

Министерство образования и науки Российской Федерации

Южно-Уральский государственный университет

## **История и перспективы развития черной металлургии**

**Харченко А.С.**

**Учебное пособие**

Челябинск

2014

Наша цивилизация в том виде, в котором она существует, базируется на использовании железа как основного конструкционного материала. Успехи в производстве железа и его сплавов явились основой для развития сухопутного и водного транспорта, военной техники, связи, микро- и радиоэлектроники, микробиологии, использования атомной энергии, освоения космического пространства и многих других достижений современной цивилизации.

Получение железа из руды – наиболее древний способ производства железа. Его восстанавливали из оксидов в примитивных (сыродутных) горнах древесным углем и получали комья сварившихся между собой зерен металла (крицу) с прожилками шлака. По мере развития сыродутного процесса горны строили более высокими, интенсифицировали подачу воздуха (дутья). В результате более продолжительного контакта железа с углем происходило науглероживание железа и продуктом процесса становился чугун.

В 13-ом столетии при переходе от кустарного к заводскому способу выработки железа появились печи шахтного типа - домницы. Домницы явились промежуточным звеном между штыкофеном (высоким сыродутным горном) и доменной печью.

В военном деле использовали литейные свойства чугунов. Одну из первых чугунных пушек отлили в 1377 г. в Тюрингии (Германия). Развитие техники литья позволило организовать массовое производство одинаковых по размерам ядер, а также осуществлять калибровку стволов артиллерийских орудий.

Другой важной областью чугунного литья в 15-17-ых веках было производство труб для водопроводов и канализации, печных плит, решеток и колосников для каминов, а также предметов быта.

Плавя чугун в открытом горне, многие металлурги заметили, что струя воздушного дутья окисляет примеси чугуна с образованием на дне (поду) горна крицы с малым количеством шлака. Такой двухстадийный процесс: выплавка чугуна и производство низкоуглеродистого железа в горне – получил название кричный процесс. Способ удаления примесей окислением назвали фришеванием (очисткой), а вторичное ковкое железо – сварочным из-за способности его размягчённых зёрен прочно свариваться между собой во время механической обработки.

Пудлингование, как способ получения стали окислительным плавлением чугуна на поду отражательной печи, позволило получать ковкое железо дешевле, в большем количестве и лучшего качества, чем в сыродутном процессе и кричных горнах. Основную часть продукции получали в печах садкой около 250 кг чушкового чугуна. Процесс поочерёдно проходил стадии плавления чугуна, удаления примесей, кипения металла,

накатки криц на металлические стержни и выдачи их из печи. Общая продолжительность цикла равнялась около 2,5 ч. Из загустевшего металла накатывали три крицы массой около 70 кг, которые после извлечения из печи обжимали прессом и прокатывали в полосу. Расход каменного угля составлял 0,9-1,1 т/т железа.

С древних времен известен способ получения стали в жидком, расплавленном виде в керамических тиглях вместимостью от нескольких килограмм до 25 - 35 кг, закрытых крышками и установленных в горны или пламенные печи. В тигли загружали куски сварочного железа, чугуна и угля.

Тигельная плавка различных металлов в домашнем очаге представляла собой общедоступный кустарный способ их производства. Обычно тигель оставался в горне после окончания процесса до полного остывания. Остывший слиток металла извлекали, разбивая тигель. Более чем два тысячелетия тигельный и способы экстракции железа из руд развивались параллельно практически на всей территории, где была известна металлургия.

Изобретение кричного горна и пудлинговой печи позволило одностадийный процесс руда - железо заменить двухстадийным: руда – чугун - железо (сталь) с использованием чугуна в качестве промежуточного продукта. Восстановление железных руд и получение ковкого железа научились осуществлять в отдельных агрегатах по разным технологиям с учётом поведения примесей чугуна. Одновременно в качестве самостоятельных металлургических переделов выделились доменное и железоделательное (сталеплавильное) производства. Замена одностадийного процесса вторым, продолжавшаяся более 270 лет (около 1590-1856 гг.), во много раз увеличила потребность в чугуне, но функции доменного производства сузились – оно стало специализироваться главным образом на выплавке жидкого металла, пригодного для изготовления отливок и получения сварочного железа.

В 1856 г. Генри Бессемер (Великобритания) получил патент на передел жидкого чугуна в сталь без использования топлива путем внедрения в объем жидкого металла воздуха, кислорода или другой газообразной среды, из которой можно извлечь кислород для окисления углерода. В 1860 г. Бессемер предложил конструкцию поворачивающегося конвертера. Это и стало первым революционным процессом выплавки стали, который позволил значительно интенсифицировать рафинировочные процессы и повысить производительность сталеплавильных агрегатов. Сталь получали быстро (менее 30 мин) в жидком виде, что позволяло разливать ее по формам (изложницам) и решало проблему придания отливкам требуемой формы. Первый конвертерный цех производства стали бессемеровским способом начал работать в Шеффилде (Великобритания) в 1860 году.

В отечественной практике первые опыты по бессемерованию начались на Воткинском заводе в 1863 г., а в 1872 г. бессемеровское производство было налажено на Обуховском заводе (Санкт-Петербург).

Бессемеровский процесс из-за кислой футеровки не мог быть применен для передела чугунов с повышенным содержанием фосфора. Английский химик Сидней Джилхрист Томас сначала опробовал футеровку конвертера из известняка, а в 1878 г. предложил делать ее из «намертво» обожженного доломита, т.е. до почти полностью удаления из сырья диоксида углерода и гигроскопической влаги. По совету Рилея, к измельченному обожженному доломиту стали добавлять обезвоженную каменноугольную смолу в качестве связующего вещества. К 1879 г. были отработаны все детали технологии передела высокофосфористого чугуна в конвертере со смолодоломитовой футеровкой, и новый процесс, получивший название томасовского, начал быстро осваиваться промышленностью. В России томасовское производство было организовано на базе Керченского месторождения фосфористых железных руд на Таганрогском заводе в 1895 г.

Первые бессемеровские и томасовские конвертеры имели вместимость около 1 т и использовались как в стационарном, так и подвижном вариантах. Позднее все они стали вращающимися, а их вместимость выросла до десятков тонн. Одновременно в сталелитейных цехах использовали конвертеры вместимостью 1 – 3 т с боковой продувкой воздухом. Такой процесс получил название малое бессемерование.

Массовое производство стали сопровождалось быстрым накоплением стальных отходов собственного производства, а также в виде отходов металлообработки и лома отслуживших стальных конструкций, машин, механизмов и оборудования.

Практически одновременно с конвертерными процессами на воздушном дутье появился мартеновский процесс выплавки стали. В 1865 г. во Франции Эмиль и Пьер Мартены успешно осуществили плавку из чугуна и металлического лома в регенеративной пламенной печи. Получение в рабочем пространстве пламенной печи высокой температуры, достаточной для расплавления твердой шихты и получения жидкой стали, стало возможным благодаря подаче в печь подогретых воздуха и топлива. Экономичность подогрева обеспечивается регенерацией тепла отходящих газов, принцип которой предложен и осуществлен в 1856 г. братьями Сименсами. В мартеновской печи стало возможно выплавлять сталь из чугуна и металлического лома в различных сочетаниях с использованием различных видов топлива.

Таким образом, к концу 19-ого века сложилась структура сталеплавильного производства, включающая две технологические линии, одна из которых основывалась на переработке чугуна в сталь в конвертерах на воздушном дутье, а вторая – на переработке в

сталь отходов и лома мартеновским способом. При этом мартеновская печь оказалась более универсальным агрегатом, а качество мартеновской стали - выше конвертерной из-за меньшего содержания газов и неметаллических включений. Эти особенности мартеновского процесса обусловили его широкое распространение. Более 80 % всей выплавляемой стали производилось в мартеновских печах.

Параллельно с развитием конвертерного и мартеновского способов производства стали во второй половине 19-ого века появились предложения по использованию для плавки стали электрической энергии. Способ выплавки стали в электрических печах был запатентован еще в 1853 г. Пишоном (Франция). Он разработал конструкцию дуговой печи косвенного действия, в которой электрическая дуга горела над металлической ванной между двумя горизонтально расположенными электродами. Позднее (1879 г.) Сименс создал дуговую печь прямого действия, в которой одним из полюсов дуги являлась металлическая ванна, а электрод располагался вертикально.

Однако началом эпохи развития электрометаллургии принято считать разработку в 1899 г. французским инженером П. Геру проекта небольшой дуговой печи прямого действия с двумя вертикально расположенными электродами, ток между которыми замыкался через металлическую ванну, а дуги горели между каждым электродом и металлом. Использование таких печей осложнялось лишь применением постоянного тока.

Толчком к промышленному освоению выплавки стали в дуговых печах послужило применение переменного тока. Первые трехфазные дуговые печи появились в 1907 г. в США и в 1910 г. в России. Вскоре выплавка стали в таких печах была освоена в Германии, Франции и других странах. Развитию этого процесса способствовали возможность нагрева до высокой температуры с легкостью регулирования во всем температурном интервале, проведение плавки в окислительной, восстановительной или нейтральной атмосферах, под давлением или в вакууме. В то время, когда свойства стали определялись возможностями сталеплавильного агрегата, преимущества дуговых печей были очевидными.

Однако дефицит и высокая стоимость электрической энергии, необходимость специального оборудования и материалов: печных трансформаторов, электродов, высокоогнеупорных и термостойких изделий – обусловили более высокую стоимость электростали по сравнению с мартеновской и конвертерной сталью. Использование электропечей было оправдано лишь при производстве стали специального назначения: высоколегированной конструкционной, инструментальной, нержавеющей, шарикоподшипниковой и т.д.

В связи с этим в первой половине 20-ого века ведущим способом производства стали был наиболее универсальный мартеновский процесс, конвертерный способ использовался

для получения стали рядового назначения, а электропечи применялись в производстве стали специального назначения. Растущие потребности в продукции сталеплавильного производства широкого назначения заставляли металлургов искать эффективные способы интенсификации процессов выплавки стали и повышения ее качества.

Так как основой сталеплавильного производства служит окислительное рафинирование исходных материалов, то дальнейшее развитие производства логично связано с использованием технически чистого кислорода. Прогресс в промышленных способах разделения воздуха на составляющие компоненты с умеренными издержками позволил использовать газообразный кислород в больших масштабах в сталеплавильном производстве. Продувка металла кислородом в мартеновских печах – главных агрегатах на тот период, позволила резко интенсифицировать теплофизические и химические процессы в сталеплавильной ванне, существенно сократить расход топлива и продолжительность плавки. Однако конструкция мартеновской печи: не глубокая с большой поверхностью ванны, низко расположенный свод и не герметичность рабочего пространства, ограничивали возможности интенсификации выплавки стали.

В середине 20-ого века произошло новое революционное изменение в технологии металлургии черных металлов: появилось кислородно-конвертерное производство стали. Попытки использовать кислород в конвертерах донной продувки начались в 30-е годы 20-ого века. В 1933 г. Н.И. Мозговой, а в 1945 г. В.В. Кондаков провели полупромышленные опыты по использованию для этого чистого кислорода. В 1948-49 гг. Р. Дюрер и Г. Хельбрюге провели в Герлафингене (Швейцария) опыты по продувке чугуна в конвертере кислородом сверху через водоохлаждаемую фурму. Австрийские инженеры (Суесс, Тринклер, Хаутман, Ринеш и др.), ознакомившись с результатами этих опытов, в 1949-50 гг. провели свои эксперименты, а в 1952 г. промышленные плавки в г. Линце и взяли патент в США в 1957 г. В отечественной практике верхняя кислородная продувка была освоена в 1956 г. на Днепропетровском металлургическом заводе.

К концу 50-х годов использование кислорода в сталеплавильном производстве стало обычной практикой, которая оказала существенное влияние на масштабы выплавки стали в мире. В настоящее время 2/3 мировой выплавки стали приходится на конвертерную сталь. Если в 1952 г. в мире работал лишь один промышленный кислородный конвертер, то в 2000 г. их было уже более 650. Вместимость первых конвертеров составляла 25-35 т, а к настоящему времени она возросла до 350-400 т. Основными преимуществами кислородного дутья по сравнению с воздушным являются: улучшение теплового баланса и качества стали за счет исключения тепла на нагрев азота и его растворения в металле, расширение сортамента применяемых чугунов.

Количественный рост выплавки конвертерной стали сопровождался качественным улучшением технологии и оборудования. Сочетание конвертеров с установками непрерывной разливки стали существенно повысило выход годного металла и производительность труда, снизили расход энергоресурсов. Внедрение системы отвода конвертерных газов без дожигания снизило капиталовложения в строительство цеха, сняло ограничения относительно вместимости конвертеров и интенсивности продувки, дало возможность использовать энергию конвертерных газов. Высокий уровень автоматизации позволяет снижать затраты на производство. В конвертерах успешно перерабатывают низкомарганцовистые, фосфористые и природно легированные чугуны. Улучшение качества огнеупоров, мероприятия по выполнению и обслуживанию рабочего слоя футеровки, особенно торкретирование и нанесение шлакового гарнисажа позволяют повысить стойкость футеровки до 10 000 плавов.

Однако использование донного дутья в конвертере могло бы иметь дополнительные преимущества: улучшение перемешивания металла и шлака во всем объеме способствует ускорению физико-химических и тепловых процессов, уменьшению выносов и выбросов, снижению окисленности металла и шлака, приближению реакций к равновесию и др. Основное препятствие донного кислородного дутья – низкая стойкость фурм. Поэтому опыты по поиску надежных конструкций донных устройств проводились в разных странах, и в 1967-68 гг. сначала в Германии, затем во Франции, США и других странах появились варианты фурм, в которых струя кислорода подается в ванну через днище в защитной среде из углеводородов: газообразных или жидких. Каждая фурма обычно состоит из двух концентрически расположенных труб (труба в трубе); по внутренней трубе подается кислород, а в щель внутренней и внешней – защитный газ или жидкое топливо.

В Германии метод назвали ОБМ, где в качестве защитной среды использовали пропан, во Франции – LWS (защитная среда – жидкое топливо), в США – Q-WOP (метан). В 1980 г. в конвертерах с донной кислородной продувкой было произведено почти 40 млн.т стали. Бурное развитие этих процессов было обусловлено заменой томасовских конвертеров и устаревших мартеновских печей.

Однако в процессе эксплуатации конвертеров с донной кислородной продувкой были выявлены существенные недостатки. Из-за низкой окисленности шлака возникли проблемы шлакообразования и управления ходом продувки. Потребовалось использование порошкообразной извести и инертных газов, что усложнило конструкцию и стойкость донных устройств. Заметно возрастала доля жидкого чугуна в металлической шихте. Стали выплавлялись с низким содержанием углерода.

Вторая половина 20-ого века и начало нового тысячелетия для сталеплавильного производства мировой черной металлургии ознаменовалось нарастающим темпом совершенствования технологического процесса производства, выразившемся в многократном увеличении производительности и достижении высочайшего уровня качества продукции массового потребления. В 1977-78 гг. появились и начали широко распространяться конвертерные процессы с комбинированным дутьем.

При создании технологии выплавки стали в конвертерах комбинированного дутья стремились сохранить преимущества как верхней продувки (возможность регулирования процесса распределения кислорода между металлом и шлаком путем изменения параметров дутьевого режима, дожигание части образующегося газа, быстрое формирование шлака), так и продувки снизу (интенсивное и равномерное перемешивание ванны, уменьшение ее окисленности, снижение потерь металла). Преимущественное развитие получили комбинированные процессы, в которых основное количество кислорода подают в конвертер сверху, а снизу – различные реагенты: газообразные, твердые, жидкие в различных сочетаниях. В качестве донных устройств используют фурмы или пористые блоки.

Количество кислорода для окислительного рафинирования металлошихты в конвертере при любом варианте продувки определяется расчетом на основе закономерностей протекания физико-химических процессов с учетом конкретных условий производства. В качестве примера рассмотрим задачу: определить расход технически чистого кислорода на продувку металлошихты, состоящей из 100 т лома и 300 т жидкого чугуна, имеющего химический состав близкий к средним значениям состава чугунов ОАО «ММК», при выплавке в конвертере автокузовной стали типа 08Ю.

Решение задачи. Технически чистый кислород состоит на 99,5 - 99,8 % из кислорода и на 0,2 - 0,5 % других газов. Расход этого дутья должен быть определен в единицах объема ( $\text{м}^3$ ) или относительно единицы массы стали ( $\text{м}^3 / \text{т}$  стали). Масса чугуна известна (300 т). Надо выбрать его химический состав.

Известно, что чугуны ОАО «ММК» содержат: 4,0 - 4,6 % C; 0,5 - 1,0 % Si; 0,1 - 0,3 % Mn; 0,07 - 0,12 % P и 0,015 - 0,025 % S. Для расчета принимаем:  $[\text{C}]_{\text{ч}} = 4,3 \%$ ;  $[\text{Si}]_{\text{ч}} = 0,6 \%$ ;  $[\text{Mn}]_{\text{ч}} = 0,2 \%$ ;  $[\text{P}]_{\text{ч}} = 0,1 \%$ ;  $[\text{S}]_{\text{ч}} = 0,02 \%$ .

Металлический лом может иметь различный химический состав, зависящий от того, отходы каких марок сталей составляют лом. Можно считать, что его состав близок к среднему составу низкоуглеродистых сталей обыкновенного качества, как выплавляемых отечественной металлургией в наибольшем количестве. В этом случае лом может содержать 0,1 - 0,2 % C; 0,20 - 0,25 % Si; 0,4 - 0,6 % Mn; менее 0,04 % P и S. Для расчета принимаем:  $[\text{C}]_{\text{л}} = 0,1 \%$ ;  $[\text{Si}]_{\text{л}} = 0,2 \%$ ;  $[\text{Mn}]_{\text{л}} = 0,5 \%$ ;  $[\text{P}]_{\text{л}} = 0,04 \%$ ;  $[\text{S}]_{\text{л}} = 0,04 \%$ .

Сталь марки 08Ю, выплавляемая в кислородных конвертерах с разливкой стали на МНЛЗ, имеет следующий химический состав: 0,05 - 0,12 % C; 0,35 - 0,65 % Mn; 0,04 - 0,07 % Al; 0,01



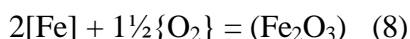
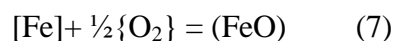
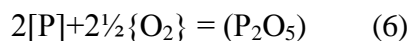
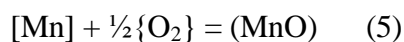
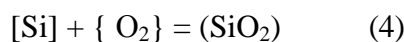
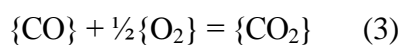
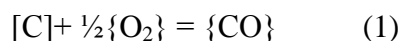
- 0,025 % P и 0,015 - 0,025 % S. Такой состав сталь имеет после выпуска металла из конвертера и его раскисления в ковше.

В задаче необходимо знать состав металла в конце продувки в конвертере. Содержание элементов в металле будет зависеть от режима подачи дутья: сверху, снизу или комбинированно с использованием других газов (нейтральных, слабоокислительных и т.п.).

В поставленной задаче режим подачи дутья не оговаривается. Можно считать, что конвертер работает в условиях конвертерного цеха ОАО «ММК», информация о которых достаточно хорошо известна. При этом дутье подается только сверху, а степень окисления элементов составляет: 100 % Si; 75 - 85 % Mn; 80 - 95 % P. За время продувки образуется шлак в количестве 14 - 16 % от массы металлошихты, а содержание оксидов железа в шлаке зависит от концентрации углерода в металле и изменяется в пределах 25 - 35 %, когда концентрация углерода составляет 0,05 - 0,1 % (чем меньше [C], тем больше  $\Sigma\text{FeO}$ ). На долю FeO приходится примерно 70 % от общей суммы ( $\Sigma\text{FeO}$ ), остальное (30 %) –  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ .

Принимаем: содержание углерода в металле в конце продувки - 0,05 %; кремний окисляется полностью (100 %); марганец - на 82 %; фосфор - на 92 %; окислением серы пренебрегаем; образуется шлак в количестве 15 % от массы металлошихты; в шлаке содержится 35 % оксидов железа.

Запишем уравнения реакций, в которых участвует кислород дутья.



Дополнительно необходимо знать, какая часть углерода окисляется по реакциям (1) и (2), а также какая часть CO, образовавшаяся по реакции (1), окисляется по реакции (3). Кроме того, для учета количества углерода, окислившегося за время продувки, нужно установить, сколько его осталось в металле. Известно, что в условиях ОАО «ММК» выход жидкого металла в конвертере составляет 90 - 91 %.

Принимаем: 90 % углерода окисляется по реакции (1), а 10 % - по реакции (2); 10 % CO - по реакции (3); выход жидкого металла составляет 90 %.

Определим массы окисляющихся элементов ( $\Delta[E]$ ) по выражениям:

$$\Delta[E] = [E]_{\text{ш}} - [E]_{\text{к}}, \quad (9)$$

$$\Delta[E] = 0,01R_E [E]_{\text{ш}}, \quad (10)$$

где  $[E]_{\text{ш}}$  - масса элемента в металлошихте, кг;

$[E]_{\text{к}}$  - масса элемента в конце продувки, кг;

$R_E$  - степень окисления элемента, %.

Предварительно рассчитаем исходные массы окисляющихся элементов в металлошихте:

$$[E]_{\text{ш}} = 0,01(G_{\text{ч}}E_{\text{ч}} + G_{\text{л}}E_{\text{л}}),$$

где  $G_{\text{ч}}$ ,  $G_{\text{л}}$  - массы «чистых» чугуна и лома соответственно, кг;

$E_{\text{ч}}$ ,  $E_{\text{л}}$  - содержание элемента в этих материалах, %.

Учитываем поступление с металлошихтой миксерного шлака, мусора и окалина: миксерный шлак – 0,5 % к массе чугуна, мусор и окалина – 1 % каждого к массе лома. Тогда

$$[C]_{\text{ш}} = 0,01(G_{\text{ч}}C_{\text{ч}} + C_{\text{л}}C_{\text{л}}) = 0,01*((300000-300000*0,5/100)*4,3 + (100000-100000*(1+1)/100)*0,1) = 12934 \text{ кг};$$

$$[Si]_{\text{ш}} = 0,01(G_{\text{ч}}Si_{\text{ч}} + G_{\text{л}}Si_{\text{л}}) = 0,01*(298500*0,6 + 98000*0,2) = 1987 \text{ кг};$$

$$[Mn]_{\text{ш}} = 0,01(G_{\text{ч}}Mn_{\text{ч}} + G_{\text{л}}Mn_{\text{л}}) = 0,01*(298500*0,2 + 98000*0,5) = 1087 \text{ кг};$$

$$[P]_{\text{ш}} = 0,01(0,01(G_{\text{ч}}P_{\text{ч}} + G_{\text{л}}P_{\text{л}})) = 0,01*(298500*0,1 + 98000*0,04) = 337 \text{ кг};$$

Количество окислившегося углерода рассчитаем по формуле (9), предварительно определив  $[C]_{\text{к}}$ :

$$[C]_{\text{к}} = (300000 + 100000)*90*0,01*0,05*0,01 = 180 \text{ кг};$$

$$\Delta[C] = 12934 - 180 = 12754 \text{ кг}.$$

Количества окислившихся кремния ( $\Delta[Si]$ ), марганца ( $\Delta[Mn]$ ) и фосфора ( $\Delta[P]$ ) рассчитаем по формуле (10):

$$\Delta[Si] = 0,01R_{Si}[Si]_{\text{ш}} = 0,01*100*1987 = 1987 \text{ кг};$$

$$\Delta[Mn] = 0,01 R_{Mn}[Mn]_{\text{ш}} = 0,01*82*1087 = 891 \text{ кг};$$

$$\Delta[P] = 0,01 R_P[P]_{\text{ш}} = 0,01*92*337 = 310 \text{ кг}.$$

Определим количества образовавшихся оксидов железа:

$$(FeO) = (300000 + 100000)*15*0,01*35*0,01*70*0,01 = 14700 \text{ кг};$$

$$(Fe_2O_3) = (300000 + 100000)*15*0,01*35*0,01*30*0,01 = 6300 \text{ кг}.$$

Теперь можно приступить к расчету расхода кислорода на окислительные процессы по реакциям (1 - 8).

По реакции (1) на окисление 12 кг углерода требуется 11,2 м<sup>3</sup> кислорода и образуется 22,4 м<sup>3</sup> CO (в реакции участвует половина килограмм - моля кислорода, занимающего при нормальных условиях объем 22,4 м<sup>3</sup>, образуется килограмм - моль CO). По этой реакции окисляется 90 % от общей массы окислившегося углерода ( $\Delta[C]$ ).

Тогда расход кислорода по реакции (1) для заданных условий ( $V_{\text{к}})_1$  составит:

$$(V_{\text{к}})_1 = 12754*90*0,01*11,2/12 = 10713 \text{ м}^3$$

$$\text{и образуется CO } (V_{\text{CO}})_1 = 21427 \text{ м}^3.$$

Аналогично по реакции (2) расход кислорода составит

$$(V_{\text{к}})_2 = 12754*10*0,01*22,4/12 = 2381 \text{ м}^3.$$

По реакции (3) на окисление одного объема CO требуется половина кислорода. Тогда расход кислорода на частичное окисление CO (10 %) по этой реакции для условий задачи составит

$$(V_{\text{к}})_3 = 21427*10*0,01/2 = 1072 \text{ м}^3.$$

По реакции (4)

$$(V_{\text{к}})_4 = 1987*22,4/28 = 1590 \text{ м}^3.$$

По реакции (5)

$$(V_k)_5 = 891 * 11,2 / 55 = 181 \text{ м}^3.$$

По реакции (6)

$$(V_k)_6 = 310 * 5 * 11,2 / (2 * 31) = 280 \text{ м}^3.$$

По реакциям (7) и (8) рассчитаем расход кислорода через количества образовавшихся оксидов железа и их молекулярные массы.

По реакции (7)

$$(V_k)_7 = 14700 * 11,2 / 72 = 2287 \text{ м}^3.$$

По реакции (8)

$$(V_k)_8 = 6300 * 3 * 11,2 / 160 = 1323 \text{ м}^3.$$

Общая потребность в кислороде определится как сумма расходов его по всем реакциям:

$$(\sum V_k)_I = 10713 + 2381 + 1072 + 1590 + 181 + 280 + 2287 + 1323 = 19827 \text{ м}^3.$$

Если технически чистый кислород состоит на 99,5 % из  $O_2$ , то его общий расход ( $V_d$ ) будет

$$V_d = 19827 * 100 / 99,5 = 19927 \text{ м}^3,$$

с учетом механических потерь (2 %) потребуется для продувки  $19927 * 102 / 100 = 20300 \text{ м}^3$  дутья.

Ответ: расход технически чистого кислорода -  $20300 \text{ м}^3$  или  $56,5 \text{ м}^3 / \text{т}$  стали.

Если во время продувки в конвертер подают материалы, содержащие оксиды железа (например, окатыши), то необходимо уменьшать расход дутья на количество кислорода из оксидов железа. Предположим, что во время продувки с интенсивностью  $1500 \text{ м}^3/\text{мин}$  в конвертер подано 4 т окатышей, содержащих 62 %  $Fe_{\text{общ}}$  и 2,5 %  $FeO$ . Определим, на сколько надо уменьшить продолжительность продувки.

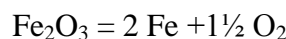
Считаем, что расход дутья должен сократиться на объем кислорода, выделяющегося при разложении оксидов железа окатышей. Известно общее содержание железа (62 %), которое находится одновременно в виде оксида  $Fe_2O_3$  и  $FeO$ . Определим количество  $Fe_2O_3$ : на образование 2,5 %  $FeO$  необходимо железа  $2,5 * 56 / 72 = 1,9 \%$ , на долю  $Fe_2O_3$  останется  $62,0 - 1,9 = 60,1 \%$  и образуется  $Fe_2O_3$  в количестве  $60,1 * 160 / 112 = 85,86 \%$ . Следовательно, в 4 т окатышей находится  $4,0 * 2,5 / 100 = 0,1 \text{ т}$  или  $100 \text{ кг}$   $FeO$  и  $4,0 * 85,86 / 100 = 3,43 \text{ т}$  или  $3430 \text{ кг}$   $Fe_2O_3$ .

При полном разложении одного моля  $FeO$  по реакции



может выделиться  $\frac{1}{2}$  моля кислорода или при разложении 72 кг  $FeO$  (72 – молекулярная масса  $FeO$ ) выделяется  $11,2 \text{ м}^3 O_2$ . Тогда 100 кг  $FeO$  окатышей обеспечат выделение  $100 * 11,2 / 72 = 15,6 \text{ м}^3 O_2$ .

Аналогично, при полном разложении одного моля  $Fe_2O_3$  по реакции



может выделиться  $1\frac{1}{2}$  моля кислорода или при разложении 160 кг  $Fe_2O_3$  (160 – молекулярная масса  $Fe_2O_3$ ) выделяется  $33,6 \text{ м}^3 \text{ O}_2$ . Тогда 3430 кг  $Fe_2O_3$  окатышей обеспечат выделение  $3430 \cdot 33,6 / 160 = 720,3 \text{ м}^3 \text{ O}_2$ .

Общее поступление кислорода из окатышей составит  $735,9 \text{ м}^3$ . Для подачи такого количества дутья с интенсивностью  $1500 \text{ м}^3/\text{мин}$  потребуется  $735,9 / 1500 = 0,49$  мин или  $\sim 30$  с. Следовательно, продолжительность продувки надо сократить на 30 с.

При проектировании технологии выплавки стали в конвертере и прогнозировании показателей процесса с изменением каких либо условий его проведения необходимо проводить комплексный расчет расхода материалов, составов металла и шлака, продолжительности продувки и других параметров. Для этого используются различные математические модели и компьютерные технологии. Наиболее полно отображают процесс системы балансовых уравнений, включающие расчетные параметры при распределении компонентов участвующих материалов между металлом, шлаком, газом и футеровкой. Для расчета тепловых процессов учитываются все статьи прихода и расхода тепла (составляется уравнение теплового баланса). Методика составления и решения таких уравнений была разработана проф. Бигеевым А.М.

По этой методике масса образующегося шлака определяется из уравнения, составленного с учетом всех источников шлакообразования: компонентов неметаллических материалов и образующихся при окислении элементов металлошихты:

$$g_{ш} = \frac{100 \sum g_i \cdot E_m O_n}{100 - (\sum FeO)},$$

где  $g_{ш}$  - масса образующегося шлака, кг/100кг металлошихты (%);

$\sum g_i \cdot E_m O_n$  - суммарное поступление в шлак всех компонентов из неметаллических материалов и окисляющихся во время продувки, кг/100кг (%);

$(\sum FeO)$  - содержание оксидов железа в шлаке, %.

Масса жидкого металла определяется по балансу железа:

$$g_m = g_{ми} + g_{Fe}^{60c} - g_{\Delta[E]} - g_{Fe}^{ок} - \sum g_{Fe}^{nom},$$

где  $g_m$  - масса металла в конце продувки, кг/100кг металлошихты (%);

$g_{ми}$  - масса металлошихты (чугуна и лома) без сопутствующих материалов, кг/100кг (%);

$g_{Fe}^{60c}$ ,  $g_{Fe}^{ок}$  - соответственно масса железа, восстановленного из оксидов и окислившегося за время продувки, кг/100кг (%);

$g_{\Delta[E]}$  - масса окислившихся химических элементов, кг/100кг (%);

$\sum g_{Fe}^{nom}$  - потери железа с пылью, корольками, выносами и выбросами, кг/100кг (%).

Температура металла определяется из теплового баланса:

$$t_m = \frac{Q_{\text{прих}} - Q_{\text{расх}} - 54,8 \cdot g_m + 1379 \cdot g_{\text{ш}}}{0,84 \cdot g_m + 2,09 \cdot g_{\text{ш}}},$$

где  $t_m$  - температура металла в конце продувки, °С;

$Q_{\text{прих}}$  - сумма статей приходной части теплового баланса, включающей физическое тепло шихтовых материалов, химическое тепло окисления элементов и шлакообразования, кДж;

$Q_{\text{расх}}$  - сумма статей расходной части теплового баланса, включающей тепло на нагрев газов, разложение оксидов железа и карбонатов, тепловые потери через кладку конвертера, с охлаждающей фурму водой, с пылью, корольками и выносами, кДж.

Расход кислорода на продувку определяется по балансу кислорода:

$$V_{O_2} = V_{O_2}^{[E]} + V_{O_2}^{[Fe]} - V_{O_2}^{(\Sigma FeO)},$$

где  $V_{O_2}$  - расход кислорода на продувку, м<sup>3</sup>/100кг;

$V_{O_2}^{[E]}$  - потребность кислорода на окисление примесей металлошихты, м<sup>3</sup>/100кг;

$V_{O_2}^{[Fe]}$  - расход кислорода на окисление железа, м<sup>3</sup>/100кг;

$V_{O_2}^{(\Sigma FeO)}$  - поступление кислорода с оксидами железа неметаллических материалов, м<sup>3</sup>/100кг.

Выход газа за период продувки учитывает все компоненты и источники их образования:

$$V_g = V_{CO} + V_{CO_2} + V_{H_2O} + V_{N_2} + V_{SO_2},$$

где  $V_g$  - выход газа за период продувки, м<sup>3</sup>/100кг;

$V_{CO}$ ,  $V_{CO_2}$ ,  $V_{H_2O}$ ,  $V_{N_2}$ ,  $V_{SO_2}$  - поступление в газ соответствующих компонентов из различных источников, м<sup>3</sup>/100кг.

Масса извести определяется с учетом основности шлака:

$$g_{\text{из}} = \frac{100 [B \Sigma SiO_2 + \Sigma P_2O_5 - \Sigma CaO]}{(CaO)_{\text{из}} - B \cdot (SiO_2)_{\text{из}}},$$

где  $g_{\text{из}}$  - масса извести на плавку, кг/100кг металлошихты (%);

$B$  - основность шлака;

$\Sigma SiO_2$ ,  $\Sigma P_2O_5$ ,  $\Sigma CaO$  - суммарное поступление в шлак соответствующих оксидов из неметаллических материалов, кг/100кг (%);

$(CaO)_{\text{из}}$ ,  $(SiO_2)_{\text{из}}$  - соответственно содержание CaO и SiO<sub>2</sub> в извести, %.

Масса ферросплава определяется по формуле:

$$g_{FeE} = \frac{100 \cdot g_m \cdot [E]_z - [E]_{ocm}}{E_{FeE} \cdot 100 - U_E},$$

где  $g_{FeE}$  - масса ферросплава, используемого для раскисления или легирования, кг/100кг (%);

$[E]_z$ ,  $[E]_{ocm}$  - соответственно содержание химического элемента в готовой стали и в металле перед подачей ферросплава, кг/100кг (%);

$E_{FeE}$  - содержание в ферросплаве вводимого в металл химического элемента, %;

$U_E$  - угар элемента при раскислении или легировании, %.

Несмотря на разнообразие вариантов продувки кислородный конвертер не может обеспечить получение жидкого расплава по всем показателям качества в пределах собственного рабочего пространства. Возникла необходимость завершения процесса получения стали и качества вне сталеплавильного агрегата. Появилась группа агрегатов ковшевой обработки жидкого расплава. Проведение операций рафинирования от нежелательных примесей и легирования требуемыми компонентами в специализированных агрегатах позволило обеспечить в каждом из них максимально благоприятные условия для протекания этих процессов, добиться высокой скорости их завершения и достижения невозможного ранее уровня качества стали массового назначения. Логическим завершением сталеплавильного производства стало превращение жидкого расплава в твердое состояние с использованием машин непрерывного литья заготовок.

Прогресс в производстве кислородно-конвертерной стали вызвал необходимость пересмотра взглядов и на другие сталеплавильные агрегаты. Роль электродуговой сталеплавильной печи как агрегата для производства качественной легированной и высоколегированной стали существенно уменьшилась. При наличии комплекса агрегатов ковшевой обработки исчезла необходимость проводить глубокое рафинирование и полное легирование в электрических печах. Появилась возможность максимальной интенсификации плавления лома в электропечи путем применения сверхмощных трансформаторов, использование кислорода для нагрева металла за счет окисления примесей и сжигания топлива. В результате совершенствования технологии производства стали роли конвертера и дуговой печи сблизились: оба сталеплавильных агрегата превратились в агрегаты по производству жидкого полупродукта. При этом конвертер специализируется на переделе жидкого чугуна, а дуговая печь – на плавлении металлического лома.

В современном электросталеплавильном производстве как отдельно, так и комплексно, применяют различные способы интенсификации плавки с использованием альтернативных источников энергии:

- повышение удельной мощности трансформаторов;

- изменение геометрии рабочего пространства печи с установкой эркера;
- работа с жидким остатком;
- применение жидкого чугуна;
- использование газообразного кислорода для ускорения формирования основного окислительного шлака и увеличения прихода тепла;
- применение топливно-кислородных горелок для подогрева и ускорения плавления лома.

Целесообразность применения способов интенсификации плавки в дуговой сталеплавильной печи (ДСП) должна определяться для конкретных условий с учетом экономических, эксплуатационных, технологических, энергетических и экологических показателей на данном предприятии. Применение топливно-кислородных горелок в сочетании с дополнительным вводом в печь углерода являются энергетически наиболее эффективными вариантами использования альтернативных энергоносителей в современной ДСП. Эти горелки стали неотъемлемым элементом всех сверхмощных печей с водоохлаждаемыми панелями в стенах.

В последние годы получили распространение комбинированные продувочные модули SIMETAL RCB, разработанные фирмой Fuchs/Siemens VAI. Модуль представляет собой компактное водоохлаждаемое устройство, в котором сочетается сжигание природного газа с вдуванием углерода и кислорода в ДСП. При этом обеспечиваются вдувание кислорода со сверхзвуковой скоростью, ввод тепловой энергии газокислородной горелкой, вдувание угольной пыли для вспенивания шлака и восстановления оксидов железа, дожигание СО в печных газах.

Для ускорения процесса расплавления шихты стремятся работать в ДСП на длинных дугах. Для защиты футеровки печи и ее водоохлаждаемых элементов от излучения таких дуг в процессе плавки формируют вспененный шлак путем совместной продувки ванны кислородом и порошкообразным углеродом. Шлак экранирует излучение электрической дуги и способствует более полному усвоению электрической энергии металлом. Дуги, погруженные в шлак, горят стабильнее, уменьшаются колебания силы тока и напряжения, что позволяет повысить вводимую в печь мощность, одновременно повышается степень передачи энергии металлической ванне.

Фирма VAI-Fuchs в 2004 – 2005 гг. объявила о создании ДСП нового поколения концепции ULTIMATE вместимостью 120 – 250 т. Эти печи характеризуются следующими основными особенностями:

- верхняя ступень вторичного напряжения имеет самое высокое значение (1600 В), что позволяет вводить ультравысокую мощность (до 200 МВА) с использованием стандартных электродов диаметром 610 мм на допустимом токе не более 100 кА;

- альтернативные источники энергии (газокислородные горелки и инжекторы кислорода и углерода) позволяют вводить 10 – 12 % активной электрической мощности;

- увеличенная высота печного пространства до 4,5 м от зеркала металла до верха стен позволяет осуществлять загрузку шихты одной корзиной и нагрев шихты отходящими газами;

- разъемная конструкция корпуса печи, состоящая из секций стальных водоохлаждаемых панелей в верхней части и медных панелей в районе шлакового пояса с повышенными тепловыми нагрузками, охлаждаемыми высокоскоростными потоками воды;

- система инфракрасного контроля и отсечки шлака при автоматизированном выпуске металла из печи;

- наличие роботов для очистки порога рабочего окна и канала донного выпуска.

На Магнитогорском металлургическом комбинате введены в эксплуатацию две 180-т ДСП ULTIMATE. Особенностью выплавки стали в этих печах является использование жидкого чугуна до 40 % в металлошихте. При расходе чугуна 20 – 25 % удельный расход электроэнергии составляет 270 – 290 кВт·ч/т, цикл плавки – 42 – 48 мин. Мощность трансформатора – 150 МВА (вторичное напряжение 800 – 1236 В).

В последнее время на крупных ДСП получила распространение донная продувка расплава инертными газами. Обычно в подине печи устанавливают три пористые пробки, располагая их вне диаметра распада электродов.

Одновременно с увеличением производства черных металлов на крупных интегрированных предприятиях сформировалась концепция высокоэффективного энерго- и ресурсосберегающего технологического сталеплавильного модуля в составе одной электропечи, адаптированных агрегатов внепечной обработки и одной машины непрерывного литья. Такой модуль часто является автономной самостоятельной единицей – металлургическим мини-заводом. Металлургические мини-заводы характеризуются сравнительно небольшими объемами производства, однако работают по новым технологиям на базе электросталеплавильного производства. Росту привлекательности данного сегмента сталеплавильного производства способствуют низкие удельные капиталовложения, короткий строительный цикл, простая и компактная технология, специализированный сортамент продукции, ориентированный на конкретного потребителя, высокая производительность труда при оптимизации производственных издержек. В мире насчитывается свыше тысячи



мини-заводов различной производительности (0,04 – 2,5 млн т стали в год) и уровня технологии, которые выплавляют около 20 % мирового производства стали.

Впервые концепция металлургического мини-завода была предложена Дж. Айверсоном, президентом компании Nucor (США). В ее основе лежало использование новейших высокопроизводительных ДСП вместимостью 50 – 150 т и МНЛЗ. В 1969 г. в Дарлингтоне (штат Южная Каролина) было построено первое такое предприятие. Затем было сооружено еще девять предприятий в различных регионах США. В сортамент продукции входило производство арматурной стали, проволоки и длинномерной продукции.

Прогресс в становлении мини-заводов взаимосвязан с совершенствованием ДСП, процессов ковшевой обработки, непрерывной разливки стали и прокатки заготовки. Если в начале производительность ДСП соответствовала возможностям разливки стали на многоручьевой высокоскоростной сортовой МНЛЗ, то в конце 80-х годов появилось новое направление: мини-заводы по производству плоского проката. Основным направлением совершенствования производства плоского проката является стремление приблизить профиль заготовки, получаемой при непрерывной разливке, к профилю конечной металлопродукции. Совмещение производительности выплавки и разливки стали с производительностью прокатных станов была решена созданием литейно-прокатных модулей (ЛПМ).

Современный литейно-прокатный комплекс, где применена технология литья и прокатки тонких слябов, введен в эксплуатацию на Выксунском металлургическом заводе (Россия). Он позволяет производить заготовки как для производства труб высоких категорий прочности (X65 и X70), так и тонкой полосы толщиной до 0,8 мм. Производительность комплекса – 1,2 млн т/год горячекатаной полосы в рулонах для производства труб диаметром 21 – 1050 мм.

В состав комплекса входят:

- ДСП Danarc вместимостью 160 т, цикл плавки 55 мин;
- двухпозиционный агрегат «ковш-печь», цикл обработки до 50 мин, скорость нагрева до 4,5 °С;
- двухкамерный вакууматор VD/VOD;
- тонкослябовая МНЛЗ, толщина сляба 110/90 и 90/70, ширина 800 1800 мм, максимальная скорость разливки 6 м/мин, динамическое мягкое обжатие;
- черновая группа клетей с эджером;
- участок интенсивного охлаждения раската до температуры чистовой прокатки (18 м);
- подогреваемый рольганг для выравнивания температуры раската (100 м);

- шестиклетьевая чистовая группа с эджером (толщина полосы 1,0 – 12,7 мм, ширина 800 – 1800 мм);
- участок ламинарного охлаждения полосы;
- подпольная моталка.

В последние годы разработан и освоен в промышленных масштабах процесс производства тонкой горячекатаной полосы с использованием двухвалковых литейно-прокатных агрегатов. При этом процесс затвердевания жидкой стали происходит в валках за 200 – 300 миллисекунд, в то время как при традиционной технологии этот процесс занимает несколько минут. Отмечаются значительные экономические преимущества этого способа. Формируется новая концепция направления деятельности металлургических предприятий, которая получила условное название – «маркет-завод» (Marketmill), т.е. мини-завод, полностью отвечающий потребностям рынка. Предполагается, что заводы данного типа смогут производить сталь высокого качества по более низкой цене, чем по традиционной технологии.

Таким образом, современный этап развития черной металлургии базируется на достижениях в областях создания и эксплуатации технических средств, энергетики, информационных технологиях, средствах контроля и научных знаниях о природе веществ и закономерностях их взаимодействия. Достижения в одной из них всегда способствует прогрессивным решениям в области металлургии. История металлургии свидетельствует о циклическом характере появления революционных изменений в технике и технологии черной металлургии. Так, середина 19-ого века отмечается появлением и развитием конвертерного и мартеновского производства стали, середина 20-ого века — использованием технически чистого кислорода и электрической энергии и способов ее преобразования в тепловую. При этом массовое производство стали осуществляется при проведении физико-химических процессов с жидкими фазами: металлическими и шлаковыми расплавами в области температур 1500-2000°C. Достижения в области разработки и использования устройств, создающих низкотемпературную плазму с температурой до 30 000°C и более позволит надеяться, что к очередному циклу развития металлургии производство металлов можно будет осуществлять с газообразными фазами, испаряя исходные вещества и конденсируя необходимые элементы или продукты.

Юрий Алексеевич Колесников, доцент кафедры МЧМ МГТУ, к.т.н

