертера.

Выводы. Топографирование поверхности футеровки конвертера с использованием сканера позволяет выявить расположение зон повышенного износа огнеупорной

кладки и получить достоверные данные о текущем профиле рабочего пространства в различные периоды кампании агрегата.

Комплексный анализ с совместным использованием интегрального показателя динамики отклонения внутренней топографии футеровки конвертера от требуемой и результатов сканирования рабочего пространства позволит:

- предотвратить возникновение аварийных ситуаций при эксплуатации агрегата;
- поддерживать требуемые параметры топографии внутренней поверхности футеровки по ходу кампании с обоснованием рациональных способов ремонта.
- сократить простои агрегата и удельный расход дорогостоящих магнезиальных материалов и флюсов.

ЛИТЕРАТУРА

1. Воронина О.Б. Совершенствование методов контроля за эксплуатацией футеровки конвертера / Воронина О.Б., Овсянников В.Г., Дюльдина Э.В. // Известия Челябинского научного центра. – 2003. – Вып. 1 (18). – С.32-38.
2. Методы исследования характера износа огнеупорных футеровок конвертеров / Х.В.Гуденау, Х.Нефе, Р.Хёффкен [и др.] // Черные металлы. – 1997. – № 5. – С.23-29.
3. Ламм Р. Использование технологии 3-х размерного лазерного сканирования в качестве технологического инструмента в конвертерном цехе / Ламм Р., Винтьенс П. // Труды восьмого конгресса сталеплавильщиков, г. Нижний Тагил, 18-22 окт. 2004 г. – М: ОАО «Черметинформация», 2005. – С.97-102.
4. Новые технологические режимы нанесения шлакового гарнисажа на футеровку конвертера / А.Г.Чернятевич, Е.Н.Сигарев, И.В.Чернятевич [и др.] // Теория и практика металлургии. – 2011. – №5-6. (часть II (83-83)). – С.19-27.
5. Петрунин С.М. О совместном синтезе объектов и управляющих систем / С.М.Петрунин, Л.П.Мышляев // Системы управления и информационные технологии. – 2007. – Вып.3(29). – С.185-187.
6. Суворов С.А. Динамика образования гарнисажного слоя на поверхности футеровки конвертера и ресурс эксплуатации / Суворов С.А., Козлов В.В. // Огнеупоры и техническая керамика. – 2009. – №7-8. – С.3-6.

Поступила в редколлегию 18.09.2014.

УДК 669.184

ЧЕРНЯТЕВИЧ А.Г., д.т.н., профессор
СИГАРЕВ Е.Н., д.т.н., профессор
ЧУБИНА Е.А., к.т.н., доцент
РУДЕНКО Р.Н., аспирант

Днепродзержинский государственный технический университет

РАЗРАБОТКА ДУТЬЕВОГО И ШЛАКОВОГО РЕЖИМОВ ПЛАВКИ ДЛЯ БОЛЬШЕГРУЗНОГО КОНВЕРТЕРА

Введение. Результаты теоретического обоснования и моделирования продувки конвертерной ванны [1] были использованы для разработки и проведения испытаний конструкции наконечника кислородной фурмы, предназначенного для интенсификации продувки конвертерной ванны. Отработка дутьевого и шлакового режимов плавки проведена в 330-т конвертере с комбинированной продувкой КЦ №2 ОАО «НЛМК».

Постановка задачи. Выполненный анализ технической литературы [2-4], отражающей результаты отработки и освоения в кислородно-конвертерных цехах Украины

и России технологии дутьевого и шлакового режимов ведения плавки в большегрузных конвертерах садкой 250-370 т при интенсивности продувки кислородом в пределах 1000-1600 м³/мин, показал, что с точки зрения ускорения процесса шлакообразования, осуществления продувки ванны под вспененным шлаком с уменьшением выноса металла и заматалливания технологического оборудования, необходимо:

- использовать конструкцию наконечника фурмы с числом сопел в пределах 6-11 шт. и эффективную систему охлаждения межсоплового пространства;
- установить оптимальную начальную и рабочую высоту расположения фурмы над уровнем спокойной ванны при данной интенсивности продувки и режиме присадки сыпучих материалов;
- установить оптимальные параметры расхода кислорода и высоты фурмы над ванной на окончательном этапе продувки и при додувках во избежание переокисления металла и шлака при содержаниях углерода ниже 0,04%.

Результаты работы. С учетом результатов выполненных авторами исследований, разработок [3, 4] и опыта эксплуатации кислородных фурм с центральным подводом охлаждающей воды к наконечнику [5] первоначально было предложено использовать вместо штатной 6-тисопловой конструкции сварного наконечника разработанный ковано-сварной 6-тисопловый наконечник для фурм с центральным подводом воды.

В первоначально предложенной конструкции наконечника [6] предусматривалось наличие сменных насадок с 3-мя соплами Лаваля и 3-мя цилиндрическими. В таком варианте в ходе продувки струи кислорода, истекающие из сопел Лаваля, внедряются на большую глубину, чем струи, формируемые цилиндрическими сопловыми насадками. Это позволяет обеспечить одновременно «мягкое» и «жесткое» дутье при постоянном расходе кислорода и высоте расположения фурмы над ванной, интенсифицировать обезуглероживание ванны и растворение лома за счет «жесткого» дутья. Кроме того, обеспечивается ускорение формирования надлежащего по химическому составу и физическим свойствам шлака в результате одновременной «мягкой» продувки тангенциально направленными на ванну струями, предотвращение выбросов, «сворачивания» шлака и заматалливания ствола фурмы и горловины конвертера.

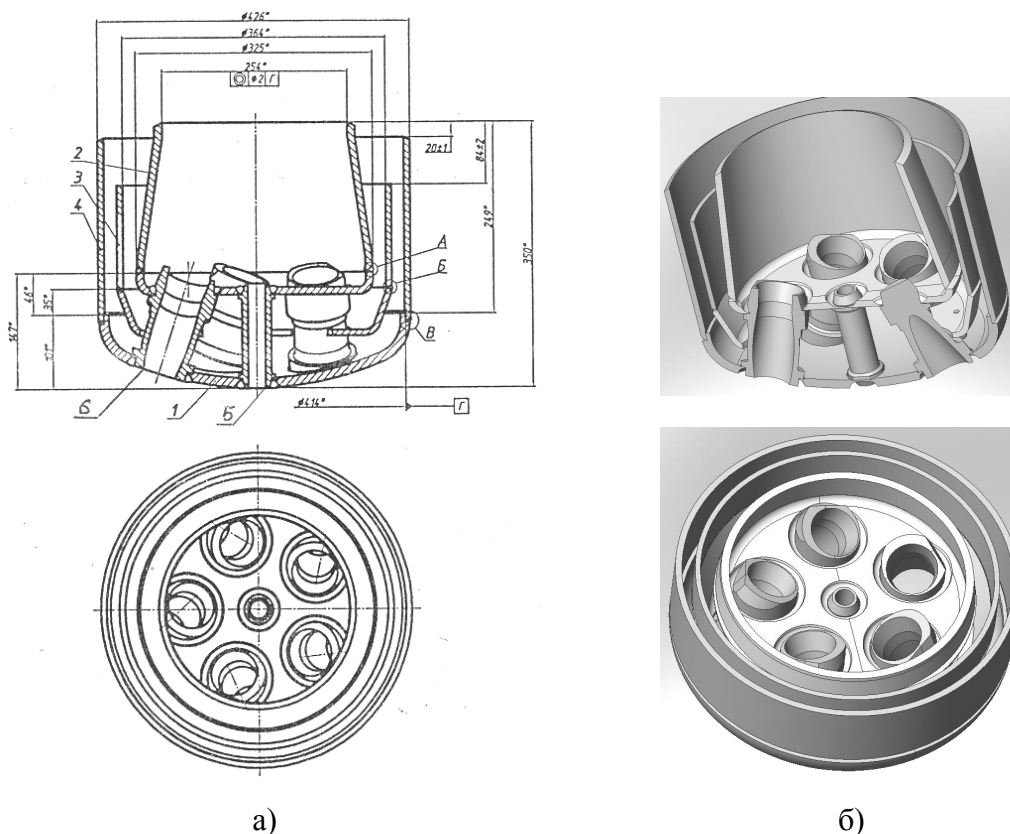
Необходимо отметить, что по причинам, прежде всего, не соответствующих требованиям возможностей цеха ремонта сталеплавильного оборудования ОАО «НЛМК», предложенная конструкция наконечника фурмы не получила поддержки инженерно-технического персонала цеха. С учетом выдвинутых требований была разработана новая конструкция 6-тисоплового наконечника с двумя углами наклона сопел Лаваля (рис. 1, табл. 1) с учетом штатной технологии изготовления сварных наконечников.

Таблица 1 – Конструктивные параметры 6-тисопловых наконечников (рис. 1, 2)

№	Наименование параметров	Расход кислорода, нм ³ /мин	
		1200-900	1500-900
1	2	3	4
1	Число сопел, шт., в том числе цилиндрических Лаваля	6 1 5	6 1 5
2	Диаметр цилиндрического сопла ($d_{ц}$), м	0,0217	0,0242
3	Критический диаметр сопла Лаваля ($d_{кр}^{Л}$), м	0,048	0,0537
4	Входной диаметр сопла Лаваля ($d_{вх}^{Л}$), м	0,0577	0,0638
5	Выходной диаметр сопла Лаваля ($d_{вых}^{Л}$), м	0,0608	0,068
6	Длина докритической части сопла Лаваля (l_0), м	0,024	0,0268
7	Длина закритической части сопла Лаваля (l_3), м	0,091	0,102

Продолжение таблицы 1

1	2	3	4
8	Общая длина сопла Лавалья (l_o^{II}), м	0,115	0,1288
9	Общая длина цилиндрического сопла (l_o^H), м	0,115	0,1288
10	Угол наклона сопел Лавалья к вертикали (α)	18	18
11	Угол разворота сопел Лавалья (β)	18	18
12	Диаметр окружности (d_o) расположения осей выходных сечений сопел Лавалья, м	0,24	0,24

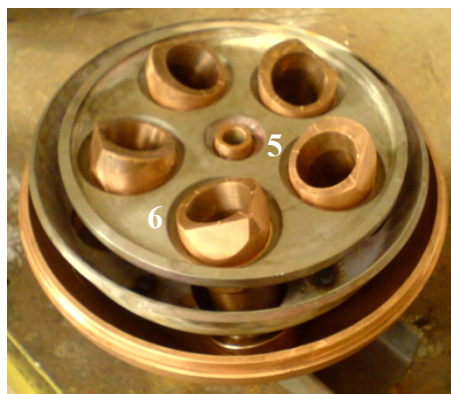


1 – нижняя чаша наконечника; 2 – центральный конус подвода кислорода; 3 – промежуточная труба подвода воды; 4 – наружная труба отвода воды; 5 – центральное цилиндрическое сопло; 6 – сопла Лавалья

Рисунок 1 – Разработанная конструкция (а) и модель (б) сварного наконечника с центральным цилиндрическим соплом и пятью тангенциально расположенными соплами Лавалья

Были изготовлены верхние кислородные фурмы с диаметром наружной трубы 426 мм и периферийным подводом охлаждающей воды (450 м³/час) к сварному 6-ти-сопловому наконечнику. Партии наконечников на расход кислорода 1200-900 нм³/мин и 1500-900 нм³/мин были изготовлены с тангенциальным расположением по кругу пяти сопел Лавалья (угол наклона к вертикали α и угол разворота β сопел равны 18⁰) и центральным цилиндрическим соплом (рис.1). Расчет сопел Лавалья был выполнен по методике допустимых расходов с учетом предотвращения интенсивного износа выходных кромок в диапазонах интенсивности продувки от 900 до 1500 нм³/мин.

Вдувание дополнительного кислорода в количестве 4% от общего через центральное цилиндрическое сопло способствует частичному дожиганию отходящих газов



а)

б)

Рисунок 2 – Общий вид (а) и сопла (б) предложенного сварного наконечника. Обозначения как и на рис.1.

в рабочем пространстве конвертера.

В ходе проведения испытаний в условиях ОАО «НЛМК» при массе садки агрегата 360 т, в том числе 265-295 т жидкого чугуна и 65-95 т твердой металлической шихты, использовался жидкий передельный чугун, содержащий в среднем 4,2% С, 0,15% Мп, 0,58% Si, 0,06% Р, 0,016% S и имеющий температуру 1348 °С. В качестве основных шлакообразующих материалов применялись известь и обожженный доломит со средним расходом 18,5 и 2,5 т соответственно.

С учетом особенностей наконечника (рис.1) были разработаны дутьевой и шлаковый режимы конвертерной плавки под расход кислорода 1200 и 1500 $\text{м}^3/\text{мин}$ (рис.3).

В соответствии с разработанными дутьевым и шлаковым режимами (рис.3) в течение первых 2-4 минут при расходе кислорода 1200 $\text{м}^3/\text{мин}$ продувка ведется при положении фурмы 3,2-2,2 м, после чего на протяжении одной минуты фурма опускается до рабочего положения 2,0-1,6 м.

В случае расхода кислорода 1500 $\text{м}^3/\text{мин}$ в течение первых 1,5-2 минут продувка ведется при положении фурмы 3,6-2,4 м, а затем фурма снижается до рабочей высоты 2,3-1,8 м.

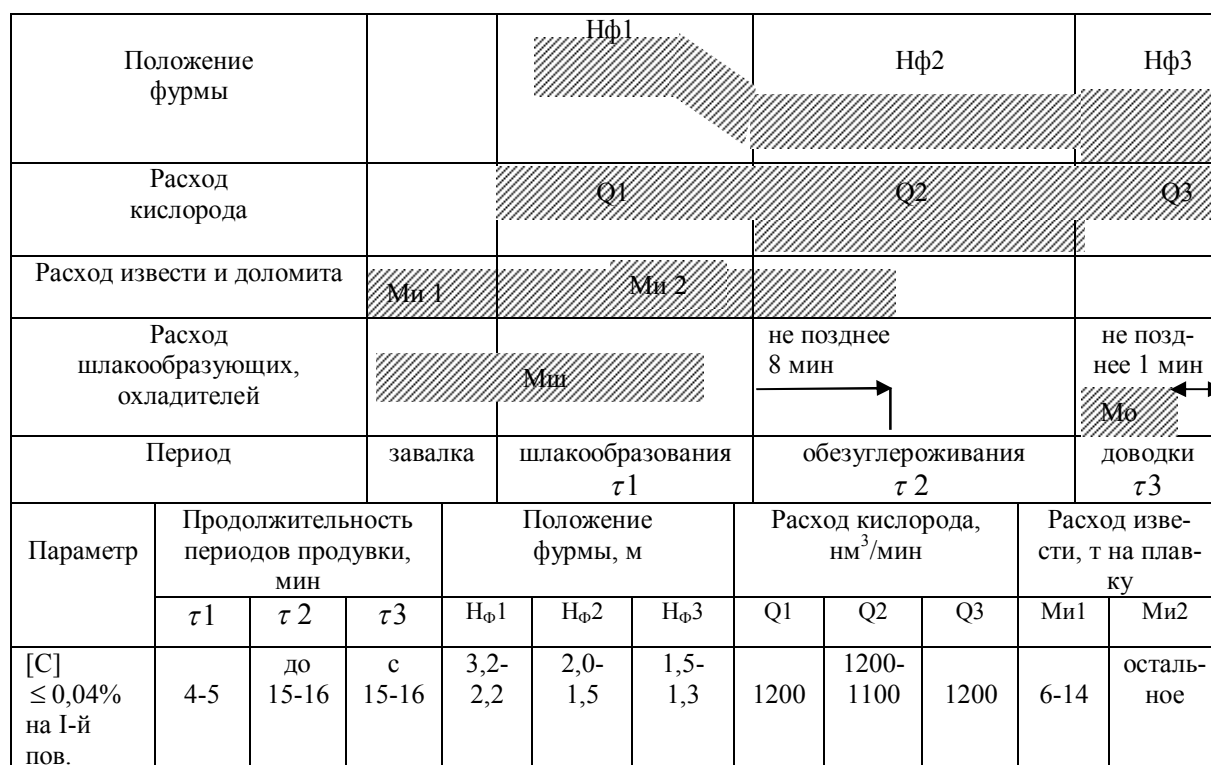
Во второй период продувки (период интенсивного обезуглероживания) при расходе кислорода 1200 $\text{м}^3/\text{мин}$ и 1500 $\text{м}^3/\text{мин}$ высоту расположения фурмы над уровнем спокойной ванны поддерживают в пределах 2,0-1,5 и 2,3-1,7 м соответственно. В период доводки высота фурмы снижается на 0,1-0,2 м относительно рабочего положения при указанных расходах кислорода.

В результате проведенных испытаний в условиях комбинированной продувки ванны 330-т конвертера кислородом сверху с расходом 1200-1500 $\text{м}^3/\text{мин}$ и нейтральным перемешивающим газом (азот, аргон) с расходом 18-25 $\text{м}^3/\text{мин}$ через 16 донных многоканальных (32 канала в каждой пробке) огнеупорных пробок установлено, что использование разработанных 6-тисопловых наконечников фурм (рис.1) обеспечивает:

- спокойный ход продувки с ускоренной наводкой (до 4-5-й минуты операции) в период шлакообразования вспененного основного шлака, перекрывающего срез наконечника;

- отсутствие в период интенсивного обезуглероживания (до 10-11 минуты операции) сильного выбивания отходящих газов из-под «юбки», выбросов металлошлаковой взвеси из конвертера и «сворачивания» шлака;

- формирование на окончательной стадии продувки (11-13 минуты операции) шлака с повышенным содержанием оксида магния, и конечное содержание углерода в металлическом полупродукте 0,02-0,03%;



а)



б)

продолжительность продувки: а) 16-18 мин; б) 13-15 мин.

Рисунок 3 – Графики управляющих воздействий по ходу продувки в конвертере с частичным дожиганием (а) и без дожигания (б) отходящих газов

– при интенсивности подачи кислорода в пределах 1200-1500 нм³/мин продолжительность продувки (с обеспечением [C]_к ≤ 0,04%) 11-13 минут, что меньше требуемого гарантийного показателя ≤ 18 мин;

– замедленное формирование металлошлаковой настыви на стволе фурмы (диаметр настыви 480-500 мм на стволе диаметром 426 мм после 50 плавки).

Выводы. Разработаны оригинальные конструкции 6-тисоплового наконечника фурмы на расход кислорода 1200-900 и 1500-900 $\text{нм}^3/\text{мин}$. По результатам промышленного опробования установлено, что предложенная конструкция наконечника обеспечивает спокойный ход продувки с ускоренной наводкой вспененного основного шлака, отсутствие в период интенсивного обезуглероживания выбросов металлошлаковой взвеси из конвертера и «сворачивания» шлака, замедленное формирование металлошлаковой настыви на стволе фурмы. Разработаны дутьевой и шлаковый режимы плавки для большегрузного конвертера с комбинированной продувкой с учетом особенностей конструкции наконечника с двумя углами наклона сопел Лавала.

ЛИТЕРАТУРА

1. Экспериментальное и численное моделирование газодинамики в кислородном конвертере / Е.Н.Сигарев, А.Г.Чернятевич, В.Н.Селищев, С.Е.Самохвалов // Теория и практика металлургии. – 2003. – №2. – С.32-36.
2. Результаты опробования продувки металла в 370-т кислородном конвертере семи-сопловой фурмой с центральным соплом / А.А.Степанова, И.М.Захаров, Д.Н.Чигасов, И.М.Шатохин // Бюллетень НТИ «Черная металлургия». – 2007. – №1. – С.20-22.
3. Интенсификация процесса продувки в 350-т конвертерах / Ю.Н.Борисов, Е.Я.Зарвин, В.М.Баптизманский [и др.] // Бюллетень ЦИИН ЧМ. – 1979. – №11. – С.32-34.
4. Чернятевич А.Г. Разработка дутьевого режима плавки для 350-т конвертеров ЗСМК / А.Г.Чернятевич, Ю.Н.Борисов // Процессы выплавки стали в конвертерах и мартеновских печах: тематич. отрасл. сб. – М.: Металлургия, 1982. – С.9-14.
5. Чернятевич А.Г. Фурмы для 250-т конвертеров / А.Г.Чернятевич, В.В.Несвет, А.Д.Зражевский // Сталь. – 1989. – №2. – С.32-35.
6. Интенсификация продувки ванны 330-т конвертеров ОАО «НЛМК» / А.Г.Чернятевич, М.М.Пеклич, А.А.Баранов [и др.] // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2012. – №7. – С.56-60.

Поступила в редколлегию 19.09.2014.

УДК 669.15-196

АВТУХОВ А.К., к.т.н, доцент

Харьковский национальный технический университет сельского хозяйства
имени Петра Василенко

СТРУКТУРООБРАЗОВАНИЕ В ЦЕНТРОБЕЖНОЛИТЫХ ВАЛКАХ ИЗ ХРОМОНИКЕЛЕВОГО ЧУГУНА

Введение. В последние годы при производстве валков листопрокатных станов используют метод центробежного литья. Такой технологический процесс позволяет получать более стабильное качество двухслойных отливок с мелким зерном, что особенно важно для формирования карбидной фазы, поскольку доля её, с одной стороны, определяет уровень твердости, а с другой – склонность к выкрашиванию рабочей поверхности при эксплуатации. Кроме того, применение такого технологического процесса позволяет экономить металл рабочего слоя, а также использовать для него менее технологичные легированные сплавы.

Постановка задачи. Важным в повышении эксплуатационной стойкости таких валков является обеспечение формирования однородной структуры по длине бочки.

Наличие отклонений приводит к неоднородной выработке валков и разнотолщинности производимого металлопроката. Поэтому детальное изучение таких отклонений является важным и актуальным для последующего совершенствования технологических приемов при их производстве.

Цель работы – изучение особенностей формирования карбидной фазы рабочего слоя центробежнолитых валков из хромоникелевого чугуна, в том числе её тонкой структуры.

Результаты работы. Исследовали пробы металла, отобранные от верхней и нижней части бочки (кольца) рабочего слоя валка следующего химического состава, %: 2,98С, 0,86Si, 0,63Mn, 0,072P, 0,044S, 1,73Cr, 4,37Ni, 0,28Mo, и 0,053%В.

В процессе проведения исследований оценивали структуру металла, распределение химических компонентов и микротвердость фаз, а также дислокационную структуру карбидной фазы до и после эксплуатации.

Микроструктуру оценивали металлографически, а также использовали микро-рентгеноспектральный анализ для электронномикроскопических исследований и локальной оценки распределения химических элементов. Микротвердость оценивали на приборе ПМТ-3. Одновременно с оценкой уровня микротвердости исследовали математическим методом характер деформационных областей, формируемых от отпечатка индентором.

Дислокационную структуру карбидной фазы (цементита и ледебурита) оценивали в процессе вакуумного травления в интервале температур 200-1000°C при остаточном давлении в камере $13,3 \times 10^{-3}$ Па на микроскопе системы Лозинского (образцы размером 3x4x80 мм). Время травления определялось температурным интервалом исследований.

Анализ твердости этого валка показал, что она несколько изменяется от низа к верху бочки при отливке на вертикальной центробежной машине от 76-78 HS до 81 HS соответственно. Структура продуктов распада аустенита – грубоигольчатый мартенсит. Карбидная фаза представлена ледебуридом и отдельными включениями карбидов, доля которых на 7-15% больше в верхней зоне бочки рабочего слоя. Наблюдаемое связано с различной их скоростью кристаллизации, поскольку не выявлено зональной ликвации компонентов, оцененной спектральным и химическим анализом.

Методом микро-рентгеноспектрального анализа установлено, что независимо от того, формируются ли отдельные включения цементита или он входит в состав ледебурита, концентрация компонентов неоднородная даже при центробежном методе изготовления прокатных валков (рис.1). Так, колебания углерода составляют 20,1%, ванадия – 42%, марганца – 48% и никеля – 21%. Причем такие колебания в содержании компонентов характерны как для одного зерна (различных его зон), так и отдельных (табл.1). Это соответствует и подтверждается данными результатов измерения микротвердости и математическим описанием характера неоднородных деформационных областей вокруг отпечатков индентора. Так, измерения микротвердости при различных нагрузках – 5, 10, 20, 50, 100 и 200 г – выявили, что наиболее близким показаниям микротвердости соответствуют 20 и 50 г.

Однако минимальный разброс значений характерен при измерениях нагрузкой на индентор 50 г. Поэтому она была выбрана для дальнейших исследований.

Установлено, что колебания микротвердости, соответствующие отклонениям химического состава, достигают $H_{50} = 550$ Н.

Формируемая неоднородность проявляется и при описании деформационных зон на основе использования положений гидродинамики, подробно рассмотренных в работах [1-3]. Неоднородность деформационных зон может быть причиной двух факторов: отличающимся химическим составом в зоне под отпечатком и в результате неточной установки (параллельности) шлифа перед измерением, что маловероятно при

статистических измерений различных проб. Однако, при обработке результатов индентирования четко видны три области пластической деформации цементита: первая –

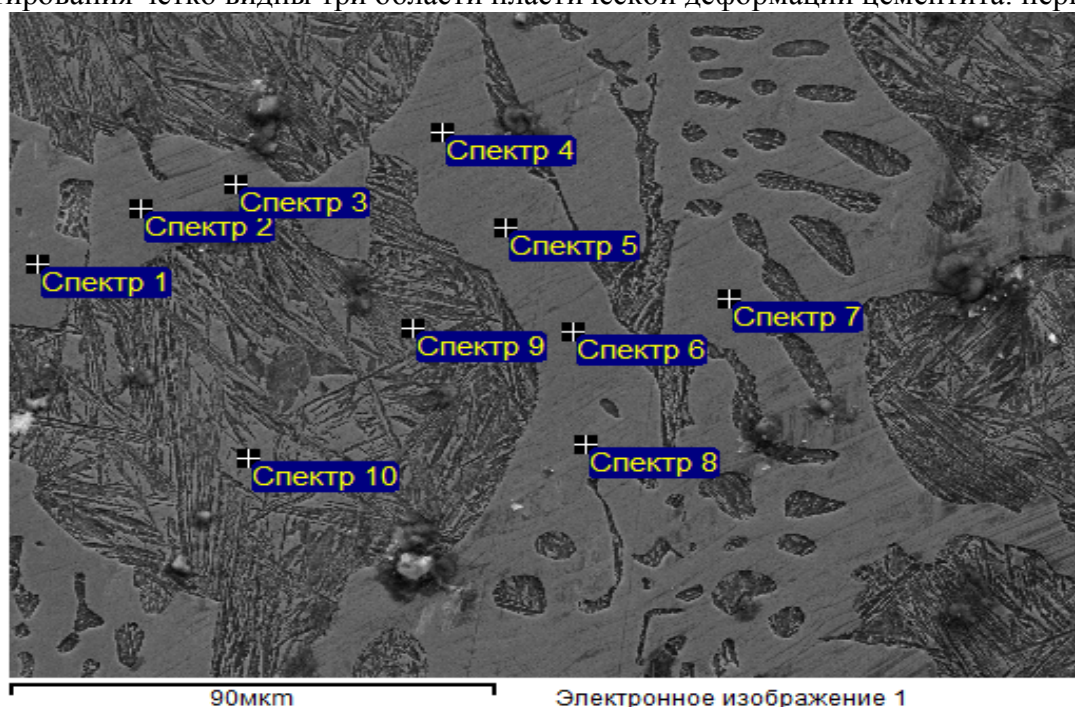


Рисунок 1 – Микроструктура и зоны при микроспектральном анализе

Таблица 1 – Распределение компонентов при микроструктурном анализе* карбидной фазы

№ спектра	C	O	Si	V	Cr	Mn	Fe	Ni	Итого
1	22.47			0.40	3.12	0.74	72.19	1.07	100.0
2	24.70			0.32	3.47	0.61	69.84	1.06	100.0
3	24.52				3.42	0.87	70.19	1.00	100.0
4	25.39				3.36	0.68	69.47	1.10	100.0
5	25.85				3.31	0.75	69.12	0.98	100.0
6	25.44			0.30	3.50		69.75	1.01	100.0
7	25.24				3.29	0.71	69.62	1.15	100.0
8	25.03			0.29	2.21	0.72	70.50	1.25	100.0
9	25.00				2.87	0.56	70.44	1.13	100.0
10	25.66			0.29	2.26	0.59	69.93	1.27	100.0
11	18.97		0.95		0.77		70.96	3.70	100.0
12	19.31	4.66	1.28		0.67	0.44	74.20	4.11	100.0
Макс.	25.85	4.66	1.28	0.40	3.50	0.87	74.20	4.11	
Мин.	18.97	4.66	0.95	0.29	0.67	0.44	69.12	0.98	

* все результаты в весовых %

от граней отпечатков, которые составляют 13-16% от размера диагонали, вторая – внутри отпечатка вдоль его граней (составляет 10-17% от диагонали), а третья – неоднородная в области конусной зоны (рис.2).

При вакуумном травлении дислокационная структура по зерну цементита или ледебурита на первом этапе выявляется неоднородно в виде ямок травления, что также связано с распределением химических элементов. В первую очередь, это касается обла-

стей, прилегающих к границе зерна, где доля углерода понижена и не происходит при низких температурах травления диффузии его к этим участкам. С повышением тем-

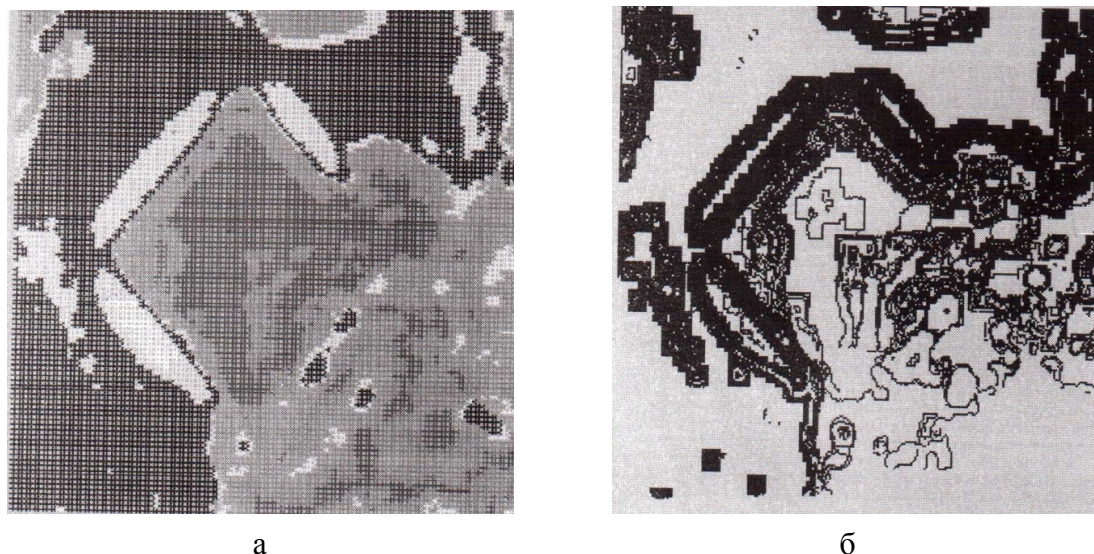
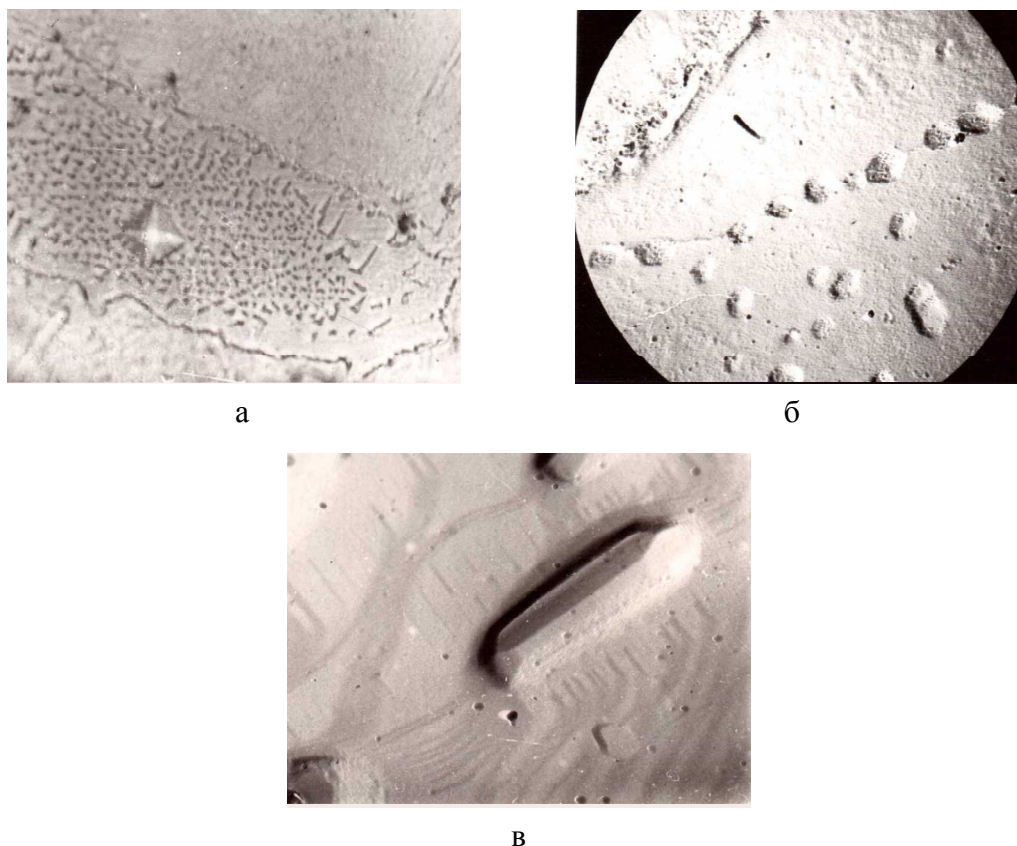


Рисунок 2 – Математическое описание микротвердости неоднородного по химическому составу цементита, x1000

пературы до 250-300°C (температура магнитного превращения цементита) и наличием напряжений в результате процесса магнитострикции отмечается движение дислокаций, уменьшение их плотности и формирование субструктуры. С повышением температуры травления до 850°C отмечается их легкое скольжение (рис.3).

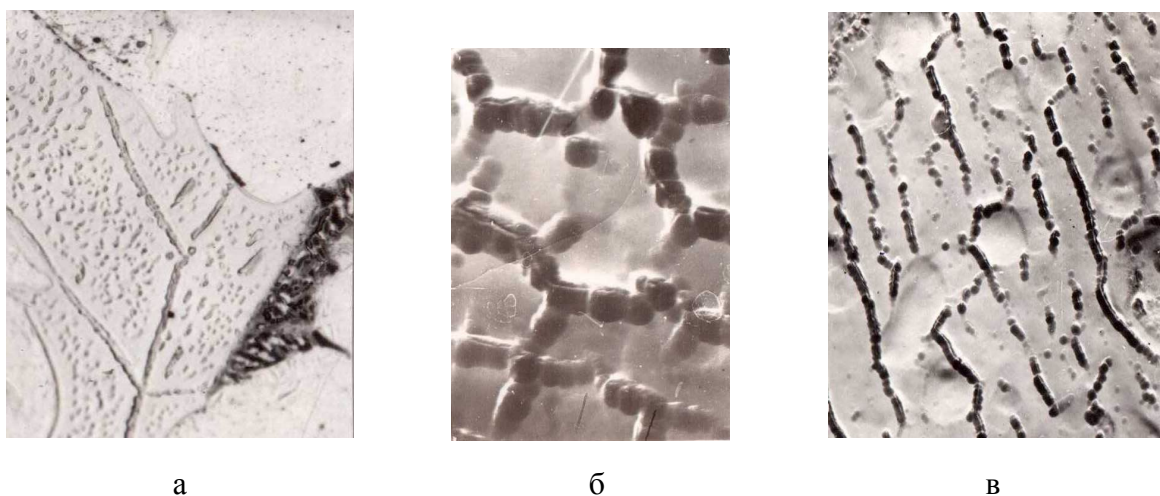


температура травления: а – 200°C, б – 300°C, в – 850°C;

а х 1000, б х 10000, в х 11600

Рисунок 3 – Дислокационная структура в карбидной фазе после кристаллизации отливки. Вакуумное травление

Небольшая деформация цементита нанесением отпечатков микротвердости при низкой температуре травления подавляет процесс выявления дислокаций и только с повышением её можно наблюдать их появление и большую степень упорядочения с формированием ячеистой структуры (рис.4). Под действием больших удельных давлений вначале формируются дислокационные полосы, а по мере накопления деформации – сетки. При эксплуатации в условиях циклического охлаждения валков водой развиваются процессы окисления и их можно наблюдать как вдоль таких полос, так и при формировании более устойчивой структуры – дислокационных сеток на поверхности трения, что приводит к развитию сетки разгара.



а х 1000, б х 30000, в х 4700

Рисунок 4 – Дислокационная структура карбидной фазы при разной температуре травления в условиях жестко зажатого образца

При эксплуатации прокатных валков в условиях действия больших удельных давлений (до 3 т/мм²) и повышенной температуры в очаге деформации происходят те же процессы, которые наблюдали при лабораторном моделировании. Отличием является лишь эффект более интенсивного деформирования цементита и выделения на дислокационных стенках углерода, что приводит к окислению, разрушению и выкрашиванию этой фазы (рис.5).

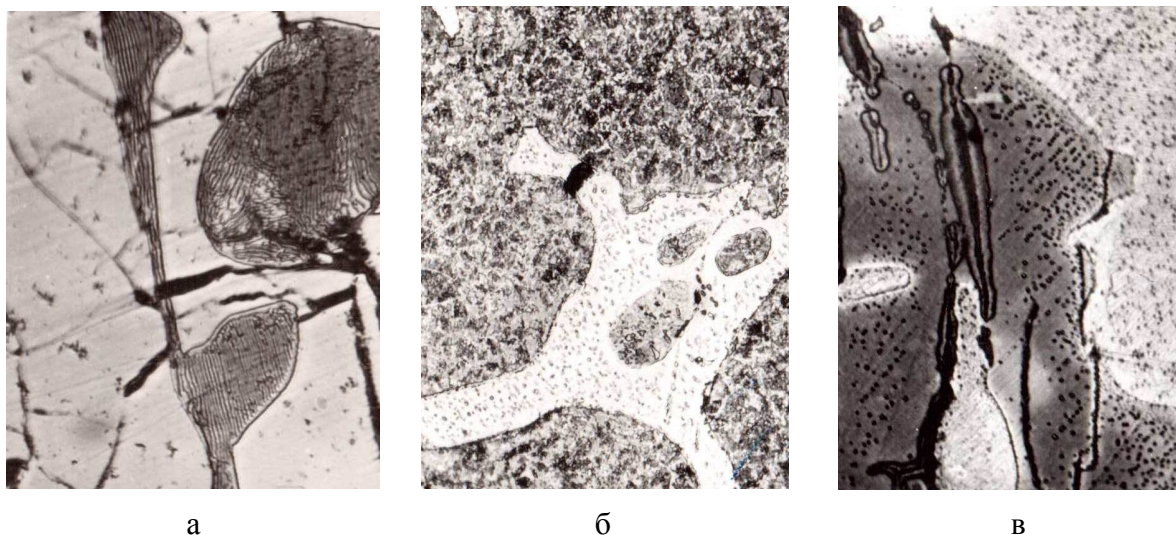


Рисунок 5 – Структура карбидної фази після експлуатації валка

Выводы. Выполненные комплексные исследования показали, что даже при центробежной отливке валков имеет место нестабильная технология их производства, проявляющаяся в отклонениях по структуре и твердости, по длине и периметру их рабочего слоя, а также неоднородности карбидной фазы с формированием упорядоченной дислокационной структуры, которые являются определяющими в развитии сетки разгара и повреждаемости рабочего слоя. Уменьшить склонность к развитию этих дефектов возможно дополнительным микролегированием сплава ванадием и титаном для измельчения зерна.

ЛИТЕРАТУРА

1. Скобло Т.С. Методика моделирования структуры металлов с помощью перестановки пикселей изображения / Т.С.Скобло, О.Ю.Клочко, Е.Л.Белкин // Технічний сервіс АПК, техніка та технології у с/г машинобудуванні: Вісник ХНТУСГ. – Харків. – 2011. – Вип. 115. – С.10-21.
2. Скобло Т.С. Применение компьютерного анализа металлографических изображений при исследовании структуры высокохромистого чугуна / Т.С.Скобло, О.Ю.Клочко, Е.Л.Белкин // Заводская лаборатория. Диагностика материалов. – 2012. – № 6 (78). – С.35-42.
3. Скобло Т.С. Обоснование применения понятий уравнений гидродинамики Навье-Стокса для анализа металлографических изображений / Т.С.Скобло, Е.Л.Белкин, И.Ю.Клочко // Materialy VII Międzynarodowej naukowo-praktycznej konferencji [Europejska http://www.rusnauka.com/12_E_N%XXI_2011/Tecnic/8_85541.doc.htm].

Поступила в редколлегию 23.03.2015.

УДК 669.182.001.57

ОГУРЦОВ А.П., д.т.н., професор
ДУШКЕВИЧ Д.І.*, пров. інженер
КОВАЛЬ А.П., аспірантка

Дніпродзержинський державний технічний університет
ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

ВІДПРАЦЮВАННЯ ТА ВИКОРИСТАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ МІКРОЛЕГУВАННЯ СТАЛІ ФЕРОБОРОМ ПРИ ВИРОБНИЦТВІ БЕЗПЕРЕРВНОЛИТОЇ ЗАГОТОВКИ

Вступ. При введенні в кристалізатор розкислювачів або легуючих добавок у вигляді порошкового дроту необхідно пам'ятати, що відбувається зниження температури металу, яке може погіршити якість металу. Це особливо проявляється при відливці заготовок малих перерізів. Для зменшення охолодження металу потрібно мати оптимальну масу сталюї оболонки дроту з метою швидкого її плавлення.

Серцевина дроту складається із кальцію або кальцію і алюмінію, захисна оболонка товщиною 0,2 мм – із низьковуглецевої сталі. В якості наповнювача в дріт вводять такі сполуки кальцію, як силікокальцій, силікокальцій-барій, бор, титан, цирконій і присадки, що забезпечують контрольоване утворення сульфідів (селен, телур).

При введенні такого дроту в метал в ковші забезпечується вирішення різних задач: досягається високий ступінь розкислення, очищення сталі від неметалевих включень; зменшується шкідливий вплив на якість металу оксидних і сульфідних неметалевих включень, знижується вміст азоту в сталі [1].

Постановка задачі. На ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» проводилися дослідження виплавки сталі в конвертерному цеху і розливу на МБЛЗ з використанням мікролегування сталі феробором. Мета проведення цих досліджень – відпрацювання технології мікролегування сталі феробором на технологічній дільниці КЦ – УПК; визначення питомої витрати феробору на технологію мікролегування сталі.

Результати роботи. Відомо, що бор дуже активний і реакційно здатний елемент, він легко окислюється і зв'язується в нітриди навіть із дуже малими залишковими концентраціями кисню і азоту в металі. Для запобігання окиснення і нітрування бору проводять попередню обробку металу сильними розкиснюючими і деазотуючими елементами (Al, Ti, Si). З цієї причини на практиці отримати вміст бору в металі у вузьких концентраційних межах за допомогою феробору досить складно [2].

У листопаді 2012 року здійснена поставка дослідної партії 20% феробору в кількості 860 кг.

Феробор поставлено в 2-х металевих бочках з розмірами шматків до 10 кг. Результатами вхідного контролю визначено фактичний вміст бору в фероборі, який склав 19,8%.

Для технологічності введення, а також контролю витрат феробору його розфасовку по 30 кг проводили відрами і потім масу на плавку вводили вручну.

При температурі 1600⁰С хімічна спорідненість елементів до кисню знижується в наступному порядку: Be, Ca, Zr, Mg, Al, Ti, C, Si, V, B, Mn, Cr, Fe, W, Mo, Co, Ni, Cu, As. Так як хімічна спорідненість бору до кисню знаходиться між кремнієм і марганцем, присадку 20% феробору краще здійснювати після попереднього розкиснення металу і введення 50% основних видів феросплавів [2].

Враховуючи середньостатистичний угар кремнію від 20 до 50%, а також високу окиснюваність бору, для забезпечення отримання вмісту бору в готовій сталі не менше 0,0015% прийнято, що необхідна кількість 20% феробору на плавку повинна складати 30кг/пл. Мікролегування сталі феробором проводили із розрахунку отримання в готовій сталі вмісту бору не менше 0,0015%.

У листопаді 2012 року на УПК МБЛЗ КЦ було проведено 26 дослідних плавок сталі марки SAE1008.

Присадка феробору здійснювалася після отримання гомогенного шлаку з урахуванням наступних особливостей: подача феробору проводилася в район продувальної плями; феробор присаджувався після введення основних видів феросплавів не пізніше, ніж за 10 хвилин до кінця обробки металу на УПК.

При виробництві дослідних плавок витрати основних видів феросплавів для легування і фероалюмінію (алюмінієм) на розкиснення сталі відповідали вимогам ТД. Усереднені данні 26 дослідних плавок сталі марки SAE1008 наведено в табл. 1.

Таблиця 1 – Усереднені дані дослідних плавок сталі марки SAE1008

	Масова доля В, %			Окисненість металу А[O ₂], ppm		Витрати FeB, кг/плавку	Вага сталі, т	Угар В, %
	прихід на УПК	введення з УПК	в готовій УПК	прихід на УПК	введення з УПК			
Середнє	0,0003	0,0028	0,0026	69,7	20,3	29,6	147,1	40,7
Мінімум	0,0002	0,0021	0,0019	28,0	7,0	20,0	133,1	28,7
Максимум	0,0004	0,0040	0,0039	101,0	43,0	30,0	161,9	51,8

Аналіз табл.1 свідчить, що в середньому угар феробору на УПК складає 40,7% і коливається в діапазоні від 28,7% до 51,8%. Стабільний угар бору пояснюється тим, що феробор вводився в кінці доводки в розкиснений метал із середнім вмістом кисню А [O₂] = 20,3 ppm.

Середні витрати феробору склали 29,6 кг/плавку.

Середній вміст бору в готовій сталі склав 0,0026%. Необхідно зазначити, що на плавці № 255419 введено 20кг FeB (на інших 25 плавках витрати FeB склали 30 кг/плавку) і отримано вміст бору в готовій сталі 0,0019% при достатньо низькому угарі бору, який склав 36,5%. Результати даної плавки, а також можливі неточності при зважуванні феробору і можлива несвоєчасна його подача свідчать, що при угарі бору ≥ 50% є ймовірність неотримання в готовій сталі необхідного вмісту бору (не менше 0,0015%) у випадку введення FeB в кількості 20 кг/плавку.

Таким чином, при доводці металу на УПК витрати феробору для мікролегування сталі повинні складати 30 кг/плавку (0,21 кг/т) для отримання необхідного мінімального вмісту бору в готовій сталі.

1. В конвертерному цеху на УПК ОБРС на 26 дослідних плавках сталі марки SAE1008 випробувана технологія мікролегування металу 20% феробором.

2. Феробор постачається на підприємство в бочках з масою шматків до 10 кг і фактичним вмістом бору 19,8% (дані вхідного контролю).

3. Для технологічності введення, а також контролю витрат феробору його розфасовку по 30 кг проводили металевими відрами і потім вагу на плавку вводили вручну.

4. Мікролегування сталі феробором проводили із розрахунку отримання в готовій сталі вмісту бору не менше 0,0015%. Присадка феробору здійснювалась після отримання гомогенного шлаку з урахуванням наступних особливостей:

- подача феробору проводилася в район продувальної плями;
- для максимального засвоєння бору феробор присаджували після введення основних видів феросплавів не пізніше, ніж за 10 хвилин до кінця обробки металу на УПК. Феробор вводився в кінці доводки плавки в розкиснений метал із середнім вмістом кисню А [O₂] = 20,3 ppm.

5. На дослідних плавках отримано наступні результати:

- середня витрата феробору складала 29,6 кг/плавку (на одній плавці введено 20 кг, на 25 плавках введено 30 кг);

- середній угар феробору на УПК складає 40,7% і коливається в діапазоні від 28,7% до 51,8 %;

- середній вміст бору в готовій сталі склав 0,0026% і коливається в діапазоні від 0,0019% до 0,0039%.

Висновки. Для отримання кращих результатів при використанні феробору бажано дотримуватися наступних рекомендацій:

1 – службі постачання краще постачати на підприємство 20% феробор з розфасовкою в мішках по 15 кг з метою контролю його витрат;

2 – в конвертерному цеху у відповідності до виробництва безперервнолитої заготовки, мікролегованої бором, при оформленні заявки враховувати питомі витрати феробору 0,21 кг/т рідкої сталі;

3 – витрати 20% феробору на мікролегування повинні складати 30 кг/плавку, а також ці витрати можуть змінюватися в залежності від фактичного вмісту бору в фероборі;

4 – для забезпечення вмісту бору в сталі не менше 0,0015% присадка феробору повинна здійснюватися в район продувальної плями після введення основних видів феросплавів не пізніше, ніж за 10 хвилин до закінчення обробки металу на УПК.

ЛІТЕРАТУРА

1. Огурцов А.П. Непрерывное литье стали / А.П.Огурцов, А.В.Гресс. – Днепропетровск: Системные технологии, 2002. – 675с.
2. Внепечная обработка стали порошковой проволокой / [Каблуковский А.Ф., Зинченко С.Д., Никулин А.Н. и др.]. – М.: Metallurgizdat, 2006. – 288с.

Надійшла до редколегії 02.06.2015.