

УДК 669.18.013:620.91

Д.В. СТАЛИНСКИЙ, докт. техн. наук, профессор, генеральный директор,**В.Г. ЛИТВИНЕНКО**, канд. техн. наук, ведущий научный сотрудник,**В.А. БОТШТЕЙН**, заместитель генерального директора по НТР – первый заместитель генерального директора,**Т.А. АНДРЕЕВА**, канд. экон. наук, старший научный сотрудник, **А.Л. СКОРОМНЫЙ**, заведующий лабораторией

Украинский государственный научно-технический центр «Энергосталь» (УкрГНТЦ «Энергосталь»), г. Харьков

ВЛИЯНИЕ ТЕХНИЧЕСКОГО ПЕРЕООРУЖЕНИЯ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА НА ЭНЕРГОПОТРЕБЛЕНИЕ В ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Рассмотрено влияние технического перевооружения сталеплавильного производства на изменение энергопотребления в черной металлургии и энергоёмкости проката. Показано, что замена мартеновского способа выплавки стали конвертерным с одновременным внедрением непрерывной разливки стали ведет к снижению полной металлургической энергоёмкости проката на 12–17 %. В существующих условиях – при расходе чугуна на выплавку конвертерной стали около 900 кг/т – энергоёмкость проката может быть существенно снижена за счет уменьшения расходного коэффициента чугуна на 50–80 кг/т при одновременном увеличении расхода металлолома.

Ключевые слова: техническое перевооружение, энергопотребление, сталь мартеновская, сталь конвертерная, прокат, полная металлургическая энергоёмкость, металлолом.

Снижение затрат топливно-энергетических ресурсов (ТЭР) путем технического перевооружения сталеплавильного производства и, в первую очередь, за счет замены мартеновского способа выплавки стали конвертерным, внедрения машин непрерывного литья заготовок (МНЛЗ), а также сооружения мини-заводов с электросталеплавильным производством предусмотрено «Государственной программой развития и реформирования горно-металлургического комплекса (ГМК) на период до 2012 г.» и «Отраслевой программой энергоэффективности и энергосбережения в горно-металлургическом комплексе Украины на период до 2017 г.». Следует отметить, что эффективность этих мероприятий оценивается на основании данных статистической отчетности в основном только по изменению расхода топлива и энергии в цехах с различным способом выплавки стали. Например, на металлургическом предприятии «Г» (далее по тексту приняты условные обозначения реальных предприятий ГМК Украины, данные по которым используются для анализа) на тонну мартеновской стали прямые затраты условного топлива составляют 81 кг/т, электроэнергии – 22,9 кВт·час (энергоёмкость – 88,8 кг у.т./т). На тонну конвертерной стали на предприятии «В» расходуется условного топлива 7,2 кг, электроэнергии – 40,3 кВт·час (энергоёмкость – 20,9 кг у.т./т), т.е. меньше энергоёмкости мартеновской стали в 4,2 раза.

Однако статистическая отчетность не учитывает, что на производство стали расходуется кислород, сжатый воздух, техническая, химочищенная вода, на выработку которых предприятия используют значительное количество электроэнергии и топлива, а следовательно, цеховая энергоёмкость конвертерной стали предприятия «В» составляет 63,3 кг у.т./т, мартеновской стали предприятия «Г» – 120,4 кг у.т./т. (различие в 2 раза меньше). При внедрении непрерывной разливки стали обычно учитывается только сокращение расхода энергоресурсов за счет ликвидации обжимного передела. Однако и при внедрении непрерывной разливки стали, и при переходе от мартеновского к конвертерному способу выплавки стали, как правило, не учитывается, что в обоих случаях происходят значительные изменения в производственном процессе всего предприятия.

Конвертерный способ выплавки стали имеет значительные преимущества в сравнении с мартеновским, поскольку он обеспечивает:

- возможность синхронизации периодической выплавки стали с длительностью ее разливки на МНЛЗ, что позволяет полностью заменить разливку стали в слитки на непрерывную разливку;
- возможность расширения сортамента выплавляемой стали за счет производства легированных и нержавеющей марок;



- значительное сокращение выбросов в воздушный бассейн, особенно по сравнению с выбросами при работе двухванных мартеновских печей;
- снижение расхода огнеупоров и трудозатрат при проведении горячих и холодных ремонтов.

Конвертер легко выводить во временный краткосрочный «резерв» при снижении производства проката из-за отсутствия заказов. Мартеновские печи при выводе в «резерв» необходимо держать на «дежурном» (природном!) газе, что экономически нецелесообразно. Но конвертерный способ выплавки стали требует несколько большего расхода чугуна, чем мартеновский.

Объективная оценка влияния технического перевооружения сталеплавильного производства на расход энергоресурсов в целом по ГМК может быть получена только при сравнении сквозной энергоёмкости двух способов производства стали. Сквозная энергоёмкость учитывает расход энергоносителей не только на выплавку стали, но и на производство полуфабрикатов – выплавку чугуна, производство агломерата, извести, кокса и коксовой мелочи, ферросплавов, огнеупоров, добычу и обогащение железной руды. Такая энергоёмкость является полной металлургической энергоёмкостью (ПМЭ) стали.

ПМЭ (d_i , кг у.т./т) для любой i -ой продукции можно представить в виде выражения

$$d_i = d_{ci} + \sum d_{cj} \cdot q_{cj}, \quad (1)$$

где d_{ci} , d_{cj} – цеховая энергоёмкость соответственно для конечной i -ой продукции и j -ых полуфабрикатов, необходимых для изготовления i -ой продукции на всех этапах металлургического производства, кг у.т./т;

q_{cj} – сквозной расходный коэффициент j -ого полуфабриката на изготовление i -ой продукции, т/т.

Под цеховой энергоёмкостью продукции понимается удельный расход условного топлива и покупной электроэнергии на ее производство, а также удельный расход производных энергоносителей (пар, кислород, дутье и др.) с учетом энергоёмкости их выработки. При расчетах принимается, что 1 кВт·час электроэнергии равен 0,34 кг у.т. Затраты теплоэнергии и электроэнергии собственного производства учитываются в виде топлива на их выработку.

Если на выплавку 1 т стали расходуется 0,85 т чугуна, на выплавку чугуна – 1,8 т агломерата, на производство агломерата – 0,98 т железорудного концентрата, то сквозной расходный коэффициент железорудного концентрата на производство 1 т стали составляет $0,85 \times 1,8 \times 0,98 = 1,499$ т/т (более подробное изложение методики расчета сквозной энергоёмкости – [1, 2]).

При расчете ПМЭ стали переменными величинами являются расход чугуна, извести и их цеховая энергоёмкость. В настоящей статье не рассматриваются вопросы изменения энергоёмкости чугуна, агломерата, кокса, а также расхода кокса и железорудного концентрата на выплавку чугуна. Для каждого предприятия можно рассчитать ПМЭ чугуна и использовать для дальнейших расчетов в качестве постоянного показателя.

Например, в условиях металлургического предприятия «А» цеховая энергоёмкость чугуна, агломерата и извести составляет соответственно 567,8; 58,0 и 144,0 кг у.т./т; расход агломерата на чугун – 1,798 т/т; извести на агломерат – 0,032 т/т; железорудного концентрата на агломерат – 0,98 т/т; кокса и коксовой мелочи (через агломерат) на чугун – 0,5601 т/т. При средней энергоёмкости производства железорудного концентрата и кокса (соответственно 36,2 и 180,0 кг у.т./т) ПМЭ чугуна составляет 845,0 кг у.т./т. Аналогичным образом определяется ПМЭ чугуна для предприятий «В» и «Б».

В мартеновских цехах Украины используется два вида печей – однованные мартеновские печи и двухванные сталеплавильные агрегаты (ДСПА). Эти виды печей отличаются не только конструктивно, но и интенсивностью продувки металла кислородом, расходом чугуна в металлошихте, длительностью плавки и, как следствие, различными энергозатратами на выплавку стали.

Результаты расчета ПМЭ стали при различных способах ее выплавки приведены в табл. 1. Цеховая энергоёмкость стали, выплавленной в однованных печах (118,1–200,8 кг у.т./т), в 2–3 раза выше, чем стали, произведенной в конвертере (63,3–64,9 кг у.т./т) или в ДСПА (60,0–74,7 кг у.т./т).

На предприятии «А» в ДСПА подается меньше природного газа вследствие несколько большего расхода чугуна (0,7813 т/т), чем на предприятии «В» (0,7443 т/т), поэтому цеховая энергоёмкость стали, выплавленной в ДСПА на «А», несколько ниже, чем на «В» (на 14,7 кг у.т./т).

Основным фактором, определяющим величину ПМЭ стали различных технологий ее выплавки, является ПМЭ чугуна и, особенно, расходный коэффициент чугуна на производство тонны стали, увеличение которого ведет не только к росту расхода энергоносителей, связанных непосредственно с выплавкой чугуна, но и к росту расхода ТЭР на производство кокса, добычу и обогащение руды. Высокая ПМЭ конвертерной стали (940,8–958,9 кг у.т./т) соответствует и наибольшему расходу чугуна на выплавку стали (0,8524–0,9078 т/т). Сталь, выплавленная в ДСПА, имеет более низкий расходный коэффициент чугуна, поэтому расход ТЭР при производстве стали ($d_i \times q_i$) составляет 600,9–690,0 кг у.т./т, что и предподре-

деляет более низкую величину ПМЭ стали, полученной в ДСПА, по сравнению с конвертерной сталью. Следует отметить, что ДСПА работают на повышенном расходе чугуна, совсем не обязательном с точки зрения теплового баланса процесса.

Еще меньший расход чугуна при выплавке стали в однованных печах (0,554–0,6905 т/т), соответственно меньший расход ТЭР на производство чугуна (513,9–584,1 кг у.т./т) и меньшая полная металлургическая энергоемкость стали (750,1–821,4 кг у.т./т). Несколько иные показатели ПМЭ мартеновской стали на предприятии «Б» (821,4 кг у.т./т), что обусловлено особенностями конструкции мартеновских печей (качающиеся печи для передела фосфористого чугуна), имеющих большую цеховую энергоемкость (200,8 кг у.т./т).

Незначительное влияние на изменение энергоемкости стали оказывает известь. Обычно для мартеновских печей (кроме предприятия «В») применяется известь с существенным недопалом, получаемая в шахтных печах, и поэтому имеющая в 1,5–2 раза более низкую энергоемкость. Расход извести также невелик: для однованных печей – 8,5–25,6 кг/т, для ДСПА – 24,0–37,8 кг/т. В конвертерах применяется более качественная и поэтому более энергоемкая известь, полученная во вращающихся и кольцевых печах. Расход ее значительно больший (60,1–77,5 кг/т), отсюда и более высокие (на 10–15 кг у.т./т стали) затраты ТЭР.

Величина прочих затрат энергоресурсов (на транспортные, ремонтные услуги, выплавку ферросплавов и т.п.) изменяется несущественно.

На основании изложенного можно сделать вывод, что замена мартеновского способа выплавки стали конвертерным не должна приводить к заметному увеличе-

нию затрат энергоресурсов в целом по ГМК. Например, на предприятии «А» до начала технического перевооружения фактическая цеховая энергоемкость мартеновской стали была равна 91,1 кг у.т./т, ПМЭ – 786,2 кг у.т./т. При этом с учетом фактического соотношения объема стали, выплавленной в однованных печах и в ДСПА, расход чугуна на выплавку стали по цеху составлял 734,6 кг/т. Расход скипового кокса на выплавку чугуна – 492,5 кг/т, коксовой мелочи на производство агломерата – 37,6 кг/т.

Расчетная ПМЭ конвертерной стали при выплавке в тех же условиях, но при расходе чугуна 760 кг/т, составляет 792 кг у.т./т – практически такая же, как мартеновской. При расчете были учтены и повышенный расход извести (60 кг/т), и увеличение ее энергоемкости до 277 кг у.т./т.

ПМЭ стали является важным фактором для оценки эффективности использования энергоресурсов. Однако определяющим показателем в этом вопросе является ПМЭ проката – основной конечной продукции металлургических предприятий. А этот показатель определяется не только энергоемкостью стали, но и ее сквозным расходом на изготовление проката, величина которого зависит также и от способа разлива стали, и от расходного коэффициента металла в прокатном цехе.

Расчет ПМЭ сортового проката в условиях металлургического предприятия «В» представлен в табл. 2. При производстве проката из мартеновской стали расход чугуна на выплавку стали q_c принят равным 0,6906 т/т, при производстве сортового проката из конвертерной стали при разливе в слитки – $q_c = 0,852$ т/т и при перспективном варианте с разливкой конвертерной стали на МНЛЗ – $q_c = 0,852$ т/т.

Таблица 1 – Влияние способа выплавки стали и расходных коэффициентов чугуна (q_c) и извести (q_n) на ПМЭ стали

Способ выплавки стали. Предприятие	Цеховая энергоемкость стали, кг у.т./т	Энергозатраты на производство чугуна, кг у.т./т			Энергозатраты на производство извести, кг у.т./т			Прочие энергозатраты, кг у.т./т	Всего ПМЭ (сумма гр. 2, 5, 8, 9), кг у.т./т
		Цеховая энергоемкость (d_c), кг у.т./т	Расходный коэффициент (q_c), т/т	$d_c \times q_c$, кг у.т./т	Цеховая энергоемкость (d_n), кг у.т./т	расходный коэффициент (q_n), т/т	$d_n \times q_n$, кг у.т./т		
Сталь однованных печей									
Предприятие «А»	118,1	845,9	0,6905	584,1	149,3	0,0256	3,8	56,2	762,2
Предприятие «Б»	200,8	905,1	0,6163	557,8	152,8	0,0108	1,6	61,1	821,4
Предприятие «В»	170,6	927,1	0,5540	513,9	305,5	0,0085	2,6	63,0	750,1
Сталь ДСПА									
Предприятие «А»	60,0	845,9	0,7813	660,9	149,3	0,0378	5,6	56,2	782,7
Предприятие «В»	74,7	927,7	0,7443	690,5	305,5	0,0240	7,3	63,0	835,5
Конвертерная сталь									
Предприятие «Б»	64,9	905,1	0,9078	821,6	277,1	0,0601	16,6	55,7	958,9
Предприятие «В»	63,3	927,7	0,8524	790,8	305,5	0,0775	23,7	63,0	940,8



Таблица 2 – Влияние способа выплавки и разливки стали на полную металлургическую энергоёмкость производства сортового проката на предприятии «В»

Продукция, полуфабрикаты	Цеховая энергоёмкость d , кг у.т./т	Производство проката из мартеновской стали (разливка в слитки)		Производство проката из конвертерной стали (разливка в слитки)		Производство проката из конвертерной стали (разливка на МНЛЗ)	
		q_c , т/т	$q_c \times d$, кг у.т./т	q_c , т/т	$q_c \times d$, кг у.т./т	q_c , т/т	$q_c \times d$, кг у.т./т
Прокат	104,9	1,000	104,9	1,000	104,9	1,000	104,9
Катаная заготовка	52,9	1,035	54,7	1,035	54,7		
Сталь ККЦ (слитки)	61,3			1,146	70,2		
Сталь мартеновская	101,1	1,146	115,9				
Сталь ККЦ (МНЛЗ)	86,2					1,035	89,2
Известь на сталь	305,5	0,023	7,0	0,089	27,2	0,081	24,7
Чугун	927,7	0,812	753,3	0,997	924,9	0,882	818,2
Изложницы	93,5	0,0146	1,4	0,0146	1,4		
Прочие затраты ТЭР			74,4		74,4		69,3
Итого ПМЭ			1111,6		1257,7		1106,3

* в том числе 0,018 т/т на производство изложниц

При разливке стали в слитки величина обреза на блюминге составляла 107 кг/т, в сортопрокатном цехе – 35 кг/т, при этом сквозной расход стали на тонну проката равнялся $1,107 \times 1,035 = 1,146$ т/т. Из этого следует, что сквозной расходный коэффициент чугуна на тонну проката при мартеновском способе выплавки стали составляет $(0,6906 + 0,018) \times 1,146 = 0,812$ т/т, а при конвертерном способе с разливкой ее в слитки – 0,997 т/т (с учетом расхода чугуна на изготовление изложниц и поддонов – 0,018 т/т). Полная металлургическая энергоёмкость проката составила 1111,6 кг у.т./т при выплавке стали в мартеновском цехе и 1257,7 кг у.т./т при производстве проката из конвертерной стали. Для того, чтобы достичь уровня ПМЭ проката около 1111 кг у.т./т, в конвертерном цехе необходимо снизить расход чугуна на выплавку стали до 0,744 т/т.

В период, для которого проводился расчет, на предприятии «В» выплавлялось около 80 % полуспокойной и кипящей стали и только ~ 20 % спокойной и низколегированной. При выплавке 80 % более качественной спокойной и низколегированной стали и 20 % полуспокойной стали сквозной расходный коэффициент стали и чугуна на прокат составил бы соответственно 1,243 и 0,881 т/т при мартеновском производстве стали и 1,243 и 1,081 т/т – при конвертерном. В этом случае ПМЭ сортового проката – 1187,1 и 1345,6 кг у.т./т соответственно.

Еще большее влияние марочного состава стали, разливаемой в слитки, на ПМЭ проката проявляется при производстве толстого листа. Например, на предприятии «А» до внедрения непрерывной разливки стали расход чугуна на ее выплавку в мартеновском цехе – 0,7347 т/т, расходный коэффициент стали на производство слябов – 1,2186 т/т, слябов на производство толстого листа – 1,2150 т/т. Следовательно, сквозной расходный коэф-

фициент на тонну листа составлял: стали – 1,4806 т/т, чугуна – 1,0879 т/т, а ПМЭ листового проката – 1382,1 кг у.т./т, несмотря на относительно низкую сквозную энергоёмкость чугуна (табл. 1).

Сортовой прокат этого же предприятия изготавливался в основном из полуспокойных марок стали (расходный коэффициент металла на блюминге – 1,0719 т/т, на стане 600 – 1,0359 т/т). Сквозной расходный коэффициент стали и чугуна составлял 1,1103 и 0,8157 т/т сортового проката, а его ПМЭ – 1057,8 кг у.т./т.

Замена разливки стали в слитки непрерывной разливкой позволяет существенно уменьшить ПМЭ проката. При этом снижение затрат ТЭР за счет ликвидации обжимных цехов (50–70 кг у.т./т) и затрат из-за уменьшения расхода чугуна на изготовление изложниц (19,1 кг у.т./т) незначительно. Основной фактор – уменьшение сквозного расхода стали и чугуна на тонну проката.

Расчет энергоёмкости проката, полученного из конвертерной стали при разливке на МНЛЗ, в условиях предприятия «В» приведен в табл. 2. Внедрение этого способа разливки стали позволило бы снизить ПМЭ проката до 1106,3 кг у.т./т, т.е. до того уровня, который имеет место при мартеновской выплавке стали с разливкой в слитки, и на 151,4 кг у.т./т меньше, чем при разливке конвертерной стали в слитки. Если бы выплавлялась в основном спокойная сталь, то эффект от внедрения МНЛЗ был бы еще больший.

Все эти расчеты правомочны при условии, что украинские металлургические предприятия имеют достаточное количество металлолома. На самом деле это далеко не так. Вследствие усиленного экспорта металлолома все сталеплавильные цехи работают с расходом чугуна на 70–100 кг/т большим, чем в 80-е годы прошлого столетия. Так, на предприятии «А» в 1989 г. расход чугу-

на в металлошихте однованных печей и ДСПА составлял соответственно 588,6 и 711,2 кг/т, а в 2006 г. – 690,5 и 781,3 кг/т. Конвертеры работали с расходом чугуна 830–840 кг/т, а расход чугуна в конвертерном цехе предприятия «Б» в 2005 г. составил 906 кг/т. За рубежом, в частности в Австрии [3], расход чугуна на выплавку конвертерной стали – 783,5 кг/т.

При внедрении непрерывной разливки стали сокращается количество оборотного лома, потребляемого сталеплавильным цехом. Например, при разливке стали в слитки в условиях предприятия «В» для производства 1 млн т сортового проката (табл. 2) требуется выплавить 1146 тыс. т стали. Расходный коэффициент металлолома в шихте конвертерного цеха – 0,2646 т/т, потребность в металлоломе – $0,2646 \times 1146 = 303,2$ тыс. т. Образующийся оборотный металлолом составляет $146 \times 0,95 = 138,7$ тыс. т (5 % – угар в колодцах и нагревательных печах), необходимое количество покупного лома – $302,2 - 138,7 = 164,5$ тыс. т. При разливке стали в слитки для получения 1 млн т проката необходимо 1035 тыс. т стали, а оборотного лома образуется $35 \times 0,95 = 33,3$ тыс. т. Потребность в ломе – $0,2646 \times 1035 = 273,9$ тыс. т, в т.ч. в покупном – $273,9 - 33,3 = 240,6$ тыс. т. Дефицит лома составит $240,6 - 164,5 = 76,1$ тыс. т на 1 млн т проката (76,1 кг/т). Для покрытия этого дефицита необходимо увеличить расход чугуна на выплавку стали – $76,1 \text{ кг/т} / 1035 \text{ т/т} = 73,5 \text{ кг/т}$, т.е. энергетический эффект от внедрения непрерывной разливки стали значительно сокращается.

Чем выше доля спокойных и низколегированных марок стали в марочном составе, тем больше энергетический эффект от внедрения МНЛЗ. На предприятии «А» в связи с внедрением непрерывной разливки стали сложилась ситуация, когда на стане 2800 часть толстого листа прокатывалась одновременно из катаных слябов и сля-

бов, отлитых на МНЛЗ. Сталь в обоих случаях выплавлялась в ДСПА. В первом случае ПМЭ листового проката составила 1592,8 кг у.т./т, во втором – 1320,7 кг у.т./т. Такой эффект был достигнут только за счет снижения расхода стали на тонну проката с 1,4937 (разливка в слитки) до 1,2246 т/т (разливка на МНЛЗ).

На предприятии «Б» рельсовая сталь выплавляется в мартеновском цехе и разливается в слитки (табл. 3). Полная металлургическая энергоемкость производства рельсов составляет 1262,4 кг у.т./т. При выплавке стали в конвертерах и разливке на МНЛЗ ПМЭ рельсов сократится всего на 44,6 кг у.т./т. Исключение обжимного передела из производственного цикла позволит снизить затраты ТЭР на 63,2 кг у.т./т, замена способа выплавки стали – на $244,2 - 84,8 = 159,4$ кг у.т./т, но за счет увеличения сквозного расхода чугуна на тонну рельсов с 768,8 до 959 кг/т расход энергоресурсов возрастет на 172,9 кг у.т./т. Если бы расход чугуна в конвертерном цехе составлял не 907 кг/т, а хотя бы 830–850 кг/т, то и эффект от изменения способа выплавки и разливки стали был бы значительно большим.

Одно из предусматриваемых направлений модернизации ГМК – это замена мартеновского способа выплавки стали выплавкой в дуговых электропечах. При одном и том же способе разливки стали такая замена позволит уменьшить ПМЭ проката в 2–2,5 раза в зависимости от состава металлошихты (от 100 % металлолома до 30 % жидкого или чушкового чугуна в металлошихте). Такой же энергетический эффект может дать и сооружение металлургических мини-заводов в местах скопления металлолома и потребления выпускаемого проката. Но этот эффект относится только к производству на металлургическом мини-заводе.

ГМК в целом, в части расхода энергоресурсов, не выигрывает (рост расхода металлолома при выплавке

Таблица 3 – Влияние способа выплавки и разливки стали на ПМЭ производства рельсов в условиях металлургического предприятия «Б»

Продукция	Цеховая энергоемкость d, кг у.т./т	Разливка мартеновской стали в слитки		Разливка конвертерной стали на МНЛЗ	
		q, т/т	q × d, кг у.т./т	q, т/т	q × d, кг у.т./т
Рельсы	190,0	1	190,0	1	190,0
Блюмсы	59,8	1,056	63,2		
Сталь мартеновская	200,8	1,216	244,2		
Сталь конвертерная	80,3			1,056	84,8
Изложницы	291,0	0,018	5,2		
Чугун	905,1*	0,768**	695,1	0,959	868,0
Известь на сталь конвертерную	277,1			0,063	17,5
Известь на сталь мартеновскую	152,8	0,013	2,0		
Прочие затраты ТЭР			62,7		57,5
Итого ПМЭ			1262,4		1217,8

* – ПМЭ чугуна; ** – с учетом расхода чугуна на отливку изложниц



стали на одном предприятии будет означать рост расхода чугуна на других), если на уровне государства не будут приняты необходимые меры – установлены минимальные квоты и увеличены пошлины на вывоз металлолома и т.п.

ВЫВОДЫ

Рассмотрено влияние технологических параметров сталеплавильного производства (сортамент, способ выплавки и разлива стали, расходный коэффициент чугуна и др.) на изменение энергоёмкости проката. Показано, что замена мартеновского способа выплавки стали конвертерным с одновременным внедрением непрерывной разлива стали ведет к снижению полной металлургической энергоёмкости проката на 12–17 %, причем экономия энергоресурсов будет расти с увеличением выплавки спокойных углеродистых и низколегированных марок стали.

Установлено, что полная металлургическая энергоёмкость конвертерной стали при расходе чугуна на ее выплавку до 760–780 кг/т не превышает энергоёмкости мартеновской стали. В существующих условиях Украины, при расходе чугуна на выплавку конвертерной

стали около 900 кг/т, энергоёмкость проката может быть существенно снижена за счет уменьшения расходного коэффициента чугуна на 50–80 кг/т при одновременном увеличении расхода металлолома. Это может быть достигнуто за счет резкого уменьшения экспорта металлолома за рубеж, для чего необходимо принятие экономических мер на уровне государства.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Литвиненко, В.Г. Метод расчета сквозной энергоёмкости металлопродукции / В.Г. Литвиненко, Г.Н. Грецькая, Т.А. Андреева // *Сталь*. – 1997. – № 9. – С. 76–79.
2. Грищенко, С.Г. Применение метода сквозной энергоёмкости для анализа затрат энергоресурсов в горно-металлургическом комплексе / С.Г. Грищенко, Д.В. Сталинский, В.Г. Литвиненко // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2009. – № 1. – С. 110–114.
3. Смирнов, А.Н. Мировые тенденции развития технологии производства и разлива стали / А.Н. Смирнов, Д.А. Дюдкин // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2010. – № 2. – С. 55–58.

Поступила в редакцию 03.02.2011

Розглянуто вплив технічного переозброєння сталеплавильного виробництва на зміну енергоспоживання у чорній металургії та енергоємності прокату. Показано, що заміна мартеновського способу виплавки сталі конвертерним з одночасним впровадженням безперервного розливу сталі приведе до зниження повної металургійної енергоємності прокату на 12–17 %. В існуючих умовах – при витраті чавуну на виплавку конвертерної сталі близько 900 кг/т – енергоємність прокату може бути суттєво знижена за рахунок зменшення витратного коефіцієнту чавуну на 50–80 кг/т при одночасному збільшенні витрати металлолому.

Effect from modernization of steelmaking production on energy consumption change in iron and steel industry and energy intensity of rolled metal is considered. It is shown that replacement of open hearth steel smelting method by converter one with simultaneous introducing of continuous steel casting provides decrease in total metallurgical energy intensity of rolled steel by 12–17%. In current conditions at iron consumption for converter steel smelting of about 900 kg/t energy intensity of rolled steel can be reduced significantly due to lowering the discharge iron coefficient by 50–80 kg/t while increasing scrap consumption.