

А. Д. ШЕВЧЕНКО, канд. техн. наук (БМЗ),  
Н. А. СВИДУНОВИЧ, докт. техн. наук (БГТУ),  
И. Г. БИОХ, С. А. ФОМЕНКО (БГПА)

## ПУТИ СОКРАЩЕНИЯ РАСХОДА ТОПЛИВА В ДУГОВЫХ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ\*

В мировом производстве черных металлов наблюдается неуклонный рост доли электросталеплавильного производства; это сопровождается улучшением основных показателей технологического процесса.

Вместе с тем дефицит энергии в силу определенных экономических обстоятельств вызывает необходимость поиска новых технических решений при создании и модернизации ДСП, применения альтернативных источников и совершенствования существующих технологических процессов для снижения удельного расхода топлива.

На данный момент можно отметить следующие основные тенденции.

1. Использование топливно-кислородных горелок для интенсификации расплавления металлошихты непосредственно в печи.
2. Донная продувка металла в шихте.
3. Предварительный подогрев шихты вне печи за счет теплоты отходящих газов.
4. Переход на использование ДСП постоянного тока.
5. Применение угольного порошка.
6. Дожигание отходящих газов в пространстве печи и др.

В настоящее время в ДСП на расплавление лома затрачивается около 70 % необходимой энергии, а на нагрев жидкой ванны около 30 %. Если для нагрева жидкой ванны идеальным источником энергии является электрическая дуга, то в процессе расплавления лома около 2/3 необходимой энергии может быть получено за счет сжигания более дешевого минерального топлива. Пропорционально снижению расхода электроэнергии уменьшается и расход дорогостоящих электродов, что резко увеличивает экономическую эффективность замены максимально возможной доли электроэнергии топливом. Необходимым условием такой замены является достаточно высокий коэффициент полезного использования теплоты топлива (КИТ).

---

\* Под редакцией В. И. Тимошпольского, И. А. Трусовой.

При относительно небольших расходах топлива, характерных для существующих установок стеновых и сводовых топливно-кислородных горелок (ТКГ), получение необходимых значений КИТ не вызывает особых затруднений. ТКГ используются для плавления лома в течение примерно 50 % времени плавления и обеспечивают интенсивную теплоотдачу лому от продуктов сгорания за счет конвекции и излучения. Мощность ТКГ для 50-тонной ДСП составляет примерно 8 МВт и около 22 МВт у 150-тонной ДСП [1]. При этом рекомендуется подавать энергии примерно 32 кВт·ч/т у ДСП сверхвысокой мощности и 55—91 — у обычных ДСП. Эффективность использования теплоты, вводимой через ТКГ, составляет 60—80 % в начале подачи и снижается на 40—50 % в ходе плавления. Применение ТКГ на ДСП разной емкости позволяет экономить энергию в количестве 16—91 кВт·ч/т.

Однако зона действия таких ТКГ ограничена локальными участками верхних слоев лома, что не обеспечивает максимально возможного сокращения энергии и электродов [2]. Для этого следует резко увеличить зону факелов ТКГ. Решение проблемы не может быть найдено только путем приспособления установок ТКГ к существующим ДСП. Необходимы существенные изменения конфигурации и основных параметров самих ДСП. Поэтому ТКГ вводятся в рабочие пространства через сводики, перекрывающие дополнительные эркерные камеры, выполненные в подине печи, имеющей особую, отличную от обычной, конфигурацию. Горелки снабжаются механизмами вертикального перемещения и поворота вокруг продольной оси, что благодаря размещению сопел на боковой поверхности горелок обеспечивает по ходу процесса подачу топлива под слой твердой шихты равномерно по всей площади ванны. Распространение зоны относительно равномерного действия факелов на всю массу лома в ДСП позволяет увеличить мощность ТКГ и КИТ до уровня, характерного для электрических дуг, и обеспечить за счет сжигания топлива более половины общих энергетических затрат на процесс. При этом наиболее эффективно решается задача использования в больших количествах не только газообразного, но и наиболее дешевого твердого топлива, заваливаемого послойно вместе с ломом.

Принципиальное значение имеет место подачи кислорода (в ванну или в рабочее пространство печи). При подаче кислорода в ванну интенсифицируется процесс обезуглероживания стали и соответственно выделение  $\text{CO}$ , а при подаче в рабочее пространство идет дожигание  $\text{CO}$  до  $\text{CO}_2$  с тепловым эффектом 25,3 МДж/м<sup>3</sup>, что позволяет снизить расход электроэнергии [3]. Эффективность

теплопередачи энергии в зону технологического процесса зависит от температуры теплоносителя. При конвективной теплопередаче величина потока к ванне определяется массовой скоростью и схемой потока, при высокой температуре преобладает радиационная составляющая.

Эффективность горелок в стенах ДСП (емкостью от 10 до 140 т) при плавлении лома может достигать 0,95 при температуре отходящих газов более 500 °С, при этом получается до 5 кВт · ч/м<sup>3</sup> кислорода. С увеличением степени окисления, измеряемой соотношением (СО)/(СО+СО<sub>2</sub>), выход энергии от дожигания СО может увеличиться до 3,5—4,5 кВт · ч/м<sup>3</sup> кислорода, однако экономически выгодный предел с учетом стоимости электроэнергии, электродов, кислорода, углерода, удельного расхода электродов не превышает 3,5 кВт · ч/м<sup>3</sup> кислорода [4]. С увеличением расхода кислорода для дожигания СО с 4 до 18,5 м<sup>3</sup>/т выход дополнительной энергии уменьшается с 4 до 2 кВт · ч/м<sup>3</sup> кислорода.

При подаче кислорода в нижнюю часть ДСП на уровне пенящего шлака эффективность дожигания СО в 1,5 раза выше, чем при подаче кислорода с помощью 4—6 инжекторов, расположенных по середине высоты боковых стен печи. В 1-м варианте можно сэкономить 4,5 кВт · ч/м<sup>3</sup> кислорода при эффективности теплопередачи 72 %. Менее эффективно используется тепло от дожигания СО в верхней части корпуса печи после образования жидкой ванны в результате расплавления первой корзины шихты (13 %), так как в этот период теплопередача происходит в основном излучением, а при нижней подаче кислорода на уровне шлака или в объеме ванны — конвекцией. При верхней подаче кислорода в ДСП емкостью 100 т температура отходящих газов 195 °С, тепловые потери в панелях боковых стен и свода 7,1 МВт, при нижней — всего 55 °С и 2 МВт [5].

Следует обратить внимание на процесс выплавки стали в ДСП с элементами технологии конвертерной плавки (с интенсивным вдуванием кислорода на уровне 50—70 м<sup>3</sup>/т и углеродсодержащих порошкообразных материалов на уровне 20—35 кг/т) [6, 7]. При этом удельный расход электроэнергии составляет 280 кВт · ч/т для 70—80-тонной ДСП. ДСП оборудованы 5—7 комбинированными фурмами ТКГ для инъекции коксовой мелочи в струе кислорода, системой вдувания угольной пыли до 10 кг/т через трубчатый электрод при проплавлении «колодцев» и через рабочее окно в шлак, 3—6 донными охлаждаемыми фурмами для кислородного обезуглероживания стали.

Необходимо отметить, что широкое использование угольного порошка сдерживается интенсивным износом подины [8]. Обычно

фурменная система для ввода кислорода и углерода установлена на стенке печи в положении, обеспечивающем максимальное проникновение кислорода в ванну. Кислород подают в ультразвуковом режиме. Выполняемые функции те же, что и при донной продувке (окисление углерода, перемешивание ванны и повышение температуры), однако степень перемешивания ниже по сравнению с донными фурмами. Ввод кислорода и углерода в ванну важен для образования пенистого шлака достаточной толщины.

К примеру, для 80-тонной ДСП температура стали на выпуске  $1680^{\circ}\text{C}$ , инжекция углерода  $8\text{--}25$  кг/мин, кислородная фурма  $2500$  м<sup>3</sup>/ч, удельный расход электроэнергии  $295$  кВт·ч/т, расход электродов  $1,4$  кг/т, общий расход углерода  $16,4$  кг/т [8].

Немаловажным фактором при сокращении расхода топлива в ДСП является подогрев шихты. С охлаждением печей и дымовыми газами теряется до  $25\%$  теплоты, затрачиваемой на процесс производства стали ( $120\text{--}150$  кВт·ч/т). Рациональное использование хотя бы части на энергоносители снижает себестоимость стали. Теплосодержание дымовых газов в мировой практике используется в виде насыщенного пара технологических параметров для нагрева лома. В виде пара и горячей воды можно утилизировать до  $50$  кВт·ч/т, при нагреве лома — до  $35\text{--}45$  кВт·ч/т. При этом экономится до  $35\text{--}45$  кВт·ч/т электроэнергии [9].

Обычно ДСП снабжены одной-двумя расположенными над сводом вертикальными шахтами для подогрева лома за счет теплоты дожигаемых в шахте отходящих газов ДСП и продуктов сгорания природного топлива, подаваемого специальными горелками. Для ДСП емкостью  $120$  т расход электродов  $1,2$  кг, электроэнергии  $360$  кВт·ч/т при расходе кислорода  $35$  м<sup>3</sup> на  $1$  т жидкой стали, продолжительность цикла плавки  $1$  ч.

Особенно эффективны шахты, оборудованные в донной части убирающимися пальцами, удерживающими шихту во время нагрева. Печь такого типа емкостью  $140$  т с двумя шахтами расходует  $230$  кВт·ч/т электроэнергии,  $1,2$  кг электродов,  $25$  м<sup>3</sup> кислорода,  $2,5$  м<sup>3</sup> топлива,  $3$  кг угольного порошка на  $1$  т жидкого металла; достигается производительность  $175$  т/ч ( $1,2$  млн т/год).

Утилизация тепловой энергии наиболее эффективна при непрерывной подаче фрагментированного лома или металлизированных окатышей по конвейеру [10]. Предварительный подогрев лома в загрузочных бадьях до  $600\text{--}800$  К обеспечивает снижение удельного расхода электроэнергии на  $50\text{--}75$  кВт·ч/т. Однако из-за ограниченной стойкости бадей температура подогрева лома обычно не превышает  $300\text{--}350^{\circ}\text{C}$ , что обеспечивает снижение расхода

электроэнергии до 400—430 кВт·ч/т. Дальнейшее сокращение этих расходов требует значительного увеличения количества топлива, используемого вместо электроэнергии, и перехода к высоко-температурному подогреву всей массы лома.

При использовании подогревателя конвейерного типа температура подогрева лома составляет 600—750 °С, расход электроэнергии при использовании топливно-кислородных горелок снижается до 320—340 кВт·ч/т.

Существенным фактором является также использование жидкого чугуна в качестве шихты, что позволяет сократить продолжительность плавки, расход электроэнергии и электродов. Хотя использование чугуна в электросталеплавильном цехе значительно усложняет организацию работ в разливочном пролете, вызывает простои сталеразливочных агрегатов при сведении их для последовательной заливки чугуна в обе печи, а повышенная массовая доля углерода по расплавлению шихты приводит к увеличению окислительного периода и нагреву оборудования и футеровки печи. Но тем не менее использование жидкого чугуна при расходе 300 кг/т стали (для 100-тонной ДСП) позволяет снизить расход электроэнергии в среднем с 500 до 400 кВт·ч/т и сократить продолжительность плавки на 35 мин (с 4 ч 30 мин до 3 ч 55 мин). При оптимальной организации производства эти показатели на отдельных плавках могут достигать соответственно 320 кВт·ч/т и 2 ч 45 мин [11].

Последние годы характеризовались внедрением одноэлектродных дуговых сталеплавильных печей постоянного тока (ДСППТ), имеющих перед традиционными трехэлектродными ДСП переменного тока следующие преимущества: снижение расхода графитированных электродов, уменьшение расхода огнеупоров, уменьшение угара металла, снижение уровня фликкера, улучшение экологической обстановки в плавильных и литейных цехах. Вместе с тем к недостаткам ДСППТ следует отнести необходимость применения в них специального подового электрода, требующего дополнительных затрат. Широкое применение ДСППТ обусловлено их преимуществами: снижением расхода электродов и флюктуаций напряжения в электрической системе не менее 50 %, уровня шума на 10—15 дБ, пылегазовых выбросов, угара шихты [12].

Из анализа литературных и производственных данных видно, что в большинстве случаев мероприятия, направленные на снижение расхода топлива, требуют дополнительных затрат на капитальные вложения, что затрудняет их внедрение. Поэтому одним из путей экономии средств является разработка математического

моделирования процессов выплавки с использованием комплексных моделей, учитывающих тепловые, физико-химические процессы и т. д. и позволяющих разрабатывать оптимальные технологические режимы.

## ЛИТЕРАТУРА

1. New steel melting technologies. P. II / Jones J. F. T. // Iron and Steel-maker. — 1996. — 23. — № 5. — С. 63—65.
2. Топливоно-дуговые электропечи — будущее электросталеплавильного производства / Ю. Н. Тулуевский, В. Г. Мизин, И. Ю. Зинуров // Материалы семинара. Электросталеплавильные комплексы для реконструкции цехов и плавильных участков металлургических и машиностроительных заводов (19—23 окт., 1992). — Волгоград, 1992.
3. *Егоров А. В.* Об эффективности использования альтернативных источников тепловой энергии в дуговых сталеплавильных печах // Сталь. — 1997. — № 3.
4. New development in electric arc furnace technologies / Samuelsson P. // Rev. Met (Fr.). — 1997. — 94, № 4. — С. 431—436.
5. Optimization of post-combustion in the EAF / Samuelsson P., Chiariello M. // Развитие на мет. На Балканите към начало на 21 в.: I Балкан. конф. по мет., Варна, 28—30 май, 1996: Докл. — София, 1996.
6. *Ballandino W., Hauck F. G.* // Metallurgical Plant and Technology International. — 1992. — V. 15. — P. 42—51.
7. *Ballandino W., Hauck F. G., Klintworth K.* // Stahl und Eisen. — 1992. — № 9. — P. 83—88.
8. *Мауридис Дж., Бендин М.* Концепция «Данарк» — усовершенствование технологии выплавки в дуговых печах переменного тока / Междунар. конференция. Черная металлургия России и стран СНГ в XXI веке (6—10 июня 1994). — М.: Металлургия, 1994.
9. Утилизация тепла большегрузных электросталеплавильных печей / А. З. Рыжавский, А. Г. Нотыч // Материалы семинара. Электросталеплавильные комплексы для реконструкции цехов и плавильных участков металлургических и машиностроительных заводов (19—23 октября 1992). — Волгоград, 1992.
10. *Takahashi M., Honda M., Hongu A.* // Nippon steel technical report. — 1994. — № 61. — P. 58—64.
11. Опыт выплавки стали в 100-т дуговых печах АО «Северсталь» с использованием в шихте жидкого чугуна / В. А. Уйманов, Б. Я. Балдаев, А. В. Шурыгин, Г. И. Громов // Тр. 4 Конгр. сталеплавильщиков (7—10 октября 1996). — М., 1996. — С. 148—149.
12. Электродуговая печь с регулируемой полярностью электродов / И. М. Бермицкий, Г. А. Воронин, В. Н. Курлыкин, А. А. Никулин, А. И. Черняк // Материалы семинара. Электродуговые печи постоянного тока (24—28 мая 1993). — Ижевск, 1993.