



## Динамика расхода сталеплавильной шихты. Агрегаты

*Проанализирована работа отечественных и зарубежных конвертеров донным, верхним и комбинированным процессами с максимизацией выхода годного металла. Табл. 9. Библиогр.: 18 назв.*

**Ключевые слова:** сталеплавильный, шихта, продувка

*The work of native and foreign converters of bottomed, up and combined processes with maximization of metal yield is analyzed.*

**Keywords:** steelmaking, burden, blowing-down

### 1. Литературный обзор

В ходе кампании сталеплавильного агрегата его футеровка изнашивается или зарастает и размеры изменяются, что сказывается на ходе процесса и его результатах. При донной и боковой продувке через сопла, размещаемые в футеровке, она изнашивается в зоне дутья. За пределами последней в бессемеровских конвертерах образуется настывь, которую приходится стравливать, так как внутренний объем конвертера уменьшается и увеличивается вероятность выбросов. В кислородных конвертерах (КК) футеровка в области ванны изнашивается, что уменьшает глубину ванны  $h$  и увеличивает ее диаметр  $D$ .

В бессемеровском процессе уменьшение толщины слоя продуваемого металла вызывало снижение содержания в стали азота и увеличение содержания кислорода [1]. На английских, немецких и бельгийских заводах эта связь использовалась для совершенствования технологии томасовского процесса. По мере износа футеровки томасовского конвертера выход годного металла увеличивался [2]. Такая же закономерность наблюдается и для кислородных конвертеров [3]. В [4] в ходе кампании конвертера КК снижались окисленность и содержание в шлаке оксида магния, скорость выгорания углерода и степень десульфурации за продувку. Снижение содержания в шлаке в течение кампании для комбинированной продувки процессом LBE происходит быстрее, чем в КК [5].

При реконструкции конвертера с увеличением его размеров и интенсивности продувки возможно изменение удельного расхода металлошихты [6]. В КК и подовых агрегатах при продувке ванны кислородом сверху возможен износ футеровки днища (подины), если глубина зоны продувки  $L$  больше глубины ванны ( $L \geq h$ ), как в [7]. Изменение положения кислородной фурмы  $h_{\phi}$  в ходе продувки и, соответственно, глубины  $L$

изменяет и величину отношения  $L/h$ . В [8] впервые обращено внимание на экспериментальный факт, что при  $L = h$  окисленность шлака ( $FeO$ ) = const. В [9] показано, что при  $L = h$  коэффициент усвоения кислорода, вдуваемого в конвертерную ванну,  $\eta_c = 1$  (const). Анализ параметров продувки и расчеты величины  $L$  из кубического уравнения (6.113) [10] по формуле Кардано в свое время показали, что при продувке в 250-тонных конвертерах ДМК величина  $L/h \approx 1$  достигалась на 4-й минуте продувки, на 350-тонных конвертерах «Азовстали» – 9-й минуте, а на 350-тонных конвертерах ЗСМК  $L/h$  составила 1,20 на 3-й минуте и в дальнейшем оставалась постоянной.

Анализ опубликованных данных показывает, что, в первом приближении, при садке конвертеров  $T < 100$  т отношение глубины ванны в конце кампании конвертера к исходной составляет 0,74, а при  $T > 100$  т – 0,83. При оснащении ККЦ лазерным интерферометром контроль износа футеровки конвертера и соответствующая корректировка положения фурмы позволят поддерживать требуемую величину  $L/h$  и соответствующие параметры процесса.

### 2. Донная продувка воздухом

Проанализированы данные о томасовском процессе, приведенные в [2].

Выход годного ( $Y$ ) при томасовском процессе в новом (Н) и старом (С) конвертере (табл. 1а) представлен в зависимости от продолжительности периода обезуглероживания  $\tau_1$ , дефосфорации (передувка)  $\tau_2$  и продувки в целом  $\tau = (\tau_1 + \tau_2)$ . Для нового конвертера величина  $Y$  максимизируется при  $\tau_1 = 13-15$  мин,  $\tau_2 = 3$  мин и  $\tau = 17-20$  мин. Увеличение  $\tau$  до оптимальной величины  $Y_{\text{опт}}$  связано с уменьшением потерь металла с выносом. При длительной продувке из-за ее низкой интенсивности  $J$ ,  $m^3/\text{мин}$ , увеличиваются потери в связи с окислением металла.

Таблица 1а

## Выход годного в томасовском процессе

Конвертер	$\tau_1$ , МИН					
	< 11	11-13	13-15	> 15		
Н	88,1	88,8	89,0	88,2		
С	90,1	90,4	90,0	90,5		
Конвертер	$\tau_2$ , МИН					
	0	1	2	3	4	6
Н	-	89	89	89	87	90
С	89	90	90	90	-	90
Конвертер	$\tau$ , МИН					
	< 14	14-17	17-20	> 20		
Н	88,8	88,8	89,1	88,0		
С	89,9	90,1	89,9	-		
Конвертер	$\bar{\tau}$ , с/т					
	< 30	30-50	50-70	> 70		
Н	-	92,6	88,9	88		
С	90,0	90,3	90,3	-		
Конвертер	$q$ , м <sup>3</sup> /мин					
	< 2,0	2-2,4	2,4-2,8	2,8-3,2	> 3,2	
Н	88,4	88,6	88,6	90,0	89,5	
С	89,4	89,9	90,3	90,7	90,5	

В старом конвертере, благодаря большему, чем в новом, удельному объему, выход годного больше, а разница между различной продолжительностью продувки сглаживается. Ориентировочно оптимальная продолжительность продувки составляет 14-17 мин, что на 3 мин меньше, чем в новом.

Удельная продолжительность продувки на 1 т садки ( $\tau_{уд.}$  с/т) в новом конвертере оптимизируется при величине 30-50 с/т, а большая, чем оптимальная, ее величина сопровождается ростом угара металла и снижением выхода годного. Для старого конвертера эта зависимость выражена менее отчетливо.

Расход дутья на одно сопло ( $q$ , м<sup>3</sup>/мин) для нового и старого конвертеров оптимален при 2,8-3,2 м<sup>3</sup>/мин, а при дальнейшем росте его величины растет вынос металла. Это, согласно расчетам по [10], приблизительно соответствует величине  $L = h$ , что отвечает оптимальному режиму взаимодействия дутья с ванной.

Увеличение удельного объема ( $V_{уд.}$  м<sup>3</sup>/т) старого конвертера сопровождается ростом выхода годного (табл. 1б).

По выражениям (6.94, 6.95) [10] для интенсивности продувки [2] рассчитан размер образующегося газового объема  $D_{\Sigma}$ , который отнесен к диаметру конвертера  $D_k$  ( $D_{\Sigma}/D_k$ ) (см. табл. 1б). Выход годного в новом и старом конвертерах максимизируется при величине этого отношения 1,2-1,4, а при величине большей, чем оптимальная, увеличиваются потери металла с выбросами, вызванные пробковым (снарядным)

Таблица 1б

## Выход годного в томасовском процессе

Конвертер	$\sigma$ , м <sup>3</sup> /т				
	< 1	1-1,5	1,5-2	> 2	
Н	88,8	88,8	-	-	
С	-	88,4	90	90	
Конвертер	$D_{\Sigma}/D_k$				
	< 1,2	1,2-1,4	1,4-1,6	> 1,6	
Н	87,8	90,0	88,9	89,0	
С	90,2	90,3	90,0	-	
Конвертер	$V_{\Sigma}/V_k$				
	< 0,4	0,4-0,7	0,7-1,0	> 1,0	
Н	87,0	88,0	89,1	88,7	
С	89,7	89,5	90,5	-	
Конвертер	$D_1/h$				
	< 0,6	0,6-0,8	0,8-1,0	1,0-1,2	> 1,2
Н	88,6	88,3	89,0	-	-
С	-	89,3	90,2	90,6	90,0

движением газового объема [10]. Если его объем  $V_{\Sigma} = \pi D_{\Sigma}^3/6$ , то отношение этой величины к внутреннему объему конвертера ( $V_{\Sigma}/V_k$ ) при 0,7-1,0 максимизирует выход годного (см. табл. 1б).

В табл. 1в приведены отношения параметров старого и нового конвертеров: глубины ванны  $h_v$ , внутреннего диаметра  $D_{к.вн.}$ , удельного объема  $V_{к.уд.}$  и соответствующие изменения выхода годного  $Y$ . Величина  $Y$  минимизируется при значительном увеличении диаметра конвертера ( $D_{к.вн.} > 1,3$ ) вследствие соответствующего уменьшения глубины ванны и роста угара металла. Оптимальное увеличение удельного объема конвертера  $V_{к.уд.} = 1,4-2,0$ , при котором  $Y$  максимизируется, связано с противоположным влиянием этих изменений на потери металла с выбросами (малая величина  $V_{к.уд.}$ ) и выносом и угаром (большая).

Таблица 1в

## Выход годного в томасовском процессе

	$\bar{h}$			
	< 6	6-7	7-8	> 8
$\bar{Y}$	1,016	1,014	1,013	1,015
	$\bar{D}_k$			
	< 1,1	1,1-1,2	1,2-1,3	> 1,3
$\bar{Y}$	1,013	1,018	-	1,009
	$\bar{Y}_k$			
	< 1,4	1,4-1,7	1,7-2,0	> 2,0
$\bar{Y}$	1,011	1,013	1,013	1,012

В табл. 1г приведены данные [2] о видах потерь металла в томасовском конвертере с выбросами ( $B$ , кг/т) и образовании настывей в горловине ( $H$ , кг/т) в зависимости от размеров образующихся газовых объемов, рассчитанных по [10],

и размеров нового (числитель) и старого (знаменатель) конвертеров. Потери В и Н минимизируются в новом конвертере при  $D_{\Sigma}/D_k = 1,2-1,4$ .

Таблица 1е

**Потери металла в томасовском процессе**

Вид потерь кг/т	$D_{\Sigma}/D_k$				
	< 1,2	1,2-1,4	1,4-1,6	> 1,6	
В	26/24	21/31	31/25	30/-	
Н	16/13	3/6	6/4	6/-	
Вид потерь кг/т	$V_{\Sigma}/V_k$				
	< 0,4	0,4-0,7	0,7-1,0	> 1,0	
В	49/32	15/28	30/14	20/-	
Н	30/13	6/9	6/4	6/-	
Вид потерь кг/т	$D_1/h$				
	< 0,6	0,6-0,8	0,8-1,0	1,0-1,2	> 1,2
В	32/-	25/28	50/28	-/29	-/25
Н	9/-	6/10	12/7	-/5	-/3

Примечание. Числитель – новый конвертер, знаменатель – старый конвертер.

В старом конвертере выбросы при этой величине максимизируются, а потери с настывами уменьшаются по мере роста величины  $D_{\Sigma}/D_k$ . Такая же закономерность характерна и для отношения  $V_{\Sigma}/V_k$ , величина которого в новом конвертере для минимальных В составляет 0,4-0,7, а при дальнейшем росте отношения и приближении к пробковому (снарядному) режиму движения газовых объемов – растет. В старом конвертере величина В, для любой продолжительности работы конвертера, и Н уменьшаются.

В новом конвертере и выбросы, и настывы минимизируются при  $D_1/h = 0,6-0,8$  (предпробойный режим), а в старом – по мере роста величины  $D_1/h$  – потери с выбросами стабилизируются, а с выносом брызг (spitting) и настывлеобразованием – уменьшаются.

**3. Донная продувка кислородом**

Для анализа закономерностей донной кислородной продувки использованы данные о работе четырех конвертеров ОВМ садкой 20-150 т (Бельгия) и трех LWS садкой 30-220 т (Франция) (табл. 2). С ростом отношения  $D_{\Sigma}/D_k$  и  $V_{\Sigma}/V_k$ , когда движение суммарного газового объема в рабочем пространстве конвертера приближается к пробковому (снарядному) режиму, выход годного уменьшается. Переход от предпробойного режима, когда диаметр пузыря, образующегося на сопле в режиме волн ускорения (уравнение 6.94 в [10]),  $D_1/h < 1$  к пробую ванны ( $D_1/h > 1$ ) уменьшает выход годного из-за брызгоуноса металла (табл. 2).

Так как выбросы и брызгоунос вызваны разными гидродинамическими процессами, на которые накладываются физико-химические про-

Таблица 2

**Выход годного в ОВМ-процессе**

$D_{\Sigma}/D_k$	< 0,8		0,8-0,9		0,9-1,0	
$Y_{1r}$ %	90		88		89	
$V_{\Sigma}/V_k$	< 0,4		0,4-0,6		0,6-0,8	
$Y_{1r}$ %	89		93		-	
$D_1/h$	< 0,1			> 1,0		
$Y_{1r}$ %	89,0			88,4		

цессы, вызывающие вспенивание шлака и зависящие от его химического состава и эмульгирования в системе «металл-шлак», анализ, подобный приведенному, необходимо проводить в конкретных условиях.

**4. Верхняя продувка**

В конвертере кислородного дутья сверху (КК) выход годного, как показано выше, связан с величиной соотношений  $\bar{D} = D_1/h$  и  $\bar{L} = L/h$ .

В табл. 3 приведена их величина в зависимости от содержания в чугуна кремния  $Si_{\text{ч}}$  и марганца  $Mn_{\text{ч}}$  (соответственно  $\bar{D}_{Si}$  и  $\bar{D}_{Mn}$ ) в начальный и номинальный периоды продувки для глубины ванны ( $\bar{L}_1$  и  $\bar{L}_2$ ) в отечественных (О) и зарубежных (З) источниках. Величина  $\bar{D}_{Si}$  минимизируется при  $Si_{\text{ч}} = 1,0-1,2$  % в обоих случаях, а  $\bar{D}_{Mn}$  – при  $Mn_{\text{ч}} = 0,8-1,0$  % в отечественных источниках.

Таблица 3

**Влияние состава чугуна на величины  $\bar{D}$  и  $\bar{L}$  в КК верхнего дутья**

Параметр	Источник	Содержание $Si_{\text{ч}}, Mn_{\text{ч}}$ %				
		< 0,6	0,6-0,8	0,8-1,0	1,0-1,2	> 1,2
$\bar{D}_{Si}$	О	1,18	1,11	1,09	98	1,20
	З	1,07	1,09	1,13	1,04	1,05
$\bar{D}_{Mn}$	О	1,18	1,13	1,10	1,34	1,11
$\bar{L}_{1Si}$	О	1,08	1,05	0,68	1,04	0,88
	З	0,90	0,91	0,81	1,03	0,58
$\bar{L}_{2Si}$	О	1,16	1,09	0,99	1,34	1,08
	З	1,16	1,05	0,95	1,15	0,69
$\bar{L}_{1Mn}$	О	0,82	0,97	1,04	0,99	0,92
$\bar{L}_{2Mn}$	О	1,06	1,05	1,32	1,19	0,98
$(L_1/L_2)_{Si}$	О	0,93	0,96	0,69	0,76	0,81
	З	0,77	0,87	0,85	0,90	0,84
$(L_1/L_2)_{Mn}$	О	0,77	0,92	0,79	0,83	0,94

В начальный период продувки в отечественных и зарубежных ККЦ  $\bar{L}_{1Si}$  минимально при  $Si_{\text{ч}} = 0,8-1,0$  % и  $Si_{\text{ч}} > 1,2$  %, что отвечает высокому положению фурмы и повышенному поступлению в шлак оксидов железа. При переводе фурмы в номинальное положение ( $\bar{L}_{2Si}$ ) эта закономерность сохраняется, хотя и в менее выраженной степени. При одинаковых содержаниях  $Si_{\text{ч}}$  на отечественных предприятиях высота фурмы над уровнем ванны в большинстве случаев ниже, чем на зарубежных, и даже в начальный

Зависимость величин  $\bar{D}$  и  $\bar{L}$  в КК от количества сопел  $n$  в фурме для продувки сверху

Параметр	Источник	n					
		1	3	4	5	6	7
$\bar{D}$	О	1,06	1,04	1,11	1,15	1,20	1,28
	З	1,08	1,06	1,28	-	0,93	0,94
$\bar{L}_1$	О	0,89	0,86	0,98	0,78	1,23	0,88
	З	0,77	0,92	1,04	-	-	-
$\bar{L}_2$	О	0,96	0,98	1,16	1,12	1,23	1,04
	З	0,84	1,16	1,20	-	-	-
$\bar{L}_1 / \bar{L}_2$	О	0,93	0,88	0,84	0,70	1,0	0,84
	З	0,92	0,79	0,86	-	-	-
$V_{\Sigma} / V_k$	О	0,20	0,20	0,27	0,32	0,31	0,47
	З	0,12	0,23	0,32	-	0,14	0,58

период чаще  $L/h_b > 1$ , что отвечает менее интенсивному поступлению оксидов железа в шлак и формированию последнего. Наличие двух минимумов величины  $\bar{L}_{1Si}$  и  $\bar{L}_{2Si}$  возможно связано с влиянием содержания кремния в чугуна на основность шлака и его температурные характеристики [11]. В отечественной практике величины  $\bar{L}_{1Mn}$  и  $\bar{L}_{2Mn}$  максимизируются при содержании марганца в чугуна 0,8-1,0 %. При меньшем содержании фурму держат выше для увеличения в шлаке содержания оксидов железа и ускорения шлакообразования, а при большем – оператор использует подъем фурмы для осаждения шлака, избыточно пенящегося вследствие высокой жидкоподвижности из-за значительного содержания в нем оксида марганца. Отношение  $L_1/L_2$  в отечественных ККЦ минимизируется при 0,8-1,0 % как для кремния, так и для марганца в чугуна. В зарубежных – это отношение более постоянно, по крайней мере, при изменении содержания кремния в чугуна. Эта разница является следствием не только более жесткой технологической дисциплины зарубежных операторов, но и более высоким уровнем алгоритмизации конвертерного процесса, когда в ККЦ существует пакет программ, в том числе изменения положения фурмы, а выбор программы для конкретного случая регламентирован по исходным условиям плавки (состав чугуна, составляющие металло- и неметаллической шихты, группа марок сталей). К тому же управление по программе автоматизировано, а при сбое техники продувка прекращается до ликвидации неполадки. Повышение уровня менеджмента на всех производственных участках – едва ли не главная задача отечественного сталеплавильного производства.

Увеличение садки конвертеров и интенсификация продувки и связанный с ними рост количества сопел в кислородных фурмах для верхней продувки сопровождается ростом величины  $\bar{D}$  в отечественной и зарубежной практике, превышая 1, соответственно при  $n \leq 7$  и  $h \leq 4$ . В свое время [12] в Германии были проведены эксперименты, в которых количество сопел было доведено до 6 и 7, но величина  $\bar{D}$  была меньше 1 (табл. 4).

Начальная и номинальная  $\bar{L}_1$  и  $\bar{L}_2$  приведенная глубина погружения кислородной струи в ванну близки к ее глубине (табл. 4), как в свое время было установлено в [8], а их отношение близко к 1. Данные табл. 5 показывают, что в этом случае выход годного максимизируется как для начального, так и для номинального положения фурмы. Препятствием для выполнения условия  $\bar{L}_1 \approx 1$  является вероятность заметалливания и прогара фурмы при недостаточ-

ном количестве первичного шлака. В свое время пытались работать с оставлением в конвертере конечного шлака, но это создает выбросоопасные условия. При переходе к номинальному положению фурмы и интенсивному окислению углерода, сегодня на ИСПАТ-КарМет при переделе фосфористых чугунов с содержанием фосфора более 0,3 % скачивание производится, несмотря на снижение производительности конвертеров и выхода годного, а экономические потери компенсируются более низкой стоимостью местных фосфористых руд [13].

Таблица 5

Влияние дутьевого режима на выход годного в КК верхнего дутья

$\bar{L}_1$	< 0,5	0,5-0,7	0,7-0,9	0,9-1,1	
Y, %	88,2	89,1	88,9	90,5	
$\bar{L}_2$	< 0,9	0,9-1,1	1,1-1,3	1,3-1,5	> 1,5
Y, %	88,0	90,1	89,9	88,3	87,8

### 5. Комбинированная продувка

Немецкая фирма Klöckner Huttenwerke проводила с 1952 года на 1,2 т конвертере опыты по комбинированной продувке (сверху  $O_2$ , снизу воздух, воздух +  $O_2$ ,  $N_2$ ), опубликовала их результаты в 1957, 1961 и 1965 годах и пришла к выводу, что при удельной интенсивности донного дутья  $i_{дон} = 1-2 \text{ м}^3/\text{т}\cdot\text{мин}$ , имеет место интенсивное перемешивание ванны, низкое содержание в шлаке оксидов железа и ухудшение дефосфорации.

ЦНИИЧМ провел аналогичное исследование на 8 т конвертере НТМЗ при  $i_{верх} = 2,5-5 \text{ м}^3/\text{т}\cdot\text{мин}$  и  $i_{дон} = 11 \text{ м}^3/\text{т}\cdot\text{мин}$  воздуха и опубликовал их в 1960 году, придя к выводу, что шлаки получаются густыми и малоактивными.

Появились новые конвертерные процессы: AOD (1965, США), LWS (1968, Франция) и OBM (1968, Германия), Q-BOP (1971, США), продемонстрировавшие возможности продувки ванны под уровень. В 1978 году были пущены пер-

## СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

вые конвертеры комбинированной продувки в Люксембурге (LBE, ARBED) и в Японии (STB, Sumitomo Metals). В 1980-х годах новая технология была исследована во всех ККЦ нашей страны.

В табл. 6 приведены опубликованные данные о сопоставляемых параметрах комбинированного и обычного процессов: садка конвертера  $T$ ,  $t$ , доля донного дутья  $D_{\text{дон}}$  и отношения выхода годного  $\bar{Y}$  и удельного расхода лома  $m_{\text{л}}$  этих процессов.

тивную работу по освоению комбинированной продувки в сложившихся экономических условиях, хотя, например, в [15] было показано, что при оптимальной величине  $D_{\text{дон}} = 0,12-0,14$  максимизируется экономия жидкого чугуна. В зарубежных ККЦ также установили максимизацию выхода годного при  $D_{\text{дон}} = 0,2$  (STB), дожигания  $\text{CO} \rightarrow \text{CO}_2$  при  $D_{\text{дон}} = 0,2-0,3$  (LD-НС), удельном расходе лома в металлошихте при  $D_{\text{дон}} = 0,2$  (ARBED).

Таблица 6

Сравнение комбинированной и верхней продувки по отдельным процессам

Процессы	LBE LD-AC	LBE LD-AC	TBM LD	K-OBM OBM	VAR LD	CS-OB LD	ИЧМ ЗСМК-1	ИЧМ ЗСМК-1
$T, t$	150	165	300	300	120	100	160	160
$D_{\text{дон}}$	0,02 - 0,08		0,16	-	0,11 - 0,38	-	0,04 - 0,05	
$\bar{Y}$	1,015	1,010	1,006	0,996	-	1,018	0,994	0,996
$m_{\text{л}}$	1,439	1,078	1,169	1,328	0,920	-	1,044	1,139

Получивший наиболее широкое распространение в мире процесс LBE сравнивается с LD-AC при переделе фосфористых чугунов и показывает устойчивые положительные результаты, как и TBM-процесс. Процесс K-OBM имеет более низкий выход годного, чем OBM, но и более высокий удельный расход лома. Это характерно и для комбинированной технологии ИЧМ [14] на ЗСМК-1 как для обычной, так и для двухъярусной фурмы. Только в процессе VAR (Великобритания) с донной продувкой воздухом  $m_{\text{л}} < 1$  в связи с более напряженным тепловым балансом и значительной долей донного дутья.

Результаты работы 250 т конвертеров ДМК по технологии комбинированной продувки ИЧМ НАНУ [15] с обычным для этого ККЦ передувом независимо от содержания углерода в выплавляемой стали на первой повалке  $C_1 \leq 0,10$  % приведены в табл. 7. Величина  $\bar{Y} > 1$  при  $C_1 \leq 0,05$  % и доле донного дутья  $D_{\text{дон}} = 0,1-0,2$ . Величина  $m_{\text{л}}$  во всем диапазоне  $C_1$  и  $D_{\text{дон}}$  больше 1.

Таблица 7

Сравнение  $\bar{Y}$  комбинированной и верхней продувки на 250 т конвертере ДМК

$C_1, \%$	0,03	0,04	0,05	0,06
$\bar{Y}$	1,005	1,002	1,004	0,998
$m_{\text{л}}$	1,038	1,051	1,057	1,028
$D_{\text{дон}}$	< 0,1	0,1-0,2	0,2-0,3	0,3-0,4
$\bar{Y}$	0,997	1,001	0,986	0,953
$m_{\text{л}}$	1,014	1,073	1,016	1,044

После рывка под давлением министерств СССР и Украины 1980-х годов отечественные металлургические предприятия прекратили ак-

В 2000-х годах появились публикации о восстановлении работы ККЦ НЛМК и НТМК по технологии комбинированной продувки [16, 17].

Обобщение данных по отечественным и зарубежным ККЦ, работавших с верхней (В) и комбинированной (К) продувкой, показывает, что доля лома в шихте, соответственно, максимизируется и минимизируется при содержании кремния в чугуне  $Si_{\text{ч}} = 0,6-1,0$  %. При верхней продувке с ростом его содержания растет вероятность выбросов, а более холодный ход процесса при увеличении доли лома в шихте усугубляет эту тенденцию. При комбинированной продувке раскисляющее шлак действие донного дутья предотвращает выбросы, а дожигание  $\text{CO} \rightarrow \text{CO}_2$  и вызванный этим дополнительный приход тепла позволяет увеличивать долю лома в металлошихте при росте содержания кремния в чугуне.

Таблица 8

Доля лома в шихте, при верхней и комбинированной продувке

Способ	$Si_{\text{ч}}, \%$				
	$\leq 0,6$	0,6-0,8	0,8-1,0	1,0-1,2	$> 1,2$
В	0,275/32	0,276/113	0,276/67	0,269/14	-
К	0,290/32	0,286/90	0,286/39	0,301/12	0,305/4

Примечание.  $D_{\text{ч}}$  - числитель; количество случаев - знаменатель

Увеличение доли лома  $D_{\text{ч}}$  в металлошихте конвертеров верхнего дутья сопровождается снижением выхода годного при верхней продувке (табл. 9), так как растет вероятность недостатка тепла, который компенсируется дополнительным окислением железа.

Таблица 9

Выход годного при верхней и комбинированной продувке,  $Y$ , %

Способ	$D_{\text{п}}$			
	$\leq 0,25$	0,26-0,28	0,29-0,30	$\geq 0,31$
В	90,3/23	90,1/96	90,1/48	90,0/5
К	90,1/12	90,1/34	90,0/27	90,1/35

Примечание.  $Y$  – числитель; количество случаев – знаменатель.

При комбинированной продувке дожигание монооксида углерода в диоксид компенсирует охлаждающий эффект лома и величина выхода годного стабилизируется. В процессе CS-OB [18] характеристикой необходимого для этого положения кислородной фурмы являлось отношение  $\bar{L} = L/h$ , с уменьшением величины которого растет степень дожигания  $\text{CO} \rightarrow \text{CO}_2$  и приход тепла.

### Выводы

Проанализировано влияние вида и параметров сталеплавильных агрегатов на удельный расход шихты.

### Библиографический список

1. Афанасьев С. Г. Исследование бессемеровского процесса. – М.: Металлургиздат, 1957. – 110 с.
2. Anonim // St. u. Eis. – 1931. – № 36. – S. 1105-1113; № 37. – S. 1136-1138.
3. Коенитцер И., Циммерман К. К. // Черные металлы. – 1966. – № 21. – С. 12-17.
4. Поживанов А. М., Вечер В. Н., Трухман Г. К. и др. // Бюлл. ЦИИН ЧМ – 1985. – № 18. – С. 35-37.

5. Bauler C., Piasecki H., Lecique R. et al. // Rev. Met. – 1982. – № 7. – S. 593-601.

6. Зарвин Е. Я., Смирнов Л. А., Волович М. И. и др. // Бюлл. ЦИИН ЧМ, 1979. – № 19. – С. 37-38.

7. Беличенко А. И. // Сталь. – 1979. – № 5. – С. 336-338.

8. Де-Грааф Ж. Е. // Производство стали с применением кислорода. – М.: Металлургия, 1965. – С. 150-163.

9. Nakamura Y., Yamamoto S., Ohkuba M. // Trans. ISI Jap. – 1982. – № 9. – В-257.

10. Охотский В. Б. Модели металлургических систем. – Днепропетровск: Системные технологии, 2006. – 287 с.

11. Охотский В. Б. // МЛУ. – 1996. – № 7-8. – С. 23-26.

12. Фридль Э., Шмидт Т. // Черные металлы. – 1972. – № 15. – С. 40-45.

13. Ким А. А., Богомолов В. И., Швецов А. Н. // Сталь. – 2006. – № 1. – С. 17-18.

14. Смоктий В. В., Айзатулов Р. С., Белокуров Э. С. и др. // Бюлл. Черная металлургия. – 1987. – № 8. – С. 52-53.

15. Шнееров Я. А., Носов К. Г., Борисов Ю. Н. и др. // Сталь. – 1986. – № 1. – С. 21-24.

16. Ярошенко Д. В., Суханов Ю. Ф., Долгих Ю. Н. // Сталь. – 2011. – № 5. – С. 16-17.

17. Смирнов Л. А., Бабенко А. А., Данилин С. Ю. // Сталь. – 2010. – № 5. – С. 5-7.

18. Nakamura Y., Umezawa K., Minami A. // TtH. – 1986. – № 3. – P. 88-95.

Поступила 10.09.2014

