

2-1
1989

Энциклопедия
РГАСХТН 53.31.23

57
ISSN 0202-7763

35 18



ИТОГИ НАУКИ И ТЕХНИКИ

ПРОИЗВОДСТВО ЧУГУНА
И СТАЛИ

Том 19



Москва 1989

ГОСУДАРСТВЕННЫЙ КОМИТЕТ СССР
ПО НАУКЕ И ТЕХНИКЕ

АКАДЕМИЯ НАУК СССР

ВСЕСОЮЗНЫЙ ИНСТИТУТ НАУЧНОЙ И ТЕХНИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ
(ВИНИТИ)

ИТОГИ НАУКИ И ТЕХНИКИ

СЕРИЯ
ПРОИЗВОДСТВО ЧУГУНА
И СТАЛИ

Том 19

Под редакцией к. т. н. Г. А. Лопухова

Серия издается с 1966 г.



МОСКВА 1989

Главный редактор информационных изданий ВИНТИ
профессор *П. В. Нестеров*

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

информационных изданий по металлургии и сварке

Главный редактор — акад. *А. Ф. Белов*

Члены редакционной коллегии: к. т. н. *В. С. Бакихин*,
чл.-корр. АН СССР *О. А. Банных*, д. т. н. *Г. М. Глинков*,
к. ф.-м. н. *И. Г. Ерошенкова* (ученый секретарь редколлегии),
к. т. н. *А. В. Зиновьев*, д. т. н. *В. С. Иванова*, д. т. н. *Э. С. Каракозов*,
к. х. н. *Т. М. Козловская*, к. т. н. *Т. П. Колесникова*,
д. т. н. *В. А. Кудрин* (зам. главного редактора), д. т. н. *Н. К. Леонидов*,
к. т. н. *Г. А. Лопухов*, к. т. н. *О. В. Падалко*, д. т. н. *О. В. Пелевин*,
д. т. н. *Л. А. Петрова*, к. т. н. *Б. А. Прусаков*, к. т. н. *В. П. Симев*,
д. ф.-м. н. *Ю. Д. Тяпкин*, к. т. н. *В. Н. Ширин-Эйнгорн*

Научные редакторы:

к. т. н. *Лопухов Г. А.*, д. т. н. *Кудрин В. А.*

Рецензент: д. т. н. *Вишкарёв А. Ф.*

ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ В ДУГОВЫХ ПЕЧАХ

Г.А. Лопухов, Е.З. Кацов

1. СОСТОЯНИЕ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО
ПРОИЗВОДСТВА

Отчетливая тенденция к развитию электросталеплавильного производства наметилась в начале 60-х годов, когда оснащение дуговых печей мощными трансформаторами позволило значительно повысить их производительность и перейти к производству в дуговых печах сталей рядового сортамента, ранее выплавлявшихся в мартеновских печах [1-4]. Основные данные о динамике производства электростали в мире приведены в табл. 1 [1, 2].

Таблица 1

Производство электростали в мире

Годы	Производство электростали, млн. т	Доля электростали в общем производстве стали, %
1910	0,121	0,18
1920	0,650	0,87
1930	1,170	1,23
1940	6,000	4,24
1950	12,496	6,51
1960	34,560	9,99
1970	85,187	14,2
1980	157,520	22,0
1985	177,400	24,6
1987	195,400	26,5

Мировой прирост выплавки стали за последние годы составил только 0,3%, в то время как выплавка в электросталеплавильных печах увеличивалась в среднем на 4% в год (рис. 1) [3].

Данные о производстве электростали в ведущих капиталистических странах приведены в табл. 2.

Дуговые печи стали выполнять функцию мартеновских печей не только в отношении переплава рядового металлолома, но и в отношении выплавки стали сортамента массового потребления. Дуговые печи превратились в мощные современные агрегаты, функционирующие совместно с установками внепечной обработки металла и непрерывной разливки стали, в которых при относительно небольшом расходе энергии и значительно меньшем загрязнении окружающей среды можно переплавлять металлолом и получать качественные стали.

Сверхпроизводительная технология электросталеплавильного производства в сочетании с достижениями в области непрерывной разливки стали и прокатки мелких профилей обусловила развитие мини-заводов, использующих местный лом для производства в основном сортового проката строительного назначения для местного же рынка.

Одновременно выявилась тенденция интегрированных заводов (особенно в США) к установке дуговых печей с целью либо уравнивания баланса металла в соответствии с имеющимися прокатными мощностями, либо использования внутризаводских ресурсов лома. С переводом процесса выплавки стали из мартеновских печей в кислородные конвертеры особенно актуально стало использование внутризаводских ресурсов, т.к. кислородно-конвертерный процесс пока не в состоянии переработать в полном объеме металлоотходы на крупном интегрированном металлургическом заводе. Дуговые печи перерабатывают не только избыточный металлолом, но и во многих случаях крупногабаритный лом типа обрезки слитков, боя изложниц и т.п., использование которых в кислородных конвертерах сопряжено с определенными трудностями, хотя и в дуговых печах использование такой шихты также нежелательно, т.к. ведет к снижению производительности агрегатов, повышению расхода электроэнергии и опасности поломки электродов.

Анализ развития сталеплавильного производства выявляет несколько тенденций, связанных с продолжающимся наращиванием мощностей по выплавке стали в электрических печах во всем мире и особенно в развивающихся странах.

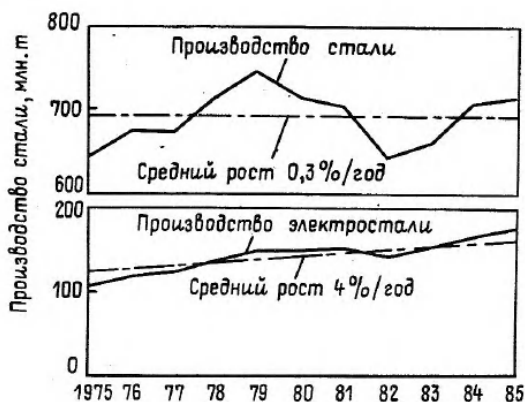


Рис. 1. Развитие мирового производства стали и выплавка стали в дуговых печах

Таблица 2

Выплавка электростали в ведущих капиталистических странах в 1978 и 1987 гг. [1,4]

Годы	1978			1987		
	Общее производство электростали, млн.т	Доля электро-стали, %	Доля непрерывной разливки, %	Общее производство электростали, млн.т	Доля электро-стали, %	Доля непрерывной разливки, %
Япония	22,4	21,9	15,2	29,4	29,8	93,3
США	29,2	23,5	46,2	30,2	37,2	58,8
Италия	12,3	50,7	38,5	11,8	51,7	89,9
Испания	5,0	43,3	25,8	6,9	58,2	67,0
ФРГ	6,0	14,4	34,0	6,4	17,7	87,9
Великобритания	7,2	35,5	12,5	4,5	25,8	64,8
Франция	3,4	15,1	23,7	4,5	25,4	93,1
Бразилия	3,0	24,7	24,7	5,2	23,4	45,5
Канада	3,5	23,2	15,9	4,4	29,9	49,0
Южная Корея	2,0	40,7	36,8	5,4	32,2	83,5

Во-первых, крупнейшие производители стали (интегрированные заводы) оказываются все в меньшей степени способными в любое время удовлетворять потребности по сортаменту проката, определяемые рынком потребителей. Происходит все большая специализация, тем самым расширяются возможности "рыночных" (конъюнктурных) мини-заводов. Эта ситуация особенно проявляется в Северной Америке в сфере производства легких конструкционных профилей и заготовок специальных сталей.

Во-вторых, многие сравнительно старые, недостаточно эффективные интегрированные заводы (как средние, так и крупные), относящиеся и к государственному, и к частному сектору, для сохранения их конкурентоспособности на рынке стальной продукции крайне нуждаются в реконструкции. Кроме того, эти предприятия оказались не в состоянии обеспечивать допустимые пределы по выбросам в атмосферу, регламентируемые жестким законодательством (в развитых капиталистических странах) по защите окружающей среды. Заводы обсуждаемой группы, как правило, не являются владельцами рудных или угольных разработок, а, следовательно, они не отягощены необходимостью поддерживать их в работоспособном состоянии. Поскольку металлургия не располагает достаточным капиталом, а внешние источники капитала и ограничены и непрерывно дорожают (с точки зрения роста процентных ставок), то фирмы вынуждены консервировать капиталовложения и одновременно обеспечивать сохранение своей конкурентоспособности. В таких условиях использование дуговых печей становится решением проблемы, т.к. они требуют меньших капиталовложений, отличаются более низкими показателями удельной энергоемкости и в то же время их легче обеспечить средствами ограничения выбросов в окружающую среду. За последнее время известны несколько случаев, когда были выведены производственные мощности действовавшей ранее технологической цепи доменная печь - кислородный конвертер и взамен введены комплексы, включающие дуговые печи. Мощность таких комплексов 1,0-1,5 млн. т/год.

Определенным фактором стало развитие технологии прямого получения железа в странах, располагающих большими природными энергоресурсами и рудой. Привлекательная сторона этой технологии состоит в том, что процесс выплавки стали в дуговых печах освобождается от своей полной зависимости от металлолома с присущими этой зависимости трудностями по обеспечению качества лома как единственного

исходного материала электроплавки. Губчатое железо как первородный материал в сочетании с обычным металлоломом обеспечивает возможность производства листового проката, вполне способного конкурировать по себестоимости и качеству с продукцией кислородно-конвертерного процесса. Это технологическое решение будет получать все большее признание по мере того, как будут оцениваться преимущества металлизированного сырья не только по сравнению с металлоломом, но и с жидким чугуном. Значение металлизированного сырья следует оценивать исходя и из того, что около 50% всей стали производится развитыми странами в форме листового проката, а в области производства листов дуговая печь традиционно характеризовалась как неоптимальный вариант из-за трудностей удовлетворения ряда металлургических требований. Это было главной причиной зависимости электроплавки от покупного металлолома, как шихтового материала.

Развитие электросталеплавильного производства в большой мере зависит от энергетических затрат. Сравнение трех возможных технологических схем – I – интегрированный завод, включающий агломерационное, доменное и сталеплавильное (конвертерное) производства; II – завод с производством стали в дуговых печах из металлолома и III – завод с производством стали в дуговых печах из губчатого железа – свидетельствует о преимуществе II схемы как с точки зрения энергетических затрат (табл. 3), так и удельных капитальных затрат (табл. 4) (при сложившихся на сегодняшний день соотношениях цен на материальные и энергетические ресурсы).

Электросталеплавильное производство зависит в значительной степени от обеспеченности ломом. Особенности сложившейся в последние годы ситуации заключаются в том, что в ведущих капиталистических странах предложение лома превышает спрос, в связи с чем цены на лом установились на низком уровне. Неудобством для потребителей лома является то, что конъюнктура рынка этого товара подвержена резким колебаниям (рис. 2).

Цены на лом отражают не только реальный спрос, но и также связь с политическими маневрами, а иногда и просто эмоции, что часто создает нездоровую обстановку вокруг этой проблемы. Стоимость лома в последние годы колеблется от 50 до 110 долл./т, тогда как стоимость чугуна составляет около 120 долл./т и металлизированного сырья – более 140 долл./т [1]. В США в 1987 г. стоимость 1 т чугуна превышала стоимость 1 т лома на 125 долл.

Таблица 3

Потребление энергии по различным схемам производства
стали (Гкал/т) [5]

	I схема	II схема	III схема
Агломерация	0,5		
Производство кокса	0,6		
Доменное про- изводство	2,9		
Прямое полу- чение железа			2,9
Производство стали	0,2	1,5	1,5
Прокатное про- изводство	0,7	0,7	0,7
Прочие	0,5	0,1	0,3
Всего	5,5	2,3	5,4

	Гкал/т	долл./т	Гкал/т	долл./т	Гкал/т	долл./т
Уголь	4,4	44				
Электроэнер- гия	1,0*	20	1,8	35	2,2*	43
Нефть и при- родный газ	0,1	3	0,5	12	3,2	77
Всего	5,5	67**	2,3	47	5,4	120

* - При коэффициенте 2,3 Мкал/кВт.ч с учетом к.п.д. ТЭС, равном 37%

** - В ценах 1985 г. в Западной Европе

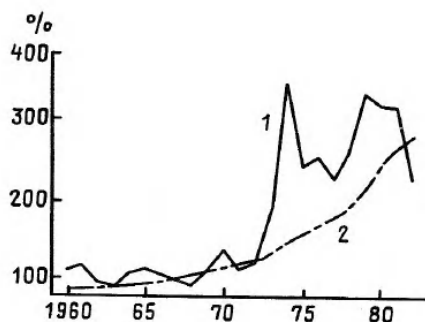


Рис. 2. Динамика цен на металлолом (1) и готовый продукт (кривая 2)

Таблица 4

Удельные капитальные затраты в долларах на 1 т годовой мощности по стали [6]

	I схема	II схема	III схема
Внезаводские площадки			
Транспорт	200	50	50/100
Прочие			
Аглофабрика			
Коксовые батареи	250/300		
Доменные печи			
Прямое получение железа			150/200
Сталеплавильный цех	150/250	150/250	150/250
Всего, долл./т	600/750	200/300	350/550
Амортизационные отчисления, финансовые затраты, % от стоимости проката (при полной мощности)	36%	13%	24%

Согласно имеющимся данным, капиталистические страны располагают достаточными ресурсами лома, в частности амортизационного. В 1985 г. металлофонд мира составлял 8,5 млрд. т. Исходя из прогнозируемых объемов производства чугуна и оборачиваемости металла в машинах, равной 14 годам, количество активного лома в капиталистических и развивающихся странах к 1990 г. составит 260–270 млн. т. Поэтому поступление лома будет опережать его потребление, и стоимость его не будет превышать стоимость чугуна.

Металлолом содержит скрытую энергию, затраченную при восстановлении железных руд. Поэтому на получение 1 т стали из лома требуется около 30% первичной энергии, затрачиваемой на обычную схему переплава руды в доменной печи и затем обработки чугуна в конвертере. Из табл. 3 и рис. 3 видно, насколько экономичность процесса электроплавки зависит от цен на электроэнергию.

При этом следует отметить, что стоимость электродов и цены на них также в основном зависят от цен на энергию. Конкурентоспособность процесса плавки в дуговых печах зависит от цен на энергию и еще в большей степени от динамики этих цен (рис. 4).

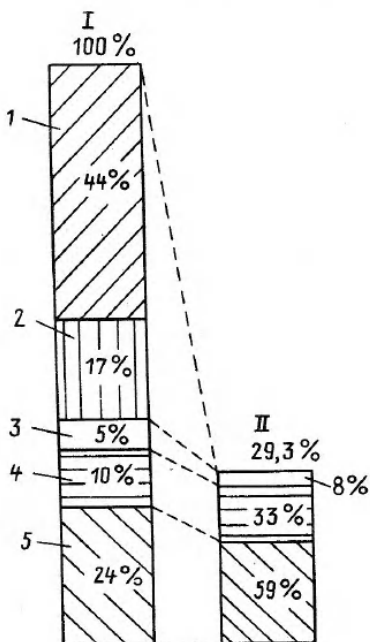


Рис. 3. Сравнение относительных расходов по переделу для 125-т дуговой печи (I) и 150-т кислородного конвертера (II): 1 – электроэнергия на плавку; 2 – графитированные электроды; 3 – другие энергоносители (горелки, охлаждающая вода, установки газоочистки, нагрев ковшей, кислород); 4 – огнеупоры (печь, ковши, охлаждаемые элементы); 5 – прочие затраты (зароботная плата, техническое обслуживание, транспорт, производственные материалы, инструмент, вспомогательное оборудование и т.п.)

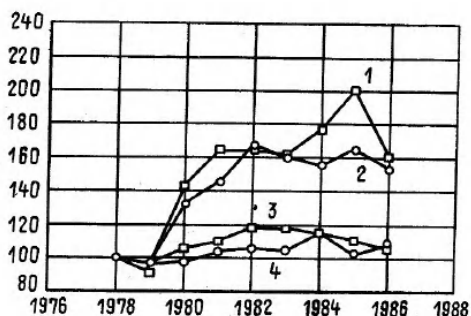


Рис. 4. Динамика цен на источники энергии в Западной Европе: 1 - нефть; 2 - природный газ; 3 - электроэнергия; 4 - энергетические угли

В течение последних 15 лет цены на электроэнергию увеличились более чем в два раза. Цены на электроэнергию для сталеплавильного производства возросли за это же время более чем в три раза. Отказ от производства электроэнергии на атомных электростанциях в развитых капиталистических странах, в частности в Западной Европе, будет иметь отрицательные последствия для черной металлургии и для электросталеплавильного производства особенно [7]. Замена атомных электростанций тепловыми вызовет повышение стоимости электроэнергии. Так, например, предстоящая полная ликвидация к 1997 г. атомных электростанций в Швеции и ожидаемое в связи с этим удвоение стоимости электроэнергии уже привели к значительному сокращению выплавки стали и серьезно повлияют на ее дальнейшее развитие [8].

Таблица 5

Динамика изменения производственных показателей для высокопроизводительных дуговых печей Японии

	1960	1965	1975	1980	1985
Расход электроэнергии, кВт·ч/т	630	567	537	480	400
Продолжительность цикла плавки, мин	180	148	118	85	70
Расход электродов, кг/т	6	5	4	3,2	2,6

В связи с этими обстоятельствами в электрометаллургии принимаются соответствующие меры, направленные на снижение расхода электроэнергии и энергоемких материалов, например, графитированных электродов или губчатого железа.

В электросталеплавильном производстве за последние 25 лет расход энергии сократился весьма сильно, что видно из табл. 5, однако существует еще значительный потенциал оптимизации, что и будет показано далее.

2. ТЕХНОЛОГИЯ ВЫСШЕГО УРОВНЯ ПРОИЗВОДСТВА ЭЛЕКТРОСТАЛИ

2.1. Взаимосвязь признаков технологии высшего уровня

В области электросталеплавильного производства к настоящему времени сформировалась концепция технологии высшего уровня. Ее появление обязано не только благоприятной конъюнктуре, но и коренным изменениям технологии плавки и конструкции дуговой печи, в большинстве своем связанным с решением двух основных задач: повышения производительности и оптимизации энергопотребления [10-14]. Первая задача включает те приемы, которые ведут к сокращению цикла плавки от выпуска до выпуска, в то время как вторая — наряду с конечной целью снижения общих энергозатрат, — вопросы использования альтернативных (по отношению к электроэнергии) энергоресурсов (первичных и вторичных).

Проблемы плавки стали в дуговых печах в настоящее время обсуждаются в специальной литературе весьма активно. В данном обзоре предпринята попытка более подробно представить материалы, относящиеся к энергетике процесса и экономической оценке эффективности ее оптимизации.

Выделение лишь двух задач из всего комплекса следует рассматривать как условный подход, поскольку, во-первых, нередко одно и то же мероприятие связано с обеими названными задачами, а во-вторых, как уже упомянуто выше, оно вовсе не исключает решения и других проблем, например, относящихся к обеспечению высокого качества стали, адаптации новых видов шихтовых материалов, экологии, условий труда и т.п.

Насколько решение этих задач тесно взаимосвязано, можно частично видеть из анализа рис. 5 и 6 [9].

Прогресс в части производительности печей и энергопот-

ребления, как правило, создает благоприятные условия и для решения других проблем.

Исходя из постановки задачи, в настоящей работе выделен и проанализирован комплекс элементов технологии высшего уровня при плавке стали в дуговых печах. Комплекс этих элементов схематично представлен на рис. 7 и рассмотрен ниже.

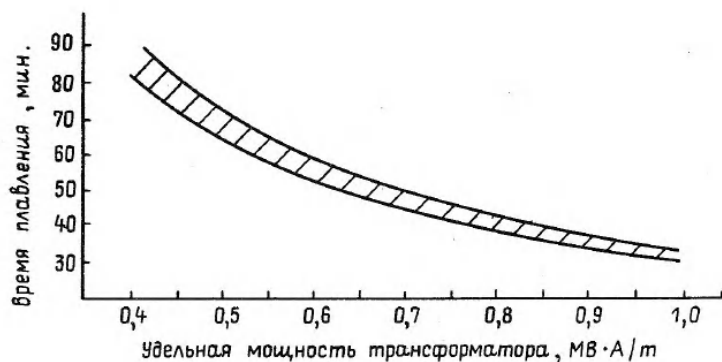


Рис. 5. Зависимость времени плавки лома в дуговой печи от удельной мощности печного трансформатора

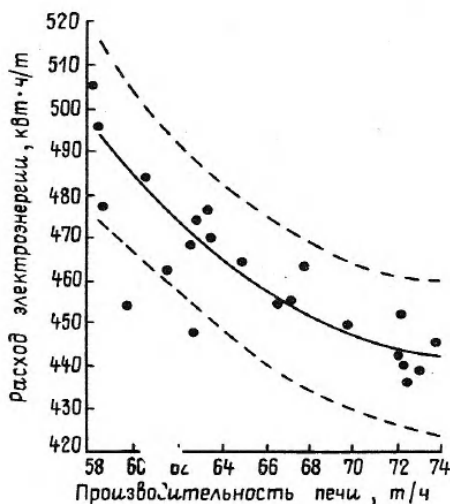


Рис. 6. Зависимость расхода электроэнергии от производительности печи

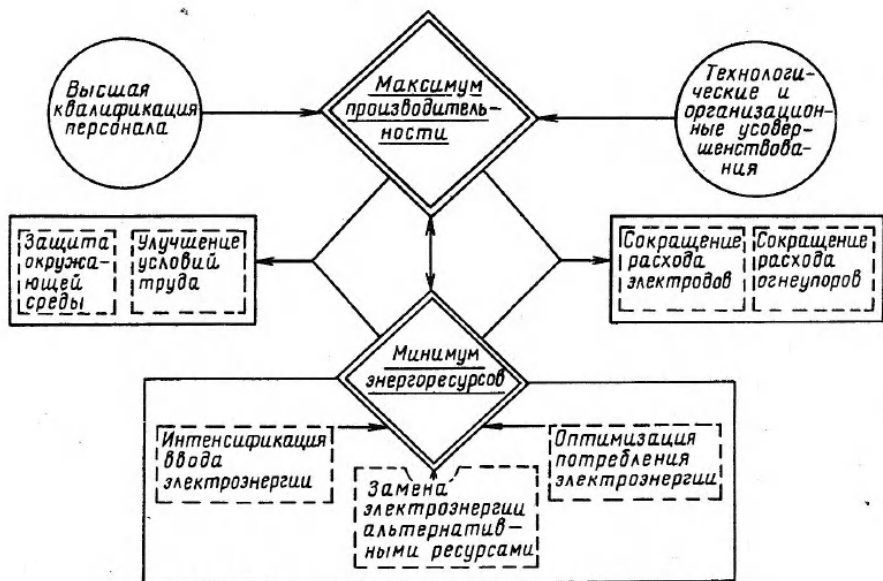


Рис. 7. Комплекс и взаимосвязь элементов технологии высшего уровня при плавке стали в дуговых печах

2.2. Основные признаки печной технологии высшего уровня

Суть этой концепции сводится к использованию дуговой печи как высокопроизводительного агрегата для выплавки полупродукта и состоит в максимальном обеспечении условий работы печи исключительно в целях ускорения процесса расплавления лома.

Ее признаки далее по тексту подчеркнуты.

Единственный элемент металлургической технологии, подлежащий одновременному с плавлением выполнению – это дефосфорация, все остальные выполняются средствами внепечной обработки. Для успешного проведения дефосфорации на остаток жидкого металла от предыдущей плавки загружают через пятое отверстие известь, а вместе с первой порцией шихты в бадье – известняк.

С учетом подачи кислорода в процессе плавления, когда гарантирована низкая температура ванны, фосфор легко переходит в шлак, который самотеком сливается через порог печи и обновляется за счет непрерывной или периодической присад-

ки шлакообразующих компонентов через пятое отверстие в своде.

С определенного момента осуществляют "подрезку" лома кислородом, дополнительно подаваемым с помощью специального устройства через рабочее окно печи.

При завалке шихты в два приема в подвалку загружают примерно 1/3 всей массы шихты. Основанием этой рекомендации служит требование поддерживать максимум мощности дуг в течение почти всего плавления, для чего необходимо максимальное заполнение печи (вплоть до 80%), что, в свою очередь, минимизирует тепловые потери излучением на стены. Объем подваливаемой шихты должен заполнить как можно полнее пространство, освобождаемое в процессе плавления первой загрузки. Предварительный подогрев лома ускоряет плавление лома, причем не только за счет запаса физического тепла, а еще и благодаря лучшим условиям горения мощных дуг.

Для поддержания шлака во вспененном состоянии в печь непрерывно или малыми периодическими присадками загружают шлакообразующие компоненты и углеродсодержащий реагент. Этот углерод является дополнительным источником энергии, ускоряющим плавление лома.

Дуги в процессе плавления поддерживают максимально длинными. К моменту, когда возникает опасность их "раскрытия", в печи должен быть сформирован вспененный шлак, который, имея толщину не менее длины дуг, экранирует их, и, разбрызгиваясь, покрывает защитным слоем поверхность водоохлаждаемых панелей.

Применение топливо-кислородных горелок в "холодных" зонах печи обеспечивает выравнивание фронта плавления по сечению печи.

Необходимый запас по содержанию углерода в металле обеспечивают присадками науглероживателя (кокса) в первую бадью, и при необходимости - дополнительной присадкой кокса на остаток металла через пятое отверстие или инъекцией порошка.

Целесообразно подвергать расплав продувке кислородом до оправданно минимальной концентрации углерода, что позволяет стандартизировать эту технологическую операцию практически для всего сортамента выплавляемых сталей. Исключение операции регулирования содержания углерода непосредственно в печи является одним из важнейших технологических условий сокращения цикла плавки и достижения максимальной производительности. Это, правда, не исключает возможности обес-

печения заданной температуры металла на выпуске с учетом заказанной марки стали, что выполняется в автоматизированном режиме с помощью тепловой модели.

Перечисленные технологические элементы обеспечивают получение полупродукта, что и является конечной целью технологии высшего уровня для собственно дуговой печи. Обеспечение заданного состава и температуры стали в такой технологии выделено в самостоятельное звено, и реализуется средствами внепечной доводки. С энергетической точки зрения подобное разделение более чем оправдано. Подогрев и доводочные операции не только удлиняют плавку, но, главное, могут быть выполнены при подводе энергии чуть ли не на порядок меньшей мощности по сравнению с потребностями процесса плавления. Обеспеченная высшим энергетическим потенциалом дуговая печь не имеет права использовать этот потенциал только в течение примерно половины цикла, как это происходит на печи, работающей в режиме устаревшей двухшлаковой технологии плавки. Более того, современный набор технологий доводки позволяет выполнять эти операции в ковше гораздо более эффективно, чем в дуговой печи.

Функции внепечной доводки стали в ковше здесь не рассматриваются, поскольку данное звено технологии находится за рамками поставленной задачи. В общем виде – это доводка по температуре и химическому составу, очистка от некоторых вредных примесей, а также воздействие на морфологию неметаллических включений. Из перечисленных функций ясно, что наиболее соответствует их выполнению установка с возможностью подогрева металла (при необходимости – под вакуумом) и набором средств перемешивания, присадки кусковых и инжектирования порошковых материалов.

2.2.1. Донный выпуск

Все же одно из требований внепечной обработки остается неотъемлемым технологическим элементом плавки в печи – имеется в виду отсечка печного шлака при выпуске, поскольку его присутствие в ковше мешает эффективной обработке металла. Эту задачу решали сначала удалением шлака непосредственно из сталеразливочного ковша, переливом из одного ковша в другой и т.д., т.е. трудоемкими и не очень надежными методами.

Первым шагом в направлении упрощения и повышения надежности отсечки шлака было использование так называемого

сифонного выпуска, т.е. размещение выпускного отверстия печи ниже уровня расплавленной ванны. Следующим шагом стал метод донного центрального, а затем внецентренного (эркерного) выпуска, который дал наряду с обеспечением отсечки шлака и оставления части металла повлек за собой и другие положительные эффекты. Хотя метод сифонного выпуска при надлежащей его реализации дает неплохие результаты по отсечке шлака, все же донный выпуск признан техническим решением более высокого уровня, о чем свидетельствует факт оснащения им подавляющего большинства сверхмощных печей, введенных или реконструированных после 1985 г. [15-18].

Нет необходимости подробно останавливаться на этом технологическом решении. О том, что это действительно революционное по своей сути решение свидетельствуют обобщенные показатели эффективности применения внецентренного донного выпуска дуговых печей по сравнению с печами обычной конструкции [19]:

- обеспечение бесшлакового выпуска металла;
- обеспечение технологии плавки с оставлением части жидкого металла от предыдущей плавки в печи;
- уменьшение диапазона угла наклона печи на 28-30°;
- уменьшение длины гибких кабелей короткой сети на 2 м;
- сокращение длительности цикла плавки от выпуска до выпуска за счет возможности ввода повышенной мощности на 5 мин, и за счет ускорения операции выпуска металла на 4 мин;
- уменьшение доли поверхности стен печи, футерованных огнеупорными материалами на 22%, с аналогичным увеличением доли поверхности стен, подвергаемой водяному охлаждению;
- снижение расхода огнеупорных материалов на 2,5-3,5 кг/т;
- снижение расхода заправочных торкрет-масс на 2 кг/т;
- уменьшение длины струи металла при выпуске на 2 м;
- уменьшение перегрева металла в печи перед выпуском на 30°С;
- сокращение расхода электроэнергии за счет уменьшения перегрева металла в печи на 20-25 кВт·ч/т;
- снижение расхода электродов на 6%;
- обеспечение компактности струи металла при выпуске из печи;

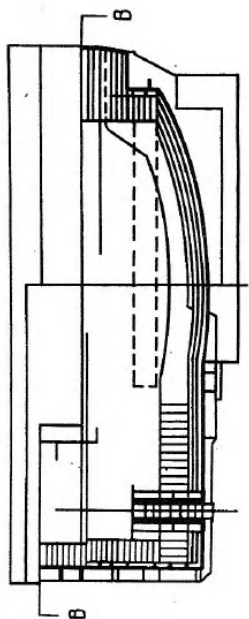
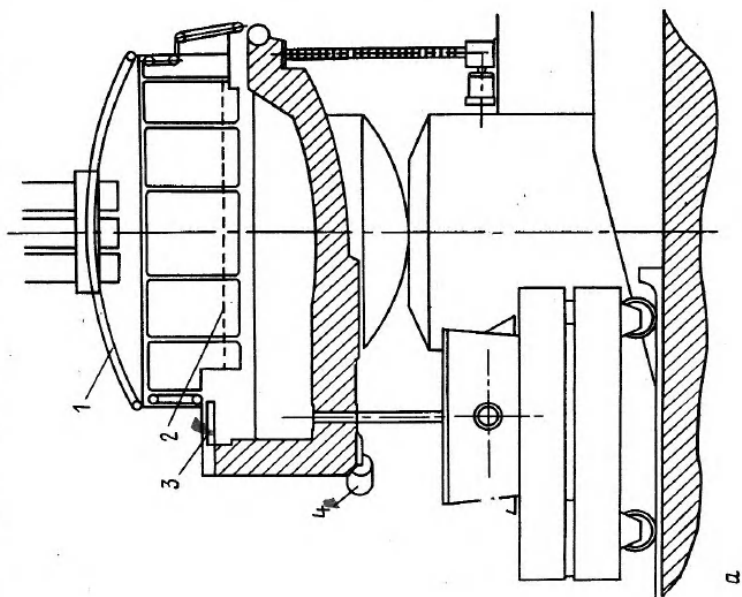
- увеличение стойкости футеровки сталеразливочных ковшей в 1,5-2 раза;
- обеспечение возможности выпуска стали в ковш, закрытый крышкой;
- увеличение вместимости печи за счет замены значительной части футерованных стен водоохлаждаемыми панелями и за счет дополнительного объема эркерной части печи на 12-15%;
- увеличение стойкости огнеупорной подины за счет надежного обеспечения технологии плавки с остатком металла на 500-1000 плавов;
- обеспечение возможности полного опорожнения печи;
- сокращение пылегазового неорганизованного выброса при выпуске плавки за счет сокращения длительности этой операции и большей плотности струи примерно на 50%;
- повышение безопасности и удобства обслуживания выпускного отверстия;
- увеличение производительности печи за счет большей массы плавки, сокращения длительности выпуска и повышения среднего уровня вводимой в печь мощности на 10-15%;
- снижение эксплуатационных затрат на 10-16 марок ФРГ/т жидкой стали.

Следует отметить, что температура металла в эркерной зоне примерно на 50°C ниже, чем в центральной части печи, что создает ряд трудностей. Важное усовершенствование для ликвидации этого явления разработала и внедрила фирма *Va-dishe Stahlwerke (BSW)*, ФРГ. На печи этой фирмы металл в эркерной части печи подвергают газовому перемешиванию перед выпуском с целью гомогенизации расплава по температуре. Этот простой прием позволил все 100% плавов выпускать, не прибегая к предварительному прожиганию выпускного канала кислородом [13].

Другим решением является разработка конструкции печи со "смещенным" донным выпуском (рис. 8) [9].

В отличие от печи с внецентренным донным выпуском в печи со "смещенным" выпуском отверстие смещено на 7,5° от центральной линии, объем металла в эркерной зоне больше и теплотери через панель-крышку меньше, т.к. она почти является частью главного свода печи. Все это позволяет еще больше снизить нагрев металла в печи и увеличить его массу.

Рис. 8. Схема дуговой печи со "смещенным" (а) и внецентричным (б) донным выпуском; 1 — водоохлаждаемый свод; 2 — водоохлаждаемые панели с увеличенной высотой; 3 — водоохлаждаемая панель (крышка); 4 — гидрпривод затвора шибера



A-A

B-B

б

а

2.3. Критерии технологии высшего уровня

Эффективность работы дуговой печи можно оценить с помощью величины полной длительности цикла плавки от одного выпуска до другого:

$$t_{\text{ц}} = \frac{M \cdot W}{N \cdot \eta} + t_{\text{пер}}$$

где $t_{\text{ц}}$ - длительность цикла плавки, мин; W - удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т; M - масса жидкой стали, выпускаемой из печи, т; N - мощность печного трансформатора, кВ·А; η - коэффициент использования мощности трансформатора; $t_{\text{пер}}$ - межплавочное и бестоковое время, мин.

Согласно этой формуле, повышение производительности дуговой печи может быть достигнуто:

- снижением расхода электроэнергии за счет повышения эффективности ее потребления, а также замены альтернативными энергоресурсами;
- увеличением массы выпускаемой стали за счет увеличения емкости печи и даже с помощью перегруза;
- повышением мощности трансформатора и коэффициента его использования;
- сокращением длительности бестоковых технологических операций.

Последний способ считается наиболее дешевым и эффективным. По мнению фирмы Mitsubishi (Япония), на сегодняшний день показателем высшего уровня технологии следует принимать производительность порядка 100 т/ч [20], которую показывают некоторые печи Японии и ФРГ, хотя средний ее уровень для Японии пока остается значительно более низким - порядка 35-40 т/ч [12].

Интегральным показателем оптимальности технологии и организации плавки стали в дуговой печи являются коэффициенты использования установленной мощности (K_M) и токового времени плавки ($K_{\text{ТВ}}$):

$$K_M = \frac{\sum P_i \cdot t_i}{t_{\text{ток}} \cdot P_{\text{макс}}}, \quad K_{\text{ТВ}} = \frac{\sum t_i}{t_{\text{ц}}}$$

где P_i - средневзвешенная мощность потребляемой энергии в i -том периоде плавки; t_i - длительность i -того перио-

да плавки; $P_{\text{макс}}$ - максимальная потребляемая мощность, обеспечиваемая на данной печи; $t_{\text{ц}}$ - длительность полного цикла плавки от выпуска до выпуска.

Кроме того, иногда пользуются показателем удельной производительности дуговой печи, отнесенной к единице средневзвешенной мощности:

$$K_{\text{уп}} = \frac{M}{t_{\text{ц}}(P_{\text{макс}} \cdot K_{\text{м}})} \quad \text{т /ч.МВт.}$$

Технология высшего уровня плавки требует, чтобы $K_{\text{м}} \geq 0,9$; $K_{\text{ТВ}} \geq 0,75$ и $K_{\text{уп}} \geq 1,5$ т/ч.МВт.

2.4. Профессиональная подготовка кадров

Работа современного высокопроизводительного предприятия определяется профессиональной подготовкой кадров. Так, руководство фирмой BSW (ФРГ) считает, что успех их фирмы на 80% определяется людьми. Даже один нерадивый или плохо подготовленный рабочий может нарушить или полностью остановить производство. Поэтому подготовке и постоянному обучению рабочих и инженерных кадров уделяется первостепенное внимание [21].

Так, перед вводом новой дуговой печи фирмы Babcock (США) кандидаты на должности сталеваров и разлильщиков были отобраны за полгода до пуска печи. Затем они прошли стажировку в старом цехе и на лучших заводах фирм Krupp в Зигене (ФРГ), SAFE во Франции и ARBED в Люксембурге [22].

Для комплектования персонала новых подразделений фирмой Timken (США) разработана специальная концепция подбора кадров. Она включает анализ общеобразовательной подготовки кандидатов, оценку их предыдущей деятельности инспекторами по кадрам и оценку физических способностей. Будущие работники оцениваются и с помощью тестов, нацеленных на выявление их способностей, а также умения излагать свои мысли. Учитывается также их темперамент. В ходе собеседования с инспекторами по кадрам выявляются их личные интересы, связанные с работой. Рабочие и служащие, отобранные для технического обслуживания печей проходят дополнительную подготовку либо в других цехах фирмы, либо на заводах других стран. Так, еще до проведения первой плавки были

сформированы бригады эксплуатационного персонала. Одна из этих печных бригад прошла трехнедельную подготовку в ФРГ, а бригада разлильщиков обучалась в Японии [23].

Фирма BSW (ФРГ) готовит персонал для работы на заводе фирмы в специально ею созданном учебном центре, куда принимают юношей в возрасте 16-18 лет после окончания средней школы. Обучение в центре продолжается 3-4 года и включает изучение теоретических основ и получение практических навыков. После сдачи выпускных экзаменов обучаемые приступают к самостоятельной работе не сразу, а вводятся по специальной программе. Обучение продолжается постоянно и в ходе работы независимо от стажа работы, на что отводится неделя в год. В учебном центре на 100 обучаемых приходится 20 преподавателей. На содержание центра фирма ежегодно выделяет 3-4 млн. марок ФРГ [21].

3. ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ВЫПЛАВКИ СТАЛИ В ДУГОВЫХ ПЕЧАХ ПО ТЕХНОЛОГИИ ВЫСШЕГО УРОВНЯ

3.1. Интенсификация ввода электроэнергии

Применяемая в настоящее время технология высшего уровня подразумевает отказ от идеи адаптации (а на практике уменьшения) вводимой электрической мощности в соответствии с такими привычными ограничениями, как:

- низкая конструктивная устойчивость материалов (керамических, металлических) к воздействию мощных дуг;
- неоптимальность электрических характеристик короткой сети на самой печи или потенциальные отрицательные эффекты во внешних энергосетях (фликер и т.п.);
- недостаточные функциональные характеристики узлов и механизмов самой печи, а также всего оборудования, вовлеченного в технологический процесс;
- выполнение в печи технологических операций, не требующих использования максимальной мощности.

Высшая технология:

- приспосабливается к использованию максимальной удельной мощности трансформатора;
- применяет такие материалы, которые обеспечивают экономически оправданный ресурс эксплуатации отдельных элементов печи в условиях облучения дугами максимальной мощности (естественно, с учетом защитных технологических приемов);

- применяет короткие сети с минимальным электрическим сопротивлением, а также компенсаторы реактивной мощности;
- обеспечивает максимальное быстродействие не только механизмов самой печи, но и всего вспомогательного оборудования, в том числе кранового;
- полностью исключает любые технологические операции, которые можно выполнить вне печи после выпуска, а также любые виды ожидания из-за нестыковки технологических этапов.

Таким образом энергетическую формулу технологии высшего уровня можно свести к обеспечению таких технологических конструктивных и организационных решений, при которых средняя электрическая мощность поддерживается на уровне не ниже определенного предела, например, 90% максимальной.

Ниже кратко представлены некоторые из основных элементов реализации этой формулы.

3.1.1. Увеличение удельной мощности печных трансформаторов

Эта идея была одной из главных при разработке концепции сверхмощных печей в 70-е годы. Действительно, как видно из рис. 9, показатель удельной мощности дуговых печей 200-400 кВ.А/т в начале 70-х годов достиг 500-900 кВ.А/т к середине 80-х годов, а в последние годы на отдельных заводах даже приблизился к 1000 кВ.А/т. Например, фирма SAFE (Франция) ввела 100-т печь с трансформатором 90/96 МВ.А. Однако в настоящее время все же наблюдается тенденция стабилизации этого параметра на уровне 550-700 кВ.А/т [24-25].

Объяснение этого явления вполне понятно - технология высшего уровня расширяет содержание данного параметра, учитывая не только электрический потенциал мощности, но и альтернативные ресурсы, повышающие совокупный энергетический потенциал (интенсивное использование в процессе плавления кислорода, топлива, подогретой шихты и т.д.).

Для иллюстрации указанной тенденции ниже дан перечень характеристик дуговых печей, включенный в перспективный каталог фирмы Mannesmann Demag (ФРГ), одной из ведущих фирм в области создания дуговых печей (табл. 6) [19].

На японских высокопроизводительных печах, отличающихся наиболее полным применением альтернативных энергоресурсов, удельная мощность еще ниже - в пределах 400-600 кВ.А/т.

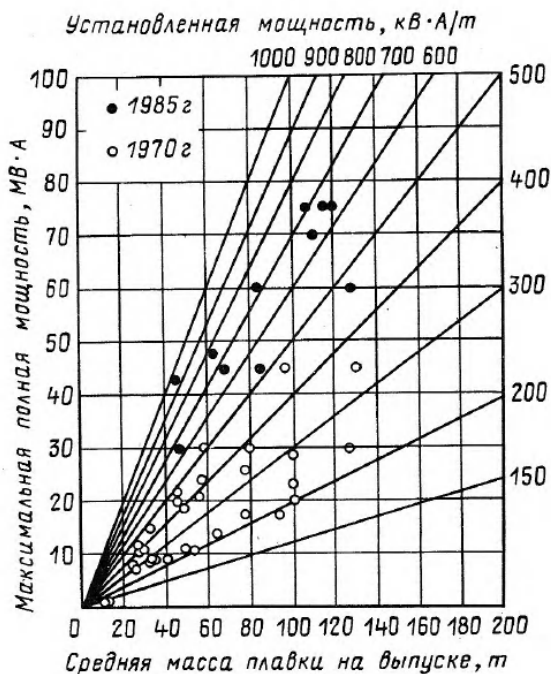


Рис. 9. Сравнение показателей удельной установленной мощности дуговых печей в 1970 и 1985 гг.

Таблица 6

Электрические характеристики дуговых печей фирмы
Mannesmann Demag

Емкость печи, т	Номинальная мощность транс- форматора, МВ·А	Удельная электрическая мощность, кВ·А/т	
		Пределы	Средняя
60-70	30-45	500-640	575
70-90	40-48	530-570	550
85-95	50-65	590-680	645
95-120	55-66	550-580	565
120-150	75	500-625	570
140-180	90	500-645	570
180-220	120	550-670	610

3.1.2. Плавка с использованием остатка расплава от предыдущего цикла

Этот технологический прием утвердился в своем самостоятельном значении в конце 70-х – начало 80-х гг. и рассматривался как вынужденное следствие надежной отсечки шлака при выпуске плавки [26-27]. Однако, очень скоро выявились его собственные достоинства:

- остаток металла, закрывая подину, защищает ее от опасности прожога мощными дугами, что дает возможность в течение 1-2 мин выйти на предельную мощность;
- наличие в печи металла сверх номинальной массы позволяет точно дозировать необходимое количество расплава, выпускаемого в ковш, особенно в случае разливки стали в слитки;
- оставленный шлак облегчает шлакообразование в последующей плавке, способствуя устойчивому горению дуг;
- обеспечивается возможность эффективной подачи кислорода с самого начала плавки.

Для осмотра и ремонта подины или в случае перехода на выплавку стали другой марки, несовместимой с предыдущей, печь опорожняют полностью, что учитывают при определении необходимой массы шихты для данной плавки.

Работа с остатком металла ("болотом") позволила заметно увеличить среднюю потребляемую мощность за счет устранения ограничений начального периода плавления.

3.1.3. Водоохлаждаемые элементы футеровки дуговой печи

Интенсивный ввод энергии в современную дуговую печь обеспечивается с одной стороны высокой удельной мощностью трансформатора, повышенным расходом кислорода, топливно-кислородными горелками, а с другой – применением водоохлаждаемых элементов печи, способных противостоять сверхвысоким тепловым нагрузкам, развитие которых в указанных условиях оказывается неизбежным.

Системы охлаждения формируют из отдельных элементов, что облегчает контроль за их состоянием и быстроту монтажно-демонтажных работ в случае локального повреждения.

В основном используют два типа водоохлаждаемых элементов – трубчатые системы Mannesmann Demag и коробчатые системы Korf-Fuchs [1]. Первые имеют большие габариты, но функционально более гибки, в то время как вто-

рые проще в изготовлении и лучше подходят при ограничениях их размещения. Однако главным критерием служебного соответствия все же остается не конструкция, а материал, из которого выполнены панели. Панели из стали в состоянии выдерживать тепловую нагрузку не более 500 кВт/м^2 . В печах с максимальной интенсивностью плавления в "горячих" зонах, как правило, развиваются более высокие нагрузки, что и привело к разработке специальных элементов из меди, у которой теплоотводящая способность на порядок выше, чем у стали. Медные панели обычно устанавливают в нижней части поверхности стен, подлежащей охлаждению, в тех зонах, где тепловая нагрузка превосходит допустимую для стали.

Практика показала целесообразность размещения панелей таким образом чтобы между ними сохранялась небольшая огнеупорная прослойка. Этот прием способствует лучшему охлаждению огнеупорных частей футеровки, уменьшая их локальный износ. Кроме того, подобное размещение панелей обеспечивает лучшую адгезию заправочных материалов вследствие неравномерности степени износа огнеупоров. Согласно сообщениям фирмы Mitsubishi, стойкость медных водоохлаждаемых элементов на отдельных печах составляет от 8,5 до 15 тыс. плавов, в то время как стойкость стальных панелей (размещенных в менее нагруженных зонах) не превышает 5-7 тыс. плавов [20]. Благоприятным фактором, способствующим улучшению условий службы панелей является набрызгивание слоя шлака на поверхность панелей благодаря поддержанию соответствующего шлакового режима плавки. Высота установки панелей над уровнем ванны 300-350 мм (медных даже на высоте 200 мм) позволяет продолжать работу на длинных дугах даже после того, как стены перестают экранироваться шихтой (в период доплавления и нагрева).

Поскольку стальные панели устанавливают в зоне сравнительно небольшой тепловой нагрузки, их габариты больше, чем у медных, их конструкция должна обеспечивать достаточную прочность с учетом ударных нагрузок при завалке шихты и вибрации кожуха печи.

Применение водоохлаждаемых элементов стен в 10-15 раз снизило расход огнеупоров, уменьшило на 10-15% расход графитированных электродов, сделало более надежным планово-профилактическое обслуживание футеровки, в том числе холодные ремонты. Содержание таких работ во многом свелось к монтажно-демонтажным операциям, требующим значительно

меньших затрат времени, что обеспечивает увеличение рабочего ресурса печи (или иначе - дополнительную производительность) более чем на 20%.

Разработка водоохлаждаемого свода позволила ограничить его часть, подлежащую обязательному выполнению из огнеупоров лишь зоной вокруг электродов. Стойкость такого уменьшенного свода повышается благодаря меньшей степени его деформации. Однако возникла новая проблема, связанная с действием мощного магнитного поля вокруг электродов, способного генерировать ток в металлических частях. Проблему эту решили, применяя специальные контрмеры, ограничивающие циркуляцию наводимых токов. Новая конструкция свода облегчила размещение в нем отверстий под газоотводящий патрубок и под течку для присадки материалов (так называемое "пятое отверстие").

Для охлаждения стен и свода печи расходуется 6-9 т/м².ч воды. Для уменьшения расхода воды и лучшего использования тепла охладителя применили систему пароиспарительного охлаждения печи.

При испарительном охлаждении с принудительной подачей из наполовину наполненного парового барабана охлаждающая вода с помощью перекачивающего насоса (24 бар, 210°C) подается к охлаждаемым элементам стен и свода. Там часть воды испаряется (доля пара 4%), водопаровая смесь подается опять к паровому барабану и сепарируется там на воду и пар. В водопроводе поддерживается давление 12-16 бар, так что избыточное давление в 16 бар в системе испарительного охлаждения достаточно для регулируемой отдачи воды в сеть. На 80-т дуговой печи с площадью охлаждаемой части стен 26 м² и площадью охлаждаемой части свода 25 м² при испарительном охлаждении производится в среднем 7,5 т/ч пара при расходе охлаждающей воды 290 м³/ч. Повышенные затраты по сравнению с водяным охлаждением перекрываются за счет получения сухого пара [28-29].

3.1.4. Работа со вспененными шлаками и вдувание углеродсодержащих материалов

Логика последовательных этапов достижения высокой производительности дуговой печи (резкое увеличение вводимой мощности + использование лома с относительно малой насыпной массой + поддержание максимального напряжения на дуге

или иначе работа с длинными дугами при соответственно минимальной силе тока) неизбежно привела к техническим решениям, без которых достижение цели было бы практически невозможным.

Первым шагом решения проблемы подвода большой мощности стало использование интенсивного охлаждения стен и свода печи. Однако даже водяное охлаждение не в состоянии было бы обеспечивать стойкость против огромных тепловых нагрузок, если бы одновременно не использовали другое естественное явление — экранирование дуг шлаком. Давно известное сталеплавильщикам отрицательное явление вспенивания шлака, затрудняющее теплопередачу в мартеновских печах и создающее опасность выбросов металла в кислородных конвертерах, в дуговых печах оказалось тем небольшим, но важнейшим технологическим элементом, благодаря которому окончательно утвердилась концепция скоростной плавки.

Физико-химическая сущность приема экранирования мощных дуг вспененным шлаком становится понятна из рис. 10 [30].

Условия передачи энергии дугой непрерывно изменяются под действием процессов, протекающих между концом электрода, шлаком и металлической ванной. На границе электрод — дуга и дуга — ванна напряжение в силу физических причин снижается до 40 В (для дуги длиной 250 мм). По необходимости для равномерного горения дуг напряженности поля, равной 1 В/мм, общее падение напряжения равно 290 В (рис. 10, а). Согласно этому примерно 86% электрической мощности излучается дугой, а около 14% мощности у конца электрода и в пятне горения превращается в тепловую энергию (примерно в равных долях).

При коротком замыкании между электродом и ванной преобразование подводимой еще энергии происходит в основном в графите (рис. 10, б). При свободном горении дуги (рис. 10, в) общая степень передачи энергии составляет 36%. Если исходить из того, что общее количество остальной излучаемой дугой энергии распределяется между стенкой печи, сводом печи и жидкой ванной (по одной трети).

Если дуга наполовину своей длины (рис. 10, г) или полностью (рис. 10, д) погружена в шлак, то и излучаемая дугой энергия будет передаваться примерно наполовину (43%) или полностью (благодаря теплопроводности шлака) ванне металла. Коэффициент использования энергии составит тогда соответственно 65 и 93%.

На рис. 10, е и ж показаны нагрев за счет тепла дуги

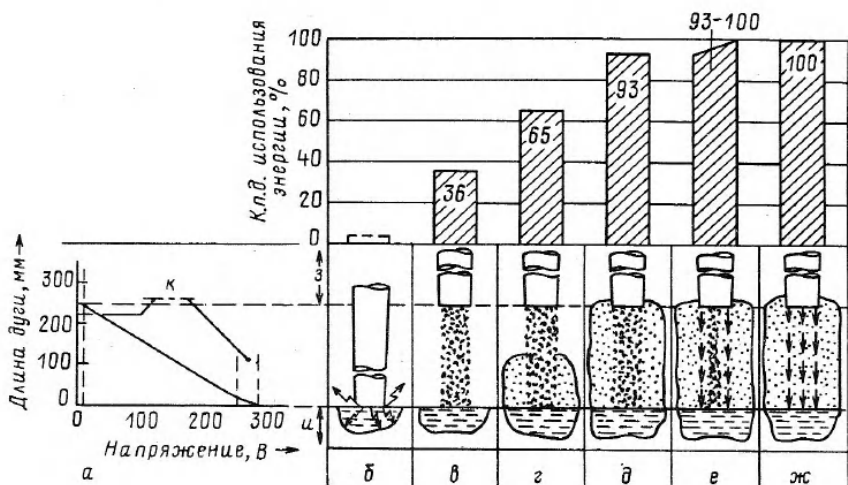


Рис. 10. Влияние пенистого шлака на коэффициент использования энергии при передаче ее от электродов к ванне металла: а - распределение напряжений в дуговой печи; б - короткое замыкание; в - свободногорящая дуга; г - дуга, наполовину погруженная в пенистый шлак; д - дуга, полностью погруженная в пенистый шлак; е - частичный нагрев сопротивлением; ж - полный нагрев сопротивлением; з - электрод; и - ванна; к - напряжение на границе раздела фаз

в сочетании с нагревом сопротивлением и нагрев только сопротивлением. Эти случаи встречаются тогда, когда шлак в силу своей удельной проводимости может имитировать сопротивление дуги и когда толщина слоя шлака достаточна велика. Тогда вследствие дополнительного уменьшения потерь энергии в пятне горения коэффициент использования энергии может возрасти до 100%.

На рис. 11 наглядно представлена аналогия действия вспененного шлака с электрической моделью которая позволяет уяснить не только эффективность экранирования излучения, но и причины более стабильного поведения самой дуги [31].

Основными факторами, оказывающими влияние на образование пенистого шлака, являются газовая фаза (количество газов, образующихся в результате реакций обезуглероживания ванны или восстановления оксидов железа шлака углеродом ванны или вдуваемым в шлак) и шлаковая ванна (температура,

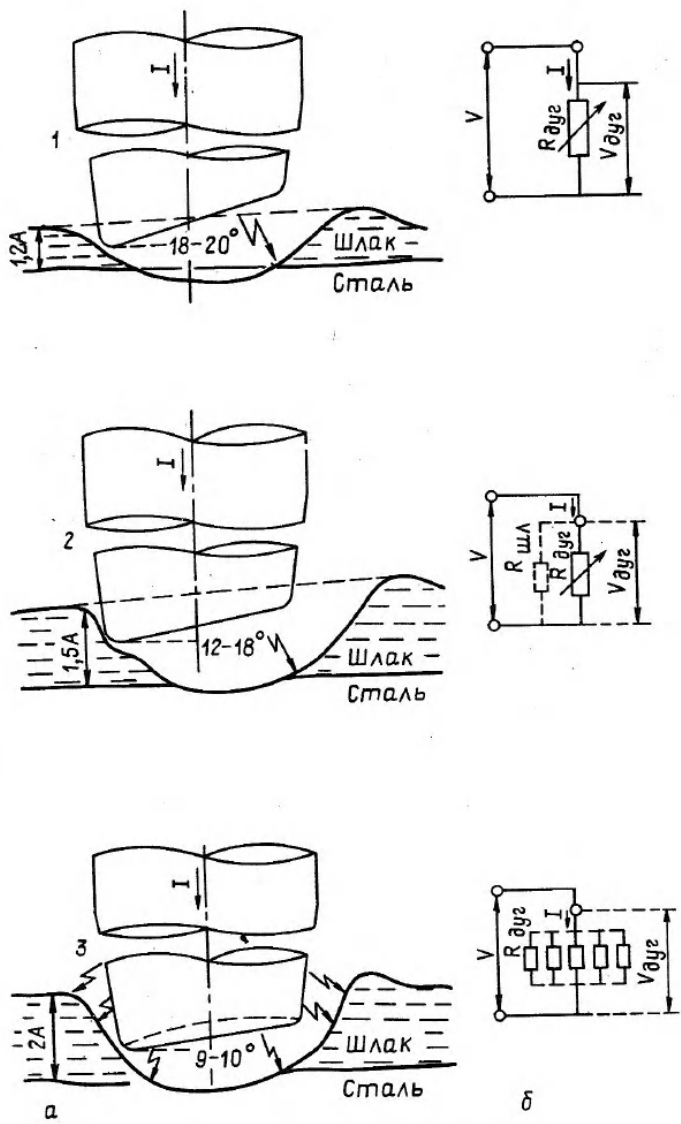


Рис. 11. Схема горения дуг в зависимости от характеристик шлака: а - физическая модель; б - электрическая модель; 1 - горение дуги при наличии обычного (невспененного) шлака; 2 - то же при частично вспененном шлаке; 3 - то же при вспененном шлаке

состав, вязкость, поверхностное натяжение шлака, межфазное натяжение шлак-металл).

Для получения вспененных шлаков необходимы таким образом газообразующий потенциал и наличие готового шлака с определенными физико-химическими свойствами.

Для поддержания вспененных шлаков должны быть выполнены три обязательных условия: 1 - повышенный расход шлакообразующих, обеспечивающих основность шлака более 1,7; 2 - вдувание кислорода для поддержания процесса кипения ванны; 3 - обеспечение содержания углерода в ванне более 0,8% или вдувание (присадка) науглероживателя в шлак.

Исследованиями физико-химических свойств электросталеплавильных шлаков в многокомпонентной системе $\text{CaO}-\text{FeO}-\text{SiO}_2-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{MgO}-\text{MnO}-\text{P}_2\text{O}_5$ установлены три области вспенивания шлака, которые показаны на рис. 12 и 13 [30].

В области I происходит равномерное вспенивание. Вследствие высокой вязкости шлаков этой области и низкой активности оксидов железа достигается постоянное вспенивание шлака. Шлаки области II вспениваются плохо вследствие большой жидкоподвижности и активности FeO_{II} . В области III вспенивание происходит неравномерно, не всегда хорошее, хотя вязкость и является достаточной, что обусловлено выделением в них двукальциевого силиката и (или) магнезиовюкстита. Поэтому при формировании шлака следует учитывать не только состав и вязкость шлака, но и отмеченные выше явления.

Удельный расход энергии при расплавлении под вспененным шлаком ниже, чем при наличии плохо вспененного шлака (рис. 14).

Экономия энергии достигает 10-30 кВт·ч/т жидкой стали. Это объясняется лучшей передачей энергии, достигаемой вследствие экранирования дуг, возможностью работы на длинных дугах, частичного нагрева сопротивлением и передачи тепла конвекцией через слой шлака в системе шлак - металл, введением дополнительного тепла окисления углерода. Особенно высокая экономия энергии наблюдается при присадке необожженного доломита, хотя на разложение доломита расходуется энергия.

Формирование и поддержание вспененных шлаков требует постоянного поступления газообразующих компонентов. Интенсификация ввода кислорода в печь с повышением его расхода до 25-30 м³/т стала важнейшим фактором обеспечения сверхвысокой производительности дуговых печей. Это

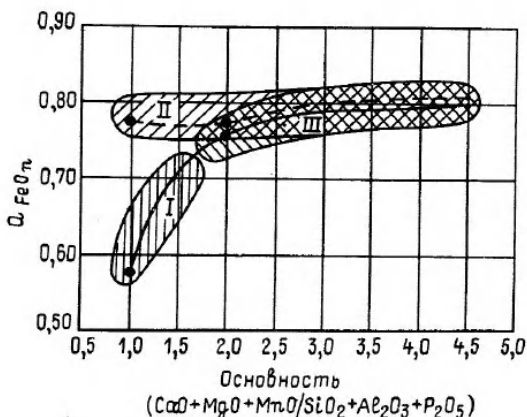


Рис. 12. Влияние активности закиси железа и основности шлака на процесс пенообразования; — хорошее вспенивание шлака; --- плохое вспенивание шлака

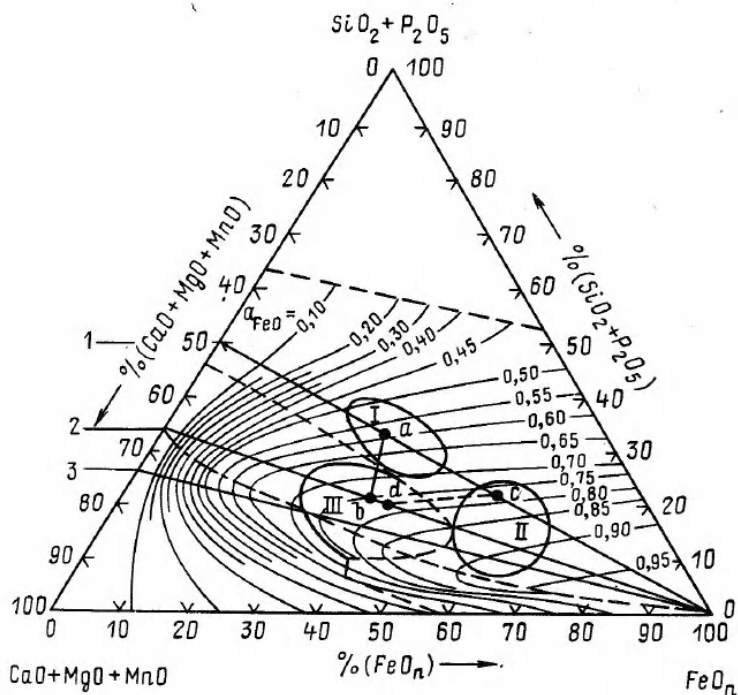


Рис. 13. Области различной степени вспенивания шлака в квазитройной системе $(CaO)-(FeO_n)-(SiO_2)$: 1-3 - показатели основности

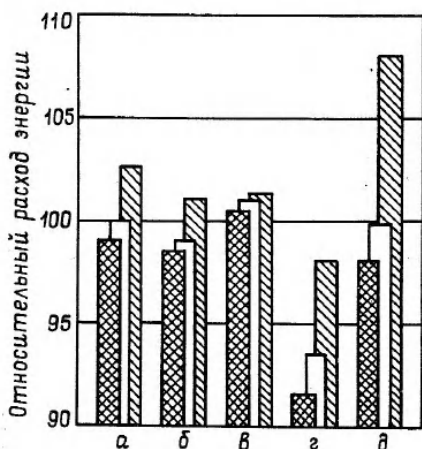


Рис. 14. Сравнение среднего расхода электроэнергии с его расходом при обычном режиме работы дуговой печи: а - обычный режим работы; б - присадка бокситов; в - присадка ферромарганца; - присадка необожженного доломита; д - присадка обожженного доломита; □ - средние значения для всех плавов; ▨ - то же для плавов с хорошо вспененным шлаком; ▩ - то же для плавов с плохо вспененным шлаком

направление впервые утвердилось в Японии. Поэтому не случайно именно здесь возникла и другая технологическая идея - использование порошкообразного углерода, в первую очередь для обеспечения вспенивания шлака в условиях дефицита углерода в балансе реакции обезуглероживания (кусковые присадки кокса характеризуются малым к.п.д., а использование чугуна не всегда экономически оправдано).

Идеальным для поддержания вспененных шлаков выглядит использование металлизированных окатышей, содержащих и углерод и кислород, и что не менее важно - равномерно вводимых в реакционную зону [16, 32].

3.1.5. Требования к шихтовым материалам

Из-за ограниченности объема статьи в нее включены сведения, относящиеся к выплавке стали в дуговых печах из лома. Использование металлизированного сырья приводит к работе по специфической технологии и к изменению технико-экономи-

ческих показателей. Этим вопросам посвящены работы [33-36].

В условиях интенсивного процесса плавки в дуговых печах требования к шихте также оказались увязанными с возможностью работать на максимальной электрической мощности. Таких преимуществ тяжеловесного лома, как повышенная чистота по остаточным примесям, малая окисленность и возможность работать с завалкой одной порции, стало недостаточно, чтобы перекрыть его недостатки: низкую скорость плавления, неэффективность работы на мощных длинных дугах, ограниченные возможности повышения расхода кислорода, затруднения с освобождением зоны перед рабочим окном, частые поломки электродов (что не только увеличивает их расход, но и резко уменьшает производительность печи), опасность выбросов металла, трудность проплавления колодцев.

Поэтому по технологии высшего уровня регламентируется применение легковесного лома с насыпной массой не более 1 т/м^3 . Отсюда вытекает тенденция увеличения рабочего объема сверхмощных печей, достигающего нередко $0,8-1,0 \text{ м}^3/\text{т}$ номинальной емкости. Решению этой проблемы способствовала замена части футеровки стен водоохлаждаемыми панелями, особенно при донном выпуске стали. Благодаря использованию водоохлаждаемых панелей рабочий объем печи при сохранении диаметра кожуха увеличился на 20-25%.

Обеспечивая максимальную скорость расплавления, легковесный лом остается потенциальным источником загрязнения стали вредными примесями, что может свести на нет любые успехи в производительности печи. Поэтому подготовке этого материала на лучших заводах придается первостепенное значение. Так, фирма BSW (ФРГ) относит работу с поставщиками лома к числу основных элементов; организуются регулярные совместные семинары, проводимые на заводе, в результате чего обе стороны резко сокращают убытки от использования некачественных шихтовых материалов. Поступающий на заводе лом подвергают входному контролю и складировать строго в порядке поступления и по категориям качества, что позволяет без затруднений определять партию лома, повлекшую выплавку некондиционного металла. Шихтовка плавов выдерживается строго в соответствии с запрограммированным соотношением компонентов в соответствии с требованиями технологии.

Что касается дополнительных затрат времени, то благодаря применению быстрходных легкоуправляемых загрузочных

кранов, задолженность на операцию загрузки от выключения печи до повторного включения после подвалки обычно составляет 1,5–3,0 мин, что с лихвой компенсируется ускорением плавления [13]. Такой подход хорошо иллюстрирует принцип приоритетности целей технологии высшего уровня – технология не должна зависеть от второстепенных проблем, напротив, эти проблемы следует решать исходя из необходимости обеспечения главной цели – высокой производительности печи.

3.2. Оптимизация потребления электроэнергии

3.2.1. Совершенствование электрического режима и оборудования

На рис. 15 показан типичный график потребления электрической мощности на современной сверхмощной 120-т дуговой печи при различном использовании мощности трансформатора [3, 37].

Видно, что технология высшего уровня (в) существенно отличается от двухшлаковой (а) и даже – одношлаковой (б) с нерациональным использованием энергетического потенциала. Отказ от периода рафинирования и ограничения мощности при плавлении привели к ускорению плавки почти в 2,5 раза.

В условиях, когда печные трансформаторы работают большую часть времени в режиме, близком к пиковому, необходимо, с одной стороны, – обеспечить минимальные потери этой мощности на вторичной стороне, а с другой – защитить внешние сети на первичной стороне от отрицательного воздействия частых бросков тока, особенно в периоды начала плавления очередной порции шихты.

Первую задачу обычно решают оптимизацией конструкции вторичного токоподвода с целью достижения минимального значения общего сопротивления. Важным фактором в этом плане становится сокращение длины гибких кабелей на печак с донным выпуском, у которых значительно меньше угол наклона печи [19]. Известны усовершенствования, касающиеся способа расположения шинных пакетов, также ведущие к уменьшению величины общего сопротивления [38].

Фирме Thyssen (ФРГ) на ее новой дуговой печи в крефельде за счет уменьшения диаметра электродов и их расхода удалось уменьшить реактивное сопротивление короткой сети с 3,6 до 2,7 мОм.

Повсеместно получили распространение трансформаторы с

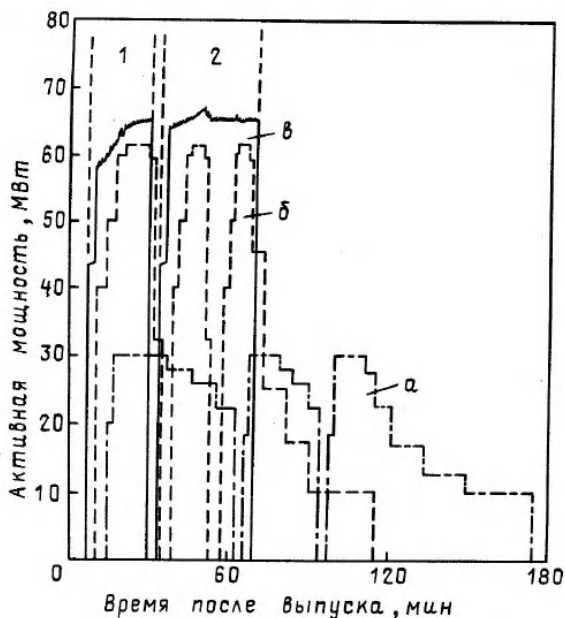


Рис. 15. Диаграмма мощностей 120-т дуговых печей с продолжительностью цикла плавки 180 (а), 120 (б) и 75 (в) мин: 1 – первая корзина; 2 – вторая корзина

пофазным регулированием мощности и переключением ступеней под нагрузкой.

Новым техническим решением, направленным на уменьшение потерь стали так называемые "токопроводящие электрододержатели". Одной из первых применила токопроводящие электрододержатели в 1984 г. испанская фирма AZMA при содействии западногерманской фирмы Fuchs Systemtechnik [24].

Эта идея позволила отказаться от использования трубошин, закрепляемых на электрододержателях и подверженных опасности короткого замыкания при отложении на них токопроводящей пыли и грязи. Новая конструкция электрододержателя отличается наличием медной обкладки на стальной водоохлаждаемой консоли, в свою очередь заключенной в жесткий коробчатый кожух, что позволяет системе регулирования перемещать электрод с высокими скоростями. Зажимное устройство также защищено от случайных механических повреждений вышеупомянутым кожухом. Крепление электрододержателей к стойке надежно предохраняется от попадания пыли. Разработ-

чки утверждают, что новая конструкция электрододержателей значительно облегчает эксплуатацию и обслуживание комбинированных электродов с водоохлаждаемой стальной верхней частью. Исследования фирмы показали, что около 90% тока благодаря скин-эффекту и при условии правильного выбора размеров протекает по наружной медной обкладке электрододержателей, а это означает, что активное сопротивление данного участка короткой сети пренебрежимо мало. Очень важно, что реактанс всех трех фаз оказывается практически одинаковым (2,46–2,58 мОм) при величине активного сопротивления в пределах 0,40–0,44 мОм. Эти значения свидетельствуют об улучшении исходных характеристик системы примерно на 30%. Новая система позволяет использовать меньший диаметр распада электродов и, что особенно важно, имеет беспреце-

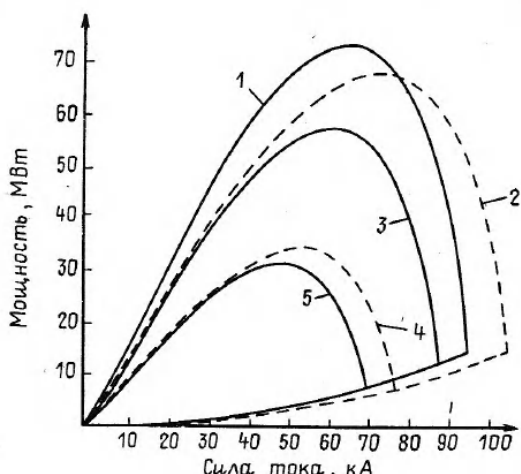


Рис. 16. Сравнение кривых мощности печного трансформатора 80/96 МВ·А дуговой печи емкостью 150 т с дросселем и без (R печи 0,41 мОм, X печи 2,7 мОм, $a = 1,2$, напряжение 475–660 В при неизменном токе на 1–9 ступенях и 688–820 В при неизменной мощности на 10–15-й ступенях): 1–15-я ступень с дросселем, включенным на 100%, напряжение 820 В; 2–10-я ступень, дроссель 0%, 688 В; 3–10-я ступень, дроссель 100%, 688 В; 4–1-я ступень, дроссель 0%, 475 В; 5–1-я ступень, дроссель 100%, 475 В

дентную эксплуатационную надежность — за 13 месяцев работы не было ни одного случая короткого замыкания. Задачу сглаживания колебаний реактивного сопротивления печной установки решают вводом дополнительной индуктивности (дресселя) на первичной стороне, предложенным Б. Баумэном в 1983 г. Одним из первых объектов, где на сверхмощной печи была реализована эта идея, стал завод фирмы ISCOR в ЮАР, который практически продемонстрировал возможность работать на длинных дугах при сравнительно небольшом токе и на максимальной мощности при небольшом коэффициенте мощности [3]. На рис. 16 иллюстрируется действие дресселя на первичной стороне.

3.2.2. Электроды

Повышение удельной мощности дуговых печей потребовало коренного улучшения качества электродов с целью повышения допустимой плотности тока с 15–20 до 25–30 А/см², повышения механической и термической стойкости графитированных электродов и снижения их удельного электросопротивления.

Резкий рост потребности в качественных электродах и цен на игольчатый кокс и электроэнергию, начиная с "энергетического кризиса" в начале 70-х гг., привел к значительному повышению стоимости электродов (в 2–3 раза по сравнению с 1970 г.) [39].

В структуре расходов по переделу в дуговых сталеплавильных печах на долю электродов приходится 8–17% общих затрат, что почти сопоставимо с расходом на энергию. Даже незначительное уменьшение расхода электродов приводит к ощутимому снижению себестоимости стали. Поэтому на изыскание возможностей снижения расхода электродов направлены значительные усилия разработчиков новых технологий и конструкций и эксплуатационников.

Технология высшего уровня, обеспечивающая резкое снижение длительности плавки за счет интенсификации подвода энергии, позволила радикально снизить расход электродов (пропорционально длительности плавки). Снижение расхода электродов обусловлено тем, что увеличение электрической мощности шло по пути роста напряжения, а не силы тока (данный параметр в квадрате увеличивает торцовый расход электродов).

Суммарный расход графитированных электродов на мощных

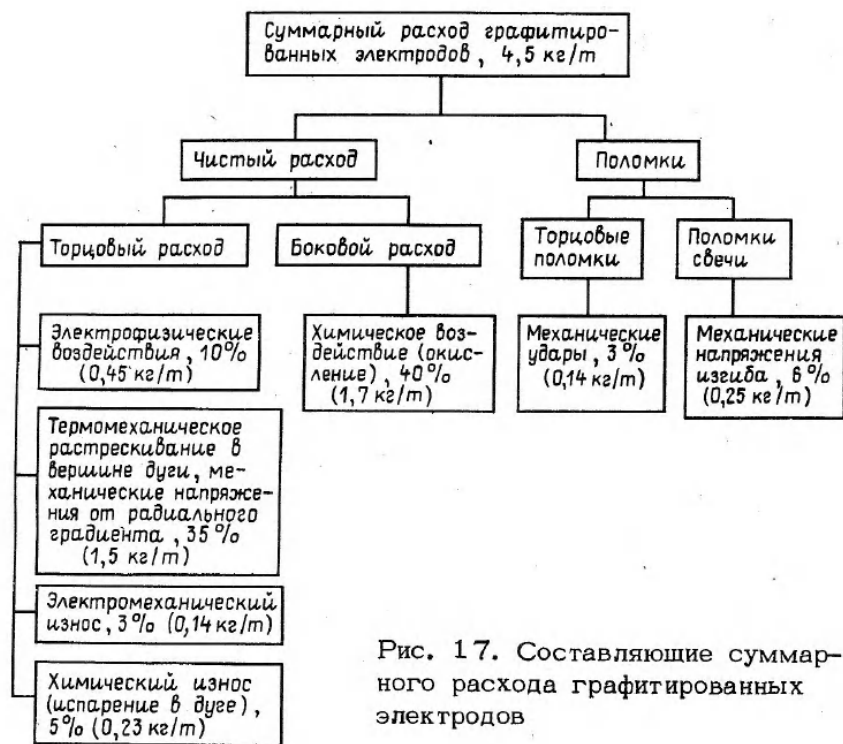


Рис. 17. Составляющие суммарного расхода графитированных электродов

высокопроизводительных печах изменяется от 2,5 до 5 кг/т стали в зависимости от качества выплавляемой стали, технологии плавки, конструкции печи, продолжительности плавки, времени простоев, электрического режима, распределения мощности по фазам и т.д. Типичный расход составляет 4,5 кг/т. Усредненные значения его составляющих представлены на рис. 17 [40].

Как видно из этого рисунка, 90–93% суммарного расхода электродов складывается из торцового и бокового расходов. На основании многочисленных исследований предложены эмпирические формулы для их определения [41]:

$$C_{\text{бок}} = 3 \frac{D+d}{2} \pi L \cdot \rho \cdot t$$

и

$$C_{\text{тор}} = \frac{0,0361 \cdot I^2 (t - \Delta t)}{d^{0,58}}$$

где I - средний за плавку ток на фазу (кА), t - время плавки (ч), Δt - время без подвода мощности на печь (ч), d - диаметр конца электрода (м), D - начальный диаметр электрода (м), L - длина окисляющегося конуса электрода (м), x - удельная скорость окисления (кг/м².ч). Значение x сильно зависит от температуры поверхности электрода: при 600°C окисление незначительно, при 800°C окисляется примерно 2,5, при 1200°C - 8,0 и при 1600°C - 10 кг/(м².ч).

Суммированием $C_{бок}$ и $C_{тор}$ (при $C_{тор}/C = d^2/D^2$) получается чистый расход электродов

$$C = \frac{0,0361 \cdot I^2 \cdot 2}{3\pi \cdot x \cdot L} \cdot \frac{t - \Delta t}{t} = K \frac{t - \Delta t}{t} = \frac{d^2 \cdot 58}{D - d},$$

Константу K определяют иногда как параметр конфигурации печи.

Из анализа последней формулы можно сделать важные выводы для практики сталеварения в дуговых печах, а именно: расход графитовых электродов в основном определяется общим временем плавки, работой печи под нагрузкой, подводимой мощностью (соотношением напряжения и силы тока), диаметром и длиной электродов и удельной скоростью окисления электрода.

Чтобы снизить боковой расход электродов необходимо стремиться к уменьшению верхности электрода, подвергаемой окислению (и максимально увеличивать часовую производительность печи), и снижению ее температуры.

Снижению скорости окисления электрода способствуют эффективно работающие уплотнения зазоров между электродом и сводом и хорошая система регулирования газоотсоса.

Для уменьшения бокового окисления электродов с 1960 г. начали использовать защитное покрытие поверхности электродов. В основном применяют два вида покрытия - исходное, наносимое в процессе изготовления электродов, и реакционное - наносимое на поверхность электродов "на печи", при технологических остановках.

Исходные покрытия (в основном системы алюминий - оксид алюминия) электропроводны. В их состав может вводиться графит (черное покрытие), что кроме защитных свойств обеспечивает лучшую электропроводимость в зажиме электрододержателя. На металлургических заводах фирмы British Steel Corp. (Великобритания) применение металлизированных

электродов позволило снизить их расход на 16-27% (с исходных 4,4-6,3 кг/т). Анализ работы шведских заводов, применяющих металлизированные электроды, свидетельствует о снижении их расхода примерно на 20%. На заводе фирмы Lingen (ФРГ) на печи емкостью 85 т расход электродов составлял 3,5 кг/т, применение электродов с покрытием снизило их расход до 3,12 кг/т, но по затратам с учетом расходов на металлизацию их использование оказалось нерентабельным [42]

Экономия расхода электродов должна превышать 15%, чтобы компенсировать расходы на их металлизацию. Поэтому применение металлизированных электродов находится на грани минимальной экономии.

Большой эффект дает "реакционное" покрытие, наносимое на поверхность горячих поднятых электродов при отведенном своде в периоды завалки или подвалки шихты.

Лучшие результаты в этом направлении получила фирма Fosco (Великобритания). Фирмой разработан состав порошка Platol, который при нанесении на горячую поверхность плавится и плотно покрывает электрод защитным слоем. Промышленную проверку Platol проводили на 120-т дуговой печи завода фирмы Thyssen Niderrhein в Оберхаузене (ФРГ). Была разработана специальная конструкция напыления, представляющая систему подвижных кронштейнов, на концах которых смонтированы аппликаторы-распылители, охватывающие электрод в момент напыления. Расход Platol составлял 0,15 кг/т, а общее снижение затрат 3,5 марки/т, при снижении расхода электродов с 4,5 до 3,5 кг/т стали. Однако для печей с производительностью более 20 тыс.т/мес эта система оказалась экономически не приемлемой.

Была разработана новая система покрытия нанесения на электроды. Покрытие, состоящее из спеченного порошка карбида кремния на борной связке, наносится специальным мини-аппликатором на секцию электрода перед навинчиванием на электродную свечу. Устройство для нанесения покрытия монтируется на колонне у печи и работает автоматически. Операция напыления электрода продолжается около 30 сек. На 45-т печи мощностью 30 МВ·А фирмы Thyssen Niderrhein (ФРГ), имеющей месячную производительность 19 тыс.т при работе с мини-аппликатором достигли уменьшения расхода электродов на 16% (с 4,5 до 3,8 кг/т) или с учетом затрат на покрытие - на 11%, с экономией затрат 2,54 марки ФРГ/т. В настоящее время эта система нанесения покрытия используется на многих печах емкостью 45-250 т в ФРГ,

США, Канаде, Швейцарии, Италии и ЮАР. Минимальное уменьшение расхода электродов с учетом затрат на покрытие составляет 0,4 кг/т [39].

Фирмой Nalco Chemical Co. (США) разработано несколько видов защитных покрытий для электродов, объединенных под названием Oxishield. На первой стадии покрытие наносили с помощью форсунок с платформы или с подъемника. В дальнейшем была разработана система автоматического напыления (рис. 18).

При отведенном в сторону своде с помощью аппликаторов электроды сначала обдувают сжатым воздухом для удаления графитовой и печной пыли, а затем производят нанесение покрытия. Применение покрытия Oxishield на 160-т и 240-т дуговых печах позволило уменьшить расход электродов диаметром 600 мм на 10% (с 4,5 до 4 кг/т). При стоимости электродов 2900 долл./т для 160- и 240-т печей экономия на электродах составляет 0,68 и 0,88 долл./т соответственно [43].

Поиски путей уменьшения площади боковой поверхности и омического сопротивления электродов выявили еще одно направление - использование охлаждаемых электродов. Концепция водоохлаждаемых электродов возникла еще в 1906-1910 гг., но начала развиваться только чуть более 10 лет назад.

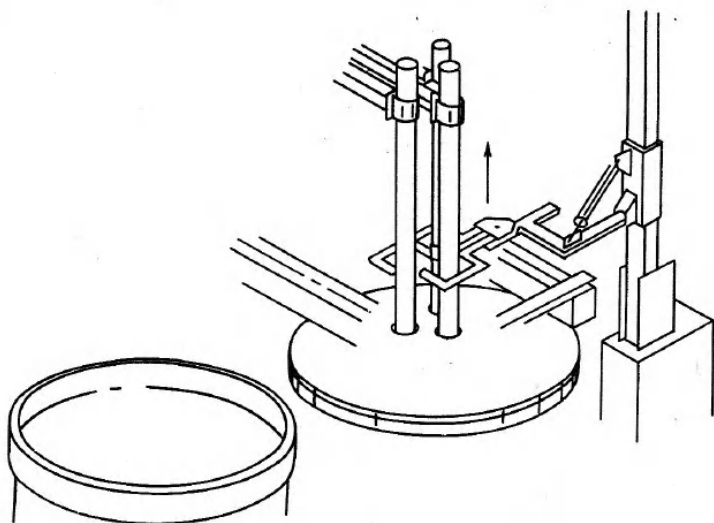


Рис. 18. Система автоматического напыления электродов

На заводе Knoxville Iron на 35-т дуговой печи провели испытания охлаждаемого электрода Permtrode [44]. В этой конструкции в графитовой секции электрода просверливают сквозное отверстие диаметром 100 мм (для электрода диаметром 400 мм). Поверхность сверления защищают от разрушения слоем смолы. В сверление вставляют металлическую водоподводящую трубу. В нижней части охлаждаемой секции ввинчен медный ниппель, к которому присоединена рабочая графитовая секция электрода длиной примерно 1 м. После сторания рабочей части электрода производят наращивание электрода по схеме, представленной на рис. 19.

При применении таких охлаждаемых электродов расход графита был снижен с 4,7 до 3,6 кг/т (на 24%), увеличена производительность печи с 15,2 до 15,7 т/ч и снижен расход электроэнергии с 491 до 488 кВт·ч/т. Предполагается в дальнейшем на электроды наносить защитное покрытие, что может дополнительно снизить расход электродов еще на 0,20–0,25 кг/т.

В конструкции охлаждаемых графитированных электродов системы Von Roll (Швейцария) верхняя и средняя части свечи состоят из соединенных графитовыми ниппелями водоохлаждаемых секций (длиной 4 м). Для создания таких секций в графитированном электроде по окружности просверливают отверстия, в которые вставляют медные трубки. По этим трубкам поступает и отводится вода и протекает ток. Разрабатывая дальше эту конструкцию, нижнюю водоохлаждае-

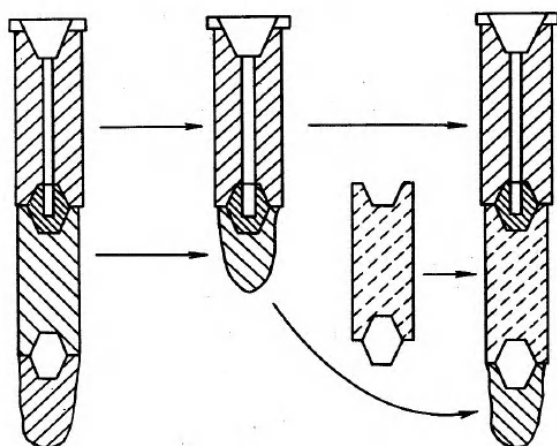


Рис. 19. Схема наращивания электродов системы Permtrode

мую графитированную часть свечи заменили водоохлаждаемой керамической секцией из фасонного кирпича. Конец нижней водоохлаждаемой секции соединен с водоохлаждаемым медным блоком с ниппелем, на котором крепится рабочая часть свечи. Испытание водоохлаждаемой комбинированной свечи системы Von Roll на 50-т дуговой печи с трансформатором 48 МВ·А в Герлафингине показало снижение расхода электродов с 4,9 до 2,9 кг/т. Несмотря на столь хорошие результаты, эта конструкция, кроме как на заводе фирмы Von Roll, распространения не получила вследствие относительно больших поломок электродов [40].

Дальнейшим развитием охлаждаемых электродов явились комбинированные электроды. В них 50–70% свечи составляет водоохлаждаемая металлическая часть, к которой присоединена расходуемая графитированная часть. Типичный водоохлаждаемый электрод состоит из верхней охлаждаемой части и графитовой нижней расходуемой части (рис. 20).

В качестве конструкционного материала для верхней части электрода и для изготовления ниппелей используют сталь, медь, алюминий (а также и графит). Для защиты металлических и графитовых элементов используют также химические и керамические покрытия.

Основные разновидности комбинированных электродов можно разделить на три группы:

1. Комбинированные электроды с металлической частью

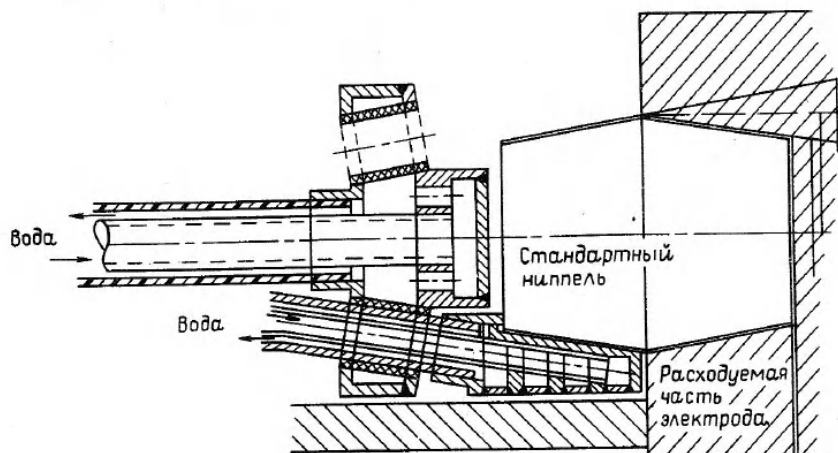


Рис. 20. Конструкция комбинированного водоохлаждаемого электрода

электроды небольшой длины без защитного покрытия. Примером такой конструкции является электрод фирмы STELCO (Канада), опробованный на 80-т печах завода в Эдмонтоне с экономией электродов около 20% [45]. Большие тепловые нагрузки незащищенной металлической части даже после ошлакования требуют расхода воды 45-60 м³/ч на каждый электрод, что ограничило распространение такого типа электродов.

2. Комбинированные электроды с длинной металлической трубкой, средняя часть которой имеет диаметр меньше диаметра электрода, что обеспечивает предотвращение электропробоя на шихту. За счет брызг шлака на трубе создается защитный шлаковый гарнисаж. Такого типа электроды системы Korf Fuchs опробованы на заводе фирмы BSW в Келе (ФРГ) на дуговой печи мощностью 40-48 МВ·А. Применение их позволило снизить расход графита до 2,55 кг/т. Однако расход воды на такие электроды также большой - 35-60 м³/ч на один электрод. Не исключается и появление двойной дуги.

3. Комбинированные электроды с длинной металлической трубкой с керамическим покрытием (рис. 21).

Конструкция таких электродов разработана фирмами Arc Technologies (Нидерланды), Conradt и Co Metallektroden (ФРГ). Теплоизоляция металлической части позволяет работать с меньшим расходом воды - 17 м³/ч для электродов диаметром 500 мм и 27 м³/ч - для электродов диаметром 610 мм при работе на печах мощностью 80/100 МВ·А. Экономия графита на обычных дуговых печах составляет 25-35%, на высокомошных печах, работающих с длинными дугами, 22-28%, при работе с короткими дугами - 30-37%.

Чистая экономия с учетом затрат на изготовление электродов составляет 7-8% от общей их стоимости [46].

Сравнительные данные о расходе электродов при работе с различными электродами приведены в табл. 7.

Работа с комбинированными водоохлаждаемыми электродами требует учета всех положительных и отрицательных эффектов их применения. Должны выполняться следующие требования:

- электроды должны проводить ток силой до 80 кА в самых неблагоприятных условиях в рабочем пространстве печи;
- дополнительные затраты времени на обслуживание электродов (смену, подсоединение водоподводов и т.п.) не

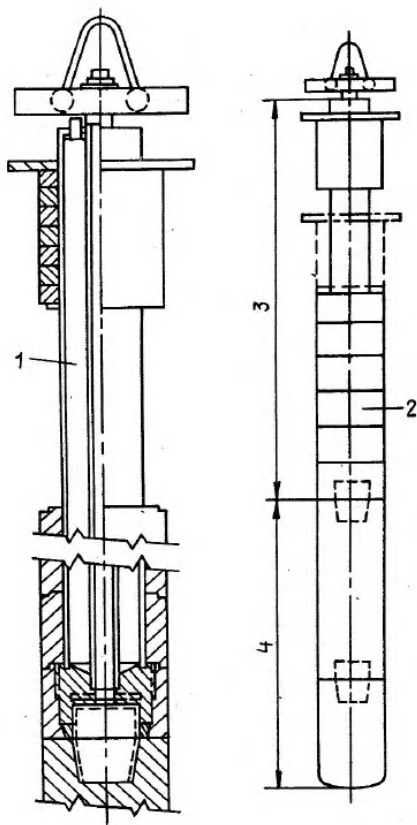


Рис. 21. Схема водоохлаждаемого электрода системы Arc Technologies: 1 - водоохлаждаемая медная труба; 2 - керамические кольца; 3 - охлаждаемая часть электрода; 4 - графитированная часть свечи

должны превышать экономию времени, получаемую при использовании комбинированных электродов;

- конструкция электрода должна обеспечивать его работу в условиях сильной запыленности;

- необходимо дешевое вспомогательное оборудование, в частности небольшой кран для каждой печи;

- требуется тщательно проводить анализ всех затрат и вводить новые конструкции только при получении суммарной экономии.

Даже при этих условиях комбинированные водоохлаждаемые электроды дают экономический эффект и следующие преимущества:

- уменьшаются поломки электродов;

Таблица 7

Расход электродов при работе с различными электродами

Тип электродов	Расход электродов, кг/т				
	Сум- марный	Торцо- вый	Боко- вой	Торцо- вые полом- ки	Полом- ки свечи
Графитированные	4,50	2,40	1,70	0,14	0,25
Графитированные с пок- рытием	3,90	2,40	1,10	0,14	0,25
Комбинированные с ко- роткой металлической частью	3,75	2,40	1,10	0,14	0,10
Комбинированные с длин- ной металлической частью	3,20	2,35	0,70	0,14	0

- печи, имеющие меньшую производительность, могут компенсировать ее экономией на электродах;

- можно использовать худшие сорта графитированных электродов;

- экономится примерно 2% электроэнергии;

- можно использовать графитированные электроды меньшего диаметра без увеличения риска их поломок.

Снижение расхода электродов на 30% приводит к уменьшению времени на смену электродов с 500 до 350 мин/мес. Меньшее число смен электродов и уменьшение поломок дают еще 55-70 мин/мес экономии времени. Однако при ручном подсоединении водоподводов к электродам (около 8 мин) эта экономия исчезает. И только при автоматическом подсоединении (около 1 мин) время на смену электродов с охлаждением становится примерно равным времени смены обычных графитированных электродов. Поэтому основной задачей на будущее является разработка конструкций электродов с автоматизированным подсоединением водоподводов.

Другой задачей является разработка электродов для малых печей, работающих при дефиците воды. Перспективной в этом направлении, по-видимому, является конструкция комбиниро-

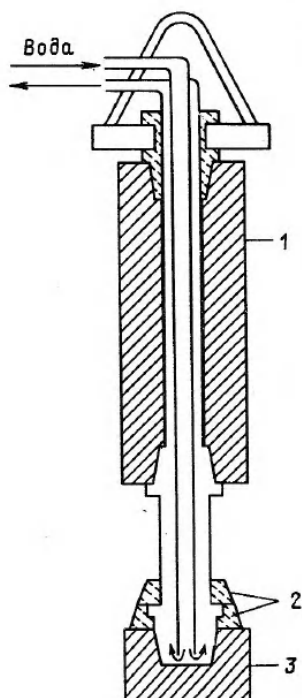


Рис. 22

Рис. 22. Схема водоохлаждаемого электрода системы Comptrode: 1 – контактный электрод; 2 – защитные кольца; 3 – рабочая часть свечи

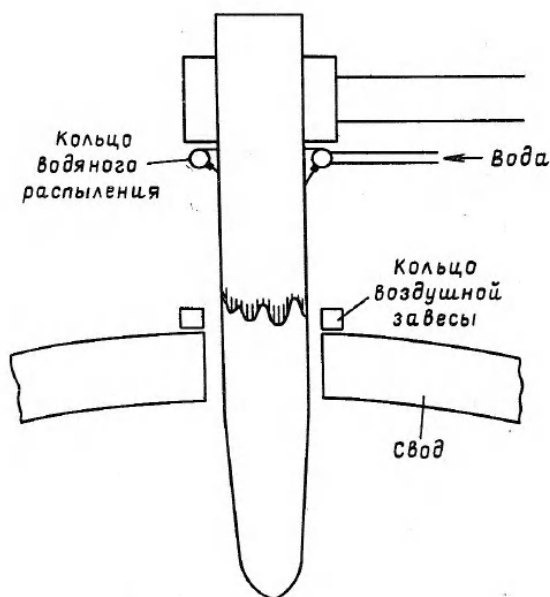


Рис. 23

Рис. 23. Схема внешнего охлаждения водой графитированных электродов

ванного электрода системы Comptrode, являющаяся комбинацией конструкции Von Roll (охлаждаемая графитированная верхняя часть электрода) и Arc Technologies (металлическая часть с защитными керамическими кольцами, к которой крепится рабочая графитированная часть свечи), разработанная Co Metallelektroden (ФРГ), (рис. 22) [40].

Постепенное усложнение конструкции комбинированных электродов и трудности с их эксплуатацией заставили разработчиков вернуться к исходному началу – использованию графитированных электродов, но охлаждаемых водой с поверхности. Это направление перспективно, особенно при снижении стоимости графита, когда экономия графита не компенси-

рует раходов по изготовлению и эксплуатации комбинированных электродов. Конструкция спрейерного водяного охлаждения графитированных электродов разработана фирмами Nikko и Kobe (Япония), рис. 23.

При расходе воды $3 \text{ м}^3/\text{ч}$ на каждый электрод расход электродов снижается на 10–15%. Эта конструкция, вероятно, является идеальной комбинацией классического графитированного электрода с комбинированным водоохлаждаемым электродом. Такая система охлаждения была опробована на 110-т печи фирмы Thyssen Edelstahlwerke в Виттене и установлена на 80-т печи (диаметр электродов 550 мм, максимальный ток 62 кА) этой же фирмы в Крефельде [47].

На снижение торцового расхода электродов положительное действие оказывает сочетание длинных дуг (снижение силы тока при постоянной подводимой мощности или сохранение величины тока при повышении подводимой мощности, а сила – тока – параметр, оказывающий превалирующее влияние на торцовый расход) с пенистым шлаком. Последний снижает температуру конца электрода, препятствует эрозии графита брызгами металла, создает условия для более стабильной работы дуги.

3.2.3. Газоудаление

Газоудаление из дуговых печей в целом связано с весьма значительными энергетическими и капитальными затратами, которые в последние годы еще более возросли в связи с ужесточением требований по защите окружающей среды от пылегазовых выбросов.

В современных дуговых печах взамен чрезмерно энергоемких систем газоудаления с вытяжными зонтами применяют значительно более экономичные системы с газозумоизолирующими камерами-укрытиями. Они снабжены закрываемыми проемами, которые обеспечивают введение в камеру загрузочных корзин с шихтой, заправочных приспособлений и сталевоза со сталеразливочным ковшом. Ограниченный объем камер позволяет примерно вдвое уменьшить количество отсасываемых из них газов, мощность дымососов и расход электроэнергии по сравнению с системой отсоса через вытяжной зонт.

Большое значение в решении проблем оптимизации газоудаления приобрели методы значительного сокращения неорганизованных выбросов через электродные отверстия. Примером эффективного устройства уплотнителя может служить разрабо-

танная Научно-исследовательским институтом металлургии (г. Челябинск) конструкция газодинамического накладного уплотнителя (рис. 24).

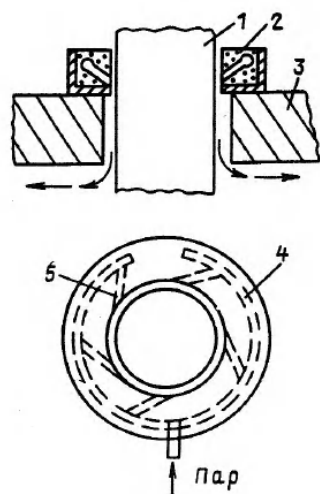


Рис. 24. Схема струйного газодинамического уплотнителя электродных отверстий: 1 — электрод; 2 — керамический уплотнитель в металлическом корпусе; 3 — свод; 4 — кольцевой коллектор; 5 — сопла

Благодаря обеспечению высокой (120–150 м/с) скорости истечения газовых струй в электродном зазоре создается сильно закрученный поток, который на выходе в рабочее пространство растекается по внутренней поверхности свода, обеспечивая дополнительную аэрозашиту и повышение стойкости керамической части свода. Длительные испытания таких уплотнителей на печах емкостью 100–200 т подтвердили, что при расходе на одну печь $(1,2-1,5) \cdot 10^3$ м³/ч азота или 500–800 кг/ч перегретого пара давлением 0,2–0,3 МПа уплотнители этой системы обеспечивают практически полное устранение пылегазовых выбросов из электродных отверстий даже при самых напряженных режимах газообразования в печи. Экономия электроэнергии за счет подавления подсосов воздуха в рабочее пространство составляет 10 кВт·ч/т, а экономия электродов 0,5–0,8 кг/т [48].

3.2.4. Автоматизация

С уменьшением длительности плавки обслуживающему персоналу становится все труднее своевременно и адекватно реагировать на текущую информацию о ходе процесса, состоянии оборудования и взаимодействии отдельных технологических этапов. Совмещение требований максимальной производи-

тельности (со стандартизированными затратами времени, ресурсов и т.п.) и учета обратных связей в виде информационных потоков, поступающих от печи и других технологических участков, становится практически невозможным без средств комплексной автоматизации.

Такой подход рассматривается в работах [49-50]. Для иллюстрации его кратко рассмотрена АСУ, разработанная и успешно применяемая на заводе фирмы BSW (рис. 25) [13].

Применение АСУ значительно облегчает оператору принятие решений, создавая ему комфортные условия для реализации его высокого профессионального мастерства и обеспечивая надежность координации и безопасность труда. Разработчики АСУ фирмы BSW сформулировали в качестве главной цель обеспечения непрерывности интерактивного информационного обмена между оборудованием (процессом) с одной стороны и операторами, менеджерами - с другой. После тщатель-

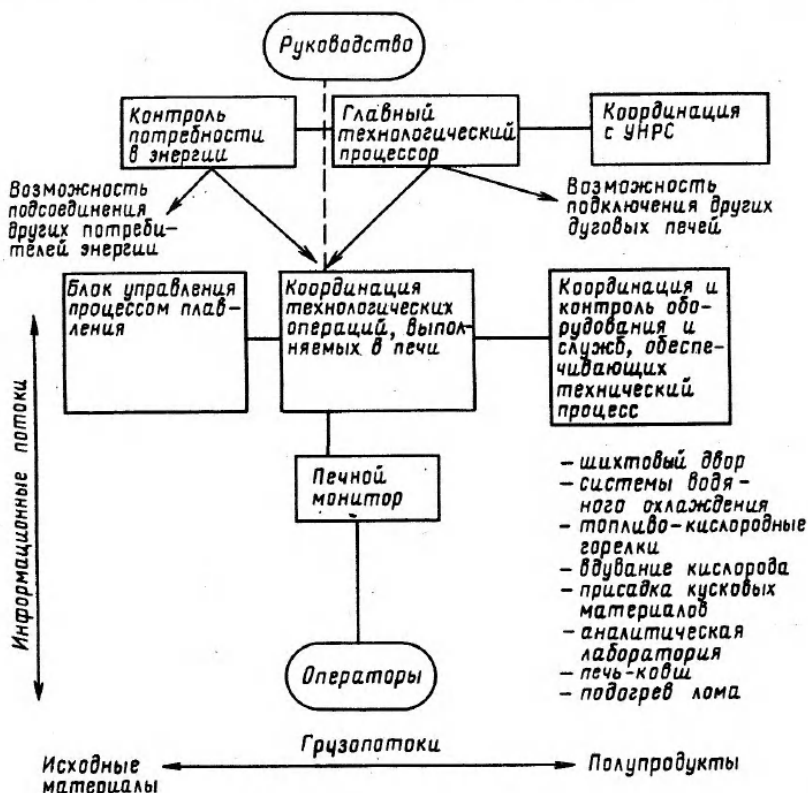


Рис. 25. Концепция автоматизации, применяемая фирмой BSW

ных исследований специалисты фирмы пришли к убеждению об ошибочности постановки задачи "автоматизированного производства стали". На самом деле необходимой и достаточной оказывается реализация концепции "производства стали с помощью компьютера". Такой подход подчеркивает приоритет человека-оператора, принятию решений которого способствует обработка и удобное представление информации об объекте и внутренних связях. Это не означает, что оператору необходимо вмешиваться в управление частными задачами, в которые, например, входит и автоматизированный режим поддержания заданных электрических параметров дуги, режим использования горелок, вдувания кислорода, водяного охлаждения, давления под сводом и т.п. Но это все же означает, что ему предоставлена возможность на основе обобщенной информации изменять установки (характеристики) режима, исходя из задач более высокого уровня управления.

В контексте рассматриваемого в данном разделе оптимизированного управления энергетическим режимом как признака высшего уровня технологии, следует выделить такие его функции как регулирование перемещения электродов (пофазно), расчет оптимальных расходов кислорода, топлива, шлако- и пенообразующих присадок и режима ввода этих материалов в печь. Мгновенные расчеты энергобаланса, возможные лишь на базе современной вычислительной техники, позволяют прогнозировать возможные конечные технико-экономические показатели по данной плавке и при необходимости внести необходимые коррективы. Именно сокращение потерь времени на принятие оперативных решений является основой концепции автоматизированного управления как неотъемлемого условия максимальной производительности и минимальных энергозатрат.

3.3. Использование альтернативных энергоресурсов

3.3.1. Вдувание кислорода

В ходе развития технологии высшего уровня функции газообразного кислорода значительно расширились - задача окисления примесей как бы отошла на второй план, в то время как главное назначение данного технологического приема - это ускорение расплавления шихты и нагрева ванны. Профессор Морозов А.Н. предложил даже соответствующий термин - "окислительное плавление" [38]. В настоящее время трудно

представить современную дуговую печь, в которой кислород не подавался бы тем или иным способом на протяжении всей плавки. Это не удивительно, если принять во внимание, что с участием кислорода решаются важнейшие задачи выравнивания фронта плавления (через топливно-кислородные горелки и за счет непосредственной подрезки шихты) и ускорения теплообмена в наплавляемой ванне – за счет поддержания кипения ванны.

Соответственно меняющимся условиям плавки меняется и способ ввода кислорода. При плавлении его подают через нефутерованные стальные трубы, укладываемые под шихту, а также в часть периода плавления – через топливно-кислородные горелки с избытком по отношению к расходуемому топливу. Доплавление и нагрев металла ведут с помощью либо расходуемых трубок с покрытием, либо с помощью водоохлаждаемых фурм, как сводовых, так и стеновых. Существует несколько других вариантов устройств ввода кислорода, кроме сводовых фурм, – это и дверная водоохлаждаемая фурма [51], и манипулятор ввода стальных трубок через рабочее окно [52].

Для иллюстрации режима использования кислорода на рис. 26 приведена типичная энергетическая диаграмма, характеризующая технологию на заводе фирмы Sheerness Steel

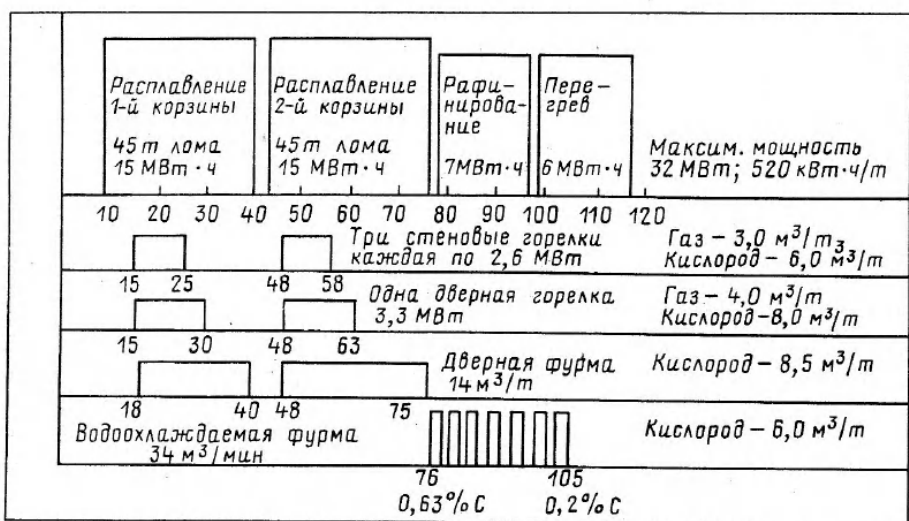


Рис. 26. Энергетическая диаграмма плавки стали в 90-т дуговой печи

(Великобритания) и регламентирующая суммарный расход кислорода до $25 \text{ м}^3/\text{т}$ [51].

Лучшие из европейских и отдельные североамериканские дуговые печи потребляют кислорода $18-25 \text{ м}^3/\text{т}$, а наиболее интенсивно потребляют кислород в Японии, где его расход нередко превышает $30 \text{ м}^3/\text{т}$.

По оценке [38], каждый израсходованный 1 м^3 кислорода наряду с соответствующей экономией электроэнергии обеспечивает также сокращение длительности плавки на $1-1,5$ мин (в зависимости от удельной электрической мощности печи) при сохранении примерно на том же уровне расхода первичных энергоресурсов.

Следует еще раз подчеркнуть, что вдувание кислорода — одно из трех неизменных условий поддержания шлаков во вспененном состоянии, или иначе — эффективность экранирования дуг (т.е. возможность интенсификации ввода электроэнергии) — находится в прямой зависимости от рациональности режима ввода в печь кислорода.

3.3.2. Применение топливно-кислородных горелок

Наиболее важным критерием производительности печи является скорость плавления лома. Именно для ускорения плавления лома используют трансформаторы высокой мощности. Той же цели добиваются, когда на подобных печах в дополнение к повышенной электрической мощности применяют топливно-кислородные горелки (ТКГ), с помощью которых реализуется непосредственное сжигание топлива в рабочем пространстве печи с обеспечением высокотемпературного факела. Благодаря последней особенности рассматриваемые горелки демонстрируют высокую эффективность подогрева и плавления лома.

При всех обстоятельствах в дуговой печи существуют по меньшей мере три зоны в межэлектродных пространствах со сравнительно меньшим тепловым потенциалом, где скорость плавления лома оказывается ниже, чем, например, непосредственно против электродов. По этой причине равномерного плавления лома добиться практически невозможно. Для решения данной проблемы и начали применять ТКГ, размещаемые против "холодных" зон в межэлектродных секторах. Режим сжигания топлива в ТКГ можно отрегулировать в соответствии с характером протекающего процесса — от обеспечения восстановительной атмосферы до высокоокислительной за счет изменения коэффициента избытка кислорода в пределах от

0,7 до 1,4 и более [20]. Таким образом, их можно применять и при расплавлении легированного лома, хотя естественно их эффективность в таких условиях оказывается несколько ниже. С другой стороны, при работе с большим избытком кислорода положительно сказывается эффект "подрезки" лома за счет этого избытка. Естественно в этом случае требуются специальные меры по обеспечению необходимого запаса углерода в шихте. Если же имеется необходимый избыток углерода, то это обеспечивает соответствующее повышение выхода годного.

Ускоряя плавление лома, и предотвращая неравномерность плавления, топливо и кислород, расходуемые в горелках, частично замещают потребную электроэнергию. Следует иметь в виду, что эффект от ТКГ существенно зависит от конкретных условий их применения - он тем более очевиден, чем меньше мощность трансформатора. Это связано с тем, что у высокомошных печей период плавления настолько мал, что за то короткое время, когда ТКГ могут работать, они не успевают дать заметный эффект.

Работа ТКГ в дуговых печах имеет ряд специфических особенностей. Так, наблюдается определенное различие для вариантов сжигания жидкого и газообразного топлива. При сжигании жидкого топлива процесс складывается из ряда подготовительных стадий (раздробление газификация-разложение, на которые требуется определенное время, предшествующее собственно процессу горения. В этих условиях стабильность горения испытывает большое влияние со стороны близлежащих холодных кусков лома, поскольку реакция разложения оказывается заторможенной. Данное обстоятельство объясняет предпочтение, которое отдается керосину перед другими видами жидкого топлива - у него выше скорость разложения и горения. При сжигании газа процесс смешения облегчен, хотя и в этом случае из-за наличия близко расположенных холодных кусков процесс складывается из двух стадий: частично газ сгорает при высокой температуре в кислороде, а его дожигание продолжается уже в рабочем пространстве между кусками лома. На начальной стадии в таких горелках легко регулировать избыток кислорода, благодаря чему можно сократить период разогрева лома. С точки зрения эффективности различие между двумя стадиями сжигания газообразного топлива не очень велико.

По мнению авторов [48] при малой длительности периода плавления и всего цикла плавки в современных высокомошных

печах для увеличения доли альтернативных источников энергии целесообразно максимально увеличить суммарную мощность ТКГ, которая ограничивается: 1) интенсивностью теплообмена между факелом и шихтой и 2) полнотой сжигания топлива.

С целью преодоления первой проблемы предлагается организовать такие факелы, которые бы за счет повышенной кинетической энергии были бы в состоянии пронизывать слои шихты на значительную глубину, омывая с высокими скоростями возможно большую поверхность кусков шихты и отдавая тепло преимущественно путем конвекции. Обеспечению необходимой полноты сжигания топлива в условиях стационарного расположения факела помешало бы резкое локальное повышение температуры отдельных зон (вплоть до оплавления в условиях поддержания необходимого коэффициента избытка кислорода); это предлагается преодолевать с помощью специально сконструированных поворотных (вертикально размещенных) ТКГ. Эта идея позволяет реализовать концепцию использования ТКГ повышенной единичной мощности, причем авторами предлагается два варианта работы: т.н. "одностадийный процесс", при котором ТКГ работают параллельно с дугами, и "двухстадийный процесс", когда включению дуг предшествует достаточно длительный цикл интенсивного подогрева шихты мощными ТКГ. К настоящему времени авторам удалось убедительно доказать эффективность применения своей концепции на крупных, но маломощных печах с длительным циклом плавления.

Что касается применения мощных вертикальных ТКГ в современных высокопроизводительных дуговых печах, оборудованных сверхмощными трансформаторами, здесь пока не удалось продемонстрировать сопоставимых успехов. Дело в том, что на самом деле помимо двух упомянутых выше проблем существует еще одна: использование вертикальных поворотных ТКГ не стыкуется с общепринятой концепцией максимально заполненного шихтой рабочего объема печи, о чем справедливо указывается в работе [38].

В последнее время предпринимаются попытки применить ТКГ на твердом топливе, что привлекательно, если учесть дешевизну, доступность и ресурсы энергетических углей [53]. Однако очевидно, что сжигание даже тонко измельченного твердого топлива сопровождается трудностями, превосходящими упоминавшиеся выше - в анализе свойств жидкого топлива. Ограниченное пространство и холодная шихта - главные препятствия на пути достижения эффективной работы ТКГ на твердом топливе в дуговых печах. Использование порошкооб-

разного угля в горелках для предварительного подогрева лома, по-видимому, может дать больший энергетический эффект, чем сжигание его в рабочем пространстве печи [54].

Во всем мире отмечена тенденция совершенствования ТКГ и оптимизации их размещения в рабочем пространстве. Представляет интерес разработка новой конструкции ТКГ фирмой Thermeson (США), которая функционально может служить средством подогрева и средством окислительной подрезки шихты. Испытания таких горелок, проведенные на малых печах и на 100-т печи, показали прирост производительности от 20 до 30% [55].

Другая важная задача - размещение ТКГ. Обычно устанавливают три горелки в межэлектродных зонах и четвертую - в рабочем окне. Уровень установки горелок - не ниже 400 мм от уровня ванны. Согласно практике фирмы Korf (ФРГ, США), для оптимизации процесса достаточно жидкого топлива 2,5-3,0 кг/т и кислорода - 9 м³/т; мощность горелок рассчитывают исходя из указанных цифр [10].

В работе [56] сравнивают различные варианты размещения и дают рекомендации, не носящие универсального характера.

В публикациях о применении сводовых ТКГ обходят проблему забрызгивания торцов ТКГ, которое создает значительные эксплуатационные трудности, и даже может служить причиной отказа от их использования. Большое влияние на эффективность использования ТКГ оказывает давление, поддерживаемое внутри рабочего пространства печи. Дело в том, что в сравнительно небольшом объеме печи концентрируется огромное количество тепловой энергии, и длительность пребывания высокотемпературного газа в печи приобретает критическое значение. Для того, чтобы контролировать этот фактор, необходимо обеспечивать строгое регулирование давления внутри печи. Если в печи поддерживать слишком низкое давление, то в рабочее пространство будет засасываться через отверстия слишком много холодного воздуха. Вследствие этого не только снизится температура в печи, но и дополнительное тепло от ТКГ будет в значительной мере теряться. При этом возрастут тепловые потери, и время плавления может даже увеличиться. Поэтому современные дуговые печи оснащают надежной системой регулирования давления в печи. С другой стороны, при эвакуации из печи чрезмерно большого количества высокотемпературного газа, могут проявиться нежелательные эффекты и в системе газоочистки, которая рассчитывается на определенную температуру отходящих газов.

Использование ТКГ позволяет выбрать режим, соответствующий минимальным энергозатратам в зависимости от конкретных местных условий (т.е. стоимости электроэнергии, ее доступности, наличия природного газа, керосина и т.п.).

3.3.3. Предварительный подогрев лома

Газы, отводимые из рабочего пространства дуговой печи, выносятся из печи от 15 до 20% энергии, потребляемой технологическим процессом, что соответствует 100–150 кВт·ч/т жидкой стали. Эта энергия существует в двух формах – химического потенциала в виде содержащихся в отходящих газах горючих компонентов (CO и H_2) и физического тепла, потенциал которого определяется температурой газа, изменяющейся по ходу плавки от 800 до 1400°C.

По соображениям безопасности прежде чем использовать такой энергоноситель, необходимо его дожигать, а исходя из практических соображений – разбавлять с целью снижения температуры до уровня 600–700°C, что позволяет обычные загрузочные корзины применять как контейнеры для разогреваемого лома.

Идею подогрева лома впервые реализовали в 1980 г. в Японии фирмы *Toshin Steel* и *NKK*, и через несколько лет в этой стране уже действовало более 30 подобных установок [57]. Суть этой системы подогрева можно уяснить из схемы на рис. 27.

Особенности процесса рассмотрены в ряде статей [58–60]. Здесь целесообразно лишь сослаться на зависимость эффективности (скорости) нагрева лома в зависимости от его плотности (рис. 28), а также от температурного потенциала газа на входе в установку подогрева (рис. 29).

Наличие оптимальной температуры газов (с точки зрения экономии энергии) объясняется ограничениями в конвективном теплообмене в условиях жестко ограниченного цикла плавки временем подогрева лома, что видно из рис. 29. Последнее обстоятельство выдвигают иногда как аргумент нецелесообразности использования подогрева лома отходящими газами. Однако подобная точка зрения опровергается практикой как японских заводов (рис. 30), так и европейских.

В частности, на заводе фирмы *BSW* (ФРГ) после внедрения подогрева лома (наряду с другими мероприятиями) была достигнута продолжительность плавки 60 мин; на счет этого технологического приема специалисты отнесли: умень-

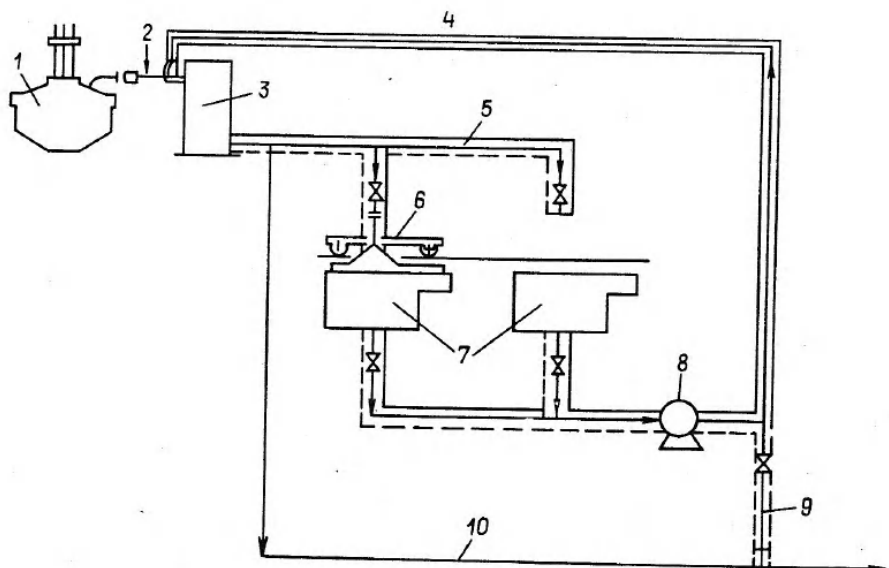


Рис. 27. Схема подогрева лома системы НКК: 1 - дуговая печь; 2 - всасывающий трубопровод; 3 - камера сгорания; 4 - линия возврата; 5 - трубопровод входящего газа; 6 - подвижный колпак; 7 - камеры нагрева; 8 - вентилятор-дымосос камер нагрева; 9 - прямой канал; 10 - канал пылесборника; — контур пылесборника; - - - - контур нагрева (прямой); == контур нагрева (замкнутый)

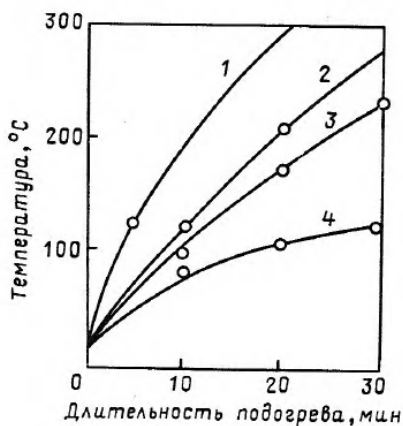


Рис. 28. Зависимость температуры лома от его сорта и длительности подогрева: 1 - стружка; 2 - фрагментированный лом; 3 - тяжеловесный лом; 4 - пакеты

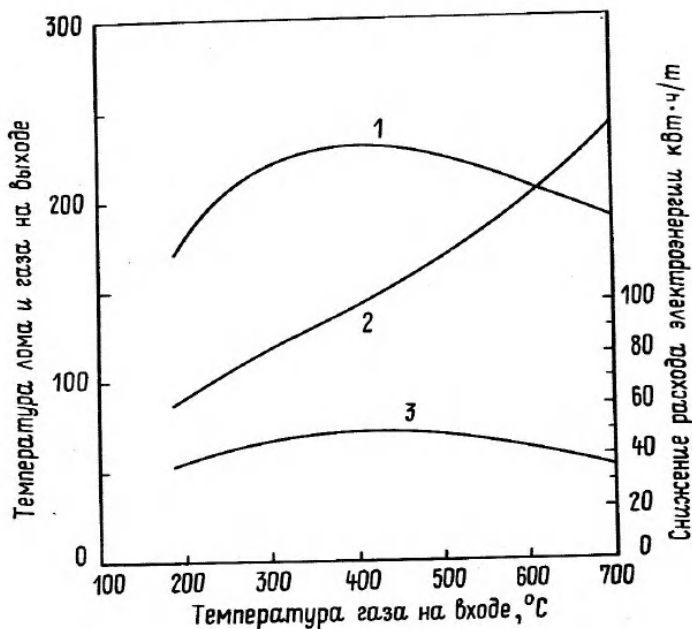


Рис. 29. Зависимость между температурой газа на выходе, температурой лома и экономией энергии: 1 — температура лома; 2 — температура газа на выходе; 3 — экономия энергии

шение расхода электроэнергии на 50 кВт·ч/т, жидкого топлива на 1,5 л/т, кислорода на 4,5 м³/т, электродов на 0,4 кг/т, огнеупоров на 1,5 кг/т и сокращение длительности плавки на 6 мин [59].

Аргументом в пользу ограничения температуры газов на входе в подогреватель можно считать и зависимость потерь металла на окисление от температуры разогрева (рис. 31).

Несколько позже в Японии появилась новая разработка системы подогрева лома отходящими электропечными газами, которая является составной частью газо- и шумоизолирующей камеры-укрытия, где установлена дуговая печь (рис. 32, 33) [61].

Первая система такого типа установлена в августе 1983 г. на заводе в Сендаи фирмы Fujisawa Steel, вторая — на заводе в Токио фирмы Mitsubishi Steel в июне 1984 г.

Лом в установку для подогрева загружается вне изолирующей камеры-укрытия, затем подогреватель по рельсам пере-

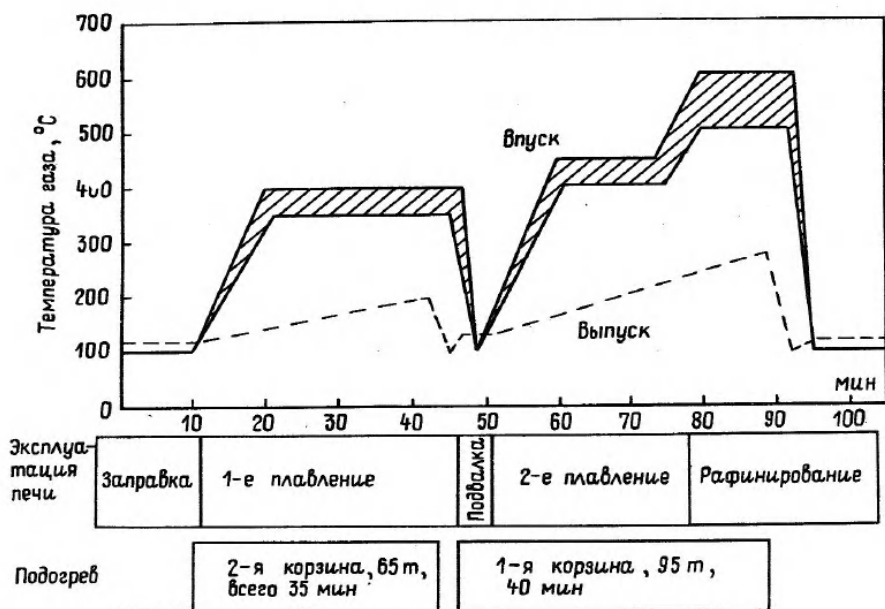


Рис. 30. Работа дуговой печи и подогревателя лома, изменение температуры газа в подогревателе

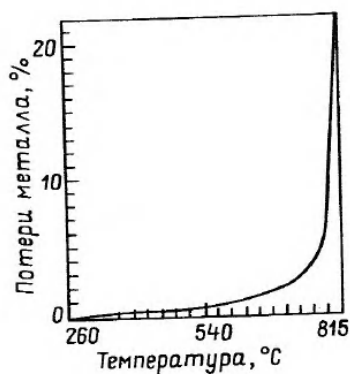


Рис. 31. Потери металла на окисление в зависимости от температуры нагрева

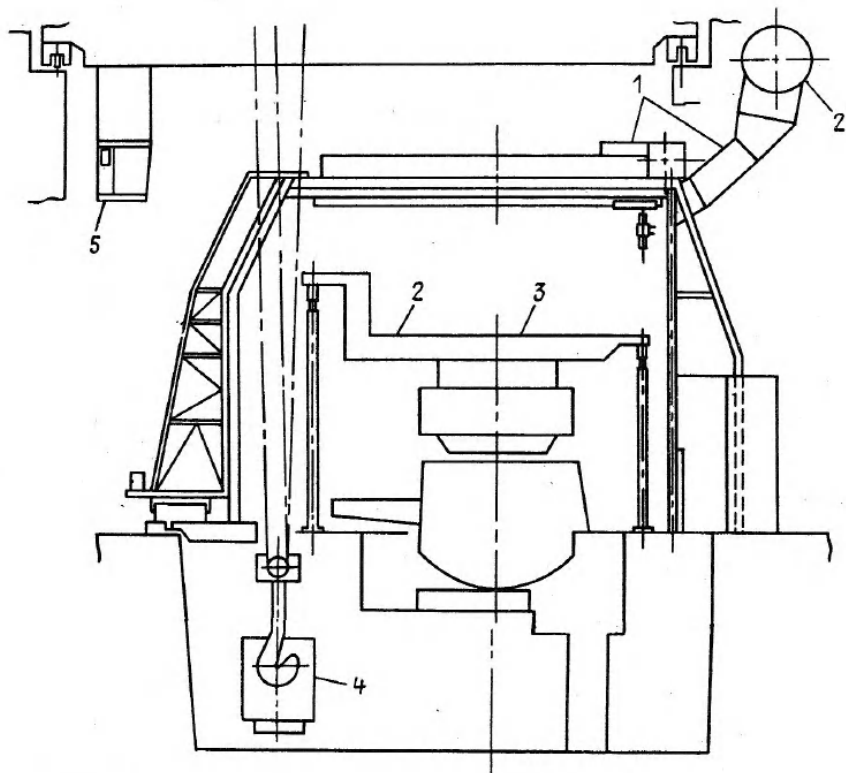


Рис. 32. Вид сбоку системы дуговая сталеплавильная печь - подогреватель лома: 1 газовый канал; 2 тележка камеры подогревателя; 3 - камера подогревателя; 4 ковш; 5 - кабин- на крановщика

мещается в камеру-укрытие, которая уплотняется, и лом подогрывается отходящими печными газами, поступающими в подогреватель по газопроводу из отверстия газоотсоса в своде дуговой печи. После нагрева лома установка-подогреватель перемещается на позицию загрузки, и при отвернутом своде нагретый лом загружается в печь.

При работе дуговой печи емкостью 40 т получена экономия электроэнергии за счет подогрева лома 40-45 кВт·ч/т, за счет экономии электроэнергии по газоочистке - 15-20 кВт·ч/т, в том числе за счет уменьшения требуемой мощности вентилятора-дымососа на 10-15 кВт·ч/т. Уменьшены расход электродов на 0,4-0,6 кг/т, длительность плавки на 7-8 мин, необходимая производительность вентилятора-дымососа в 1,6-2,0 раза. Уровень шума снижен до 80-90 дБ [61].

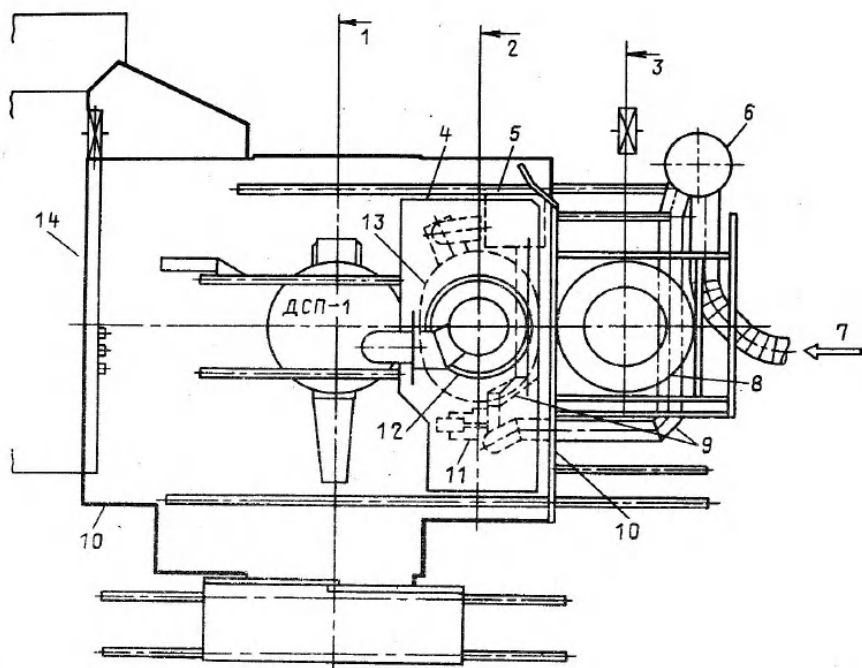


Рис. 33. Вид сверху системы дуговая печь – подогреватель лома: 1 – позиция загрузки лома в печь; 2 – позиция нагрева; 3 – позиция загрузки лома в подогреватель; 4 – тележка камеры подогревателя; 5 – охладитель газа; 6 – камера дожигания газа; 7 – от дуговой печи № 2; 8 – желоб для лома; 9 – газовый канал; 10 – камера-укрытие; 11 – вентилятор-дымосос; 12 – камера подогревателя; 13 – нижняя крышка; 14 – камера трансформатора

Кроме экономии энергии подогрев лома дает такие преимущества, как гарантия загрузки в печь просушенного взрывобезопасного лома, отсутствие в нем горючих компонентов и снижение эксплуатационных затрат по газоочистке примерно на 30%.

3.3.4. Минимизация перегрева металла в печи

Один из базовых технологических и организационных признаков технологии высшего уровня – вынесение операций доводки из печи в ковш – в сочетании с очевидной тенденцией роста доли электростали, разливаемой на УНРС, обусловил

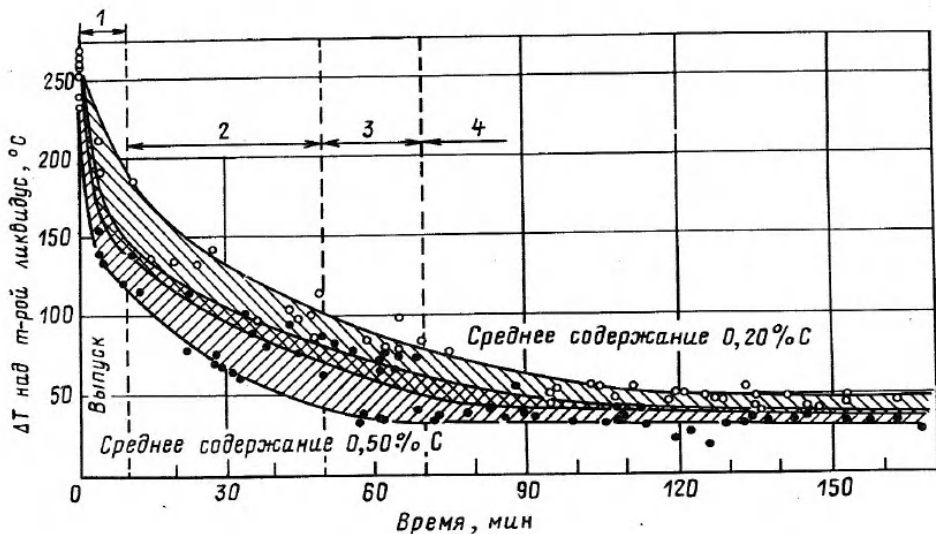


Рис. 34. Изменение перегрева металла над температурой ликвидус в ковше: 1 — добавки легирующих и шлакообразующих компонентов; 2 — процессы ковшевой металлургии (десульфурация, дегазация, продувка газами, легирование, нагрев футеровки ковша сталью); 3 — транспортирование к УНРС или к составу с изложницами; 4 — начало разливки (температура струи)

тот психологически непривычный факт, что время пребывания расплавленного полупродукта в дуговой печи оказалось на порядок меньше времени его нахождения в сталеразливочном ковше (10–25 мин против 1,5–3,0 ч). До внедрения дугового подогрева металла в ковше это влекло за собой необходимость абсурдно высокого перегрева металла в печи (на 150–250°C), обусловленного необходимостью иметь запас тепла для проведения последующих технологических операций и прогрева огнеупорной футеровки ковша (рис. 34).

Такой большой перегрев каким-то образом оправдывается высоким темпом производства, но не выглядит прогрессивным с точки зрения энергетики, качества металла и, что очень важно, — обеспечения стабильности теплового режима разливки.

Технология высшего уровня наряду с регламентированным применением дугового подогрева металла в ковше предусматривает также мероприятия по сокращению длительности такого подогрева за счет мер по уменьшению неизбежных тепловых

потерь металла в процессе его длительной выдержки в стале-разливочном ковше. Нетрудно подсчитать, что при средней скорости подогрева металла в ковше $2,5-3,5^{\circ}\text{C}/\text{мин}$ (такова она на самом деле) длительность этой операции (исходя из перегрева $100-200^{\circ}\text{C}$) достигнет даже при стандартных условиях до 40 мин до 1,5 ч, что также является другой крайностью и вынуждает увеличивать перегрев металла в печи.

Структура теплового баланса металла в ковше стала объектом тщательных исследований [62-66]. В контексте настоящего обзора данный вопрос вполне уместен, поскольку он непосредственно связан с энергозатратами в печи и ковше. Показано [65], что в процессе выдержки металла на аккумуляцию тепла футеровкой ковша приходится 25-50% всех тепловых потерь (в зависимости от исходного теплового состояния кладки), на расплавление легирующих добавок и шлакообразующих - 15-35% (в зависимости от удельного их расхода) и на теплообмен с окружающей средой - 20-35% (в зависимости от условий экранирования и теплоизоляции). Таким образом доля непроизводительно затрачиваемого тепла может колебаться в пределах 45-85%, что свидетельствует о наличии резервов экономии перегрева металла в печи. Такими резервами являются:

- заблаговременный высокотемпературный разогрев футеровки ковшей;
- то же в отношении материалов, применяемых в процессе доводки;
- применение эффективных теплоизолирующих материалов в футеровке ковшей, а также теплоизоляционных крышек ковша в течение по возможности большей доли времени пребывания металла в ковше [62-65].

Все перечисленные меры на сегодняшний день вполне вписываются в высший уровень технологии и характеризуются следующими эффектами: применение высокотемпературного разогрева футеровки ковша позволяет уменьшить перегрев металла в печи на $20-35^{\circ}\text{C}$ [62-65], предварительный подогрев материалов - на $5-15^{\circ}\text{C}$ [65], применение теплоизоляционных крышек - на $5-15^{\circ}\text{C}$ [64-65] и эффективной теплоизоляции - на $5-10^{\circ}\text{C}$ [64]. Таким образом, суммарный эффект может быть оценен в $40-70^{\circ}\text{C}$, или в эквивалентном выражении - в уменьшении удельного расхода электроэнергии в печи - на $20-45 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{т}$. Интересно отметить также, что кроме показанной экономии электроэнергии такая технология обеспечивает сокращение длительности плавки

пропорционально скорости нагрева металла в печи 12-16°C/мин, т.е. на 3-5 мин, что еще раз демонстрирует тесную связь между оптимизацией энергетики и производительности.

Техника высокотемпературного разогрева ковшей также совершенствуется путем применения энергосберегающих горелок [9], рациональных организационных решений [64], однако здесь этот вопрос не анализируется. Единственно, что необходимо подчеркнуть в этой связи - это решающее значение стабилизации теплового режима металла в ковше, как основного фактора, обеспечивающего высокое качество непрерывнолитого металла.

4. ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ

4.1. Дуговые печи постоянного тока

В настоящее время основной объем электростали производится в дуговых печах переменного тока. Ряд недостатков этих печей затрудняет их эксплуатацию. Они работают с относительно низким коэффициентом мощности, являются источником мощных помех в питающих энергосистемах, имеют высокий уровень шума, доходящий до 120 дБ, и вызывают сильную загазованность окружающей среды. С целью устранения указанных недостатков с начала 70-х годов все большее внимание уделяется практической реализации "старой" идеи - созданию дуговой печи постоянного тока.

Работы шведской фирмы ASEA по созданию дуговой печи постоянного тока начались более 15 лет назад. В результате этих работ были созданы две разновидности дуговых печей постоянного тока: для плавки лома и для восстановительной плавки металлических руд [67-68]. Первая одноэлектродная промышленная печь емкостью 55 т конструкции ASEA была реконструирована из дуговой печи переменного тока на заводе Avesta Steel (Швеция) в конце 1983 г. Реконструкция была проведена таким образом, чтобы можно было легко переходить с работы на постоянном токе на переменный и обратно, отлаживая технологию работы на постоянном токе. Печь имела мощность 16 МВ·А. В стартовый период плавления использовали дополнительные металлические или графитовые электроды с той же полярностью, что и подина. После достижения рабочим током половины номинального значения стартовые электроды вынимали из печи, не выключая печи и не прерывая плавки [67, 69].

Первые эксперименты выявили такие преимущества новой установки (по сравнению с обычными трехфазными печами), как высокая экономичность вследствие малого расхода графитированных электродов и их равномерного износа (расход электродов был снижен вдвое и составил 2 кг/т); равномерная тепловая нагрузка на футеровку благодаря центральному симметричному расположению электрода в рабочем пространстве печи; менее шумная работа в период расплавления (уровень шума не превышает 90 дБ) и снижение уровня фликера. Важной особенностью дуги постоянного тока является концентрация энергии на аноде, при этом наиболее эффективно передача энергии металлической ванне осуществляется при работе графитового электрода как катода. При работе с более высоким напряжением и соответственно меньшей силой тока на длинных дугах снижаются удельные затраты на электроэнергию (примерно на 5%). При самых больших выпускаемых промышленностью графитированных электродах диаметром 710 мм, допускающих работу на постоянном токе 130 кА, предельная мощность однофазной дуговой печи постоянного тока может составить 90 МВт, что позволит работать крупным дуговыми печам в режиме сверхмощных печей (иметь дуговые печи постоянного тока с трансформатором 80 МВ·А производительностью порядка 600 тыс. т стали в год) и в несколько раз превысить уже достигнутую мощность плазменных сталеплавильных печей (40 кА, 4000 В, 16 МВт) [67, 69].

Движение тока от электрода к подине вызывает электродинамические силы, которые заставляют расплав двигаться вниз, далее – вдоль поверхности подины от центра к периферии, а затем возвращаться к анодному пятну по поверхности ванны. Это перемешивание расплава усиливается гидростатическим давлением дуги на ванну и вызывает равномерное распределение температуры и гомогенизацию расплава.

Слабым местом в дуговой печи постоянного тока является подина. В то время как в сверхмощных дуговых сталеплавильных печах переменного тока время службы подины составляет несколько тысяч плавок, в дуговой печи постоянного тока этот параметр считается хорошим, когда достигает 600 ч [70]. Поэтому конструкция и работа подовых электродов возможно будет тем фактором, который определит окончательно преимущества дуговой печи постоянного тока перед печью переменного тока.

Одновременно с фирмой ASEA разработку конструкций печей постоянного тока вели западно-германские фирмы GHH Sterkrade и BBC. В 1982 г. фирма GHH Sterkrade установила на сталелитейном заводе Schloemann-Siemag AG в Крейцгаль-Бушюттене (ФРГ) дуговую печь постоянного тока емкостью 12 т типа Unarc с диаметром кожуха 3 м (мощность трансформатора равна 9 МВ·А, выпрямителя - 7,2 МВт). Источник питания был поставлен фирмой Brown V Boveri Mannheim (ФРГ). Расход графита в период освоения изменялся от 1,7 до 2,5 кг/т жидкой стали. Снижение затрат составило 11 марок на 1 т жидкой стали [70, 71].

Эффективно работающей в настоящее время дуговой печью постоянного тока является печь емкостью 35 т на заводе фирмы Florida Steel (Тампа, США), введенная в эксплуатацию в марте 1986 г. [72]. Печь мощностью 18 МВ·А реконструирована из обычной трехэлектродной дуговой сталеплавильной печи по проекту фирм ASEA и Krupp. Печь и трансформатор оставлены на старых местах. На крыше трансформаторного помещения размещен тиристорный преобразователь постоянного тока из 72 элементов с габаритами 2,6 × 2,7 × 0,9 м, рассчитанный на ток 45 кА, который соединен с печью водоохлаждаемыми трубошинами и гибким кабелем. Печь оборудована новым кожухом, особенностью которого является наличие медной плиты (подового электрода), приболченной снизу к кожуху. Футеровка подины толщиной 1016 мм выполнена из электропроводных магнезиально-углеродистых кирпичей, верхняя и нижняя части которых электрически изолированы. Поскольку электропроводная подина имеет повышенную теплопроводность, днище кожуха подвергают принудительному охлаждению вентиляторным воздухом до температуры 200-300°C. Для контроля температуры в днище встроено 12 датчиков (рис. 35).

Печь работает в цехе стального литья 5 дней, или 120 ч в неделю, выплавляя за этот период 50-55 плавов, или около 1800 т стали. Цикл плавки от выпуска до выпуска около 2 ч, металл сливают с температурой 1690°C. Для поддержания надежного электрического контакта между шихтой и подиной в печи после выпуска оставляют "болото" - 5-10 т расплава. После недели работы металл сливают полностью, и плавки новой недели начинают на "болоте", заливаемом в печь из другого плавильного агрегата. Ремонт верхнего слоя подины осуществляют через 700 ч работы. После выпуска металла подину осушают с помощью кислорода, а затем зап-

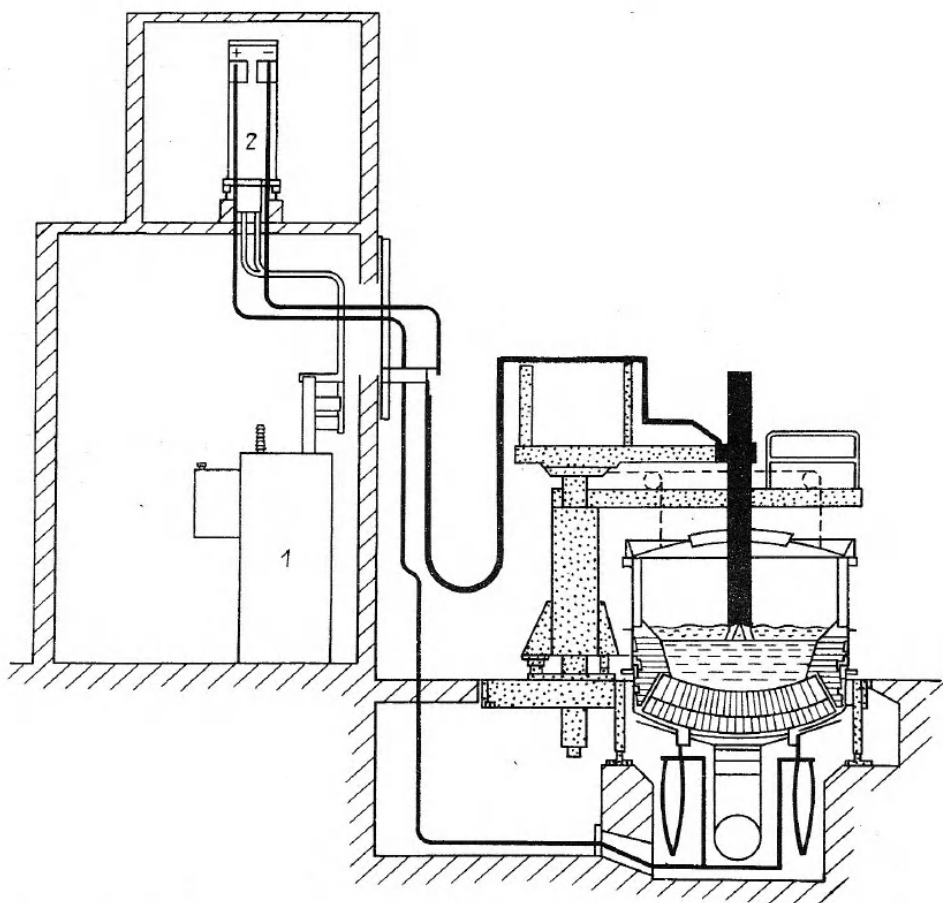


Рис. 35. Схема дуговой печи постоянного тока фирмы Floriga Steel: 1 - трансформатор; 2 - тиристорный выпрямитель

равляют высокоуглеродистой магнезитовой массой, толщина слоя заправки 150 мм.

Работа на длинной дуге с использованием пенистого шлака обеспечивает меньший расход огнеупоров несмотря на больший расход огнеупоров на поддержание подины. Расход электродов диаметром 450 мм составляет 1,6 кг/т, против 5,3 кг/т на аналогичной печи переменного тока, работающей в цехе. Расход электроэнергии снижен на 8 кВт·ч/т до 458 кВт·ч/т. Продолжительность плавки на печи постоянного тока больше, чем на печи переменного тока, т.к. она загружается тремя корзинами, а печь переменного тока - двумя

корзинами. Однако при загрузке двумя корзинами продолжительность плавки на постоянном токе меньше на 5 мин. Себестоимость стали, выплавляемой в дуговой печи постоянного тока, ниже, чем у стали, получаемой в печи переменного тока на 6,3 долл./т [73-74].

Вторая печь постоянного тока в США также емкостью 35 т была введена в эксплуатацию на мини-заводе фирмы Nucor Steel в Дарлингтоне по проекту фирм MAN-GNH и BBC (ФРГ) в январе 1985 г. Печь выполнена по одноэлектродной схеме на базе существовавшей ранее печи переменного тока. Принципиальным отличием этой печи является конструкция подового электрода (рис. 36).

Подовый электрод состоит из двух горизонтальных пластин, между которыми располагаются направляющие лопасти воздушного охлаждения. На нижней пластине закрепляются стальные контактные стержни (80 штук), проходящие вертикально через полную камеру подового электрода и слой футеровки до касания с металлической шихтой. Воздух в полную камеру, через направляющие лопасти омывает контактные стержни и выходит в радиальном направлении за пределы камеры. Ток подводится к шихте, а затем к расплаву через нижнюю пластину и далее через контактные стержни, выполненные из металла, близкого по составу к расплаву. С целью контроля за состоянием подового электрода в стержнях просверливают отверстия и размещают в них термодатчики для измерения температуры на заданном расстоянии от камеры охлаждения. Температура стержней на работающей печи 200-500°C. Для обеспечения контакта всех стержней с шихтой в печи оставляют "болото". Замена стержней и перефутеровка центральной части подины производится при достижении температуры стержней 700°C или при уменьшении толщины футеровки до 300 мм. Срок службы подового электрода составляет около 600 ч.

Источник питания, включающий существующий печной трансформатор (мощность 12-17 МВ·А, напряжение 325 В) и шестипульсный тиристорный выпрямитель, обеспечивают максимальную мощность 11,9 МВт при токе 37 кА. Футеровка печи за исключением центральной набивной части типична для такой мощности трехфазных печей.

Печь работает 5 дней в неделю, цикл плавки от выпуска до выпуска 129 мин, вес плавки - 29 т, средняя производительность 13,5 т/ч. Расход электродов 1,7 кг/т, т.е. на 60 % меньше, чем на печи переменного тока. Расход электроэнергии на 3,3% ниже. Сокращение издержек произ-

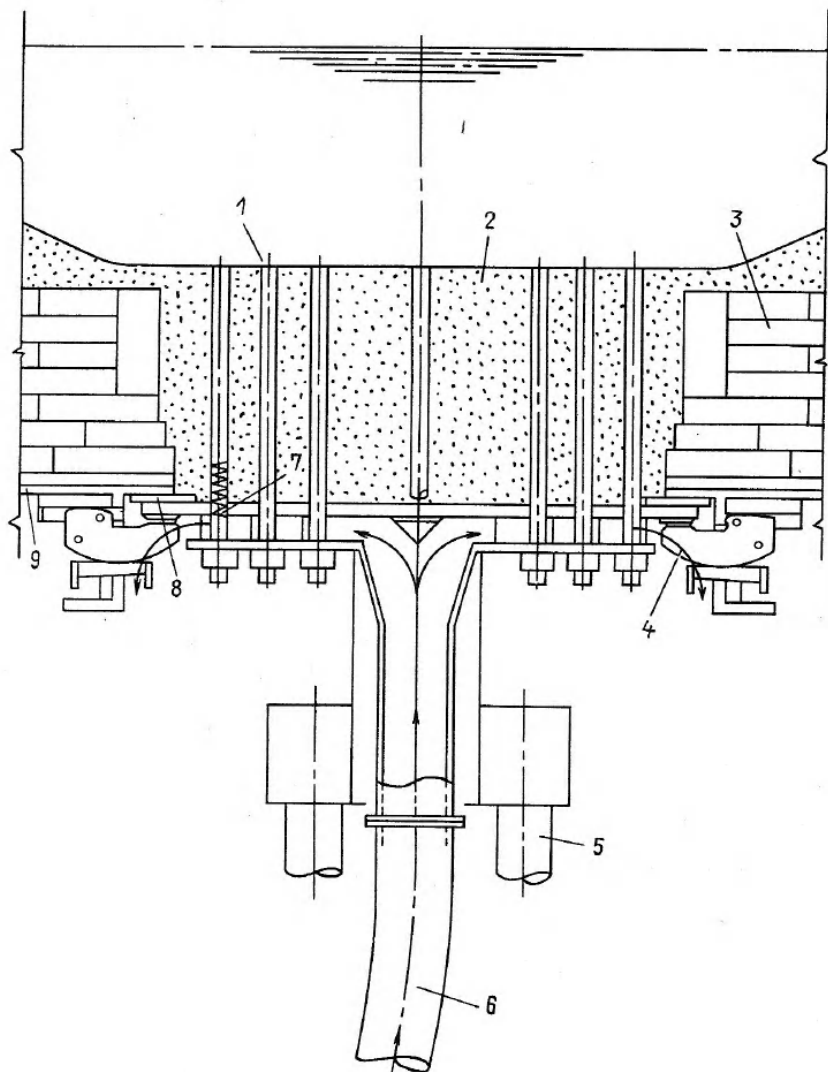


Рис. 36. Конструкция подового электрода: 1 - контактные стержни; 2 - набивка; 3 - огнеупорный кирпич; 4 - выход воздуха из системы охлаждения подового электрода; 5 - кабель токоподвода; 6 - подача воздуха; 7 - термопара; 8 - изоляция; 9 - кожух печи.

водства составляет около 5 долл./т [75].

Группа *Metalescaut* (Франция) в 1986 г. ввела в эксплуатацию самую крупную дуговую сталеплавильную печь постоянного тока. Печь является результатом разработок, длительное время осуществлявшихся *IRSID* и фирмой *Clecim*. Печь имеет вместимость 85 т, вес выпускаемой плавки 75 т. Печь оборудована водоохлаждаемыми сводом и стенами, мощность печи 60 МВт. Печь снабжена тремя сводовыми диаметром 500 мм графитированными электродами и тремя подовыми водоохлаждаемыми электродами (рис. 37). Выпуск металла осуществляется через подовое внецентренное отверстие.

В результате совершенствования технологии плавки и конструкции печи удалось снизить расход электродов до 1,8 кг/т и электроэнергии до 460 кВт·ч/т, в то же время производительность печи повысилась до 1200 т в сутки. Печь помещена в укрытие, что снизило уровень шума вне укрытия до 85 дБ, в комнате пульта управления - до 75 дБ [76-78].

Планируется перевод на постоянный ток дуговых печей емкостью 6 т (мощностью 3 МВ·А) и емкостью 40 т (мощностью 18 МВ·А) в Италии. 40-т печь предполагается снабдить полым комбинированным электродом, обеспечивающим ввод в печь аргона или азота, и подовым электродом с водо-воздушным охлаждением. Особое внимание в конструкции печи уделено герметизации рабочего пространства печи.

Японская фирма "Ниппон кокан" будет вводить в эксплуатацию дуговую печь постоянного тока емкостью 30 т и мощностью 12/14 МВ·А по лицензии западно-германской фирмы ГНН [77].

В СССР дуговая печь постоянного тока емкостью 12 т введена в промышленную эксплуатацию в 1981 г. Ее отличием от зарубежных является повышенная газоплотность. Улучшена конструкция уплотнителя свод-кожух, повышены требования к герметизации дверцы, ввод графитированного электрода выполнен через уплотнитель на медной штанге. Повышенное напряжение источника питания (600-820 В) позволяет удерживать электрод над шихтой на всех этапах плавления. При таком режиме плавления обвалов шихты не наблюдается, металл относительно равномерно нагревается во всем объеме до температуры 800-1200°C, теряет механическую прочность и оседает, в шихте образуется не колодец, а воронка. Это позволяет поддерживать уровень колебаний на дуге $\varphi \leq 0,1$. Такой режим позволяет снизить угар металла; умень-

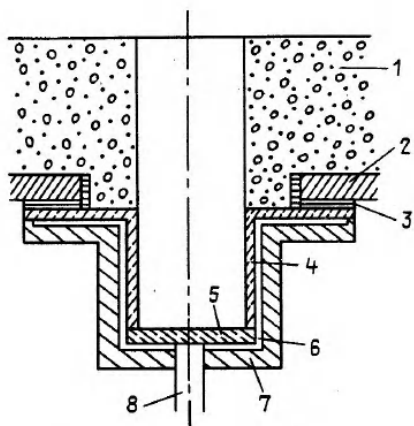


Рис. 37. Схема подового электрода конструкции Slesim: 1 - огнеупорная набивка; 2 - кожух; 3 - изоляция; 4 - юбка стержня токоподвода; 5 - основание стержня токоподвода; 6 - циркулирующая вода охлаждения; 7 - защитная оболочка; 8 - токоподвод

шить расход электродов, который составляет 0,35-0,55 кг/т расплавленного металла с применением аргона и 0,80 кг/т без применения аргона; снизить уровень шума; уменьшить пылегазовыбросы, которые наблюдаются только при использовании шихты с большим количеством масла и влаги. Применение аргона снижает угар металла и расход электродов, стабилизирует электрический режим. Стойкость подины печи емкостью 12 т составила 2000 плавов, средняя стойкость свода 230-290 плавов и верхнего уровня стен 400. Удельный расход электроэнергии на расплавление составляет 470 кВт.ч/т [79].

В отечественных печах используются водоохлаждаемые подовые электроды. Зона водоохлаждения электрода вынесена за пределы днища печи. Электрод состоит из стальной головки и медного корпуса. Для контроля за их состоянием они снабжены термопарами, установленными в медном корпусе, и сигнальными трубками газовой защиты. Подовый электрод устанавливается в подине со смещением относительно центра печи в сторону шахты и крепится к днищу печи. Подовый электрод такой конструкции за 38 мес. работы на 12-т плазменно-дуговой печи при максимальной мощности 7-9 МВт и силе тока до 16-20 кА ни разу не заменяли, не было отмечено

но ни одного случая остановок печи из-за нарушения его работы, поэтому при капитальном ремонте печи было решено оставить его на вторую кампанию по подду. Мощность тепловыделений за счет электрического тока составляет в подовом электроде около 2% от внешней тепловой нагрузки, т.е. подовый электрод, используемый на 12-т печи, при незначительной корректировке параметров может быть использован на дуговых печах постоянного тока емкостью 25-50 т [80].

В печах типа *unarc* используется один источник электропитания. Питание постоянным током создает возможность подключать к одной печи несколько трансформаторов со своими выпрямителями. Источники электропитания могут собираться по схемам последовательного, параллельного либо параллельно-последовательного подключения. Это повышает надежность, так как при выходе из строя одного трансформатора может быть продолжено плавление на оставшемся в работе и реализован режим с повышенным напряжением, последовательным включением и повышенным током дуги при параллельном включении тиристорных секций без увеличения установленной мощности источником электропитания. В подине дуговой печи можно размещать несколько изолированных от корпуса электродов и создавать печи большой емкости, подключая каждый источник электропитания к определенному подовому электроду. Заземление металла осуществляется специальным электродом.

4.2. Развитие технологии непрерывной плавки стали в дуговой печи

Разработанный в первой половине 80-х гг. фирмой *Intersteel Technology* (США) процесс *Consteel* в промышленном масштабе был внедрен в рамках реконструкции одной из печей с диаметром кожуха 4,9 м, с трансформатором 26 МВ·А фирмой *Nucor Steel* (США). Дуговую печь дооснастили системой непрерывной загрузки фрагментированного лома, включенной в комплекс оборудования по предварительному подогреву подаваемого в печь лома до 500°C теплом отходящих газов и дополнительно используемыми топливно-кислородными горелками (рис. 38).

Стык комплекса подогрева с печью надежно герметизирован, что исключает неконтролируемые пылегазовые выбросы в атмосферу цеха. Непрерывное плавление лома сопровождается дозированными присадками шлако- и пенообразующих

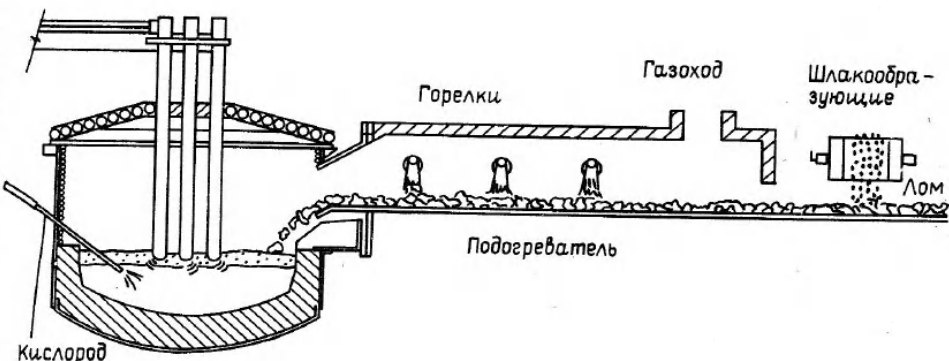


Рис. 38. Схема установки Consteel для проведения непрерывной плавки стали в дуговой печи

компонентов. Технология плавки в основном отвечает высшему уровню, за исключением системы выпуска, который сохранен сифонным. Все операции доводки металла, периодически выпускаемого в ковш, осуществляют внепечными методами. Впервые в дополнение к взвешиванию сталевоза с ковшем предусмотрено взвешивание самой печи, что позволяет точнее контролировать массу наплавленной ванны. Проектная мощность реконструированной 50-т печи – 390 тыс.т/год. Достигнуты следующие технико-экономические показатели: периодичность выпусков 45–55 мин в течение цикла до 27 ч, после чего следует длительный перерыв для обслуживания футеровки и оборудования; расход электроэнергии не более 435 кВт.ч/т [81].

Пока трудно объективно оценить эффективность новой технологии, поскольку аналогичных результатов добиваются и на дуговых печах с порционной загрузкой, не требующей столь тщательной подготовки шихты по размерам кусков и довольно сложной системы непрерывной загрузки с одновременным подогревом. Тем не менее, данная технология уже сегодня выглядит вполне обоснованной, например, в условиях загрузки металлургического сырья, причем в этом варианте "непрерывность" процесса можно обеспечить уже с производства окатышей или брикетов.

4.3. Факельно-дуговые сталеплавильные печи

Положительные результаты работы дуговых печей с мощным топливно-кислородными горелками по варианту "двухстадийный процесс", о котором уже упоминалось в разделе 3.3.2 данного обзора, позволили авторам прийти к выводу о необходимости создания нового плавильного агрегата, названного ими факельно-дуговой сталеплавильной печью, отличающегося специально подобранными соотношениями размеров рабочего пространства с учетом переработки шихты с достаточно малой насыпной массой [48]. К потенциальным преимуществам разработчики относят:

- увеличение производительности дуговых печей без соответствующего роста номинальной мощности трансформатора;
- возможность при создании новых дуговых печей с заданной производительностью использовать трансформаторы значительно меньшей мощности;
- уменьшение максимальной электрической мощности, потребляемой сталеплавильными печами;
- сокращение потерь производства, вызванных вынужденными отключениями печи в целях регулирования энергопотребления;
- снижение уровня электрических помех, генерируемых во внешних сетях, а также уровня шума за счет стабильного горения дуг на подогретой шихте;

- возможность создания уже в ближайшем будущем факельно-дуговых печей с производительностью порядка 1,5 млн.т/год.

Тем не менее, пока остается неясным, можно ли будет в таком агрегате реализовать все преимущества сверхмощных дуг, которые сегодня очевидны и подтверждены практикой. Кроме того, необходимо принять во внимание, что при экономических расчетах авторы пользовались сложившимися соотношениями цен энергоносителей, подлежащими корректировке в ближайшем будущем. Предложенное авторами сопоставление технико-экономических показателей гипотетических большегрузных печей традиционной и вновь разрабатываемой конструкции свидетельствует скорее о преимуществах факельных печей перед печами предыдущего, а не современного поколения. В самом деле, принятие в качестве аналога печи с удельной мощностью порядка 400 кВт·А/т, без использования топливно-кислородных горелок (пусть небольшой мощности), без предварительного подогрева шихты (хотя бы до 200-300°C) и без использования кислорода представляется неубедительным.

Безусловно, принимая во внимание некоторые потенциальные преимущества факельно-дуговых печей было бы целесообразно выполнить такие расчеты на базе корректных исходных данных.

Оценки показывают, что при организации плавки в принятой для сравнения 350-т дуговой печи с трансформатором 150 МВ·А производительности 900 тыс.т/год соответствует длительность цикла около 3 ч. Добавив к тем же условиям несколько топливно-кислородных горелок общей мощностью 30-35 МВт, расход кислорода 30 м³/т и предварительный подогрев лома до 250°C, нетрудно определить, что в этом случае длительность цикла плавки уменьшится по меньшей мере до 105 мин, а годовая производительность достигает того же уровня 1,5 млн.т/год, что и предложенная факельно-дуговая печь. Тем не менее для регионов с ограниченными ресурсами электроэнергии новая идея может оказаться приемлемой.

Применение твердого топлива как альтернативного энергоресурса. Западногерманская фирма Klöckner продолжает начатые в области конвертерного производства работы по использованию энергии дешевого твердого топлива теперь применительно к современной дуговой плавке. Разработанный ее американским отделением Klöckner Technology Group процесс K-ES (Klöckner Electric Steel) предусматривает продувку ванны дуговой печи через 3-6 фурм, размещенных в подине, кислородом или инертным газом. Для дожигания окиси углерода в стенах печи предусмотрены пять кислородных фурм. Небольшое количество угля загружают вначале с шихтой, а после наплавления ванны в нее начинают вдвигать тонкоизмельченный уголь.

На опытных плавках, проведенных на 27-т дуговой печи фирмы Tokyo Steel (Япония) при суммарном расходе угля 26 кг/т расход электроэнергии составил 280 кВт·ч/т, коэффициент снижения этого показателя был равен 4-5,5 кВт·ч/кг угля [82].

На 80-т печи вдвигание угля позволило сократить длительность плавки со 105 до 78 мин (в том числе период плавления с 84 до 58 мин); производительность печи выросла с 326 до 433 тыс.т/год, удельный расход электроэнергии сократился с 527 до 362 кВт·ч/т при удельном расходе угля 32 кг/т. Потребление кислорода возросло до 69 м³/т (до внедрения новой технологии он был равен

11 м³/т), расход инертного газа составил 6,6 м³/т. Суммарный эффект выразился в экономии более 11 долл./т [83].

Из опубликованных данных пока не ясно, как при такой технологии решали вопросы газоудаления и экологии. Представляется, что эти вопросы будут играть важную роль при адаптации подобных процессов.

Идея замены электроэнергии твердым топливом находит сторонников, которые делают попытки полностью отказаться от электроэнергии, сохраняя некое внешнее конструктивное сходство с дуговой печью [84]. Источником энергии остается порожкообразный уголь, вдуваемый в ванну совместно с кислородом, предусматривается дожигание окиси углерода с помощью дополнительных фурм, предварительный подогрев лома отходящими газами (в противотоке). Сообщается, что в проектируемом агрегате подобного типа с производительностью 50 т/ч тепловой к.п.д. должен достичь 57%, что свидетельствует о потенциальной конкурентоспособности нового метода выплавки полупродукта.

5. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ТЕХНОЛОГИИ ВЫСШЕГО УРОВНЯ

В рамках настоящего обзора представляют интерес обобщенные данные, относящиеся к оптимизации энергопотребления. Специалистами фирмы BSW (ФРГ) выполнена оценка вклада отдельных мероприятий в снижение расхода электроэнергии на плавку стали, которое за последние 10 лет, суммарно составило около 150 кВт.ч/т (табл. 8).

В работе [3] дана обобщенная характеристика улучшения технико-экономических показателей по ходу реализации элементов новой технологии (рис. 39). Что касается энергопотребления, то наиболее наглядно элементы новой технологии представлены в работе [2], где их эффективность выражена в терминах экономии электроэнергии (рис. 40).

Как уже отмечалось выше, вопросы энергопотребления и производительности связаны между собой достаточно тесно. Поэтому правомерной выглядит постановка вопроса о целесообразности дальнейших усовершенствований, направленных на рост производительности печей. Обращаясь к результатам работы того же завода, фирмы BSW, характеристики работы печей которого могут сегодня претендовать на статус эталонных, можно отметить, что попытки ускорить процесс получения полупродукта не будут столь эффективными,

Таблица 8

Вклад отдельных мероприятий, использованных при внедрении технологии высшего уровня, в снижение расхода электроэнергии

Источник снижения расхода электроэнергии	Снижение, кВт.ч/т
Предварительный подогрев лома	40
Работа на повышенной мощности с поддержанием длинных дуг	15
Применение статического компенсатора реактивной мощности	5
Система донного выпуска плавки	15
Использование ковша-печи	15
Автоматизированная система дозирования ферросплавов	5
Усовершенствованная система разогрева футеровки промковшей УНРС	10
Технологическая автоматизация	15
Повышение квалификации персонала, оптимизация грузопотоков, повышение коэффициента использования оборудования	30

как на предыдущем этапе. Во-первых, судя по уменьшающейся величине эффектов отдельных элементов (см. табл. 8 и рис. 40) можно предположить о приближении к некоторому предельному уровню, когда соотношение между затратами и эффектами значительно смещается в сторону первых. Во-вторых, степень загрузки оборудования (табл. 9) также свидетельствует об определенном балансе организационных связей в производственном цикле с предельной загрузкой основного оборудования (печи, УНРС).

Что касается вспомогательного оборудования, то, как видно из таблицы, оно имеет значительные резервы, но это с другой стороны является фактором, гарантирующим предупреждение каких-либо простоев печи из-за внешних организационных причин. Поэтому вполне логичным выглядит мнение фирмы,

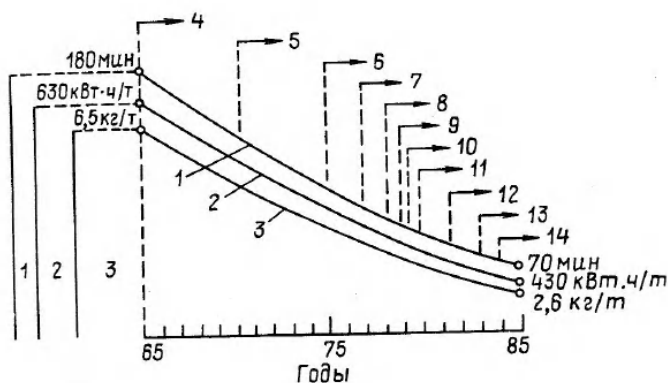


Рис. 39. Изменение основных технико-экономических показателей плавки в 150-т дуговой печи завода фирмы ISCOR (ЮАР) в процессе внедрения элементов технологии высшего уровня: 1 - длительность цикла от выпуска до выпуска; 2 - расход электроэнергии; 3 - расход электродов; 4 - вдувание кислорода; 5 - доводка стали в ковше; 6 - установка стеновых водоохлаждаемых панелей; 7 - работа на повышенной мощности с длинными дугами; 8 - АСУ ТП; 9 - технология плавки и нагрева под вспененными шлаками; 10 - установка водоохлаждаемого свода и кислородных горелок; 11 - донный выпуск; 12 - ковш-печь (снижение температуры металла на выпуске); 13 - внецентренный донный выпуск с отсечкой шлака; 14 - предварительный подогрев лома

Таблица 9
Коэффициенты и загрузки оборудования на заводе фирмы BSW, %

Подготовка к транспортировке лома	60
Предварительный подогрев лома	60
Дуговая печь	87
Ковш-печь	45
УНРС	83

Снижение уд. расхода электроэнергии, кВт·ч/т

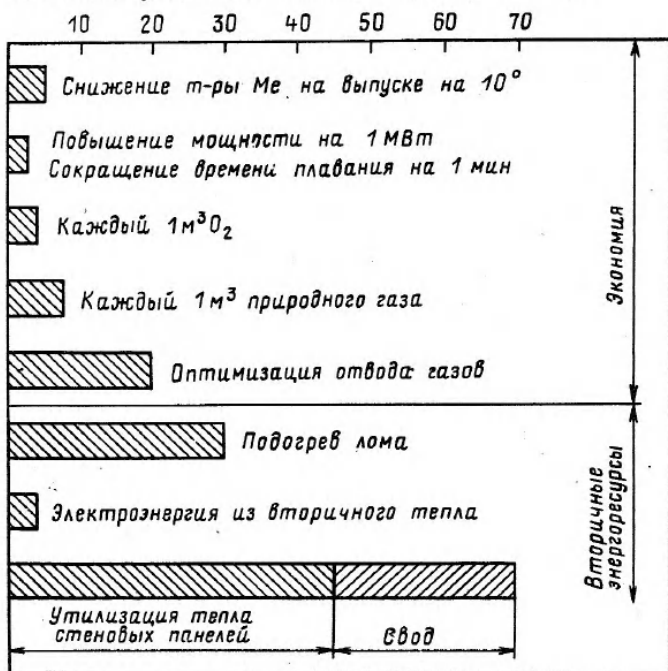


Рис. 40. Приведенная технико-экономическая оценка эффективности использования элементов технологии высшего уровня в терминах эквивалентной экономии электроэнергии

что нельзя рассчитывать на автоматическое улучшение показателей от технологического или технического решения, ведущего к сокращению длительности плавки. Достижение такой цели – результат органичного согласования технических решений с организационными. Подтверждением тому могут служить результаты работы цехов, располагающими печами с показателями оборудования высшего уровня, но из-за неудовлетворительной организации и слабой квалификации персонала, не достигающие максимальных показателей производительности.

В заключение в табл. 10 приведены технико-экономические показатели работы лучших дуговых печей мира.

-Сравнение технико-экономических показателей работ лучших дуговых печей мира

Страна	Выпускаемая масса металла, т	Мощность трансформатора, МВ·А	Рекордная производительность		Приведенная производительность		Фактические расходные показатели		
			т/ч	тыс. т/мес.	На массу плавки 100 т, тыс. т/г	На 1 МВт, т/ч, МВт	Электроды, кг/т	Электродная энергия, кВт·ч/т	Кислород, м ³ /т
Япония	120	75	90	54	542	1,5	378	2,9	37
	120	58	98	60	602	1,9	389	2,3	33
	155	55	126	77	600	2,5	383	2,6	32
ФРГ	60	48	60	33	666	1,7	390	2,7	22
	107	75	92	62	606	1,6	523	2,5	23
США	145	110	128	Нет сведений	483	1,9	440	3,3	Нет сведений
	75	60	58	28	433	1,2	470	2,5	14
ЮАР	157	96	107	55	420	1,5	500*	3,5	25

* С использованием металлизированного сырья

ЛИТЕРАТУРА

1. Лопухов Г.А. "Итоги науки и техники. Пр-во чугуна и стали. ВИНТИ", 18, М., 1988, 3-58 (РЖМет, 1988, 12В214).
2. Ameling D. е а. "MPT: Met. Plant and Technol.", 1986, 9, № 4, 49-65.
3. Strohmeier В. "Berg- und Hüttenmann. Monatsh.", 1988, 133, № 1, 9-25 (РЖМет, 1988, 6В272).
4. Лопухов Г.А., Падерин С.Н. "Итоги науки и техники. Пр-во чугуна и стали. ВИНТИ". 13, М., 1981, 34-121 (РЖМет, 1981, 7В281).
5. Amblard M. "Rev. de Metallurgie", 1987, № 3, 173-181 (РЖМет, 1987, 11В314).
6. Turetta A., Amblard M. "Steel Times", 1987, 215, № 1, 14-15 (РЖМет, 1987, 6В361).
7. Graf H. "Z. Energiewirt.", 1987, 11, № 2, 114-118 (РЖМет, 1988, 1В43).
8. Boman O. "Rapp. Ingenjörsvetenskapsakad.", 1987, № 329, 91-104 (РЖМет, 1987, 10В8).
9. "DOE Suppl.", 1988, № 2, 14-15 (РЖМет, 1989, 4В265).
10. Bardenheuer P.W., Henders S. "Proc. Metal. Bull. 2nd Int. Mini Mill Conf., Vienna, March 8-9, 1982". Worcester Park, 1984, J(1) - J(16) (РЖМет, 1986, 1В217).
11. Tomizawa F., Howard E. "Iron and Steel Eng.", 1985, 62, № 5, 34-37 (РЖМет, 1986, 1В216).
12. Kishida T., Yuasa G., Sugiura S. "Restruct. Steelplants Nineties: Proc. Conf., London, 14-16 May, 1986". London, 1986, 265-274 (РЖМет, 1988, 1В278).
13. Klein K.-H., Paul G. "Restruct. Steelplants Nineties: Proc. Conf., London, 14-16 May, 1986". London, 1986, 319-332 (РЖМет, 1988, 1В279).
14. Schoenfelder G., Pearce J., Kunze G. "5th Int. Iron and Steel Congr.: Proc. 69th Steelmak. Conf. Vol. 69: Washington Meet., Apr. 6-9, 1986". Warrendale, Pa, 1986, 929-938 (РЖМет, 1988, 7В321).
15. Fettweis W.H., Nangia R.K. "Iron and Steelmaker", 1985, 12, № 5, 28-35 (РЖМет, 1985, 11В232).

16. Strohmeier B., "Iron and Steelmaker", 1985, 12, № 5, 43-49 (РЖМет, 1985, 11В233).
17. Klein K.-H., е.а. "Steel Times", 1987, 215, № 1, 22-23 (РЖМет, 1987, 7В337).
18. Лишак С.Д., Климов С.В., "Чер. металлургия", 1986, № 18, 21-28 (РЖМет, 1987, 2В286).
19. Материалы симпозиума фирмы Mannesmann Demag по теме "Плавка и литье". Москва, 8-9 апреля 1987 г.
20. Материалы фирмы "Мицубиси Корп.", 1986 г.
21. Klein K.-H., е.а. "MPT: Met. Plant and Technol.", 1987, 10, № 1, 22, 24, 26, 30, 32-33 (РЖМет, 1987, 7В336).
22. "Ironmaking and Steelmaking", 1985, № 5, 19-23.
23. Preston J.K., Misat J.B., Walz H. "43 rd Elec. Furnace Conf. Proc. Vol. 43: Atlanta Meet., Dec. 10-13, 1985" [New York, N.Y.], 1986, 75-80 (РЖМет, 1987, 6В365).
24. Ameling D., е.а. "Stahl und Eisen", 1986, 106, № 1, 35-43 (РЖМет, 1986, 7В299).
25. John H., е.а. "Freiberg. Forschungsh.", 1985, B, № 252, 101-108 (РЖМет, 1987, 1В226).
26. Schönfelder G., Jellinghaus M. "Techn. Mitt. Krupp, Forsch.-Ber.", 1983, 41, № 1, 25-30 (РЖМет, 1983, 12В346).
27. Heinke R., Heinen K.-H. "41st Elec. Furnace Conf. Proc. Vol. 41: Detroit Meet., 6-9 Dec., 1983". Warrendale, Pa, 1984, 243-249 (РЖМет, 1985, 5В417).
28. Bredenhöft R., е.а. "Stahl und Eisen", 1986, 106, № 19, 71-75 (РЖМет, 1987, 2В291).
29. Pottken H., е.а. "Vortragsveröff. Hans Techn. Essen.", 1988, № 482, 11-16 (РЖМет, 1988, 12В320).
30. Ameling D., е.а. "Stahl und Eisen", 1986, 106, № 11, 45-50 (РЖМет, 1986, 10В278).
31. Wunsche E.R. "Iron and Steel Eng.", 1984, 61, № 4, 35-42 (РЖМет, 1984, 12В358).
32. "Iron Age", 1984, 227, № 20, 73 (РЖМет, 1985, 7В374).
33. Singh B.P. "Tool and Alloy Steels", 1985, № 5, 167-170 (РЖМет, 1985, 10В428).

34. Hanewald R.H., Dombrowski D.E. "Iron and Steel Eng.", 1985, № 3, 62–67 (РЖМет, 1985, 1В72).
35. Ереметов А.М. и др. "Сталь", 1987, № 2, 43–44 (РЖМет, 1987, 6В367).
36. Трахимович В.И., Шалимов А.Г. Использование железа прямого восстановления при выплавке стали. М.; Metallургия, 1982, 246 с., ил. (РЖМет, 1983, 4В472К).
37. Maschlanka W. "Fachber. Hüttenprax. Metallweiterverarb.", 1984, 22, № 10, 969–974 (РЖМет, 1985, 3В331).
38. Морозов А.Н. Современное производство стали в дуговых печах. 2 изд. Челябинск, "Металлургия", 1987.
39. Courtenay J.H., Jaunich H. "Fachber. Hüttenprax. Metallweiterverarb.", 1985, 23, № 10, 853–854, 856, 858, 860 (РЖМет, 1986, 6В338).
40. Hill D. "Restruct. Steelplants Nineties: Proc. Conf. London, 14–16 May, 1986", London, 1986, 283–291 (РЖМет, 1987, 12В354).
41. Schieber F. "Carbon '86. 4th Int. Carbon Conf., Baden–Baden, 30 Juni – 4 Juli, 1986. Proc." Baden – Baden, s.a., 760–762 (РЖМет, 1987, 1В237).
42. Bečvar J. "Fachber. Hüttenprax. Metallweiterverarb.", 1983, 21, № 8, 508–517 (РЖМет, 1984, 2В451).
43. Gawel J.E., Reven F.V. "42 nd Elec. Furnace Conf. Proc. Toronto Meet., Dec. 4–7, 1984. Vol. 42". Warrendale, Pa, 1985, 329–339 (РЖМет, 1987, 1В236).
44. Gazda I.W. e.a. "Iron and Steelmaker", 1985, № 6, 36–39 (РЖМет, 1986, 1В228).
45. Prenn O.E. e.a. "Fachber. Hüttenprax. Metallweiterverarb.", 1984, 22, № 5, 476, 478–480 (РЖМет, 1985, 2В345).
46. Unger K.–D. e.a. "Stahl und Eisen", 1984, 104, № 1, 33–36 (РЖМет, 1984, 5В517).
47. Zöllner D., Unger K.–D., Cisar H. "MPT: Met. Plant and Technol.", 1988, 11, № 6, 22, 24–25 (РЖМет, 1989, 4В283).
48. Тупуевский Ю.Н. и др. Экономия электроэнергии в дуговых сталеплавильных печах. М., Энергоатомиздат, 1987,

104 с., ил. (РЖМет, 1987, 5В339К).

49. Пирожников В.Е. и др. "Чер. металлургия", 1987, № 8, 2-17 (РЖМет, 1987, 7В339).
50. Srinivasan S.R., Rau R.H.G. "J. Inst. Eng. (India). Comput. Eng. Div.", 1987, 67, № 2, 48-53 (РЖМет, 1988, 7В324).
51. Wilson P., Palmer L. "42nd Elec. Furnace Conf. Proc., Toronto Meet., Dec. 4-7, 1984. Vol. 42". Warrendale, Pa, 1985, 375-381 (РЖМет, 1986, 11В272).
52. Ahmed A., е.а. "Iron and Steel Eng.", 1988, 65, № 1, 46-48 (РЖМет, 1988, 7В347).
53. Wan T., е.а. "Ган те, Iron and Steel", 1988, 23, № 8, 11-15 (РЖМет, 1989, 1В183).
54. Demukai N. "Тэцу то хаганэ, J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1987, 73, № 12, 915 (РЖМет, 1988, 4В307).
55. Battles D., Sikirica S. "43rd Elec. Furnace Conf. Proc. Vol. 43: Atlanta Meet., Dec. 10-13, 1985" [New York, N.Y.], 1986, 231-233 (РЖМет, 1987, 6В381).
56. Wells M.B., Vonesh F. "43rd Elec. Furnace Conf. Proc. Vol. 43: Atlanta Meet., Dec. 10-13, 1985" [New York, N.Y.], 1986, 223-229 (РЖМет, 1987, 5В357).
57. Kishida T., е.а. "Iron and Steel Eng.", 1983, № 11, 54-61 (РЖМет, 1984, 7В385).
58. Аксенов А.Ф., Бондаренко О.Л., Кутузов А.В. "Чер. металлургия", 1985, № 23, 3-8 (РЖМет, 1986, 4В288).
59. Klein K.H., е.а. "Rev. met.", 1986, 83, № 11, 833-840 (РЖМет, 1987, 7В348).
60. Лишак С.Д., Макаров Д.М., Кацов Е.З. "Чер. металлургия", 1988, № 5, 14-20 (РЖМет, 1988, 6В276).
61. Tomizawa F., Howard E. "42nd Elec. Furnace Conf. Proc. Toronto Meet., Dec. 4-7, 1984, Vol. 42", Warrendale, Pa., 1985, 79-91 (РЖМет, 1986, 11В259).
62. Kopser G., Krem B.Z. "39th Elec. Furnace Conf. Proc.", Vol. 39, Houston Meet., Dec. 8-11, 1981", Chelsa, Mich., 1982, 39-42 (РЖМет, 1983, 6В295).
63. Saanders L.M. "66th Steelmaking Conf. Vol. 66, Atlanta Meet.,

- April 17–20, 1983", Atlanta, 1984, 69–75 (РЖМет, 1985, 6В214).
64. Tomazin C., E. e.a. "Ironmaking and Steelmaking", 1986, № 6, 26–34.
 65. Чирихин В.Ф., Кацов Е.З. и др. "Сталь", 1988, № 7, 31–33.
 66. Pearce J. "J. Metals", 1986, 38, № 3, 38–45.
 67. Stenkvist S., E. "Iron and Steel Eng.", 1985, 62, № 5, 50–54 (РЖМет, 1986, 1В223).
 68. Гуткин В.Б., Каплун М.Я. "Электротехн. пр-сть. Сер. Электротермия", 1984, № 8, 9–12 (РЖМет, 1984, 12В356).
 69. Stenkvist S., E. "Steel Times", 1985, 213, № 10, 480, 483 (РЖМет, 1986, 3В349).
 70. Heinke R., Neuschütz D. "Restr. Steelplants Nineties: Proc. Conf. London, 14–16 May 1986". London, 1986, 292–300 (РЖМет, 1987, 12В355).
 71. Eßmann H. e.a. "MPT: Met. Plant and Technol.", 1984, № 1, 24, 26, 30–31 (РЖМет, 1984, 7В341).
 72. Siekas J. e.a. "MPT: Met. Plant and Technol.", 1987, 10, № 3, 24, 26, 28–29 (РЖМет, 1987, 11В330).
 73. Meredith D. e.a. "Stahl und Eisen", 1988, 108, № 17 (РЖМет, 1989, 1В189).
 74. Meredith D. e.a. "MPT: Met. Plant and Technol.", 1988, 11, № 5, 10, 12, 16, 18–19 (РЖМет, 1989, 3В296).
 75. Innace J.J. "33 Metal Producing", 1987, № 1, 27–29 (РЖМет, 1987, 9В333).
 76. Vagneron A. e.a. "Rev. met.", 1988, 85, № 1, 51–58 (РЖМет, 1988, 6В279).
 77. Davéne J. "J. Fr. Electrotherm.", 1988, № 30, 32–36 (РЖМет, 1989, 1В188).
 78. Christoffel J.C., Goujet P. "Iron and Steel Eng.", 1987, 64, № 6, 44–47 (РЖМет, 1988, 1В280).
 79. Малиновский В.С. и др. "Металлург. и горноруд. пром-сть" (Днепропетровск), 1988, № 4, 18–20 (РЖМет, 1989, 3В297).
 80. Зинуров И.Ю. и др. "Металлург.", 1988, № 6, 48–49 (РЖМет, 1988, 10В236).

81. Spivey P., Vallomy J.A. "Iron and Steel Eng.", 1987, 64, № 9, 27-30 (PЖMet, 1988, 5E449).
 82. Fritz E. e.a. "Berg- und Hüttenmann. Monatsh", 1988, 133, № 5, 218-223 (PЖMet, 1988, 10B237).
 83. Fritz E. e.a. "Steel Times", 1988, 216, № 6, 250, 253 (PЖMet, 1988, 10B226).
 84. Sugiura S. e.a. "Trans. Iron and Steel Inst. Jap.", 1988, 28, № 4, 325-332 (PЖMet, 1988, 10B162).
-

ЭЛЕКТРОШЛАКОВЫЙ ПЕРЕПЛАВ*Шалимов А.Г., Васильев Ю.Э.*

ВВЕДЕНИЕ

В последние годы во всем мире интенсивно развиваются способы вторичного рафинирования (переплавные процессы), среди которых значительную роль играет процесс электрошлакового переплава (ЭШП). Начиная с 1966 г. производство сталей этим методом увеличивалось и превысило в капиталистических странах в 1985 г. 500 тыс. т в год (рис. 1) [1]

Процесс ЭШП применяется в основном для производства слитков высоконагруженных инструментальных, нержавеющей, кислото- и жаростойких сталей некоторых марок, низколегированных сталей для поковок, жаропрочных сплавов, причем имеет место тенденция к увеличению как массы слитков, так и соответственно производительности агрегатов (рис. 2) [2].

ЭШП позволяет получать крупные слитки, в том числе массой 200 т, диаметром 2800 мм. Слитки инструментальных и дисперсионотвердеющих хромоникелевых сталей имеют диаметр до 1400 мм, слитки быстрорежущей стали диаметром 700 мм имеют массу 10 т.

Как показано в работе [2], из 175 печей, установленных в капиталистических странах, только 10-15 предназначены для получения слитков диаметром более 1 м, причем две из них в Японии [3]. В ближайшие годы не предвидится создание принципиально новых методов промышленного производства широкого сортамента высоколегированных сталей и сплавов. Прогресс в области электрошлакового переплава будет идти в направлении совершенствования конструкций существующих установок, развития новых модификаций установок и агрегатов на основе известных схем ЭШП, совершенствования всего цикла ЭШП, полной автоматизации процесса и создания программного управления процессом ЭШП.

Одной из основных задач в нашей стране и за рубежом является повышение производительности существующих агрегатов

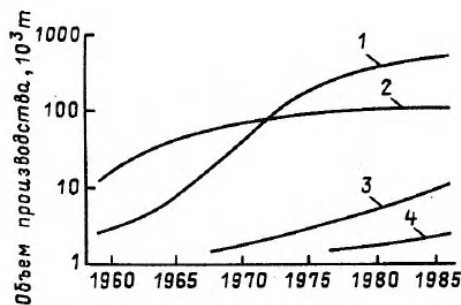


Рис. 1

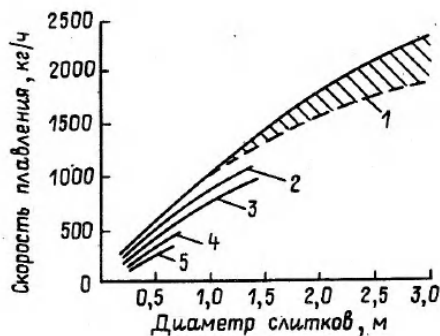


Рис. 2

Рис. 1. Производство стали, полученной переплавленными процессами в капиталистических странах: 1 - ЭШП; 2 - вакуумно-дуговой переплав; 3 - электроннолучевой переплав; 4 - плазменно-дуговой переплав

Рис. 2. Зависимость средних скоростей плавления от диаметра слитка при ЭШП: 1 - крупные кузнечные слитки; 2 - жаропрочная сталь; 3 - жаропрочный сплав аустенитного класса; 4 - высокопрочная сталь; 5 - суперсплавы

ЭШП, их реконструкция с целью интенсификации процесса ЭШП, обеспечивающего различные энерго- и ресурсосберегающие технологии.

Новые печи ЭШП должны оборудоваться только агрегатами, оснащенными всеми средствами интенсификации и автоматизации технологических процессов.

Разработка и освоение различных модификаций способа ЭШП является основой дальнейшего развития производства высококачественных сталей и сплавов.

1. КОНСТРУКТИВНЫЕ ОСОБЕННОСТИ ПЕЧЕЙ ЭЛЕКТРОШЛАКОВОГО ПЕРЕПЛАВА

Развитие энергетической промышленности ведет к увеличению габаритов турбин и генераторов, для создания которых требуется получение крупных слитков ЭШП.

Одной из наиболее мощных печей ЭШП в настоящее время является печь, разработанная совместно Пекинским университетом черной металлургии и Шанхайским заводом тяжелого ма-

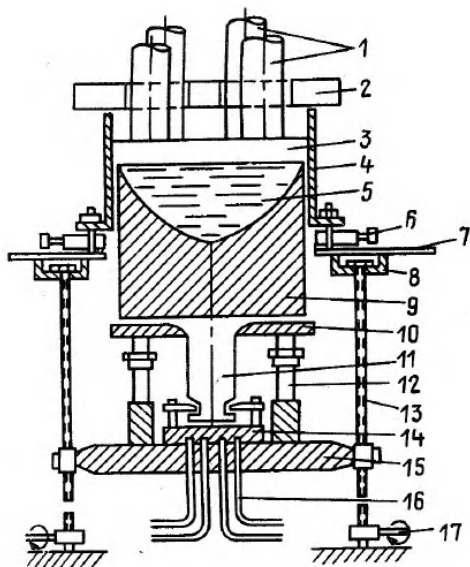


Рис. 3. Схема печи ЭШП для получения крупного слитка: 1 - электроды, 2 - крышка; 3 - шлаковая ванна; 4 - кристаллизатор; 5 - металлическая ванна; 6 - уплотнение; 7 - рабочая площадка; 8 - опора винта; 9 - слиток; 10 - стол; 11 - заправка-стержень; 12 - плунжер гидросистемы; 13 - винт; 14 - контактная плита; 15 - стол; 16 - токоподвод; 17 - привод винта

шиностроения и установленная в Шанхае. К осени 1985 г. на печи выплавлено 29 слитков, причем 2 из них имеют массу 205 т [4]. Исследования показали высокое качество металла.

На печи одновременно переплавляют в водоохлаждаемый медный кристаллизатор шесть электродов диаметром 500 мм, подаваемых тремя электрододержателями. Замена сплавленных электродов проводится по ходу плавки. Благодаря переплаву шести электродов тепло равномерно распределяет в ванне, что благотворно сказывается на качестве слитка. Кронштейны электрододержателей могут быть расположены так, чтобы ось электрода совпадала с осью слитка. Это дает возможность использовать печь для выплавки слитков меньшей массы по однофазной схеме. Токоподвод на печи бифилирован. Коэффициент мощности печи составляет 0,87-0,96. Для выравнивания нагрузки в сети применен трехфазный источник с тремя однофазными трансформаторами. Регулирование напряжения ведется в ходе плавки под нагрузкой.

Для плавления и рафинирования флюса создана флюсоплавильная печь, что позволяет применять жидкий старт. Имеется также оборудование для осушки воздуха, что должно пре-

Установки ЭСП в Японии

Таблица 1

Фирма	Завод	Год установки	Номинальная масса слитка, т	Размеры кристаллизаторов (диаметр × длина) или сечение, мм
1	2	3	4	5
Канго го- кусю сэйко	Главное предприятие	1975	15	500 × (900-3800); 750 × (900-3800); 825 × (900 × 3800); 980 × (900 × 3800);
Кобе сэйко	Такасаго	1970	70	360 × 2500; 480 × 1985; 570 × 2150; 690 × 3200; 750 × 3150; 840 × 3500; 1030 × 3500; 1410 × 4200; 1820 × 4500
Санъё рокусюко	Главное предприятие	1972	2,0	427 × 1900
Син Нип- пон сэйгэцу	Явага	1974	40 28 16	510 × 2400 × 4200; 510 × 190 × 3800; 300 × 1900 × 3800;
Сумигомо киндзоку когё	Трубный завод	1983	5	485 × 2250; 570 × 2550;
Гайхэйе сэйхо	Фукуяма	1972 1982	2,0 15,0	550 × 2000; 1080 × 2550;
Дайдо рокусюко	Сибукава	1973 1967	1,0 6,0	420 × 2000; 720 × 2000;

1	2	3	4	5
Дайдо токусюко		1971	2,0	600 × 2500; 525 × 1800;
		1973	1,0	315 × 1850; 400 × 1800;
		1973	0,5	245 × 2000;
Тохоку го- кусюко	Главное предприя- тие	1974	0,5	230 × 1500;
Ниппон сэйкосё	Муроран	1973	20	диам. 630; 830; 1040
		1959	0,5	260 × 1500
Ниппон косюха	Фукуяма	1968	1,0	360 × 1800; 280 × 1200
Ниппон когё	Кавасаки	1978	1,2	380 × 1050;
		1971	0,5	170 × 350 × 1040
Хигаги сейсакусё	Кацуга	1968	15	900 × 1200; 800 × 1200; 600 × 1200
		1977	15	То же
Хигаги киндзоку	Ясуги	1967	1,0	330 × 1600
		1971	1,0	То же
		1966	3,0	600 × 2000
		1974	3,0	То же
		1980	6,0	750 × 3200
Фудзикоси	Хигаси-Фуку- яма	1973	2,0	450 × 1500; 300 × 1500; 200 × 1500
Мицубиси сэйко	Уцуномия	1970	13,0	800 × 3500; 600 × 2500; 400 × 2500

дотвращать повышение содержания водорода в слитке во время переплава.

Механизм вытягивания слитка позволяет получать слиток диаметром 2800 мм и массой до 240 т.

Система очистки отходящих газов обеспечивает степень очистки до 99%.

Опыт промышленной эксплуатации показал, что 200-тонная печь обеспечивает достаточно высокие технико-экономические показатели процесса.

В Японии установлено около 30 печей ЭШП емкостью от 0,5 т до 70 т, конструкции 1968–1983 гг. (табл. 1) [3]. Самая крупная печь емкостью 72 т и диаметром 1,8 м [5] установлена на заводе фирмы "Кобэ сэйкосэ" в Такасаго. На ней получают слитки диаметром 1,5 м из стали, содержащей 12% хрома, для изготовления роторов турбин.

В ФРГ на заводе Rechling-Burbach фирмы Volkslingen, была построена и успешно эксплуатируется печь ЭШП для производства поковок. На этой же установке при переплаве четырех электродов и вытягивании слитка получают слитки до 160 т (рис. 3).

В ПНР на предприятии Huta Beldon установлена печь ЭШП типа 8 Мг производительностью 2000 т/год производства французской фирмы Heurtey [6]. Эта печь имеет двухколонную конструкцию с подвижным кристаллизатором, подвешенным на одной из колонн.

На обеих колоннах закреплены тележки, на которых установлены электрододержатели с гидравлическими клещевыми зажимами. Тележки осуществляют вертикальное возвратно-поступательное движение, а электрододержатели — движение в горизонтальной плоскости по дуге.

В электрододержателях попеременно закрепляются электроды с приваренными инвентарными головками многократного использования. Это дает возможность один слиток ЭШП выплавлять из нескольких электродов. Установка оборудована двумя однофазными трансформаторами: первый — мощностью 1,8 МВА, преобразующий напряжение с 6000 на 850 В; второй — мощностью 1,8 МВА, преобразующий напряжение 850 В в рабочее напряжение 50–120 В и рабочий ток до 14 кА. Трансформаторы сопряжены один с другим. Напряжение регулируется плавно.

На печи применяют несколько типоразмеров глуходонных кристаллизаторов: диаметром 600, 350, 300 мм для получе-

ния слитков массой 10; 4,5; 2,5 т соответственно. Применение подвижного кристаллизатора дает возможность задать массу (длину) слитка в зависимости от требований по массе изделий или по кратности разделения слитка, обеспечивающей высокий выход годного.

Универсальная печь ЭШП фирмы Leybold-Heraeus (ФРГ) предназначена для производства слитков диаметром 350-1200 мм и массой до 35 т.

Печь имеет два внешних поста для специальных кристаллизаторов и центральный пост, на котором ведется плавка с попеременной подачей электродов диаметром 275-680 мм и вытягиванием слитка из кристаллизатора, два электрододержателя с механическими приводами, два трансформатора промышленной частоты и высокоавтоматизированную систему управления.

Печь может работать со сменой электродов, производя на центральной позиции слитки до 44 т. На двух внешних постах можно одновременно производить два слитка массой до 11 т и диаметром до 850 мм в стационарных кристаллизаторах.

Привод перемещения электродов электромеханический, подача электрода осуществляется с учетом сигнала датчика массы, который регулирует массу электрода с точностью 0,03%. Тисторный источник питания рассчитан на максимальный ток 36 кА при плавке в кристаллизатор, находящийся на центральной позиции, и на 25 кА при одновременной плавке на двух внешних постах. Вторичный токоподвод выполнен полностью коаксиальным со скользящим контактом на электродах. Печь оборудована системами подогрева электродов и подачи в кристаллизатор осушенного воздуха, а также компьютерной системой управления [7,8].

Электрошлаковая печь, установленная на фирме Arbed Saarstahl дает возможность переплавлять либо один электрод, либо 4 электрода одновременно. На этой печи осуществляется переплав в глухонном кристаллизаторе или с вытягиванием слитка [9].

Вариант переплава зависит от диаметра наплавляемого слитка, достигающего 2300 мм (табл. 2).

Трансформатор и преобразователь частоты на каждой колонне рассмотрены на первичную мощность 2,2 МВ. При использовании одного электрода на него можно подавать энергию с двух колонн для повышения мощности. Этот режим обычно используется для получения слитков диаметром 1000 и 1300 мм. Печь питается переменным током низкой частоты.

Таблица 2

Параметры установки ЭШП

Диаметр слитка, мм	Число электродов	Режим работы	Средняя скорость плавления, кг/ч	Максимальная масса слитка, т
500	1	Глухонный кристаллизатор	300-500	3
750	1	То же	600-900	8
1000	1	Вытягивание слитка	800-1100	32
1300	1	То же	900-1400	55
2300	4	То же	2000-3000	160

На заводе Железарна Варне (СФРЮ) установлена печь ЭШП австрийской фирмы Inteco [10], конструкция которой занимает важное место в общей схеме развития конструкции подобных печей. В этой печи нет длинного неподвижного или короткого подвижного кристаллизатора. Но имеется короткий неподвижный кристаллизатор, позволяющий получать слиток большой длины, возможность смены электродов по ходу плавки, подвижный поддон, скользящий токоподвод и автоматический контроль за погружением электродов в шлак. Максимальная длина слитка составляет 6 м; наибольшая масса - 36 т; поперечное сечение - круг диаметром от 500 до 1000 мм или прямоугольник 500 × 1000 мм; сила тока 25 кА, мощность 3250 кВА, частота 50 Гц; вторичное напряжение 30-130 В при 100 степенях регулирования.

Преимущества конструкции такой печи по сравнению с другими видны из табл. 3.

Японская фирма "Кавасаки стил" установила печь ЭШП для получения слитков массой 50 т. Хотя печь не отличается какой-либо оригинальной конструкцией, но работа печи автоматизирована полностью, что обеспечивает, в частности, затвердевание слитков с постоянной скоростью, уменьшающее вероятность появления дефектов слитка [11, 12].

Таблица 3

Сопоставление конструктивных особенностей печей ЭСП

Показатель	Схема со стационарным кристаллизатором	Коаксиальная или бифилярная схема со стационарным кристаллизатором	Короткий подвижный кристаллизатор, замена электродов	Короткий стационарный кристаллизатор, замена электродов, вытягиваемый поддон
Длина слитка	-	-	+	++
Длина электрода	--	--	+	+
Смена электродов	-	-	+	+
Ремонт кристаллизаторов	--	--	+	+
Доступ к шлаковой ванне	-	--	++	++
Добавки в ванну	+	+	-	++
Индуктивное сопротивление печи	-	++	--	+
Стойкость кристаллизатора	-	-	+	+
Расход шлака	-	-	+	+
Выход годного	-	-	+	++
Производительность печи	-	-	+	+
Получение фасонных заготовок	-	-	+	+

Примечание: ++ очень благоприятно; + благоприятно; - неблагоприятно; -- очень неблагоприятно

Высокое качество слитков, получаемое методом ЭШП, позволяет создать печи для одновременной выплавки нескольких мелкосортных слитков, пригодных для дальнейшей обработки без предварительного обжата.

Переход на многоручьевую конструкцию кристаллизатора позволяет резко поднять производительность печи ЭШП, сократить обрез слитков благодаря увеличению отношения длины к сечению слитка [13]. Причем возможна модернизация действующих печей для переплава в четырех- и двухручьевых подвижных кристаллизаторах [14].

Изучение математических моделей температурных полей слитка при ЭШП в подвижном кристаллизаторе показало, что весьма эффективным является вторичное охлаждение слитка, ведущее к уменьшению глубины жидкометаллической ванны 15 и повышающее производительность печей ЭШП. На 10-15% можно увеличить производительность путем проведения вторичного водовоздушного охлаждения слитка ЭШП с использованием подвижных кристаллизаторов или механизма вытяжки слитка. Для защиты внутреннего пространства кристаллизатора от попадания влаги целесообразно использовать крышки с уплотнениями из термопровода типа КТ с подачей под них воздуха пониженной влажности или аргона [16].

2. АВТОМАТИЗАЦИЯ ПЕЧЕЙ И УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССОМ ПЕРЕПЛАВА

Увеличение емкости и мощности печей ЭШП, получение крупнотоннажных слитков, совершенствование технологии процесса переплава, а также требования увеличения эффективности работы печей ведут к повышению уровня автоматизации процесса с использованием средств вычислительной техники.

Имеются регуляторы, которые позволяют при изменении условий плавления изменять электрические параметры для поддержания самого благоприятного режима ведения процесса. Регулирование ведется по двум параметрам, связанным между собой, - скорости наплавления слитка и сопротивлению шлаковой ванны. Эти параметры наиболее полно характеризуют качество процесса ЭШП [13].

Примером такой системы регулирования служит двухканальная система, имеющая канал программного регулирования сопротивления шлаковой ванны и канал скорости плавления электрода. Система автоматического программного управления печи ЭШП по указанным параметрам с тиристорным регуля-

гором АРШМТ установлена на большинстве печей ЭШП в СССР [13].

Возрастающие требования к качеству металла и сложность технологических задач увеличивают число контролируемых параметров и построение многоконтурных систем регулирования. В настоящее время за рубежом часто применяют методы стабилизации тока плавки.

Шведская фирма ASEA предлагает систему управления процессом ЭШП, которая основана на зависимости мощности, выделяемой в шлаковой ванне, от общей подводимой мощности с учетом потерь в слитке, электроде, токоподводе. Система обладает контуром регулирования тока, напряжения, мощности и стабилизации скорости переплава. Используется также метод программного управления по току и напряжению и метод управления по скорости перемещения электрода и сопротивления шлаковой ванны.

Процесс ЭШП характеризуется большим количеством тесно связанных между собой технологических параметров, соотношения между которыми определяются электрическим режимом плавки.

Именно от соотношения и характера технологических параметров процесса зависит качество получаемого металла.

Для выполнения требований, предъявляемых к качеству слитка, необходимо обеспечить оптимальный режим в течение всего переплава, поскольку для получения слитка массой 160 т при скорости около 2000 кг/ч требуется примерно 80 ч, то есть более трех суток [9].

Так как стоимость крупных слитков велика, то необходимость воспроизведения технологии, режимов переплава может быть достигнута только с внедрением ЭВМ.

Условием управления процессом с помощью ЭВМ является получение и подготовка достаточной информации о ходе процесса. Параметры, измеренные на печи ЭШП, можно разделить на 4 группы, которые определяются электропитанием, геометрическими параметрами, теплотехникой и металлургическими особенностями.

Функцией ЭВМ является также запись параметров процесса. Необходимо фиксировать следующее: общую информацию о плавке, последовательность смены электродов, химический состав сплавляемых в данный момент электродов, выход годного по электродному металлу, вводимые исходные компоненты, состав жидкой металлической ванны, состав шлаковой ванны. Измеряемые величины можно представить графически, а также опре-

делить взаимосвязь между измеряемыми параметрами одного или нескольких слитков.

Совместно с Институтом промышленных исследований общества немецких металлургов фирма Arbed Saarstahl (ФРГ) разработала способ управления ЭШП с помощью ЭВМ. Управление основывается на четырех вышеприведенных моделях, выполняющих отдельные функции получения требуемой информации о процессе. Программное обеспечение формируется и корректируется по задаваемым параметрам, в связи с этим отпадает необходимость его существенного изменения при смене производственной программы [9].

Фирма Consarc (США) разработала и ввела в промышленную эксплуатацию схему автоматического управления ЭШП, которая автоматически регулирует скорость плавления путем поддержания тока плавления в заданных пределах. В конструкции печи предусмотрен датчик массы расходуемого электрода и в процессе плавки информация об изменении массы электрода поступает на вход микро-ЭВМ, которая рассчитывает среднюю скорость наплавления слитка и корректирует мощность так, чтобы скорость соответствовала заданной скорости наплавления слитка [13].

Фирма Leybold-Heraeus разработала и внедрила систему автоматического регулирования скорости плавления электрода и величины заглубления электрода в шлаковую ванну. Скорость плавления электрода регулируется в соответствии с заданной жесткой программой скорости во времени, заложенной в ЭВМ.

Функции ЭВМ в такой системе автоматического регулирования следующие: расчет скорости плавления расходуемого электрода; сравнение рассчитанной скорости с заданной и подбор величины тока плавления, необходимого для сведения к нулю рассогласования по скорости, возникающего в процессе плавки, и формирование задающего сигнала в контуре регулирования тока; запись о процессе плавления.

Такая система регулирования позволяет получить более однородный слиток, а также повышает удельную производительность установки, так как отклонений от заданной скорости не происходит; это позволяет вести плавку со скоростью, близкой к максимальной [13].

Большинство рассмотренных зарубежных систем представляют собой двухконтурные аналоговые системы автоматического регулирования. По своей структуре они мало отличаются и не превосходят отечественную систему управления АРМШТ [13].

3. ФЛЮСЫ, ПРИМЕНЯЕМЫЕ ПРИ ЭЛЕКТРОШЛАКОВОМ ПЕРЕПЛАВЕ

Наибольшее распространение в технологии ЭШП находят флюсы типа АНФ-6. При этом установлено, что при выплавке длинных слитков (около 6 м) начальное содержание кремнезема во флюсе увеличивается с 2 до 18% в конце плавки. Основность шлака снижается с 16 до 2. Температура плавления, вязкость и удельное сопротивление шлака вследствие изменения его состава возрастает с увеличением длины слитка [10].

Если в процессе ЭШП основность шлака снижается, происходит замедление протекания металлургических реакций. При этом степень десульфурации уменьшается от 80-90% в нижней части слитка до 10% и менее в верхней. Содержание кислорода в стали увеличивается от $10 \cdot 10^{-4}$ % в нижней его части до $4 \cdot 10^{-4}$ % и более в верхней.

Для обеспечения однородности химического состава слитка по высоте необходимо корректировать состав шлака во время плавки. Существует несколько методов корректирования состава шлака. Наиболее перспективным является следующий: уже в начале плавки в свежий шлак добавляют порцию использованного шлака, а во время перепада вводят добавки CaO - CaF_2 и часть шлака заменяют новым [10]. Это позволяет снизить удельный расход шлака, уменьшить поглощение газов металлом. При более высоком содержании кремнезема в шлаке уменьшаются потери кремния в донной части слитка, и перепад можно вести при меньшем токе.

На рис. 4 показана зависимость расхода шлака при ЭШП от длины слитка для диаметров слитков от 400 до 1000 мм.

Так как расход шлака зависит только от диаметра слитка, его действительный удельный расход будет тем меньше, чем больше длина слитка. В то время как расход шлака для слитков длиной 1-1,5 м составляет обычно 25-35 кг/т, для слитка длиной в среднем 4 м он снижается уже до 10 кг/ч [1].

Проводятся разнообразные исследования по изучению влияния известных шлаковых композиций на качество металла, созданию новых флюсов.

Исследовали флюсы для работы на печи емкостью до 10 т. Было установлено [6], что шлаки АНФ-6 и АНФ-11 характеризуются высоким удельным расходом электроэнергии и относительно низким уровнем удаления серы. С целью повыше-

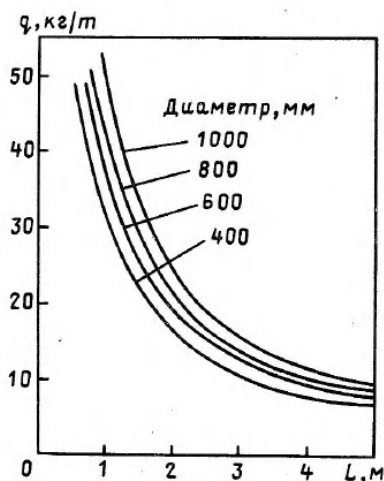


Рис. 4. Зависимость удельного расхода шлака q от длины слитка L для слитков различного диаметра

ния эффективности ЭШП был внедрен шлак S 2022 с повышенным содержанием оксида кальция. Шлак S 2015 применялся для ограничения вредного влияния водорода из-за роста его содержания в металле, особенно в начальный период плавки.

Химический (усредненный) состав шлаков приведен в табл. 4.

Процесс ЭШП под шлаком S 2015 характеризуется заметной десульфурацией при практически любой длине слитка и при условии, что переплаву подвергают электроды с очищенной поверхностью, а шлак раскисляют по ходу плавки.

На степень десульфурации влияет содержание кремнезема в шлаке. Так, при концентрации кремнезема 2–4% количество

Таблица 4

Химический состав шлаков, %

Марка шлака	CaF ₂	Al ₂ O ₃	CaO+ +MgO	MgO	SiO ₂	FeO	S
				Максимальное значение			
АНФ-6	67	27	3	1	2	0,5	0,03
S2022	59	23	15	3	2	0,5	0,03
S2015	33	32	31	3	2	0,5	0,03

серы находится на уровне 0,004–0,005%, а степень десульфурации 60–80% в зависимости от содержания серы. С ростом содержания кремнезема в шлаке до 9–12% концентрация серы в металле находится в пределах 0,008–0,012%, а десульфурация составляет лишь 35–40%. При содержании кремнезема в шлаке в количестве 16–19% и выше практически удаления серы не происходит [10, 6]. Предлагаются новые композиции флюсов. Исследование новых композиций флюсов для ЭШП позволило определить, что для сплавов типа ЭИ961 флюсы состава, (в %): $\text{CaF}_2 40\text{--}\text{CaO} 25\text{--}\text{Al}_2\text{O}_3 35$ и $\text{CaF}_2 40\text{--}\text{CaO} 15\text{--}\text{Al}_2\text{O}_3 35\text{--}\text{SiO}_2 10$ по сравнению с флюсом АНФ-6 позволяет значительно увеличить производительность процесса при меньшем расходе флюса и одинаковом расходе электроэнергии [17]. Флюс для ЭШП сплавов с низким содержанием алюминия или повышенным содержанием кремния состоит из фторида кальция, оксида кальция и кремнезема. Отношение CaO/SiO_2 составляет 1,5–5,0; содержание CaF_2 – 15–40%; содержание примесей железа и марганца не должно превышать 1% [18].

Предложена полная модель процесса ЭШП, которая дает возможность использовать ее для прогнозирования качества слитка. Влияние изменения рабочих параметров количественно проверено моделированием, которое обнаружило сложность механизмов взаимодействия.

Движение расплава и теплопередачи в шлаке зависит, в частности, от значения и преобладания двух объемных сил, которые действуют в жидкости: электромагнитных сил, вызванных расхождением линий тока, связанных с различием площадей сечений электрода и слитка, и естественной конвекцией, главная движущая сила которой определяется охлаждением шлака в контакте со стенкой кристаллизатора.

Новая модель имеет практическое значение как средство прогнозирования и оптимизации промышленного процесса для получения качественного слитка [19]. Также разработана модель, описывающая поведение неметаллических включений при прохождении ими границы раздела шлак–металл. Рассмотрен баланс сил, действующих на включения: сил тяжести, выталкивающих сил, сопротивления движущейся жидкости, изменения поверхностной энергии. Рассчитано, что всплывание крупных включений (диаметр более 5 мкм) не вызывает их расплавления в шлаке [20]. Результаты прямых измерений скорости движения шлака показали, что причинами движения служат естественная конвекция, возникающая

вследствие неравномерности температурного поля, а также вынужденная конвекция под влиянием электромагнитного поля [21].

В результате исследований установлено, что шлаки имеют меньшую электропроводность, чем шлаки на основе фторида кальция, однако они могут использоваться при ЭШП, так как влияют на повышение электрического к.п.д. при переплаве стали [22].

Существует возможность прогнозирования содержания кислорода в составе металла в зависимости от химического состава шлака и переплавляемого металла. Оценку окисленности металла ЭШП при содержании в шлаке менее 1% оксида железа целесообразно проводить по содержанию кремнезема [23].

Исследованы физические свойства флюса АНФ-29 с добавками оксидов редкоземельных металлов в количестве от 10-60%. Показана возможность использования подобных композиций при ЭШП в подвижном кристаллизаторе [24].

Предложен также флюс, состоящий на 50-95% из фторида кальция, 5-30% оксидов редкоземельных металлов, остальные - оксиды кальция, железа, марганца [25].

4. СОВРЕМЕННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ЭШП СТАЛЕЙ И СПЛАВОВ

Подробно исследуется взаимосвязь технологических параметров ЭШП и качества металла как в лабораторных установках, так и в промышленных агрегатах.

Как видно из рис. 5, производительность установок ЭШП зависит от длины слитка.

Для достижения высокой производительности установки необходимо получать слитки длиной более 3 м. При этом чем больше диаметр слитка, тем большей должна быть его длина. Объясняется это тем, что на подпитку слитков большего диаметра затрачивается больше времени. Интересно, что подготовительное время, необходимое для такой установки, фактически не зависит от диаметра слитка [1].

Выход годного металла из слитка, полученного методом ЭШП, зависит от его длины. Так, длина отрезаемых верхней и нижней прибыльных частей слитка для данного диаметра неизменна. Для достижения выхода годного металла, превышающего 90% длины слитка, при диаметре слитка 600 мм его длина должна быть 2 м, а при диаметре 1000 мм - должна превышать 4 м.

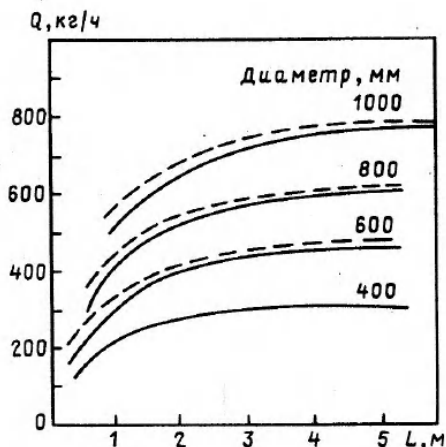


Рис. 5. Зависимость производительности Q печи ЭШП от длины слитка L для слитков различных диаметров: — ЭШП на твердом старте; --- ЭШП на жидком старте

Кроме рассмотренных выше экономических преимуществ, установки, в которых предусмотрена возможность смены электродов, обладают также технологическими преимуществами вследствие того, что отношение диаметра электрода к диаметру слитка в общем случае не ограничивается [1]. Показано, что одни и те же параметры электрического режима ЭШП могут быть реализованы при различных объемах шлака за счет изменения длины межэлектродного промежутка и заглупления электрода в жидкий шлак. При малых токах (до 2,4 кА) скорость плавления возрастает прямо пропорционально силе тока при практически неизменном расходе электроэнергии и зависит от химического состава используемого шлака. Уменьшение электропроводности шлака ведет к увеличению скорости переплава и уменьшению расхода электроэнергии. Поверхность слитка ЭШП улучшается с уменьшением толщины формирующейся корочки шлака, зависящей от силы тока, напряжения и химического состава шлака. Поверхность слитка улучшается по мере повышения напряжения тока и уменьшения количества глинозема в шлаке [26, 27].

Металл электродов для ЭШП получают часто в электродуговых печах с последующей вакуумной дегазацией, внепечным рафинированием или окислительным вакуумированием [28, 29]. Низкое количество серы, высокая степень дегазации позволяют получить высокое качество электродов и повысить свойства металла ЭШП.

Замена в условиях завода "Серп и Молот" катаных расходных электродов электродами, полученными на УНРС, дала экономический эффект до 150 руб на 1 т годных электродов [30].

Исследование пятнистой ликвации в слитке ЭШП проводили микроструктурным методом и методом рентгеноспектрального микроанализа на сплавах инконель-718 и васпаллой [31]. В сплаве инконель-718 пятнистая ликвация возникает в результате перемещения обогащенной ниобием жидкости с высокой удельной плотностью в двухфазную зону. В сплаве васпаллой пятнистая ликвидация образуется в результате подъема обогащенного титаном, алюминием, углеродом расплава с низкой удельной плотностью.

Установлено, что небольшое количество магния существенно влияет на свойства сталей и сплавов, производимых методом ЭШП. Изучалось влияние магния на длительную прочность жаропрочных сплавов на железной основе, полученных открытой выплавкой и ЭШП. В результате ЭШП снижается оптимальный уровень концентрации магния. Нет необходимости точно выдерживать содержание магния в электроде, что упрощает технологию получения расходного электрода [32].

Изучена возможность дополнительного питания установки ЭШП постоянным током, показано, что подключение графитового электрода к положительному полюсу, находящегося в ванне металла, улучшает условия десульфурации и раскисления металла [33]. При отрицательном полюсе, подключенном к ванне, имеет место незначительное увеличение степени десульфурации металла; содержание окислов в слитке не меняется по сравнению с содержанием, достигаемым при шлавке только на переменном токе. Ряд работ посвящен традиционному сравнению двух наиболее известных методов спецметаллургии и ЭШП и вакуумного дугового переплава (ВДП).

Процесс ЭШП с точки зрения способа выделения тепловой энергии принципиально отличается от процесса ВДП, поскольку при ЭШП она выделяется в шлаковой ванне, а при ВДП - в дуге. Кристаллизатор ЭШП по высоте можно разделить на три тепловые зоны: выше поверхности, свободной от шлака; зона тесного контакта шлака с кристаллизатором; зона усадочного зазора [34]. Кристаллизатор ВДП по высоте имеет две тепловые зоны: выше поверхности металла и в зоне усадочного зазора.

Температура по высоте кристаллизатора (при ВДП) изменяется более резко, чем при ЭШП. Высокая скорость охлажде-

ния слитка уменьшает глубину жидкометаллической ванны и протяженность двухфазной зоны, что ведет к снижению ликвационных дефектов в слитке и делает структуру более однородной.

Тепловые потоки в кристаллизаторах ЭШП и ВДП зависят от толщины шлаковой корочки на слитке ЭШП, теплопроводности газа и в усадочном зазоре слиток-кристаллизатор, ширины этого зазора, скорости охлаждающей воды, состояния поверхности кристаллизатора (шероховатость, наличие рисок и т.д.). Созданная математическая модель затвердевания слитка проверена на слитках диаметром 508 мм, выплавленных в кристаллизаторах с толщиной стенки 18 мм.

Установлено, что при ВДП общий коэффициент теплопередачи выше, чем при ЭШП, за исключением верхних участков кристаллизатора, причем с ростом теплопроводности газа в зазоре в печи он увеличивается. При ЭШП наибольшее влияние на теплопередачу оказывает толщина слоя шлака на слитке, которая определяется скоростью плавления расходуемого электрода. Увеличение скорости охлаждающей воды и уменьшение накипи в водоохлаждаемой полости также увеличивают в теплоотвод.

Процесс ВДП энергетически выгоднее процесса ЭШП. Удельный расход электроэнергии при увеличении мощности ЭШП может снижаться или возрастать в зависимости от марки переплавляемого металла, в то время как при ВДП он снижается с ростом вводимой мощности.

Поверхность слитка ЭШП благодаря шлаковой корочке лучше, чем у слитка ВДП, дендритная ликвация меньше, у слитка ВДП.

Исследовали эффективность процессов ЭШП и ВДП при переплаве стали 4340, содержащей (в %) С 0,42, Мп 0,66, Si 0,24, Ni 1,73, Cr 0,94, Mo 0,22, P 0,007, S 0,001, Cu 0,19 Al 0,032 [35]. Сравнение проводили по следующим параметрам: чувствительности к водородному охрупчиванию; механическим и баллистическим характеристикам. Установлено, что сталь ВДП имела особо высокую чистоту по микропримесям. После ЭШП сталь имела более высокое содержание газов: азота - 0,006% против 0,005%; кислорода 0,004% против 0,001% и водорода $1,8 \cdot 10^{-6}$ против $1 \cdot 10^{-6}$ в стали ВДП соответственно. В результате сталь ВДП показала лучшие результаты по устойчивости к водородному охрупчиванию и сопротивлению вязкому разрушению, а сталь ЭШП превосходила сталь ВДП по результатам баллистических испытаний.

Изучали факторы, влияющие на микросегрегацию в слитках ЭШП и ВДП никелевого сплава (инконель 718) [36]. Макросегрегации в виде темных пятен характеризуются более высоким, чем окружающие области содержанием ниобия и приводят к 20%-ному снижению прочностных свойств.

Химический состав белого пятна и окружающего участка матрицы (% по массе) приведен ниже:

Элемент	Al	Si	Ti	Cr	Fe	Ni	Nb	Mo
Белое пятно	0,41	0,19	0,62	17,71	19,21	55,7	2,96	3,2
Окружающий участок матрицы	0,49	0,2	0,81	17,5	17,75	54,97	5,1	3,18

Для устранения этого типа сегрегаций необходимо снижать скорость переплава, что проще, по мнению авторов, реализовать на печи ВДП, чем на печи ЭШП со стационарным кристаллизатором. Дефект "белые пятна" является следствием обеднения ниобием определенных областей слитка. Этот дефект характерен для ЭШП быстрорежущих, маргенсиностареющих сталей и жаропрочных сплавов и приводит к снижению малоциклового усталости [36].

Исследования [37] позволили сделать вывод о превалирующем значении параметров переплава над параметрами кристаллизации в образовании "белых пятен" при переплаве.

Роторы для работы при температурах порядка 600°C изготавливают из жаропрочного сплава аустенитного класса марки А286 (в %) (Cr 15, Ni 26, Mo 1,3, Ti 2,15, Al 0,1, V 0,3). Сплав разработан для производства ответственных деталей реактивных двигателей и отличается высокой надежностью. Сталь для электродов выплавляют в дуговой сталеплавильной печи, проводят вакуумно-кислородные обезуглероживание и далее переплавляют методом ЭШП для получения крупного слитка, обеспечивая необходимое содержание титана и алюминия, выдерживая необходимый состав шлака. Благодаря небольшой глубине ванны жидкого металла в кристаллизаторе обеспечивается высокое качество внутренней части слитка, это позволило применять метод ЭШП для получения крупных слитков из сталей данного типа [3].

Диски для газовых турбин из жаростойкого сплава на основе никеля инконель-718, ранее изготавливавшиеся дуплекс-процессом (вакуумно-индукционная выплавка+вакуумно-дуговой пе-

реплав (ВИП+ВДП)), в настоящее время производят с применением вместо ВДП не только ЭШП, но и электронно-лучевого переплава. Проблемой при переплаве названного сплава методом ЭШП является появление в слитке черных пятен, представляющих участки с повышенной концентрацией ниобия. Результаты контрольных испытаний дисков диаметром 580 мм из сплава инконель-718, изготовленных из слитков массой 2 т, полученных в порядке опытного производства процессом ВИП+ЭШП, показали, что диски не уступают изделиям, полученным с использованием ВДП. Улучшение поверхности слитка можно достигнуть на основе измерения температуры охлаждающей воды на входе в точки, расположенных на разной высоте кристаллизатора во время переплава: по разности температур регулировать подводимую мощность, идущую на переплав [38].

Предложен способ получения слитков из нескольких металлов, при котором устанавливают в кристаллизатор ЭШП перегородок из определенного металла. При этом внутреннее пространство кристаллизатора делится на ячейки, в которые сверху плавятся электроды основного металла одним из известных способов [39].

Газообразный азот хорошо растворяется в железе и его сплавах и является сильным аустенитообразующим элементом.

Применение ЭШП при повышенном давлении азота позволяет использовать азот в качестве легирующего элемента и увеличить пределы текучести и прочности на растяжение аустенитных нержавеющей сталей. Исследования механических свойств закаленной нержавеющей стали показали, что увеличить содержание азота до 0,8% можно только в условиях ЭШП при повышенном давлении. Это позволяет увеличить на 200% предел текучести.

В ФРГ проведение ЭШП под давлением азота обеспечивается в промышленных установках при давлении до 4,2 МПа, получают слитки диаметром до 1000 мм и массой до 14 т. При легировании этим методом концентрация азота в стали достигает 0,5–1,2%. При повышении содержания азота в стали, содержащей (в %) Cr 18, Ni 13, Mo 45, существенно возрастают механические свойства при высоких температурах и циклическая прочность [1, 40].

Эти направления ЭШП получают свое дальнейшее развитие. Разработан способ, в котором в процессе ЭШП под давлением используют электроды, также состоящие из нескольких различных по составу частей, причем процесс переплава протекает по крайней мере в две стадии, в каждой из которых в

расплав вводят добавки с различным содержанием азота, при этом давление азота изменяют от 5 до 50 бар, а в качестве добавок рекомендуют использовать Si_3N_4 [41].

Качество металла ЭШП и его экономичность зависит от многих различных факторов. На опытной установке ЭШП изучалась связь между скоростью плавления, заглублением электрода, качеством и типом шлака, интенсивностью охлаждения, удельным расходом энергии и т.д. Эксперименты велись на установке ЭШП с кристаллизаторами диаметром 220 и 300 мм [22]. Процесс переплава вели в вакууме, в инертной атмосфере при давлении до 290 кПа, используя постоянный и переменный ток частотой 1-50 Гц.

Эксперименты показали, что при увеличении давления возрастает удельный расход энергии. Использование переменного тока и увеличение скорости плавки позволяет снизить этот показатель по сравнению с ЭШП постоянного тока.

Изучение теплового баланса показало, что мощность шлаковой ванны, передаваемая электроду, составляет 25%, кристаллизатору - 50%, окружающей среде и каплям металла - 25%.

Теплоотдача от шлака к электроду пропорциональна разности температур шлака и металла. Удельный расход энергии сильно зависит от отношения площади нагретых поверхностей шлаковой ванны к ее объему. Минимальный расход энергии соответствует малому заглублению электрода в шлак. Установлено, что использование переменного тока позволяет уменьшить содержание оксидов в металле. Управление скоростью плавки и компенсации внешних электромагнитных полей изучали также в работе [42].

Изменяя заглубление электрода в шлак, можно стабилизировать изменения мощности в широком диапазоне. Эксперименты по испытанию устройств для компенсации внешних электромагнитных полей показали, что на токах промышленной частоты кристаллизатор печи ЭШП является хорошим экраном и нет необходимости в применении коаксиальной системы токоподвода.

Изучение распределения магнитных полей, направленных перпендикулярно течению рабочего тока позволило определить их влияние на эффективную глубину ванны, скорость движения шлака на свободной поверхности и характер образования газовых пузырей в металле. Установлено, что кажущаяся глубина лунки увеличивается с ростом интенсивности перемешивания; это приводит к повышению однородности температурных полей в шлаке и металле. Образование водородных пузырей в

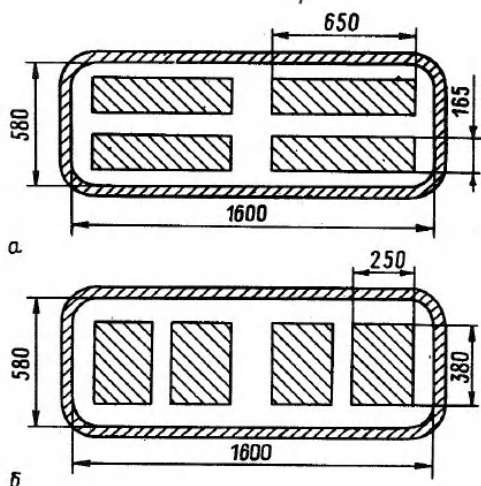


Рис. 6. Схема размещения расходуемых электродов при ЭШП по обычной (а) и новой (б) схемам

металле можно подавить, применяя электромагнитное перемешивание. Однако для ЭШП высокоуглеродистых сталей электромагнитное перемешивание неэффективно из-за энергичного выделения окиси углерода, что приводит к повышению пористости слитка. В результате электромагнитного воздействия на металл структура слитка становится более равноосной и мелкой [43].

Для расширения возможности применения в кристаллизаторе одного типоразмера электродов различной формы и сечения и, соответственно, уменьшения гудеомкости производства плоских слитков, повышения производительности установок ЭШП-2ОВГ-И2 разработана схема расположения электродов в ряд с питанием от двух трансформаторов (рис. 6). Это повело за собой изменение лишь конструкции токоподвода к электрододержателю и инвентарных головок электродов, оставив без изменения конструкции самих электрододержателей и кристаллизатора. Каждая пара электродов расположена на отдельной независимой регулируемой каретке, ток в которой подводится от трансформатора мощностью 5МВА со ступенчатым регулированием [44].

Разработанные облегченные инвентарные головки позволяют одновременно наплавлять 2 слитка на одной установке. С целью экономии флюса при ЭШП внедрена технология, предусматривающая использование отработанного шлака совместно

с заливаемой порцией свежего шлака. Нормированный расход шлака снижен на одну треть.

Проблема флокеночувствительности конструкционной стали решается вакуумированием исходного металла и противфлокеной термической обработкой листа. Отработана технология, предусматривающая использование шлака, не содержащего извести. При этом шлак просушивается в барабанной печи, а затем расплавляется во флюсоплавильной печи, поэтому для предотвращения образования флокенов нет необходимости снижать содержание водорода в металле в процессе переплава, нужно лишь предотвратить поступление водорода при ЭШП в системе электрод-шлак-металл.

Снижение содержания водорода в шлаке достигается благодаря использованию заливочного устройства с продувкой осушенным воздухом. При этом содержание водорода в шлаке составляет $(5-15) \cdot 10^{-4}$ %. Концентрация водорода в расходующихся электродах при этом $(2-4) \cdot 10^{-4}$ %. Контролируемая атмосфера в кристаллизаторе установки ЭШП создается и поддерживается осушенным воздухом. Создание над шлаком непрерывно обновляемой атмосферы эффективно защищает металл, при этом концентрация водорода в листовом металле ЭШП находится на уровне содержания водорода в исходном металле.

Соответствующая термообработка, связанная с закалкой в воде и высоким отпуском, позволила увеличить величину ударной вязкости на 20%.

Внедрение режима противфлокеной обработки листовой конструкционной стали позволило повысить выход годного после первой термообработки до 95%. Рассмотрение параметров плавки и теплообмена между шлаковой ванной и кристаллизатором в зависимости от электрических режимов. Получены условия подобия, позволяющие прогнозировать появление дефектов при ЭШП слитков разность диаметра [45].

Для эффективного использования тепловой энергии шлаковой ванны при ЭШП предложен способ, который прежде всего может быть реализован на многоэлектродной печи ЭШП, при котором в центр шлаковой ванны погружен электрод без токовой нагрузки, причем он может быть выполнен из того же металла, что и рабочие электроды или полым, с заполнением последнего легирующими или шлакообразующими компонентами [46].

5. РАЗВИТИЕ ПРОЦЕССА ПЕРЕПЛАВА

Электрошлаковая технология находит применение в самых разнообразных технологических схемах металлургического и машиностроительного производства.

Использование метода ЭШП для получения качественного металла весьма разнообразно. В частности, ЭШП широко используется для получения слитков металла из металлизированных окатышей.

Существует несколько схем реализации этого процесса. По мнению авторов работы [48], можно выделить 4 основных направления в этой области.

1. Классический ЭШП расходуемых электродов из металла, полученного плавкой губчатого железа в других агрегатах. Этот способ гарантирует высокое качество готового слитка, однако ввиду значительной энергоемкости, он может найти лишь ограниченное применение – выплавку металла номенклатуры специальной электрометаллургии.

2. Электрошлаковая плавка расходуемого электрода, сформированного из металлизированных окатышей. При производстве металла по такой схеме кристаллизация, осуществляясь в водоохлаждаемом кристаллизаторе, гарантирует чистоту металла от экзогенных включений футеровки и в принципе процесс может быть непрерывным. После ЭШП с введением в ванну раскислителей (карбида кремния, кальция и ферросилиция) содержание углерода и кислорода в металле получается такое же, как и в стали, выплавленной в кислородном конвертере. В этом случае доля площади, занятой неметаллическими включениями, составляет 0,05 [48].

Недостатком процесса является зависимость выделяемой в шлаке энергии от скорости подачи электрода в шлак и количества поступающих металлизированных окатышей.

Малый объем металлической ванны и непрерывная кристаллизация металла требуют поддержания неизменным химического состава шлака для обеспечения одинакового химического состава по всей высоте слитка.

3. ЭШП расходуемого электрода с вводом на шлак металлизированных окатышей. Получение металла по такой схеме не решает задачу 100%-ного передела окатышей. Так как переплав ведется в водоохлаждаемом кристаллизаторе, возможно получение плотного слитка. Имеются данные о том, что можно использовать до 35% металлизированных окатышей. Низ-

кий выход железа, незначительная доля окатышей в шихте и другие недостатки затрудняют развитие этого способа.

4. Электрошлаковая плавка металлизированных окатышей в водоохлаждаемом кристаллизаторе с нерасходуемым электродом. Этот способ – одностадийная электрошлаковая плавка металлизированных окатышей в кристаллизаторе (ЭШПО), включает непрерывную подачу в шлак с помощью весовых дозаторов окатышей, лигатуры и раскислителей, непрерывный процесс наплавления слитка и его вытягивание из кристаллизатора. На основе анализа различных вариантов процесса ЭШПО выбрана схема плавки с нерасходуемым графитовым электродом (рис. 7) [49].

Процесс ЭШПО основан на использовании качественно нового типа шихтового материала – металлизированных окатышей. Расплавленный флюс образует шлаковую ванну, в которую подаются дозаторами компоненты, необходимые для ведения процесса. Материалы, проходя через слой шлака, расплавляются, рафинируются от примесей и пустой породы при одновременном довосстановлении окислов железа и легировании. Образующаяся под шлаком ванна раскисленного и легированного металла постепенно кристаллизуется, формируя слиток, который аналогично процессу ЭШП можно вытягивать из кристаллизатора, осуществляя тем самым непрерывный процесс. Излишний шлак, образующийся из пустой породы окатышей и специальных добавок, сливается из кристаллизатора. Поддон и электрод соединены с источником питания при помощи гибких водоохлаждаемых кабелей. Высококачественные стали, полученные способом ЭШПО, по своим свойствам не уступают металлу, полученному традиционным способом ЭШП, а по некоторым показателям превосходят его в 1,3 раза.

Достоинством процесса ЭШПО являются:

- исключение из технологического процесса стадии производства расходуемых электродов;
- повышение производительности агрегата на 15–20% по сравнению с ЭШП;
- снижение расхода электроэнергии на производство качественного слитка в 2 раза по сравнению с процессом ДСП+ЭШП;
- повышение выхода годного с 60–70% до 95%;
- полная автоматизация и непрерывность процесса.

Для получения мелкокристаллической структуры слитка ЭШП и исключения дефектов типа внеосевой ликвации необходимо, чтобы глубина ванны была минимальной, а контур ванны

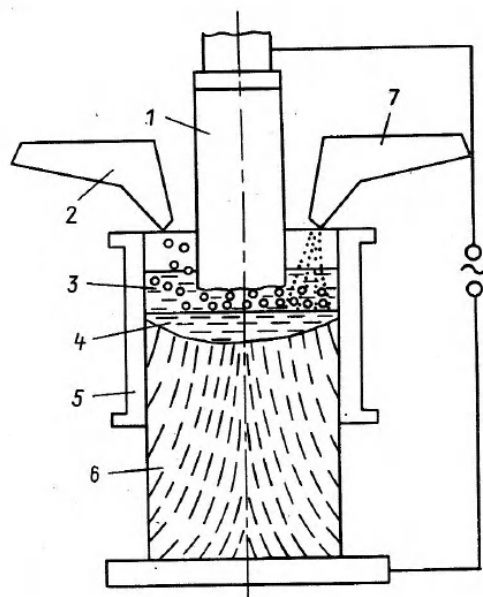


Рис. 7. Схема электрошлаковой плавки металлизированных окатышей: 1 - нерасходуемый электрод; 2 - дозатор подачи окатышей; 3 - расплавленный шлак; 4 - металлическая ванна; 5 - кристаллизатор; 6 - наплавленный слиток; 7 - дозатор подачи лигатуры и раскислителей

не должен иметь перегибов. Этого можно добиться, используя интенсивное охлаждение слитка гелием, вводимым в зазор между электродами и кристаллизатором.

Преимуществом этого способа является простота технологического оборудования, его высокая надежность и низкий расход газа. При увеличении расхода газа гелий проникает в жидкий шлак, что способствует удалению водорода и других газов из металла. Измерения показали, что при расходе гелия 0,4-0,8 м³/ч содержание водорода уменьшается примерно на 30% по сравнению с ЭШП без применения гелия. Кроме того, гелий как инертный газ создает защитную атмосферу под расплавленным шлаком, предотвращает интенсивное окисление легирующих элементов, что позволяет использовать этот метод в сочетании с защитными устройствами (герметичная крышка) при переплаве сложнoleгированных сталей и сплавов.

Применение гелия для охлаждения слитка при ЭШП позволяет увеличить скорость переплава на 33-48% и фактическую производительность печей при сохранении того же качества металла на 22-40%; для высокопрочных и теплостойких сталей отмечается также повышение ударной вязкости при сохранении их прочностных свойств. Это позволяет уменьшить рас-

ходные коэффициенты металла за счет снижения потерь при переделе слитков [49].

Развитие современных отраслей промышленности все отчетливее проявляются противоречия между выдвигаемыми требованиями к качеству металла и реальными возможностями действующей технологии, особенно для изготовления изделий максимальной массы. Метод электрошлаковой отливки (ЭШО) стал развитием процесса ЭШП. При этом процессе получающийся литой металл приобретает служебные свойства, сопоставимые с характеристиками деформированного металла [50, 51].

Так, на установке ЭШО университета в Ванкувере (Канада) отлиты корпуса для клапанов из сталей, содержащих хром, молибден и хром-никель [51].

Наиболее крупная печь порционного электрошлакового литья ЭШО-200И1 предназначена для получения слитков и отливок массой 75-200 т. Для герметизации кристаллизаторов электропечь комплектуется двумя сводами. В центре свода устанавливается воронка для заливки жидкого металла. Имеются два патрубка для подачи шлакообразующих и легирующих материалов. Конструкция свода предусматривает наддув защитного газа в кристаллизатор. Печь комплектуется двумя индукционными миксерами. Питание печи от трехфазного трансформатора обеспечивает равномерную фазовую нагрузку сегмента. Печь оснащена устройством для скачивания шлака. Установка ЭШО-200И1 обладает высокими энергетическими показателями: коэффициент мощности составляет 0,9; удельный расход электроэнергии на 30,50% ниже значения, характерного для ЭШП; коэффициент асимметрии в рабочем режиме не превышает 5%. Исследование качества среднелегированных конструкционных сталей, отлитых в этой установке в слитки массой 75 т, показало, что поверхность их не требует обработки перед ковкой. Усадочная раковина в головной части слитка практически отсутствует. Содержание серы в 2-4 раза, а неметаллических включений в металле в 2-3,5 раза меньше по сравнению с обычным металлом [52].

Однако эти способы не свободны от недостатков, заключающихся в низкой стойкости футеровки трубы, через которую заливается металл в кристаллизатор, возможность науглероживания металла в процессе разлива и загрязнения расплава частицами футеровки. Эти недостатки устраняются при использовании другой разновидности электрошлаковой отливки, отличающейся тем, что исходный металл заливают в водоохлаждаемый кристаллизатор не из ковша, а из индукционной (или плазмен-

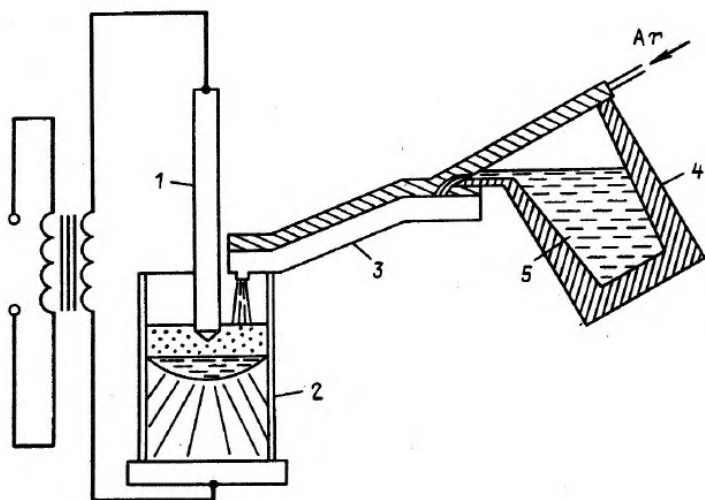


Рис. 8. Схема электрошлаковой отливки стали с заливкой жидкого металла из индукционной печи: 1 - расходуемый электрод; 2 - водоохлаждаемый кристаллизатор; 3 - заливочный желоб с крышкой; 4 - индукционная печь; 5 - заливаемый металл

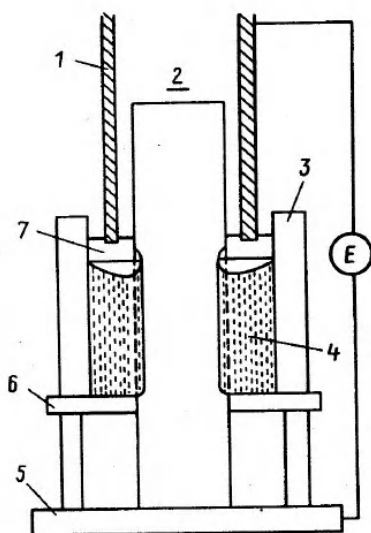


Рис. 9. Схема установки для электрошлаковой наплавки: 1 - электрод; 2 - сердечник; 3 - кристаллизатор; 4 - наплавленный слой; 5 - поддон; 6 - заправка; 7 - шлаковая ванна

но-индукционной) печи непрерывно или порционно, поскольку это позволяет четко контролировать температуру металла и время заливки (рис. 8). Кроме того, для ведения процесса ЭШП используется металлический расходный электрод, что обеспечивает формирование слитка в условиях, полностью идентичных процессу ЭШП [49].

Японская фирма "Хитачи" предложила технологию получения биметаллических валков методом электрошлаковой наплавки [53].

Она реализуется путем ЭШП электрода в зазор между стальным сердечником и кристаллизатором (рис. 9).

В процессе переплава с целью получения одинаковой глубины проплавления, сердечник и кристаллизатор вращают с одинаковой скоростью вокруг оси. Полюс электрода при этом подается без вращения. Процесс проходит под шлаком (в %)
 CaF_2 40, Al_2O_3 30, CaO 30. Химический состав сердечника и электрода представлен ниже, %

	C	Si	Mn	Cr	Mo	V	W
Сердечник	0,42	0,26	0,72	0,98	0,16	0,01	-
Электрод	0,49	1,01	0,39	4,71	1,02	0,35	1,02

Предложенная технология применена при производстве наплавленных заготовок, из которых изготовляют валки для шестивалкового прокатного стана. Металлографические исследования показали, что глубина проплавления сердечника одинакова в различных сечениях, качество поверхности и сплавления хорошее.

Предложен способ получения биметаллического стального слитка методом ЭШП [54, 55]. Плавление расходного электрода проводится в полости цилиндрического стального слитка иного химического состава. При этом составной слиток опирается на электропроводную плиту и вращается во время плавки вокруг вертикальной оси. Электрическая цепь замыкается на вращающейся плите при помощи скользящих контактов. Полюс слиток внешним диаметром 419 мм и внутренним 370 мм зашпавлялся методом ЭШП электродом диаметром 310 мм.

Химический состав полого слитка и электрода приведен ниже, %

	C	Si	Mn	Cr	Mo	V
Полый слиток	0,91	0,58	0,70	3,01	0,18	-
Электрод	1,80	0,35	0,50	12,8	0,90	0,90

Такой метод позволяет получить недостижимые другими способами свойства металла, уменьшает возможность появления дефектов структуры в центральной зоне слитка.

Процесс МНКВ предназначен для получения крупных поковок массой до 200 т с сердцевиной, свободной от ликваций. Процесс отличается от предыдущего тем, что заправляемый полый слиток стационарен [56]. Осевая зона обычного крупного слитка удаляется, и образующаяся цилиндрическая полость (ее диаметр равен $1/3 - 1/2$ от диаметра слитка [3]), заправляется способом ЭШП металлом того же химического состава, что и основной слиток или другим. Это позволяет получать тяжелые поковки, например, с вязкой сердцевиной и прочным поверхностным слоем, а также с осевой зоной, свободной от ликваций, отсутствием усадочных дефектов в сердцевине слитка.

Процесс МНКВ состоит из трех этапов:

- наплавление донной части - твердый старт процесса и ведение плавки в нижней части;
- наплавление основной части - ЭШП электрода с подплавлением стенки полости. На оси слитка получают сердечник цилиндрической формы из высококачественного металла;
- наплавление головной части - подпитка - поддержание шлака в горячем состоянии в головной части слитка, подачи металла, компенсация усадки, подпитка сопровождается постепенным снижением электрической мощности.

Увеличение скорости плавления электрода позволяет достичь максимального отношения массы расплавляемого металла к массе слитка, которое составляет 1:5. Во избежание образования усадочной раковины необходима подпитка, для чего используется водоохлаждаемый медный кристаллизатор, который устанавливают на слитке. Процесс ЭШП применяется для обеспечения высокого качества головной части крупных слитков, получаемых обычными методами.

Предложенный метод BEST [57] позволяет устранить значительные усадочные раковины и ликвационные дефекты в слитке. На рис. 10 представлена схема установки, реализующая этот процесс.

Водоохлаждаемая надставка установлена на верхнем торце изложницы, заполненной расплавленным металлом. На поверхности находится слой химически активного шлака. В шлаковую ванну погружен электрод. Шлак подогревается вводимой электроэнергией и в нем происходит плавление электрода, жидкий металл которого компенсирует усадку слитка в период зат-

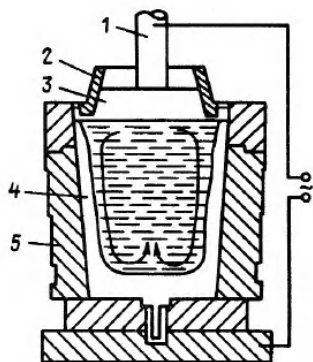


Рис. 10

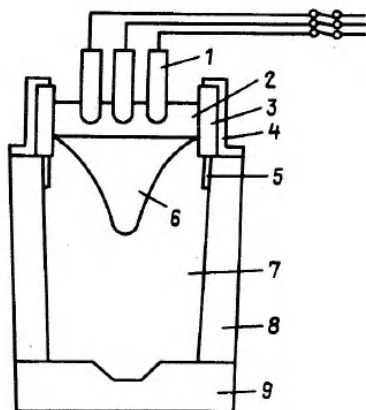


Рис. 11

Рис. 10. Принципиальная схема способа: 1 - электрод; 2 - водоохлаждаемая медная надставка; 3 - шлаковая ванна; 4 - слиток; 5 - изложница

Рис. 11. Принципиальная схема способа ESHT-J: 1 - электроды; 2 - шлаковая ванна; 3 - огнеупорный материал; 4 - прибыльные надставки; 5 - втулка; 6 - металлическая ванна; 7 - слиток; 8 - изложница; 9 - поддон

вердевания. Таким способом фирмой Vereinigte Edelstahlwerke (Австрия) осуществляется производство слитков никельсодержащей хромомолибденованадиевой стали массой 52 т с незначительным уровнем ликвации [3]. Преимуществом метода BEST является более низкая себестоимость производства металла по сравнению с ЭСП.

Метод TREST, разработанный фирмой Terni (Италия), отличается от приведенного выше наличием прибыльной надставки, футерованной термостойким и шлакоустойчивым огнеупорным кирпичом [59]. В процессе заливки жидкого мегалла происходит его дегазация сверху заливают расплавленный шлак ($\text{CaF}_2\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-CaO}$). Ведение процесса на такой установке возможно как по одноэлектродной схеме (с прохождением тока через поддон), так и по бифилярной схеме (с прохождением тока через шлак между двумя параллельными электродами). Установка питается постоянным и переменным током пониженной частоты и управляется компьютером.

Способом TREST получены слитки до 100 т [3] и слиток массой 62 т из хромомолибденованадиевой стали для изготовления валов роторов.

Исследование 80-т слитка показали отсутствие ликвационных дефектов в теле слитка. В результате совершенствования этого процесса достигнуто значительное повышение выхода годного. Обеспечение стабильности и повышения качества крупных слитков обеспечивается фирмой "Ниппон гюанак" путем разработки нового способа ЭШП ESHT-J (рис. 11) [3, 59].

Особенностью процесса является использование трехфазного переменного тока для нагрева шлаковой ванны, формируемой в прибыльной надставке. У полученных таким способом 60-тонных слитков макроструктура центральной части была лучше, чем у слитков, полученных традиционным способом. В кованных заготовках роторов, изготовленных из этих слитков, методом ультразвуковой дефектоскопии не обнаружено каких-либо дефектов. Этот способ обеспечивает выход годных поковок на уровне 80%, то есть на 15-20% больше, чем у обычных слитков.

Процессы ЭШП, а также электрошлакового литья требуют достаточно дорогой и сложной оснастки, имеют ограниченную конфигурацию отливок. От этих недостатков позволяют избавиться процессы центробежного литья (ЦЭШЛ) и электрошлакового кокильного литья (ЭКЛ), созданные в Институте электросварки им. Е.О. Патона АН УССР [60, 61].

Эти процессы характеризуются разделением процесса электрошлакового литья на две стадии. Вначале в тигельной печи способом ЭШП получают жидкий металл, а затем заливают его в металлическую неохлаждаемую литейную форму вместе со шлаком, использованным в процессе плавки.

Различия этих процессов состоят в том, что при ЭКЛ литейная форма (кокиль) неподвижна относительно тигля, а при ЦЭШЛ она вращается вокруг своей оси.

С помощью этих процессов можно достаточно просто и экономично получать отливки сложной конфигурации. Плавка металла происходит в тигле, полностью футерованном огнеупорным материалом, способным выдерживать высокие температуры (до 2000°C) и наличие шлака.

Электроды в этом случае могут состоять из кусковой металлической шихты, лома, изношенного инструмента и т.д. С помощью нерасходуемого электрода можно переплавлять кусковую шихту или стружку.

Формирование и кристаллизация отливок при ЦЭШЛ и ЭКЛ происходит в стальных и чугуновых литейных формах, стоимость которых значительно ниже стоимости медных кристаллизаторов ЭШП.

Качество поверхности изделий, полученных этими способами, высокое и поэтому припуски на механическую обработку минимальны.

Все это позволяет широко использовать ЦЭШЛ и ЭКЛ для производства заготовок различных деталей ответственного назначения.

ВЫВОДЫ

1. Прогресс в области производства сталей и сплавов методом электрошлакового переплава в ближайшие годы будет идти в направлении совершенствования конструкций существующих установок, их новых модификаций, широкого применения различных видов материалов, недостаточно полно используемых в настоящее время (металлизированные окатыши, отходы и т.д.), совершенствования всего цикла металлургического производства (от выплавки исходного металла и разлива расходуемых электродов до контролируемой деформации металла).

2. Повышение качества металла, выплавленного методом ЭШП, достигается путем использования различных методов интенсификации процесса: применения осушенного воздуха для снижения содержания водорода, гелия для дополнительного охлаждения слитков, подбор оптимальных составов шлаков.

3. Оснащение агрегатов комплексными системами автоматического регулирования и управления процессом позволяет стабилизировать все параметры процесса и обеспечить высокий уровень качества получаемого металла.

4. Развитие потребностей энергомашиностроения, требующих крупных кузнечных слитков, привело к созданию новых процессов, основанных на электрошлаковой технологии: BEST, TREST, наплавления центральной зоны полого слитка и т.д.

5. В настоящее время отчетливо проявляется тенденция применения процесса ЭШП для производства жаропрочных сплавов, ранее выплавлявшихся в вакуумных агрегатах.

ЛИТЕРАТУРА

1. Хольцгрубер В. "Электрошлаковая технология" (Киев), 1988, 127–134.
2. Егер Х. "Электрошлаковый переплав" (Киев), 1987, № 9, 26–32 (РЖМет, 1988, 5В467).
3. Inoue Michio. "Тэцу то хаганэ, J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1987, 73, № 2, 233–241 (РЖМет, 1987, 7В372).
4. Дзуе Д. и др. "Электрошлаковый переплав" (Киев), 1987, № 9, 62–65 (РЖМет, 1988, 5В469).
5. Irving R. "Iron Age", 1984, 227, № 12, 69 (РЖМет, 1985, 5В465).
6. Швей Х., Мисьта С. "Электрошлаковая технология" (Киев), 1988, 157–163.
7. Шлаттер Р., Беннани А. "Электрошлаковая технология" (Киев), 1988, 138–145.
8. "МРТ: Met. Plant and Technology", 1985, 8, № 6, 46–48, 50–52 (РЖМет, 1986, 5В264).
9. Хайлиг Г., Винкеке З. "Чер. металлы", 1986, № 2, 7–13.
10. Родич Й., Швайгер М. "Электрошлаковая технология", (Киев), 1988, 163–168.
11. "Fachber. Hüttenprax. Metallweiterverarb.", 1986, 24, № 8, 707К (РЖМет, 1987, 7В371).
12. "Steel Times Int.", 1986, 10, № 3, 14 (РЖМет, 1987, 4В379).
13. Пирожников В.Е. "Чер. металлургия", 1986, № 2, 28–37 (РЖМет, 1986, 6В353).
14. Каменский Ю.М. и др. "Сталь", 1987, № 1, 50–52 (РЖМет, 1987, 5В372).
15. Никулин А.А. и др. "Металлург", 1988, № 2, 32–33 (РЖМет, 1988, 5В476).
16. Никулин А.А., Сандлер В.Ю., Федоров М.Ю. "Теплотехн. процессы в ЭТО и свойства применяемых материалов", Сб. науч. тр., М., 1986, 55–58 (РЖМет, 1987, 4Б62).
17. Маринин А.В., Федотов В.М., Захаров Ю.В. "Проблемы спецэлектрометаллургии", 1987, № 4, 12–15 (РЖМет, 1987, 4В327).
18. Ниси Синадзи и др. К.к. Кобэ сэйкосё. Заявка 61–231114,

- Япония. Заявл. 08.04.85, № 60-73693, опубл. 15.10.86. МКИ³ С 21 С7/076; МКИ³ С 21 С1/02 (РЖМет, 1987, 10В263П).
19. Жарди А., Аблитцер Д., Вадье Я. "Электрошлаковый переплав" (Киев), 1987, № 9, 114-128 (РЖМет, 1987, 10В263).
 20. Nakajima K. "Тэцу то таганэ, J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1987, 73, № 12, 981 (РЖМет, 1988, 3В212).
 21. Bruckmann G., Sick G., Schwerdtfeger K. "Metal Trans.", 1983, 14, № 1-4, 761-764 (РЖМет, 1985, 4В506).
 22. Тильман Р., Крейсберг И. "Чер. металлы", 1985, № 19, 3-12.
 23. Пономаренко А.Г. и др. Донец. политех. инст., Донецк, 1985, Деп. в Черметинформации. 16.11.85, № 3141-4М (РЖМет, 1986, 3В365).
 24. Кирюшкин Ю.И. и др. "Проблемы спецэлектрометаллургии", 1987, № 2, 3-5 (РЖМет, 1987, 9А46).
 25. Оноэ Тосио и др. К.к. Кобэ сэйкосе. Заявка 62-44535, Япония. Заявл. 22.08.85, № 60-185620, опубл. 26.02.87. МКИ С 22 В 9/18 (РЖМет, 1988, 2В501П).
 26. Medina S.F. "Fundicion", 1986, № 32, 26-31 (РЖМет, 1987, 9В347).
 27. Medina S.F., de Andress M.P. "Ironmak. and Steelmak.", 1987, 14, № 3, 110-121 (РЖМет, 1987, 12В367).
 28. Maeda M. "Тэцу то хаганэ, J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1986, 72, № 4, 226 (РЖМет, 1986, 9В471).
 29. Swaminathan V.P., Jaffee R.I. "Metal Progress", 1985, 26, № 8, 52-59 (РЖМет, 1986, 5В410).
 30. Каменский Ю.М. и др. "Проблемы спецэлектрометаллургии", 1986, № 2, 71-73 (РЖМет, 1986, 9В469).
 31. Murata Y. "Тэцу то хаганэ, J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1985, 71, № 13, 1485 (РЖМет, 1986, 4В472).
 32. Fu J., Gao L. "J. Vac. Science and Technol.", 1987, № А5 (4), 2687-2692.
 33. Weislo Z., Krucinski M. "Hutnik", 1985, 52, № 9, 276-281 (РЖМет, 1986, 3В366).
 34. Yu K. - O. "Proc. Vac. Metal. Conf. Spec. Metals Melting and Process., Pittsburg, Pa. June 11-13, 1984" - Warrendale, Pa", 1985, 83-92 (РЖМет, 1985, 11В284).
 35. Hickey C.F., Thomas T.S. "Metal Progress", 1985, 128, № 5,

- 69-74 (РЖМет, 1986, 4E299).
36. Yu K.-O., e.a. "J. Metals", 1986, 38, № 1, 46-50 (РЖМет, 1986, 9B658).
 37. Wadler J.F., Raission G., Morlet J. "Proc. Vac. Metal. Conf. Special Metals and Process. Pittsburg, Pa, June 11-13, 1984" - Warendale, Pa, 1985, 119-126 (РЖМет, 1985, 12B578).
 38. Сумитомо Киндзоку. Коге к.к. Заявка 61-227136, Япония. Заявл. 30.03.85, № 60-67626, опубл. 09.10.86. МКИ³ С 22 В 9/18 (РЖМет, 1987, 11В352П).
 39. Кодама Х., Кондо Я. К.к. Хитати сэйсакусе. Заявл. 08.01.84, № 59-5613, опубл. 10.08.85, МКИ³ В 22 D 27/02 (РЖМет, 1986, 11В287П).
 40. Pant P. e.a. "Steel Res.", 1987, 58, № 1, 18-25 (РЖМет, 1988, 1И749).
 41. Jashowski J., Pant P. Habbreng Frico Krupp Gmb. Заявка № 3426086. ФРГ. Заявл. 14.07.84, опубл. 23.01.86, МКИ³ С 21 С5/52 (РЖМет, 1981, 12В580 П).
 42. Чадек В., Кох Ф., Егер Х. "Электрошлаковый переплав" (Киев), 1987, № 9, 129-133 (РЖМет, 1988, 5В477).
 43. Miyazawa K. e.a. "Trans. Iron and Steel Inst. Jap.", 1985, 25, № 5, 386-393 (РЖМет, 1985, 12В386).
 44. Акулов В.П. и др. "Сталь", 1987, № 10, 34-36.
 45. Урбанович Т.П., Величко Т.Л. "Теплотехн. процессы в ЭТО и свойства применяемых материалов", М., 1986, 59-63 (РЖМет, 1987, 4Б60).
 46. Gammal Tarek El. Заявка № 3440820, ФРГ. Заявл. 08.11.84; № Р3440820.7 опубл. 15.05.86. МКИ³ С 21 С 5/52 (РЖМет, 1987, 3В372П).
 47. Патон Б.Е., Медовар Б.И., Ступак Л.М. "Проблемы спец-электрометаллургии", 1986, № 3, 3-9 (РЖМет, 1986, 11В286).
 48. Miyazawa K. e.a. "Тэцу то хаганэ, J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1984, 70, № 8, 815-822 (РЖМет, 1985, 2В361).
 49. Шалимов Ал.Г., Готин Е.Н., Тулин Н.А. Интенсификация процессов специальной электрометаллургии. М., 1988.
 50. Subramanian S., Iyengar G.N.K. "J. Science and Indust. Reseach", 1986, 45, № 3, 133-141 (РЖМет, 1987, 2В300).
 51. Sikka Y., K., Mitchell A. "Giesser.- Prax.", 1985, № 23-24, 343-350.

52. Новиков Ю.П. "Энергомашиностроение", 1986, № 6, 31–32.
 53. Кодома Х. и др. "Электрошлаковый переплав" (Киев), 1987, № 9, 139–145.
 54. Hideyo K. е.а. Пат. № 4544019, США, Hitashi Ltd. № 493703; Заявл. 11.05.83; опубли. 01.10.85. Приоритет 14.05.82, № 57–79859. Япония. МКИ В 22 D 27/02 (РЖМет, 1986, 6В348П).
 55. Kondo Y. "Тэцу то хаганэ, J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1987, 73, № 12, 312.
 56. Розенбах К. "Электрошлаковый переплав" (Киев), 1987, № 9, 154–158 (РЖМет, 1988, 5В483).
 57. Майер В. и др. "Электрошлаковый переплав" (Киев), 1987, № 9, 159–163 (РЖМет, 1988, 5В484).
 58. Прианте М. и др. "Электрошлаковый переплав" (Киев), 1987, № 9, 154 (РЖМет, 1988, 5В482).
 59. Aizawa K. "Тэцу то хаганэ, J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1987, 73, № 4, 144 (РЖМет, 1987, 10В261).
 60. Орловский Ю.В. и др. "Проблемы спецэлектрометаллургии", 1987, № 2, 19–22.
 61. Чернец А.В. и др. "Проблемы спецэлектрометаллургии", 1987, № 2, 14–19 (РЖМет, 1987, 9В350).
-

ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ В КИСЛОРОДНЫХ
КОНВЕРТЕРАХ С КОМБИНИРОВАННОЙ ПРОДУВКОЙ

П.П. Арсентьев

ВВЕДЕНИЕ.

РАЗВИТИЕ КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОГО
ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ

В соответствии с основными направлениями экономического и социального развития СССР на 1986-1990 гг. и на период до 2000 г. в области сталеплавильного производства предусматривается дальнейшее развитие конвертерных процессов [1]. В настоящее время в СССР работает 45 конвертеров (11 конвертеров 200-350 т) на 15 заводах, из них с комбинированной продувкой 15 конвертеров. В Японии эксплуатируется 77 конвертеров, из которых 2 - с донной продувкой, 16 - с верхней продувкой и 59 - с комбинированным дутьем. В США - 26 кислородно-конвертерных цехов с 59 конвертерами; из них 21 - с комбинированной продувкой. В ФРГ работает 15 кислородно-конвертерных цехов с 33 конвертерами, из которых 28 комбинированного дутья [2, 3]. Конвертерное производство включает: предварительное рафинирование чугуна; собственно конвертирование, причем преимущественно с использованием комбинированного дутья и внепечная обработка стали. Такая схема обеспечивает получение высококачественной стали [4].

В качестве примера подобной технологической схемы применительно к комбинированной продувке является процесс ТВМ (Thyssen-Blowing-Metallurgy), ФРГ [5]. Технологическая цепочка (рис. 1) включает внедоменную десульфурацию чугуна в миксерном ковше и, если необходимо, в чугуновозном ковше до 0,003% S. Затем следует продувка в конвертере комбинированного дутья и внепечная обработка жидкого металла (продувка аргоном в ковше, циркуляционное вакуумирование и вдувание порошкообразных раскислителей и модификаторов).

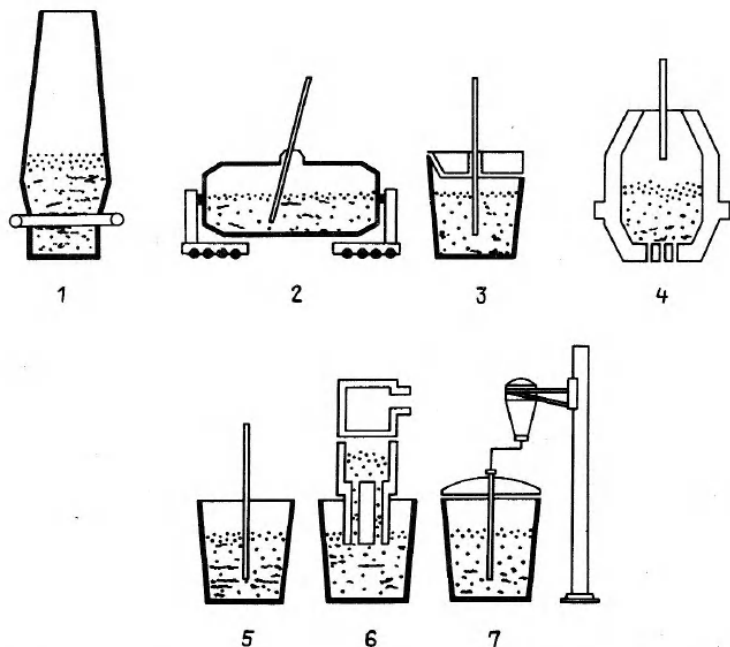


Рис. 1. Технологическая схема ТВМ-процесса: 1 - доменная печь; 2 - миксерный ковш; 3 - чугуновозный ковш; 4 - конвертер; 5 - разливочный ковш (продувка аргоном); 6 - установка циркуляционного вакуумирования; 7 - установка для вдувания раскислителей и модификаторов

Другим примером, свидетельствующим также о расширении сортамента выплавляемых в конвертерах сталей, является технологическая схема завода Kobe Steel (Япония), предназначенная для производства высококачественной подшипниковой стали [6] (в %, С 0,95-1,10, Mn 0,15-0,35, Si < 0,5, Cr 1,3-1,6). Процесс включает внедоменную обработку (десульфурацию, дефосфорацию и обескремнивание чугуна), комбинированную продувку в LD-OTB конвертере, внепечное рафинирование на установке ASEA-SKF, вакуумирование мегалла, индукционное перемешивание и подогрев и разливку на двухручевой УНРС при использовании электромагнитного перемешивания в кристаллизаторе и зоне вторичного охлаждения. Сталь отличается очень низким содержанием кислорода (0,0007-0,0012%) и серы (0,006-0,020%). Распределение операций между агрегатами, входящими в технологическую схему, позволило получить подшипниковую сталь с малым содержанием неметалличес-

ких включений, обладающую высокими эксплуатационными свойствами [6].

На Новолипецком металлургическом комбинате (НЛМК) функционируют технологические схемы, предусматривающие выполнение корректировочных операций по доводке металла из конвертера верхнего дутья, сделав его агрегатом для получения стандартного полупродукта из которого методом внепечной обработки в ковше получают качественную сталь любого сложного состава. Разработаны и внедрены методы отсечки конвертерного шлака на выпуске и последующая технология доводки металла в ковше с корректировкой химического состава и температуры, легирования и модифицирования стали в процессе стабилизирующей обработки его аргоном [1].

Одна из технологических схем предназначена для производства высокопрочных хладостойких сталей для газопроводных труб большого диаметра, рассчитанных на давление 7,5 МПа, для эксплуатации в условиях Сибири и Крайнего Севера.

Другая комплексная технология предназначена для производства автолистовой стали с высокими механическими и технологическими свойствами (содержание S < 0,01, азота - < 0,004%). Технологическая схема включает внедоменную десульфурацию чугуна, продувку металла в конвертере, обработку аргоном в ковше с раскислением алюминиевой проволокой, подаваемой с большой скоростью в ковш с металлом, вакуумирование в потоке и разливку на УНРС.

Другим примером отечественной технологической схемы на основе кислородного конвертера является получение сероводородоустойчивой стали марки 20Ю4, внедренной на металлургическом комбинате "Азовсталь". Схема предусматривает десульфурацию чугуна в чугуновозном ковше, перелив чугуна в миксер, конвертерную плавку в 350-т конвертере, обработку синтетическим шлаком (выплавляемым в дуговой печи) при выпуске металла из конвертера и внепечное рафинирование металла. Рафинирование ведут в ковше вдуванием в металл порошка силикокальция через фурму. Кроме того, присаживают РЗМ и алюминий. Конечное содержание серы в стали составляет 0,001-0,004%.

В области организации внедоменной обработки чугуна большие успехи достигнуты на японских заводах. На рис. 2 представлена схема процессов предварительного рафинирования чугуна на заводе Mizushima [7]. Эта схема включает десиликонизацию (De-Si) чугуна на выпуске из доменной печи, а

Десиликонизация
FeO и CaO

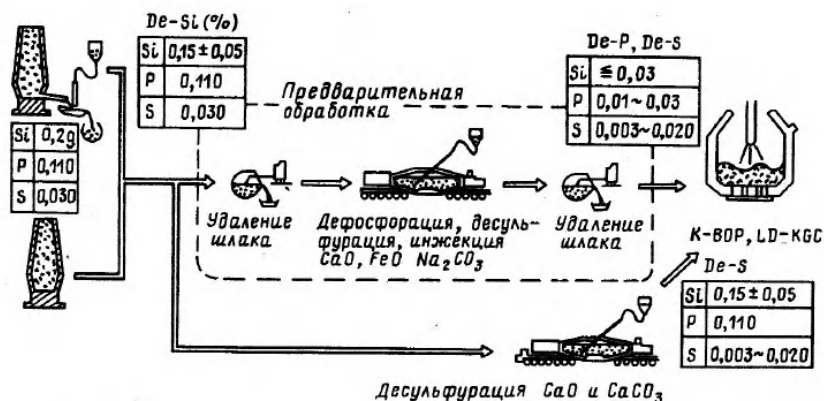


Рис. 2. Схема процессов предварительной обработки чугуна на заводе Mizushima

далее по первому варианту механическое удаление шлака, совместную десульфурацию (De-S) и дефосфорацию (De-P) путем вдувания CaO, FeO, Na₂CO₃ в миксер и вновь скачивание шлака. По второму варианту обработка включает только десульфурацию инъекцией в миксер CaO или CaCO₃. Обработанный чугун затем подвергается переделу в K-BOP или LD-KGC конвертерах. Содержание кремния, фосфора и серы в чугуне после обработки по первому варианту составляет менее 0,03; 0,03 и 0,02 соответственно. После обработки по второму варианту, который предусматривает десиликонизацию и десульфурацию, содержание кремния не превышает 0,2, фосфора 0,11 и серы 0,02%. Удаление серы и фосфора проводят раздельно, причем для дефосфорации более эффективно использование флюсов на основе CaO, а для десульфурации - Na₂CO₃ и проведение ее после удаления фосфора.

Следует, однако, отметить, что при последующем конвертерном переделе предварительно обработанного чугуна с низкой концентрацией кремния и фосфора, возникает проблема дефицита тепла. Сравнение эффективности и стоимости различных теплоносителей, а именно, коксовой мелочи, ферросилиция, низкосернистого графита и вторичного дожигания [7] показало, что наиболее рационально применять вторичное дожигание отходящих газов. Что касается применения кокса, то его нельзя использовать при производстве низкосернистой стали, из-за наличия серы в коксе.

На заводе Kobe Steel (Япония) для десульфурации, дефосфорации и обескремнивания чугуна используется установка емкостью 80 т [8]. Она оборудована двумя фурмами – для вдувания флюса и подачи кислорода сверху. На первой стадии рафинирования за счет окисления кислородом дутья происходит обескремнивание и дефосфорация металла, на второй – при вдувании соды – десульфурация (шлак не скачивается). Процесс обладает высокой эффективностью, десульфурация и дефосфорация протекает в течение 15 мин. Повысить содержание марганца можно введением добавок марганцевой руды. При этом увеличивается степень дефосфорации. Стоимость обработки невелика из-за использования таких присадок, как известь и конвертерный шлак.

На заводах фирмы Nippon Steel (Япония) обескремнивание и дефосфорация чугуна осуществляется в ковшах миксерного типа путем вдувания флюсов в токе кислорода и азота через погруженные фурмы [9]. Коэффициент использования кислорода во время рафинирования составляет 20–60%. Чем выше коэффициент использования кислорода, тем меньше происходило снижение температуры. Следует отметить, что при возрастании температуры от 1270 до 1370°C показатель дефосфорации при расходе CaO 15–20 кг/т снижается с 90 до 60%.

Кроме расширения сортамента выплавляемых сталей и совершенствования технологии, особенно в комбинированных процессах [10], имеются успешные попытки, в том числе и в промышленных масштабах, использования конвертеров в качестве восстановительного агрегата. Так, в Японии предложен новый сталеплавильный процесс, шихта которого состоит из лома и металлизированных брикетов (насыпная плотность 5,1 г/см³). Химический состав брикетов (в %): $\text{Fe}_{\text{общ}}$ 91,3, FeO 8,15, C 1,35, S 0,018, P 0,128, SiO_2 2,09, Al_2O_3 1,0 [11]. Шихту загружают в агрегат конвертерного типа, снабженного донной фурмой для вдувания кислорода, азота и углерода, и боковой фурмой для вдувания кислорода и частичного дожигания отходящих газов. Отходящие горячие газы поднимаются вверх и поступают в емкость для подогрева шихты, расположенную над горловиной конвертера, где происходит дожигание газа. Слив металла и шлака происходит через боковые лётки. Выход годного по железу при содержании в шихте брикетов < 30% составлял 91–97%.

Другим примером использования комбинированного конвертера для восстановительной плавки является получение полупродукта для производства коррозионностойкой стали на за-

воде фирмы Nippon Steel (Япония) в 175-т конвертере. В конвертер заливали 80 т дефосфорированного чугуна, затем при верхнем кислородном дутье добавляли углеродсодержащий материал, который, сгорая, повышал температуру расплава. Одновременно наводили шлак. После этого с постоянной скоростью вводили обычную хромовую руду или предварительно (на 55%) восстановленную руду. Продували ванну в течение 15 мин с подачей углеродсодержащего материала. Затем хромсодержащий расплав подвергали обезуглероживанию. Получали металл с содержанием 11% Cr, причем в шлаке содержание хрома составляло $< 1\%$ [12].

Аналогичный процесс осуществлен в 100-т конвертере LD-OTB. Хром восстанавливали коксом и брикетами из графита до концентрации $\sim 20\%$. Используются различные источники хрома: кусковая руда, частично восстановленные и невосстановленные окатыши, брикеты, в том числе углеродсодержащие [16].

Непрерывно совершенствуется техника улавливания отходящих из конвертеров газов как с экологической, так и энергетической точек зрения. Поставлена задача улавливать и утилизировать энергию газов, образующихся на различных стадиях металлургического производства. Один из вариантов усовершенствования системы улавливания и газоочистки — уплотнение газового тракта. Чтобы повысить герметичность системы, применили автоматическое управление уплотнением системы, новую конструкцию юбки и систему контроля выбросов [14]. В системе, прогнозирующей возможность выбросов, широко используется новая техника, основанная на применении световодов. В результате усовершенствования удалось снизить степень недожигания до 3% вместо 10% и соответственно увеличить количество собираемого газа на $10 \text{ м}^3/\text{т}$ (на каждую тонну выплавляемой стали образуется $75\text{--}100 \text{ м}^3$ газа с калорийностью $8,5 \text{ МДж}/\text{м}^3$).

В связи с повышением требований к качеству стали в комбинированных процессах возрос расход аргона. Учитывая, что аргон является продуктом криогенного разделения воздуха, в котором его содержание всего лишь 0,9%, резко увеличились расходы по переделу. Поэтому ряд заводов в Японии, а также и в ФРГ для донного перемешивания используют монооксид углерода, получаемый различными методами, экстрагируя CO из отходящих газов. Стоимость получаемой CO этими методами составляет $\sim 0,25$ стоимости аргона. Кроме того, как

показал японский опыт, применение СО по сравнению с аргонном значительно повышает стойкость донных фурм [15].

Значительные успехи, особенно в японских кислородно-конвертерных цехах, достигнуты при разработке высококачественных огнеупоров и способов повышения стойкости футеровки. В результате усовершенствования конструкции футеровки и методов ее восстановительного ремонта, улучшения качества огнеупорного кирпича и применения различных огнеупоров в разных зонах кладки, особой подвески кирпичей в верхней конической части футеровки 185-т комбинированного конвертера на заводе Kure фирмы Nissin Steel достигнута рекордная стойкость в 5238 плавов [16].

Немаловажное влияние на увеличение выхода годного, снижение количества додувок, повышение стойкости футеровки оказывает внедрение более совершенных систем автоматического управления и контроля конвертерного процесса. Следует отметить, если в отечественных кислородно-конвертерных цехах в системах динамического управления практически не используются вспомогательные измерительные фурмы, то на зарубежных заводах продолжается их внедрение в практику АСУ во все увеличивающихся масштабах. Характерным является также применение интегрированных систем АСУ, которые позволяют получать информацию не только непосредственно из конвертерного отделения, но и из шихтового отделения, от миксера, когла-утилизатора и др. [17]. В качестве примера отечественной интегрированной АСУ можно привести систему Днепровского металлургического комбината, обслуживающую два 250-т конвертера с комбинированной продувкой. Система состоит из пяти взаимосвязанных систем - АСУТП "Плавка", АСУТП "Доза", АСУТП "Доводка", АСУТП "Разливка", АСУ "Диспетчеризация". Они позволяют комплексно решать задачи управления собственно технологическими процессами, оперативного управления и учета производства в цехе [18].

1. КЛАССИФИКАЦИЯ КОМБИНИРОВАННЫХ КОНВЕРТЕРНЫХ ПРОЦЕССОВ

В обзоре [19] рассмотрено состояние конвертерного процесса с комбинированной продувкой до 1984 г., различные варианты (с 20) были классифицированы по типу применяемого дутья, способа его подачи и возможности вдувания порошкообразных материалов. Комбинированные процессы разбиты на три группы:

1. Процессы, предусматривающие вместе с верхней кислородной продувкой вдувание через днище нейтрального газа.

2. Процессы, в которых кислородная продувка проводится через верхнюю фурму, а также через донные фурмы вместе с защитным реагентом.

3. Процессы, предусматривающие одновременно с верхним и донным дутьем введение в конвертер дополнительных источников тепла, главным образом в виде порошкообразных углеродсодержащих материалов.

С 1984 по 1988 г. предложено много новых вариантов, в том числе и отечественных. Общее число вариантов превысило 30.

Вариант классификации [20], согласно которой все конвертерные процессы разбиты на 11 типов, представлен в табл. 1. В нее входят, кроме комбинированных процессов, процессы с верхней кислородной продувкой (LD – процесс и его разновидности) и процессы с донной кислородной продувкой (OBM, Q – BOP, LWS). Показан один из вариантов LD – процесса, разработанный в СССР, – процесс с верхним пульсирующим дутьем [21].

К настоящему времени отечественных вариантов комбинированной продувки насчитывается по крайней мере 9: процесс с донной продувкой инертным газом – ЗСМК и ИЧМ (Западно-Сибирский металлургический комбинат и Институт черной металлургии [22]), ИЧМ и ДЗМ (Институт черной металлургии и металлургический завод им. Петровского, Днепропетровск [23]), ЧМК (Череповецкий металлургический комбинат [24]), НЛМК и ИЧМ [25], процессы с донной кислородной продувкой – Ф-ИЧМ (разработан в 1958 г. В.Г. Федоровичем) [26], ИЧМ и ДМК (Институт черной металлургии и Днепропетровский металлургический комбинат) [27], НТО Тулачермет и МИСиС (Научно-производственное объединение Тулачермет и Московский институт стали и сплавов) [28], Азовсталь и ИЧМ [29], процессы с использованием топлива – НПО Тулачермет, ИЧМ [30].

Конвертерные процессы классифицируются (рис. 3) по следующим группам [31]: ТВ (top blowing) – процессы с верхней кислородной продувкой, ВВ (bottom blowing) – процессы с донной кислородной продувкой, ТВИ (top blowing injection) – комбинированные процессы с донным перемешиванием инертным газом, СВИ (combined blowing injection) – комбинированные процессы с верхней кислородной продувкой и подачей через донные фурмы небольшого количества кислорода или друго-

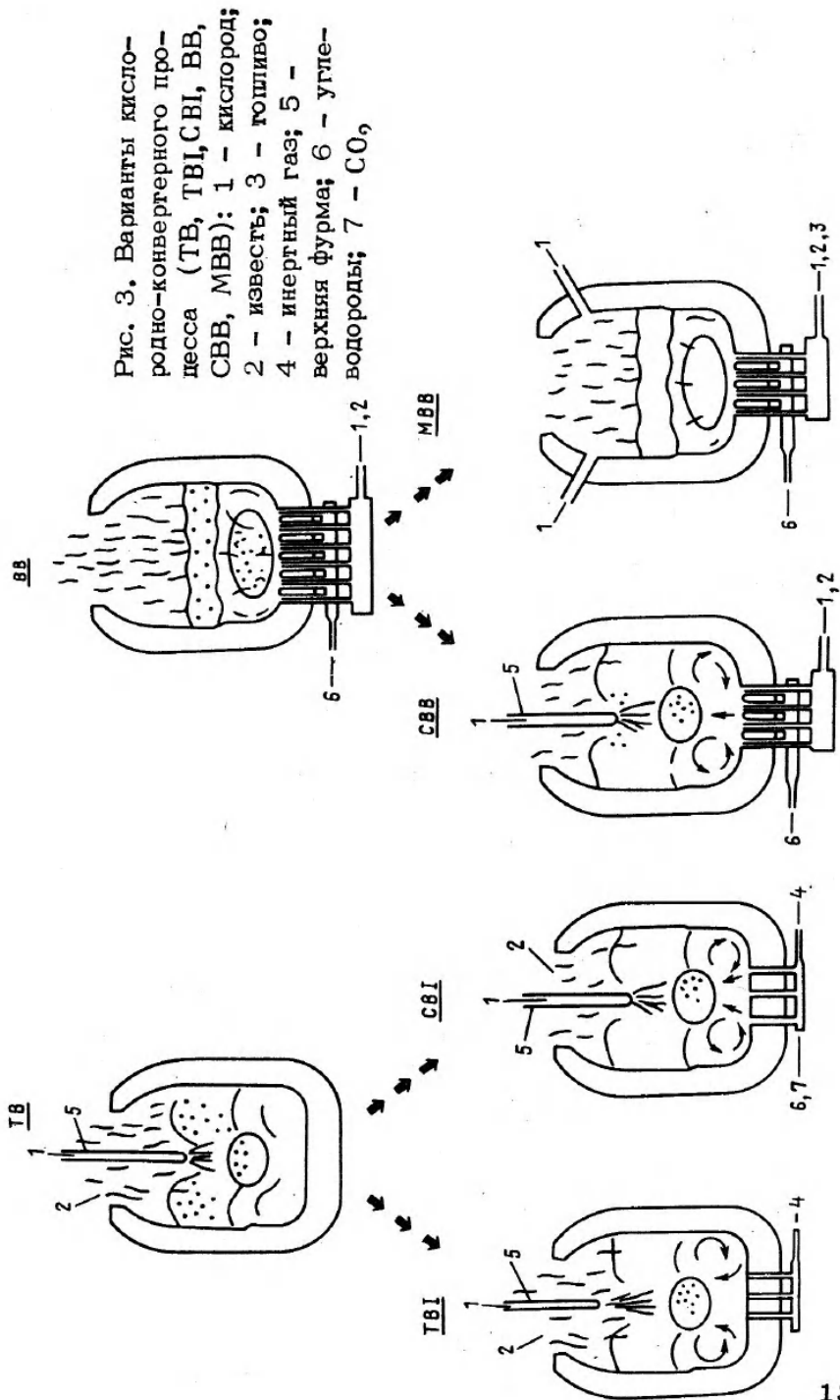


Таблица 1

Варианты кислородно-конвертерных процессов*

Индекс	Расшифровка	фирма, страна	Тип кислород. дутья	Инертный газ	Защитный газ	Порошок извести (флюс)	Дополн. топливо (уголь)	Тип процесса
LD	Linz-Donawitz	Vöest-Alpine, Австрия	T	-	-	-	-	1
ROP	Basic-Oxygen Process	США	"	-	-	-	-	"
LD-CL	LD-Circulating Lance	Nippon Kokan, Япония	"	-	-	-	-	"
LD-PI	LD-Pulsating Jet	Московский институт стали и сплавов, СССР	"	-	-	-	-	"
LD-GTL	LD-Gas Through Lance	Union Carbide, США	"	-	-	-	-	"
LD-AOB	LD-Argon Oxygen Blowing	Union Carbide, США	"	-	-	-	-	"
LD-AC	LD-ARBED-CNEM	ARBED-CNEM, Люксембург	"	+	-	-	-	"
OLP	Oxygen Lance Poudre	Бельгия	T	-	-	+	-	2
LBE	Lance Bubbling Equilibrium	IRSID, Франция	"	-	-	+	-	"
LDS	LD - Bodenspuhen	ARBED, IRCID, Люксембург	T	+(B)	-	-	-	3
LD-KG	LD - Kawasaki Gas	Vöest-Alpine, Австрия	"	+(B)	-	-	-	"
LD-AB	LD - Argon Bottom	Kawasaki Steel, Япония	"	+(B)	-	-	-	"
NK-SB	Nippon Kokan - Combined Blowing	Nippon Steel, Япония	"	+(B)	-	-	-	"
TBM	Thyssen Blowing Metallurgy	Nippon Kokan, Япония	"	+(B)	-	-	-	"
LDK	LD - Kombiniertes Blasen	Thyssen AG, ФРГ	"	+(B)	-	-	-	"
ВАР	Bath Agitation Process	Mannesmann, ФРГ	"	+(B)	-	-	-	"
ЗМК-ИЧМ	Западно-Сибирский металлургический комбинат. Институт черной металлургии	British Steel, Великобритания	"	+(B)	-	-	-	"
ИЧМ-ДМЗ	Институт черной металлургии, Днепропетровский металлургический завод	СССР	"	+(B)	-	-	-	"
ЧМК	Череповецкий металлургический комбинат	СССР	"	+(B)	-	-	-	"
Азовсталь-ИЧМ	Металлургический комбинат "Азов-сталь". Ин-т черной металлургии	СССР	"	+(B)	-	-	-	"

ИЛМК-11ЧМ	Новолипецкий металлургический комбинат. Институт черной металлургии	СССР	-	-	-	-	-	-
Тула Чермет	НПО Тулачермет (100% дома)	СССР	T + V	-	-	-	-	4
LD-KGS	LD - Kawasaki Gas Scraper (100% дома)	Kawasaki Steel, Япония	T + V	+	(B)	-	-	-
KG-LI	Kawasaki Gas Lime Injection	Kawasaki Steel, Япония	T	+	(B)	-	-	5
LD-PB	LD - Powder Bottom	Nippon Steel, Япония	-	-	+	(B)	-	-
ALCI	ARBED Lance Coal	ARBED, Люксембург	T	+	(B)	-	+	6
Ф-ИЧМ	Институт черной металлургии	СССР	T + V	-	-	-	-	7
ИЧМ-ДМК	Институт черной металлургии, Днепропетровский металлургический комбинат	СССР	-	-	-	-	+	-
LD-OTB	LD - Oxygen Top and Bottom Blowing	Kobe Steel, Япония	-	-	-	-	-	-
STB	Sumitomo Top and Bottom Blowing	Sumitomo Metals, Япония	-	-	+	(B)	-	-
LET	Lance Equilibrium Tuyeres	Solmer, Франция	-	-	+	(B)	-	-
LD-OB	LD - Oxygen Bottom	Nippon Steel, Япония	T + V	+	(B)	-	+	8
LD-HC	LD - Hainant Sambre	Cockerill Sambre, СРМ, Люксембург, Бельгия	T + V	+	(B)	-	-	9
K-3OP	Kawasaki BOP	Kawasaki Steel, Япония	-	-	-	-	+	-
STB-P	STB - Powder	Sumitomo Metals, Япония	-	-	+	(B)	-	-
KMS	Klöckner Maxhütte Stahlherstellung	Klöckner - CRA, ФРГ	T + V	-	-	-	+	10
KS	Klöckner Stahlherzungsverfahren	Klöckner-CRA, ФРГ	-	-	-	-	+	-
COIN	Coal, Oxygen, Injection	Krupp, ФРГ	-	-	-	-	+	-
OBM	Oxygen Bottom Maxhütte	Klöckner - CRA, ФРГ	B	-	-	-	-	11
Q-BOP	Quick Basic Oxygen Process	United States Steel, США	B	-	-	-	-	-
LWS	Creusot Loire, Wendel Sidelor	Creusot Loire, Soc. Wendel Sidelor, Франция	B	-	-	-	-	-
QEK	Qualitäts und Edelstahlwerk Kombinat	VEB Maxhütte Unterwellenborn, ГДР	B	-	-	-	+	-

* Верхнее дутье (T, top), нижнее дутье (B, bottom), Таблица дополнена вариантами, разработанными в СССР

го окислительного газа, например CO_2, CBV (combined blowing bottom) – комбинированные процессы с верхней кислородной и донной кислородной (до 40%) продувкой с подачей порошка извести, MVB (modified blowing bottom) – модифицированные конвертеры донного дутья с подачей кислорода, мазута, угля и других газов.

По мнению Р.В. Старова [32], индексы процессов и их вариантов, присваиваемые разработчиками, как правило, не раскрывают их сущности. Причем один и тот же процесс или вариант имеет часто несколько индексов, в то же время одним и тем же индексом обозначаются варианты, отличающиеся и технологией, и показателями. Р.В. Старовым сделана попытка создать единую классификацию и индексацию конвертерных процессов. Им принята следующая система индексации: О – кислород, А – воздух (кислородсодержащая смесь газов), N – нейтральный газ (азот, аргон), Н – водяной пар, С– CO_2 или CO , L – порошкообразная известь, Р – предварительный подогрев лома в конвертере; F, F_g, F_l, F_s – соответственно топливо, топливо газообразное, жидкое, твердое; В, Т, К – процессы соответственно бессемеровский, томасовский и Kaldo.

При подаче реагентов сверху (над уровнем ванны) обозначающие их индексы располагаются в числителе, при подаче снизу (через днище) – в знаменателе. При подаче реагентов по независимым устройствам индексы разделяются точкой с запятой, при подаче по одному устройству – соединяются знаком плюс (когда обязательна совместная подача обоих реагентов) или разделяются запятой (когда обязательно применение одного из реагентов). Квадратные скобки означают применение фурменных устройств типа "труба в трубе", причем индексы внутри скобок – подача реагентов по центральной трубе, вне скобок – по зазору между наружной и внутренней трубами. Фигурные скобки означают принятие специальных мер для дожигания CO до CO_2 , в полости конвертера.

Все конвертерные процессы по способу подачи реагентов делятся на три группы: с продувкой сверху; снизу; сверху и снизу. Многообразие современных конвертерных процессов сводится (табл. 2) к четырем процессам: $\frac{O}{[O]F}$; $\frac{O}{N}$; $\frac{O}{[O]F}$ [32].

Что касается процессов $V\bar{A}$; $T\bar{A}$ и $K\{O\}$ (бессемеровский, томасовский и Kaldo), то они в настоящее время не применяются. Варианты этих процессов отличаются составом реагентов, а подварианты – способами подвода дополнительного

Классификация конвергентных процессов

Группы процессов	Процессы	Варианты процессов	Подварианты
$\overline{0}, A$	\overline{BA} \overline{TA} $[O+L]F$	$\overline{BA+O}; \overline{BO+H}, C$ $\overline{TA+O}; \overline{TO+H}, C$ $\overline{[O+L]F_{g,1}[O]F_{g,1}L}$	${}^1F^2\{O\} 3P^4\{O\}; F^5P, F^6\{O\}; P^7\{O\}; P; F$
$\underline{0}$	\underline{O} $K\{\underline{O}\}$	$\underline{O}, \underline{O+L}, \underline{O+N}$ $K\{\underline{O}\}$	+ + + + + + +
$\frac{0}{0, N}$	$\frac{0}{N}$ $\frac{0}{[O]F}$	$\frac{0}{N, C}, \frac{O+L}{N, C}$ $\frac{O+L}{[O]F_1}, \frac{0}{[O+L]F_{g,1}}$	+ + + + + + + + + +

Знак "плюс" показывает принципиальную возможность подвариантов для различных процес-

сов

тепла для увеличения расхода лома. Возможны также различные варианты этих способов.

LD - процесс обозначается 0

$$OBM \frac{\quad}{[O+L] F_g}; LBE \frac{O+L}{N}; S_{TB} \frac{O}{[O, C] C, N}$$

$$LD-KG \frac{O}{N}, \quad LD-OB \frac{O}{[O] F_g}$$

где F - сжигание топлива по ходу продувки, $\{O\}$ - принятие специальных мер для дожигания CO и CO_2 в полости конвертера, P - предварительный подогрев лома в конвертере.

На наш взгляд, эта классификация хотя и охватывает все процессы, но она слишком сложна.

2. ОСОБЕННОСТИ ГИДРОДИНАМИКИ МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ ВАННЫ В КОМБИНИРОВАННЫХ ПРОЦЕССАХ

Комбинированные процессы включают целый ряд физико-химических, гидродинамических и теплофизических явлений, протекающих между газовой, металлической и шлаковой фазами. При этом не исключается и их взаимодействие с огнеупорной футеровкой конвертера. Среди этих явлений, в значительной степени определяющих технологическую эффективность процесса, особое место занимает гидродинамическое состояние ванны. Это связано с тем, что интенсивность массообменных процессов в многофазных системах, к числу которых относится конвертерная ванна, зависит от скорости диффузионных явлений, которые непосредственно связаны с конвективным и турбулентным переносом, то есть с характером и интенсивностью перемешивания.

При комбинированной продувке имеются три источника перемешивания: 1) верхний дугевой поток, 2) донные дугевые потоки, 3) пузырьки монооксида углерода, образующиеся в результате обезуглероживания. Вклад каждого источника в общий уровень интенсивности массообменных процессов, протекающих в конвертерной ванне, изменяется в отдельные периоды плавки. Следует учитывать наличие в ванне лома и шлака, а также добавки сыпучих по ходу продувки.

Все это создает весьма сложную гидродинамическую картину при комбинированной продувке. При воздействии верхне-

го и особенно донных потоков, а также движения пузырьков CO , возникает циркуляционное движение расплава с неравномерным по объему распределением скоростей, изменяющее профиль поверхности ванны и время ее обновления.

При верхнем кислородном дутье в зоне столкновения струи с поверхностью ванны образуется лунка. В условиях комбинированной продувки лунка под влиянием донного дутья деформируется, особенно сильно в случае несоосного расположения верхней и донных фурм. Восходящий газово-металлический поток из-за высокой плотности металла образует купол на поверхности расплава. Высота купола Δh зависит от глубины ванны H_B и энергии перемешивания ϵ .

$\Delta h \approx 0,002 H_B^{-1/3} \epsilon$ [33]. Образование лунки в этом случае возможно лишь при очень высокой скорости потока, которая обычно не реализуется в процессе. Таким образом, при комбинированной продувке верхний поток как бы растекается после ограждения от поверхности купола и, по-видимому, с учетом наличия шлаковой фазы оказывает гораздо меньшее воздействие на перемешивание расплава, чем донное дутье.

Большинство исследований гидродинамических явлений выполнено на холодных моделях (верхней или донной продувки). В последние годы эти исследования перенесены на комбинированную продувку. Они позволили выявить некоторые количественные критерии, характеризующие движение жидкого металла в конвертере — время полного перемешивания, коэффициент турбулентной диффузии и др.

Наиболее часто используют для оценки интенсивности перемешивания жидкого металла в конвертере такой количественный критерий, как время полного перемешивания. Этот термин введен В.Г. Левичем, под ним подразумевается время, необходимое для гомогенизации ванны по концентрации индикатора, введенного (в модельных исследованиях) в начальный момент времени.

Для верхней продувки фундаментальные исследования выполнены В.И. Баптизманским [34]. Еще до промышленного освоения комбинированных процессов он установил, что при вводе одинаковых количеств газа в ванну сверху (струей) и снизу в виде пузырей скорости циркуляции и массопереноса при донной подаче газа значительно выше, чем при верхней. Основную работу по перемешиванию осуществляют пузыри CO . Эти данные подтверждены и в последующих исследованиях комбинированных процессов. Согласно [35] время полного перемешивания τ_{II} при комбинированной продувке выражается соотно-

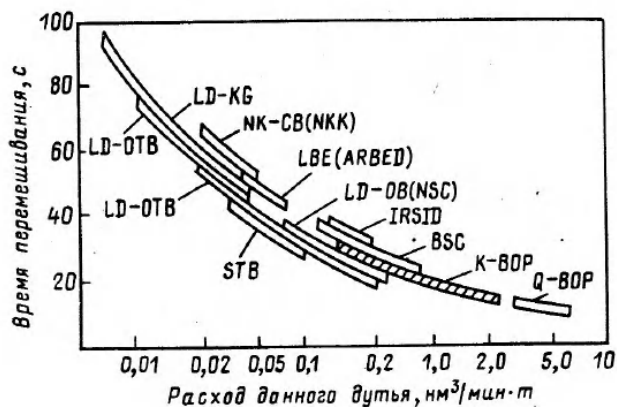


Рис. 4. Зависимость времени полного перемешивания металлической ванны от расхода донного дутья при различных вариантах комбинированного процесса

шением

$$\tau_n = 540 (\varepsilon_b + 0,1 \varepsilon_T)^{-0,5}, \quad (1)$$

где ε_T и ε_b — удельные мощности перемешивания верхнего и донного дутьевых потоков.

Ориентировочные расчеты показывают, что в промышленных конвертерах продолжительность цикла перемешивания составляет 5–7 с для верхней продувки и до 2 с — для донного дутья. Соответственно время полного перемешивания достигает 1 мин при верхней и 15–20 с при донной продувке. Естественно, что в комбинированных процессах время полного перемешивания колеблется между этими значениями и зависит от соотношения между расходами верхнего и донного дутья (рис. 4). Вполне понятно, что минимальное время перемешивания характерно для донных процессов (Q-BOF, OBM, LWS) и соответственно для тех комбинированных процессов, в которых наряду с верхней кислородной продувкой через днище вдувается значительное количество кислорода в оболочке защитного газа (K-BOF, Ф-ИЧМ и др.). Время полного перемешивания подчиняется в общем виде следующему эмпирическому уравнению [36]

$$\tau_n = A \varepsilon^b. \quad (2)$$

Таким образом, время перемешивания пропорционально удельной массовой мощности ϵ перемешивания в степени b . Причем по различным экспериментальным данным величина A колеблется в пределах от 58 до 800, а показатель степени от $-0,23$ до $-0,5$.

Как уже указывалось, третьим источником перемешивания являются пузырьки CO , выделяющиеся при окислении углерода. Этот источник наиболее сложен для экспериментального изучения. Принимая во внимание сильную рассредоточенность центров зарождения и возможность возникновения пузырьков в глубинных объемах ванны, можно полагать, что в период интенсивного обезуглероживания при комбинированной продувке пузырьки CO играют роль основного источника перемешивания. Влияние пузырьков CO на перемешивание ванны снижается по мере понижения скорости обезуглероживания, что обычно при концентрациях углерода $< 0,2-0,4\%$. В этот период шлавки возрастает значение донной продувки. Об этом косвенно свидетельствуют данные по изменению уровня мегаллической ванны при комбинированной продувке [37].

В начале продувки происходит резкое "вспучивание" ванны за счет донного дутья, по мере развития и ускорения реакции обезуглероживания идет дальнейшее повышение уровня ванны, и, наконец, при $0,2-0,4\%$ C уровень ванны снижается до начального, обусловленного донным дутьем.

Особенностью комбинированной продувки является взаимное влияние вдуваемых в ванну потоков и рассредоточенного барботажа, вызываемого пузырьками CO . Учитывая циркуляционный характер движения под воздействием сосредоточенных потоков и однонаправленное движение расплава при всплывании пузырьков CO можно предвидеть сложность гидродинамической обстановки в конвертерной ванне при комбинированной продувке, что и вызывает необходимость дальнейших исследований этого вопроса.

Теоретические и экспериментальные данные, полученные при изучении перемешивания, показывают: 1) расход донного дутья при данном соотношении глубины и диаметра ванны эффективен до определенного предела; рассредоточенность донного дутья оказывает существенное влияние на перемешивание во всем интервале изменения расхода донного дутья; 2) влияние параметров верхней продувки, а именно расхода дутья и высоты фурмы проявляются при малых расходах газа, подаваемого через донные фурмы, не превышающих 10% от общего расхода; 3) наряду с дутьевыми параметрами на ин-

тенсивность перемешивания существенное влияние оказывает геометрия ванны и в первую очередь отношение глубины к диаметру ванны; 4) степень развития реакции обезуглероживания, то есть скорость окисления углерода, изменяется в зависимости от расхода кислорода и периода плавки.

3. ОСОБЕННОСТИ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ В КОНВЕРТЕРНОЙ ВАННЕ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ ПРОДУВКЕ

Наличие верхнего кислородного дутья и донной продувки отражается не только на гидродинамическом состоянии конвертерной ванны, но и на протекании физико-химических процессов при взаимодействии газовой, металлической и шлаковой фаз. Эти процессы при комбинированной продувке имеют свои характерные особенности по сравнению с только верхним или донным дутьем, хотя в принципе они являются общими для всех сталеплавильных процессов. Реакции взаимодействия между реагирующими фазами — окисление углерода, кремния и марганца, удаления серы и фосфора, растворения газов в металле и др. — при комбинированной продувке заметно отличаются по степени их завершенности и в какой-то мере по своему механизму.

Верхнее кислородное дутье характеризуется большим сосредоточением, высоким кислородным потенциалом, высокими расходами и большими скоростями истечения. Однако его химическое и динамическое воздействие ограничивается в основном поверхностными и подповерхностными слоями металлической ванны. Донное дутье отличается большим рассредоточением, что создает лучшие условия для перемешивания, меньшим изменением характеристик его контактирования с расплавом и меньшими скоростями истечения. Кислородный потенциал донного дутья можно изменять в весьма широких пределах, варьируя подачу только инертного газа (Ar, N₂, CO), слабо окислительного газа (CO₂) и чистого кислорода в защитной оболочке.

Роль донного дутья при его низком окислительном потенциале сводится к интенсивному перемешиванию ванны, уменьшению разности химических потенциалов реагирующих фаз и, соответственно, к приближению их термодинамического равновесия. При повышенном кислородном потенциале донное дутье оказывает дополнительное окислительное воздействие на металлическую ванну и в сочетании с интенсивным перемешиванием

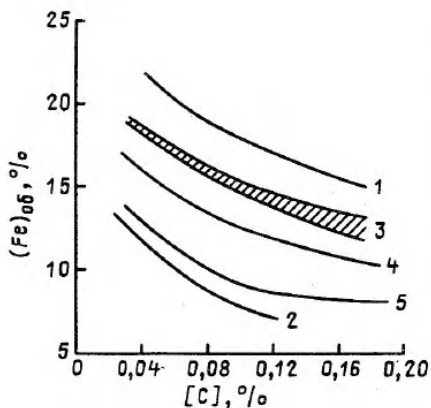


Рис. 5

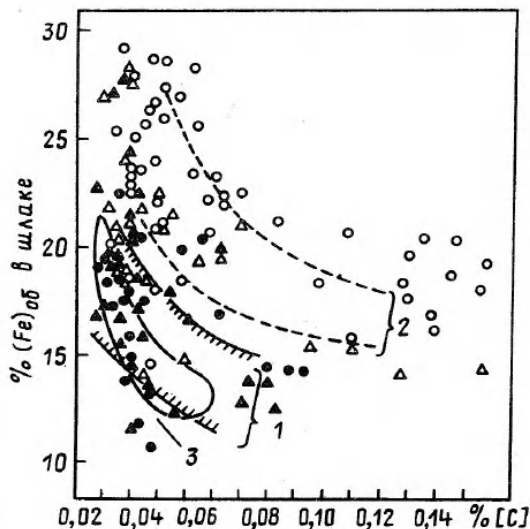


Рис. 6

Рис. 5. Зависимость содержания $(Fe)_{об}$ в шлаке от $[C]$ при различных вариантах комбинированного процесса

Рис. 6. Зависимость содержания $(Fe)_{об}$ в шлаке от содержания углерода. Расход газа в KGC -процессе: \circ ниже 0,05 $nm^3/min \cdot t$; \triangle 0,1 $nm^3/min \cdot t$; \bullet 0,15 $nm^3/min \cdot t$; \blacktriangle 0,2 $nm^3/min \cdot t$; 1 - K-BOP; 2 - LD; 3 - Q - BOP

способствует более глубокому рафинированию металла от примесей.

При комбинированной продувке можно управлять физико-химическими условиями получения металла заданного состава, в том числе с очень низкими концентрациями фосфора, серы, углерода и других примесей. Кроме того, представляется возможным использовать различные металлсодержащие материалы, энергоносители и добавки, содержащие легирующие элементы. При этом возможно проведение в конвертерах с комбинированной продувкой не только окислительного рафинирования, но и восстановительных процессов.

Улучшение и усиление перемешивания позволяет заметно снизить содержание оксидов железа в шлаке (рис. 5) [31], а, следовательно, и повысить выход годного. По многочислен-

ным данным на заключительном этапе комбинированной продувки уменьшение концентрации железа в шлаке составляет от 3 до 8% (FeO) как при донной продувке нейтральным газом во время заключительного этапа плавки (через огнеупорные блоки) или в течение всей плавки (через одиночные фурмы), так и в вариантах процесса, предусматривающих вдувание кислорода в рубашке эндотермических веществ. Верхняя кривая 1 на рис. 5 относится к чисто верхней продувке (LD - процесс), а нижняя кривая 2 к чисто донной продувке (ОВМ, Q -ВОР, LWS процессы) и к модификации комбинированного процесса, в котором через днище вдувается кислород вместе с углеродсодержащими веществами и дополнительно кислород подается через боковые фурмы (МВВ-процесс, см. рис. 3).

Промежуточные кривые 3-5 соответствуют различным вариантам комбинированного процесса (ТВІ, СВІ, СВВ). Аналогичная зависимость характерна также для процессов КГС и К-ВОР, используемых фирмой Kawasaki Steel (рис. 6) [38]. В К-ВОР-конвертере 20-40% общего расхода кислорода с порошком извести подают через 6 донных фурм. Интенсивность подачи газа снизу составляет $1,0 \text{ м}^3/\text{мин} \cdot \text{т}$. Кроме кислорода, используется азот и аргон. В КГС -процессе в 180- т конвертере для подачи Ar , N_2 , CO используют 8 фурм. Расход варьируется от 0,005 до 0,2 $\text{м}^3/\text{мин} \cdot \text{т}$. Из рис. 6 также следует зависимость общего содержания оксидов железа в шлаке от интенсивности перемешивания, то есть расхода донного дутья.

Подобная картина связана с тем, что в комбинированных процессах в отличие от верхней кислородной продувки имеются большие возможности отвода образующихся оксидов железа из первичной реакционной зоны в объем металлической ванны и лучшие условия для восстановления оксидов железа и глубокого обезуглероживания на сильно развитой межфазной поверхности газ-металл.

Процесс обезуглероживания при комбинированной продувке отличается большей равномерностью, что обусловлено отсутствием значительного локального переокисления металла и высокой окисленности шлака. Это явление, то есть локальная переокисленность металла и шлака, характерно для верхней продувки и нередко приводит к взрывному характеру обезуглероживания, что сопровождается выбросами. При комбинированном дутье интенсивное перемешивание на протяжении всего времени плавки обеспечивает достаточно спокойный ход обезуглероживания, причем к концу процесса резкое снижение переме-

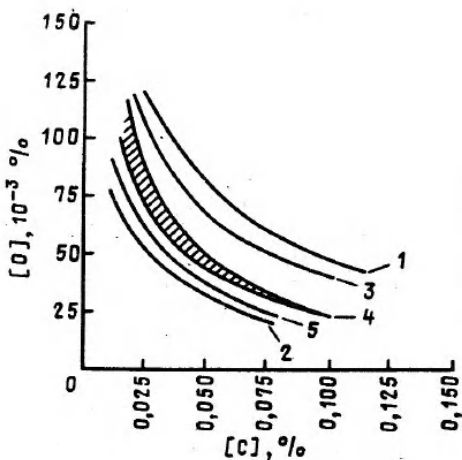


Рис. 7

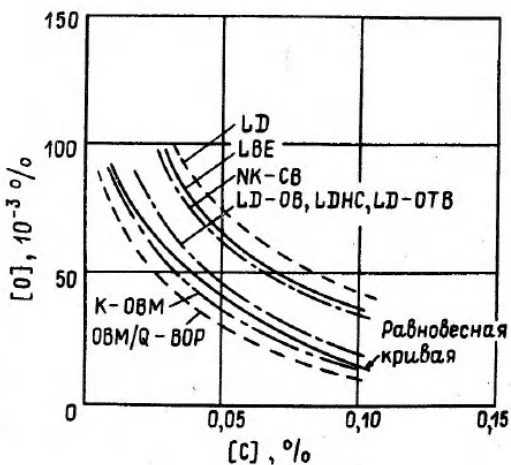


Рис. 8

Рис. 7. Зависимость концентрации $[O]$ от $[C]$ в комбинированных процессах. Обозначения те же, что на рис. 5

Рис. 8. Зависимость концентрации $[O]$ от $[C]$ в комбинированных процессах

шивания ванны пузырьками монооксида углерода компенсируется воздействием донных дутьевых потоков.

При донной продувке инертным газом, особенно в заключительный период при малых концентрациях углерода, пузырьки газа являются своего рода центрами окисления углерода. Они способствуют снижению парциального давления CO и тем самым повышают интенсивность окисления углерода и позволяют проводить глубокое обезуглероживание.

Роль перемешивающего газа (N_2) в процессе обезуглероживания при комбинированной продувке показана в работе [39]. Осуществлено горячее моделирование процесса (в 60-кг двухкамерном конвертере). В результате установлено, что преобладающее количество углерода (60–95% от общей массы) окисляется в пределах реакционной зоны взаимодействия верхних кислородных струй с расплавом (для подачи кислорода сверху использовали 4-сопловую фурму). Подача перемешивающего газа способствует развитию реакции обезуглероживания в объеме ванны и газошлакометаллической эмульсии только в условиях "мягкой" кислородной продувки

при уменьшении содержания углерода в расплаве 1,2–1,6%. Донное перемешивание нейтральным газом в условиях "жесткой" верхней кислородной продувки практически не сказывается на ходе обезуглероживания за пределами реакционной зоны, поскольку вдуваемый кислород почти полностью расходуется в ее пределах на протяжении большей части времени продувки.

Как правило, окисленность металла ниже во всех комбинированных процессах, чем в LD – процессе (рис. 7, 8) [31, 40]. Это отражается на произведении $[C] \cdot [O]$, которое в комбинированных процессах гораздо ниже, чем в LD – процессе.

Следует отметить особенности окисления углерода и поведения хрома при выплавке нержавеющей стали в конвертерах с комбинированной продувкой [41]. Исследования показали, что существуют оптимальный удельный расход кислорода, который позволяет проводить окисление углерода до низких значений при небольшой степени окисления хрома. Концентрация углерода, при которой начинается окисляться хром, снижается при снижении скорости продувки кислородом. Степень окисления хрома в процессе обезуглероживания зависит от технологических параметров плавки (удельного расхода кислорода и интенсивности перемешивания ванны) и может быть оценена показателем RIDAS (τ) (Refining index for decarborisation of alloy steel)

$$\text{RIDAS } (\tau) = [\%C] \tau_{1,73}' [\%C]^2 + 0,31[\%C]K_{O_2},$$

где τ – время гомогенного перемешивания, с, K_{O_2} – расход кислорода, $\text{нм}^3/\text{мин} \cdot \text{т}$.

Для окисления углерода в нержавеющей стали до низких значений и с одновременным торможением окисления хрома необходимо контролировать расход кислорода так, чтобы максимальные значения $\text{RIDAS} \leq 1000$ (лучше, если оно будет < 700). Применение показателя RIDAS и контроль расхода кислорода позволили успешно вести плавку при температурах на 80°C ниже и содержании углерода на 0,3% меньше по сравнению с обычной технологией.

При окислении других примесей металлошихты в комбинированных процессах наиболее простыми закономерностями, как и в других сталеплавильных процессах, характеризуется окисление кремния из-за его высокого сродства к кислороду. Кремний окисляется в самом начале продувки и восстановление его в дальнейшем не происходит. На рис. 9 приведены

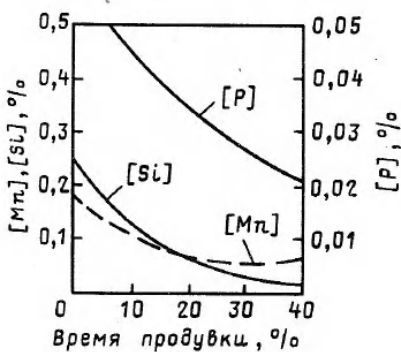


Рис. 9

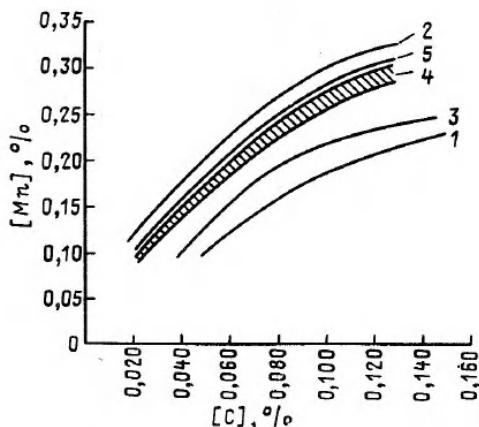


Рис. 10

Рис. 9. Кинетические кривые окисления Si, P и Mn в 380-т ТВМ-конвертере

Рис. 10. Зависимость концентрации [Mn] от содержания [C] в металле. Обозначения те же, что на рис. 5

кривые окисления кремния, марганца, фосфора в 380-т ТВМ-конвертере. Видно, что уже в первые 40% времени продувки почти полностью завершается окисление кремния [42]. Образующийся при этом кремнезем влияет на окисление прежде всего фосфора, на формирование шлака, на растворение извести в шлаке. Повышенные начальные содержания кремния сказываются на скорости окисления фосфора и снижают показатель распределения фосфора.

Комбинированным процессам характерны более высокие остаточные концентрации марганца (рис. 10). Наиболее отчетливо это проявляется в комбинированных процессах, в которых через донные фурмы подается кислород в оболочке эндотермических веществ. При этом остаточное содержание марганца повышается с увеличением расхода донного дутья. Повышение концентрации марганца связано с меньшей окисленностью шлака и несколько более высокой температурой металла.

Естественно и в комбинированных процессах сохраняется зависимость остаточного содержания марганца от концентрации углерода (см. рис. 10). Остаточное содержание марганца зависит от исходной его концентрации в металлошихте. Чем она выше, тем больше остаточное содержание марганца и при

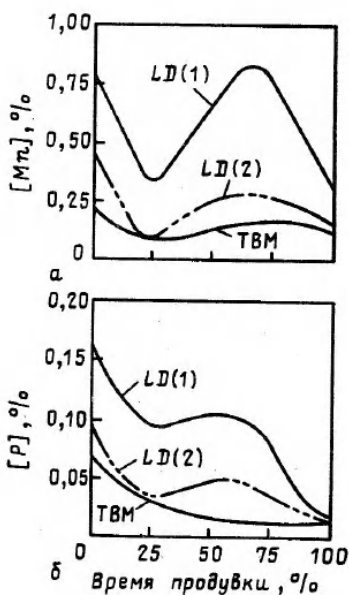


Рис. 11

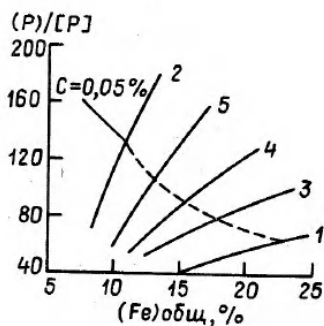


Рис. 12

Рис. 11. Изменение содержания $[Mn]$ (а) и $[P]$ (б) по ходу продувки в LD- и TBM-конвертерах

Рис. 12. Зависимость $(P)/[P]$ в комбинированных процессах от $(\% Fe)_{общ.}$ Обозначения те же, что на рис. 5

этом резке проявляется "марганцевый горб" (рис. 11 а) [43]. На рис. 11 б показаны кинетические кривые окисления фосфора в LD- и TBM-процессах. Если в LD-процессе возможна рефосфорация во время плавки, то в TBM-процессе она практически отсутствует.

Для комбинированных процессов являются характерными более высокие значения показателей распределения фосфора (следует подчеркнуть, что коэффициент распределения относится к равновесным условиям) между шлаком и металлом, причем, как следует из рис. 12, на котором обобщены усредненные данные для различных вариантов комбинированной продувки, показатель распределения возрастает с повышением расхода донного дутья и соответственно возрастает к концу продувки, то есть с повышением содержания оксидов железа в шлаке. Об этом свидетельствуют и данные рис. 13, на котором показана зависимость показателя распределения фосфора

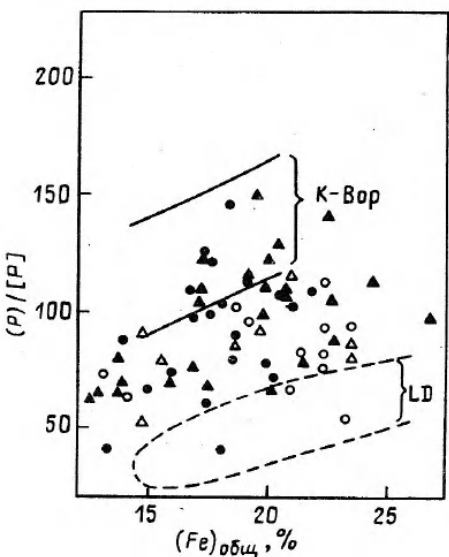


Рис. 13

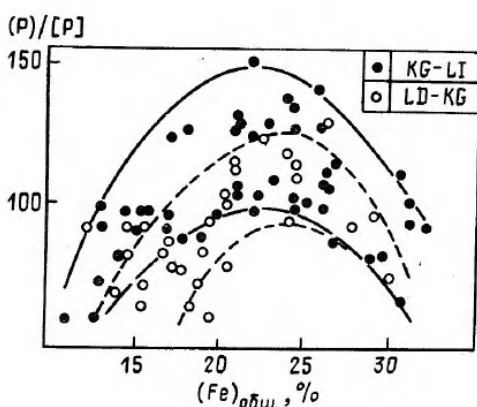


Рис. 14

Рис. 13. Зависимость $(P)/[P]$ в LD-K-ВОР- и KGS-процессах от $(\% Fe)_{общ}$. Расход газа в KGS-процессе: \circ ниже $0,05 \text{ нм}^3/\text{мин} \cdot \text{т}$; \triangle $0,1 \text{ нм}^3/\text{мин} \cdot \text{т}$; \bullet $0,15 \text{ нм}^3/\text{мин} \cdot \text{т}$; \blacktriangle $0,2 \text{ нм}^3/\text{мин} \cdot \text{т}$

Рис. 14. Зависимость $(P)/[P]$ в KG-LI-процессе и LD-KG-процессе от $(\% Fe)_{общ}$

от расхода газа, подаваемого через донные фурмы в KGS-процессе [38]. Чем выше расход нейтрального газа, тем меньше концентрация фосфора в металле (при содержании углерода $0,05\%$ и температуре металла 1620°C). Следует, однако отметить, что прямолинейный характер зависимостей $(P)/[P]$ по причине усреднения данных для различных вариантов комбинированных процессов (см. рис. 12), не соблюдается (см. рис. 13), особенно при более высоких концентрациях общего железа в шлаке. Начинает проявляться более сложный характер изменения значений $(P)/[P]$ от концентрации общего железа в шлаке. Это отчетливо видно на рис. 14, где сравниваются данные о поведении фосфора в LD-KG-процессе и KG-LI-процессе, в которых предусмотрено вдувание через верхнюю фурму вместе с кислородом порошкообразной извести

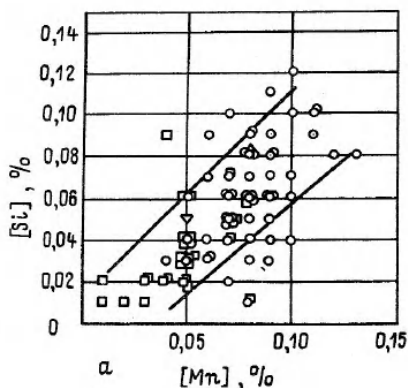
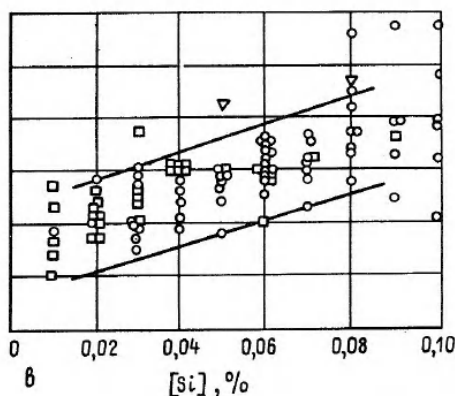
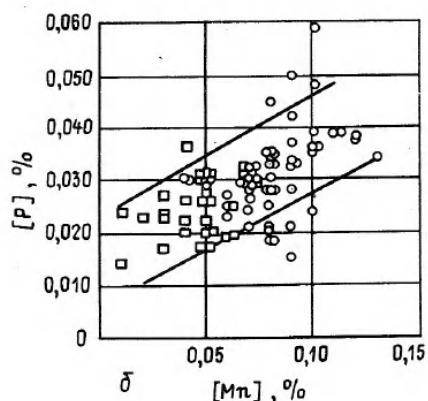


Рис. 15. Взаимозависимости $[\text{Si}]$, $[\text{Mn}]$ и $[\text{P}]$ в ТВМ-процессе:
 а) $[\% \text{Si}] = f([\% \text{Mn}])$;
 б) $[\% \text{P}] = f([\% \text{Mn}])$;
 в) $[\% \text{P}] = f([\% \text{Si}])$



[44]. Прежде всего следует отметить более высокие значения показателя распределения (до 250) в KG-LI -процессе, что обусловлено ускорением шлакообразования при вдувании порошкообразной извести и соответственно более глубокой дефосфорацией. Вместе с тем отмечается как в LD-KG , так и KG-LI -процессах, куполообразный характер зависимостей $(\text{P})/[\text{P}]$ от $(\text{Fe})_{\text{общ}}$, причем максимум наблюдается при 20–22% общего железа в шлаке. Таким образом, излишняя окисленность шлака отрицательно влияет на степень дефосфорации металла. Возможно это связано с преобладающим влиянием иона Fe^{3+} в шлаке, который оказывает меньшее воздействие на окисление фосфора, то есть на устойчивость аниона PO_4^{3-} . Еще более высокие значения показателя распределения фосфора (~ 160 – 220) были достигнуты в STB -процессе [45] при следующих технологических параметрах: расход

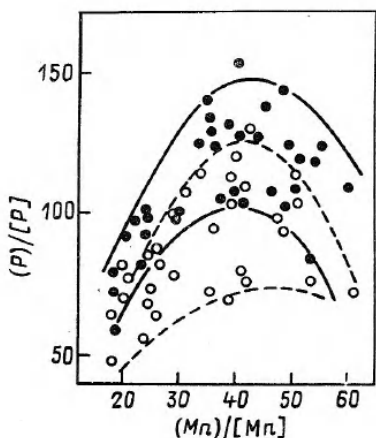


Рис. 16

Рис. 16. Зависимость $(P)/[P]$ от $(Mn)/[Mn]$ в KG-LI-● и LD-KG-(○) процессах

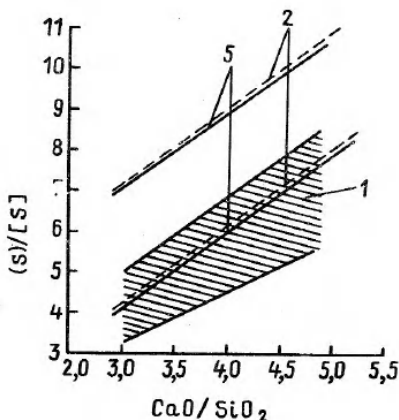
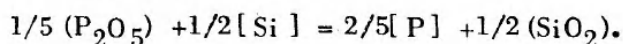
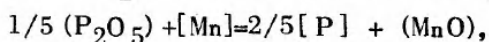
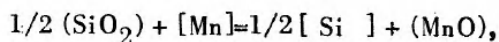


Рис. 17

Рис. 17. Зависимость $(S)/[S]$ от основности шлака для различных вариантов комбинированных процессов. Обозначения те же, что на рис. 5

кислорода сверху $0,3-1,3 \text{ нм}^3/\text{мин} \cdot \text{т}$, CO_2 через днище $0,05-0,1 \text{ нм}^3/\text{мин} \cdot \text{т}$, расход флюса (вдуваемого через верхнюю фурму вместе с кислородом) $30-60 \text{ кг/т}$, в качестве флюса использовали смесь конвертерного шлака, железной руды, извести и плавленого шпата. Основность шлака по ходу плавки изменялась от 1,2 до 2,0. Кроме глубокой дефосфорации металла, технология обеспечивала снижение потерь железа со шлаком до 4 кг/т чугуна и уменьшение в 7 раз пылеобразования (за счет мягкой продувки). Отмечается зависимость показателя распределения фосфора от содержания марганца и кремния в металле. Существует взаимное влияние на ход окисления кремния, марганца и фосфора через так называемые перекрестные реакции [46]:



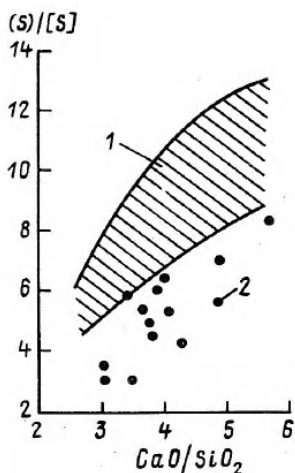


Рис. 18. Влияние вдувания порошковой извести (1) на значение $(S)/[S]$, (2 - кусковая известь) в К-ВОР-процессе

Все эти реакции развиваются одновременно и взаимно влияют друг на друга. Применительно к ТВМ-процессу, осуществляемому в 380-т конвертерах, эти взаимозависимости показаны на рис. 15. Анализ этих зависимостей дал основание предположить [42], что конечные низкие содержания фосфора можно получить не только при низкой концентрации фосфора в передельном чугуна и соответственно низком содержании P_2O_5 в шлаке, но и при низком содержании марганца в чугуна и конечной низкой концентрации марганца в стали. Предполагается, что в 380-т ТВМ-конвертерах при наличии шлаков, насыщенных известью, при конечных температурах $\sim 1620^\circ C$ и содержании железа в шлаке $\sim 16\%$ можно с достаточной надежностью получить конечные содержания фосфора $\sim 0,003-0,004\%$, если конечная концентрация марганца составляет $0,04\%$. Эти данные требуют дополнительной проверки и, кроме того, следует учитывать трудности передела низко-марганцовистого чугуна.

Для процесса с вдуванием порошкообразной извести через верхнюю фурму (КГ-Л1-процесс) получена сложная зависимость показателя распределения фосфора от показателя распределения марганца (рис. 16). Куполообразные кривые имеют максимум $(P)/[P] \sim 150$ при показателе распределения марганца 40-50; при больших его значениях, то есть при уменьшении концентрации марганца в стали, содержание фосфора в металле возрастает.

Для комбинированных процессов наблюдаются несколько большие значения показателя распределения серы (рис. 17) [31], чем в LD-процессе. Особенно это характерно для вариантов, предусматривающих вдувание порошкообразной извести (рис. 18).

Не исключается возможность частичного удаления серы в газовую фазу при производстве высокоуглеродистой стали в 85-т К-ВОР-конвертере [47].

Был проведен баланс серы при различных вариантах технологии: 1) обычная - загрузка сверху кокса, CaO, доломита в начале продувки; 2) загрузка MgO вместе с CaO в начале продувки; 3) инъекция CaO снизу; 4) инъекция CaO снизу и "промывка" ванны азотом во второй половине плавки; 5) покрытие металла шлаком, загрузка CaO, доломита и кокса в начале продувки. Для первого варианта баланс серы составлял (в %): в металле 54,6, в шлаке 37,3 и невязка 6,3.

Минимальное количество серы в металле и максимальная невязка (25,2%) были в 5-м варианте. Наименее эффективен был 2-й способ, в котором 77,6% S осталось в металле. Предполагается, что невязка представляет собой серу, перешедшую в газовую фазу. Эти данные не позволяют с большой степенью достоверности утверждать о возможности существенного (до 25%) перехода серы в газовую фазу и требуют более тщательного и совершенного в методическом отношении исследования.

Особый интерес представляет процесс растворения (абсорбции) и удаления (десорбции) азота при продувке металлошхты кислородом сверху и различными газами (в том числе и азотом) через днище. Следует иметь в виду, что конечное содержание азота в слитках или непрерывнолитых заготовках зависит от целого ряда факторов: содержания его в шихтовых материалах, в кислородном дутье, в природном газе (если он применяется для защиты донных фурм) и других продувочных газах. Его концентрация зависит от режимов продувки и особенно на заключительном этапе плавки, а также от концентрации углерода и кислорода в металле. Кроме того, концентрация азота изменяется в процессе выпуска металла из конвертера в ковш, при легировании и раскислении, при внепечном рафинировании и защите металла от воздействия воздуха при разливке в слитки или на УНРС. Содержание азота в чугуна колеблется в пределах 0,003 до 0,006%, в предварительно обработанном чугуна оно составляет < 0,002%. В сильной степени концентрация азота в металле зависит от степени чистоты вдуваемого

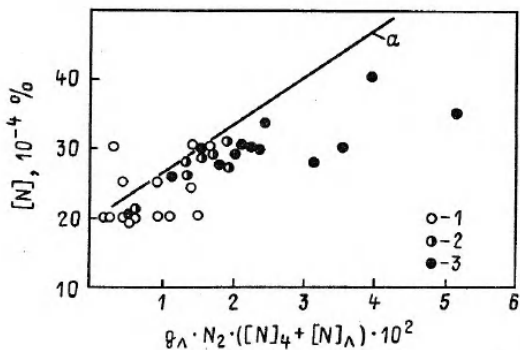


Рис. 19. Зависимость содержания $[N]$ в низкоуглеродистой стали после продувки в 350-г конвертере от технологических факторов

$\{N_2\}$	$q_{\text{л}}, \%$
0,02-0,1	14
0,02-0,1	16-20
0,02-0,1	24-31

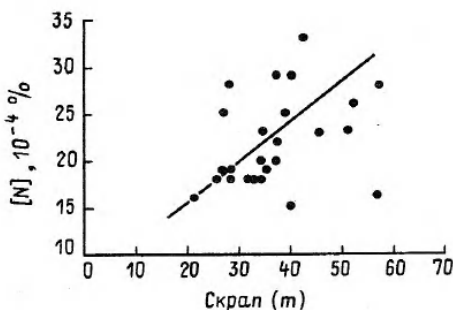


Рис. 20. Зависимость $[N]$ от доли лома в LD-НС-процессе

кислорода. При степени чистоты 99,5% концентрация азота в жидкой стали при содержании в ней 0,05% углерода будет $\sim 0,001-0,002\%$.

На рис. 19 показана зависимость концентрации азота в низкоуглеродистой стали после окончания продувки в 350-г конвертере верхнего дутья от ряда технологических факторов ($q_{\text{л}}$ - массовая доля лома в шихте, %; $\{N_2\}$ - объемная доля азота в кислороде; $[N]_{\text{ч}}$ и $[N]_{\text{л}}$ - массовые доли азота в чугуна и леме, %) [48]. Отчетливо проявляется зависимость $[N]$ от доли лома, чем она выше, тем соответственно

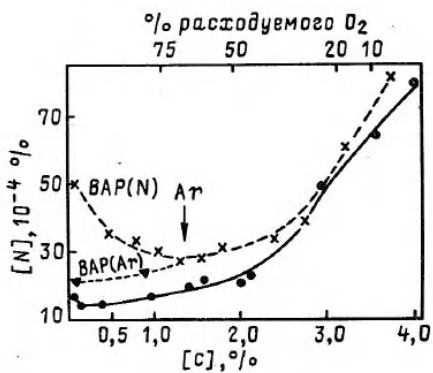


Рис. 21

Рис. 21. Кинетическая кривая изменения концентрации $[N]$ по ходу продувки в VAP- X, ∇ и LD -процессе \bullet

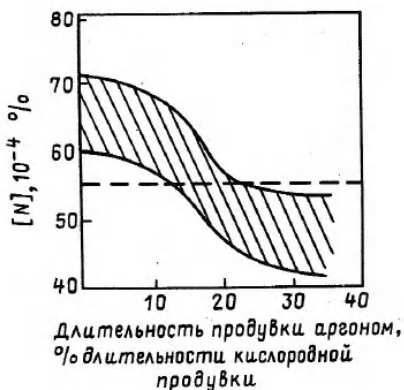


Рис. 22

Рис. 22. Влияние продолжительности продувки аргоном на концентрацию $[N]$ в стали; --- предел $[N]$ для верхней продувки

больше $[N]$. Отмечается, что при продувке жидкого металла в ковше аргоном имеет место прирост концентрации азота на 0,0002%, а на пути от промежуточного ковша и при поступлении в кристаллизатор – 0,0004%. Весьма эффективно вакуумирование, которое исключает дальнейшее поглощение металлом азота. Подобная зависимость содержания азота от технологических факторов остается характерной и для комбинированных процессов за исключением тех вариантов, в которых для донного перемешивания используется азот.

Увеличение доли лома, например в LD-НС -процессе, также приводит к повышению концентрации азота (рис. 20) [49]. Выявляется зависимость содержания азота в LD-ОВ-процессе от доли вдуваемого через днище кислорода (в оболочке из пропана).

Данные относятся к концу плавки, когда содержание углерода – 0,035–0,055%. Они свидетельствуют о влиянии повышения интенсивности перемешивания на процесс десорбции азота из металла вследствие увеличения расхода кислорода, подаваемого через донные фурмы [49].

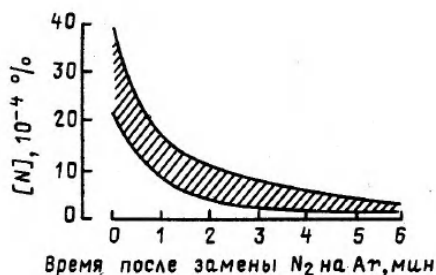


Рис. 23

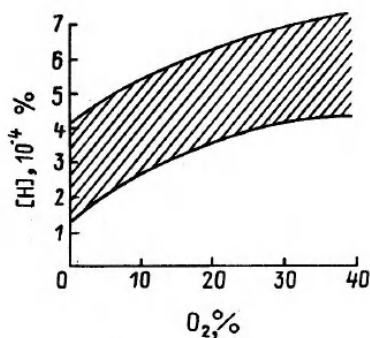


Рис. 24

Рис. 23. Зависимость содержания $[N]$ от времени замены N_2 на Ar

Рис. 24. Содержание $[N]$ в зависимости от доли вдуваемого через донные фурмы кислорода в защитной рубашке углеводорода

При исследовании процесса ВАР [50] установлено, что с увеличением массы плавки повышается остаточное содержание азота. Оно также зависит от концентрации углерода и от замены донной продувки газообразным азотом на аргон (рис. 21).

Применение аргона вместо газообразного азота в конце продувки, которое возможно в целом ряде комбинированных процессов, как это следует из рис. 21, а также из рис. 22, 23 приводит к существенному снижению концентрации азота [31]. Комбинированный процесс на комбинате "Азовсталь" в 350-т конвертерах, также предусматривает донную продувку газообразным азотом, чистой 93–96%. Отмечен прирост содержания азота на 0,001–0,002% [51].

С целью предотвращения азотирования на заключительной стадии продувки азот замещается аргоном (расход газов через фурменные блоки с диаметром каналов 6 мм составлял 0,05 $nm^3/мин \cdot т$).

Было установлено, что для обеспечения при комбинированной продувке такого же содержания азота в металле, как в обычном процессе с верхним кислородным дутьем, длительность подачи аргона на заключительной стадии процесса должна сос-

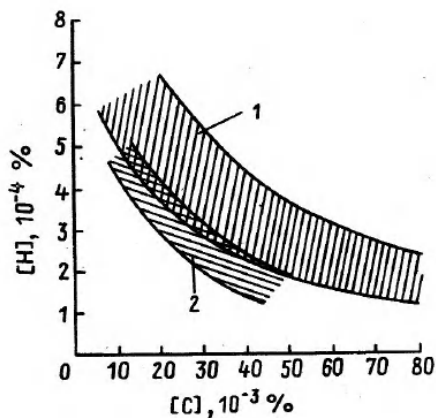


Рис. 25. Зависимость $[N]$ от концентрации $[C]$ до (1) и после вдувания аргона (2)

гавлиять < 25% продолжительности кислородной продувки (см. рис. 22).

Отмечается, что в процессах с малым количеством шлака, в частности в процессе LD-LD-OTB, в котором для передела используется предварительно обработанный чугуи, может быть получен металл, содержащий всего лишь 0,0006–0,0007% N [52].

Исследование поведения азота в LD- OTB конвертере [55] при вдувании через днище в одном случае азота, в другом аргона позволило установить кинетические закономерности процесса растворения и процесса удаления азота из металла. Процесс абсорбции описывается уравнением 1-го порядка, а процесс удаления — уравнением 2-го порядка. Энергия активации процесса абсорбции составляла 27,0 ккал/моль, а процесса удаления 32 ккал/моль. По другим литературным данным, они соответственно равны 30,0 и 35,6 ккал/моль.

Поведение водорода в комбинированных процессах определяется в основном составом донного дугтя. Если через днище вдувается кислород в защитной оболочке углеводородов (природный газ, пропан, мазут, и др.), то концентрация водорода неизбежно к концу плавки возрастает. Она зависит (рис. 24) от доли кислорода, вдуваемого через донные фурмы [31]. Кроме того, на концентрацию водорода оказывает влияние содержание углерода (рис. 25), а также дополнительная в конце плавки кратковременная продувка металла аргоном.

Таблица 3

Параметры кислородно-конвертерных процессов

Параметры	ТВ	ТВ1	СВ1	СВВ	ВВ	МВВ
Расход верхнего дуга, нмЗ/мин.г	3,0-3,5	3,3-3,5	2,0-4,0	1,0-3,0	-	1,0-3,0
Расход нижнего дуга, нмЗ/мин.г	-	0,01-0,10	0,10-0,5	1,0-1,5	5,5	1,0-2,5
(Fe) _{общ} при 0,05% С, %	20	18	14-15	13	10	10
[O] при 0,05% С, %	0,06	0,05	0,04	0,04	0,03	0,03
[Mn] при 0,05% С, %	0,14	0,18	0,21	0,22	0,30	0,30
[N] при 0,05% С, 10-4 %	20-40	20-25	18-22	15-30	15-30	25-30
[H] при 0,05% С, 10-4, %	2	2	2-4	5	5	5
Минимальный % С в кон- це продувки	0,05	0,02	0,02	0,01	0,01	0,01
(P)/[P] при 0,05% С	70	80	80-90	110	120	120

	5-6	5-8	6-5	7-6	7-8	7-8
(S)/ [S] при 0,05% C	5-6	5-8	6-5	7-6	7-8	7-8
PCO при 0,05% C, агм	1,0	0,95	0,80	0,75	0,60	1,0
CO ₂ в отходящих газах, %	1,2	1,2	8-9	6	5	12-18
Выбросы	Есть	Мало	Практически отсутствуют	Практически отсутствуют	Отсутствуют	Отсутствуют
Доля лома при 1,5% Si в чугуна, %	33	31-32	30	29-30	28	33-35
Выход годного, %	Стандарт	+0,3	+0,4	0,5	+0,7	+0,7
Время перемешивания, с	100	50-75	30-35	10-30	10	10

Последняя способствует резкому снижению водорода. Эти данные относятся к комбинированному процессу, в котором через днище вдувалось 10% O_2 в защитной оболочке из углеводов.

На содержание водорода сказывается подача $CaCO_3$ через донные фурмы, в потоке инертного газа (LD-PBB процесс), Powder Bottom Blowing) [54]. Расход газа варьировался от 0,01-0,03 до 0,07-0,10 $нм^3/т \cdot мин$. Расход известняка - 0,01-0,60 $кг/т \cdot мин$. Емкость конвертера - 160 т. Содержание водорода в низко- и среднеуглеродистой стали в конце продувки составляло 1,0-3,0 $\cdot 10^{-4}$ %. Столь низкая концентрация водорода, снижающаяся с увеличением расхода $CaCO_3$, обусловлена тем, что выделяющийся CO_2 при диссоциации $CaCO_3$ и зарождающиеся пузырьки CO на твердых частицах CaO способствовали вымыванию водорода из расплава. Данные о содержании кислорода, марганца, азота, водорода, о показателях распределения серы и фосфора, а также другие параметры, полученные в различных вариантах комбинированных процессов, приведены в табл. 3 [31]. В ней же обобщены и данные, относящиеся к верхней продувке (ТВ) и донным процессам (ВВ), остальные обозначения комбинированных процессов приведены выше.

4. ПРИМЕНЕНИЕ МОНООКСИДА И ДИОКСИДА УГЛЕРОДА В КОМБИНИРОВАННЫХ ПРОЦЕССАХ

Как уже указывалось, в некоторых комбинированных процессах LD-KG LD-OTB, NK-CB, STB, LBE в качестве перемешивающего газа для донной продувки используется CO или CO_2 . Монооксид углерода обладает восстановительными свойствами, а диоксид является слабоокислительным газом. В связи с этим они должны отличаться по характеру воздействия на физико-химические явления, протекающие в конвертерной ванне. Применение CO_2 в комбинированных процессах не встречает особых затруднений, так как технология его получения в промышленных масштабах достаточно отработана. Что касается получения CO , то технология его получения из отходящих газов, улавливаемых из конвертеров, только начинает развиваться.

Первые попытки сепарации CO из конвертерных газов и использование его в конвертерном процессе были осуществлены на заводе Kakogawa, фирмы Kobe Steel а в 1985 г.

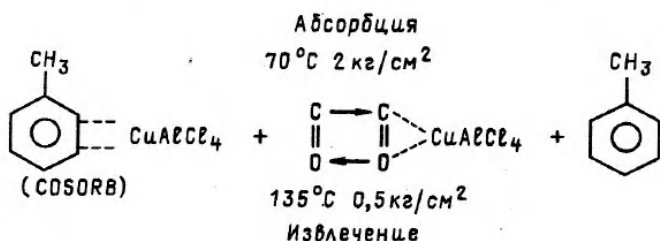


Рис. 26. Реакции при COSORB-процессе

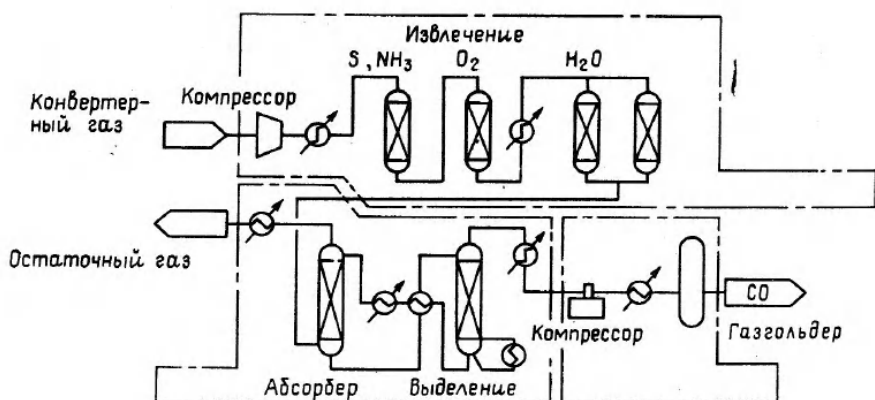
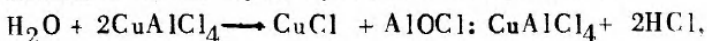
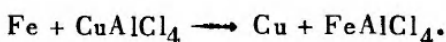
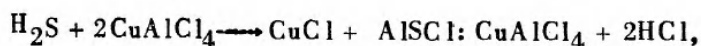
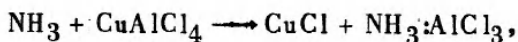


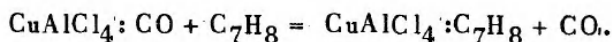
Рис. 27. Схема COSORB -процесса

фирмой был разработан процесс COSORB и построен завод по переработке отходящих газов [15, 55]. COSORB процесс (рис. 26) основан на газожидкостной абсорбции CO раствором CuAlCl_4 в толуоле [56]. Абсорбция проводится при температуре 50-80°C при давлении 2 кг/см², а выделение CO из раствора при температуре 135°C и давлении 0,5 кг/см². На рис. 27 представлена схема технологического процесса COSORB завода Какогава. Она включает в себя оборудование для удаления S, O₂ и H₂O из конвертерного газа. Улавливаемый конвертерный газ содержит (в %) CO 68-70, CO₂ 13-7, N₂ 11-16, H₂ 0,8-1,3, O₂ < - 1,0. Кроме того, в нем имеется до 7% H₂O (при 40°C), а также примеси NH₃, H₂S, SO₂, HCN и HF и частицы пыли в виде оксидов железа. Эти примеси удаляются по следующим реакциям в блоке предварительной обработки:





Далее предварительно очищенный от примесей газ поступает в блок абсорбции и извлечения, где осуществляется основная реакция



Полученный CO имеет чистоту 99%. Кроме того, он содержит (в %) CO_2 0,75, N_2 0,2, < 0,01 H_2 и O_2 . Остаточный газ содержит (в %) CO < 2,0, CO_2 35-45, N_2 45-55, H_2 3,0-5,0 и O_2 и Ar < 2,0. При расходе первичного газа в 750 $\text{нм}^3/\text{ч}$ в установке получают порядка 500 $\text{нм}^3/\text{ч}$ CO и соответственно 250 $\text{нм}^3/\text{ч}$ остаточного газа. Последний используется в доменном процессе.

На получение 1 нм^3 CO расходуется 0,54 кВт.ч электроэнергии, 1,5 кг пара, 0,01 кг толуола, 0,40 нм^3 N_2 и 0,30 т технической воды. Себестоимость 1 нм^3 CO 50-60 иен [55]. Вместе с тем отмечается [57], что способ COSORB недостаточно эффективен в связи со сложностью подготовки газа к селективному извлечению CO, необходимой для получения стабильных результатов. В связи с этим фирмы Kawasaki Steel и Osaka Sangyo Kogyo разработали процесс извлечения CO из конвертерного газа, который получил название COPISA.

Процесс COPISA представляет собой селективную адсорбцию CO за счет изменения давления. При разработке этого способа исходили из простоты и компактности оборудования, а также низкой стоимости оборудования, полной автоматизации и надежности процесса [57, 58]. Процесс заключается в двухстадийной адсорбции примесных газов твердыми адсорбентами. В первом блоке, оборудованном адсорбционными колоннами, происходит отделение CO_2 во втором блоке - отделение CO в результате адсорбции и десорбции. Десорбцию CO_2 и адсорбцию CO производят при пониженном давлении. Установка на заводе Mizushima имеет производительность 410 нм^3 CO /ч [58].

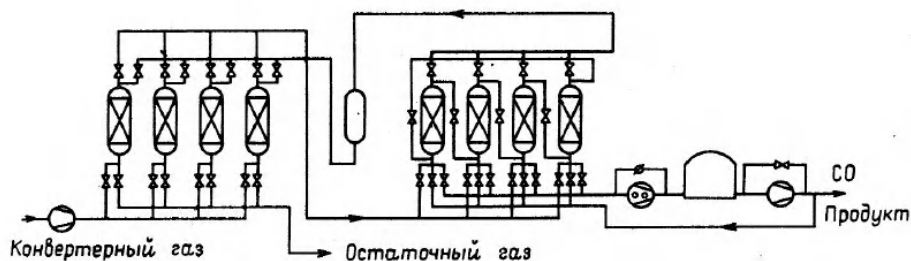


Рис. 28. Схема процесса извлечения СО фирмы Linde

Фирмой Linde AG (ФРГ) также разработан метод адсорбционного извлечения СО из конвертерных газов [59]. Схема процесса представлена на рис. 28. Она включает две ступени – предварительное удаление CO_2 , осушение и получение СО. Используется комбинированная схема сжатия газа до 5 атм, его промывка в скрубберах, в которых с помощью воды и других жидких реактивов (состав не сообщается) из газа поглощается CO_2 , оксиды азота, сернистые соединения. Затем следует стадия адсорбционного поглощения СО в колоннах, заполненных синтетическими цеолитами. На последней стадии происходит десорбция СО и регенерация адсорбентов. Затраты электроэнергии при производстве 1 м^3 газа чистой 98% составляет $< 0,4 \text{ кВт} \cdot \text{ч}$. Состав получаемого газа (в %) СО 98,46–99,22%, N_2 0,72–1,0%, CO_2 0,07–0,5% (O_2 и H_2 – следы).

Использование СО в 240-т LD-ОТВ конвертере на заводе Какогава в качестве перемешивающего газа, подаваемого через 4 одиночные донные фурмы, с расходом 0,01–0,1 $\text{м}^3/\text{мин} \cdot \text{т}$ при производстве низкоуглеродистой стали отмечено некоторое увеличение содержания углерода в металле по сравнению с донной продувкой аргоном (применялись фурмы типа труба в трубе с заглушенным центральным каналом; СО вдувался в конце продувки, во время загрузки и выпуска подавался азот) [56]. Зависимость содержания кислорода от концентрации углерода в металле в конце продувки показана на рис. 29. Продувка как СО, так и аргона, позволяет получать при одном и том же содержании углерода концентрации кислорода, ниже равновесных. Что касается показателей распределения марганца, фосфора и серы между шлаком и металлом, то они в случае продувки СО были примерно такими же, как и при продувке аргоном. Отмечено уменьшение износа футеров-

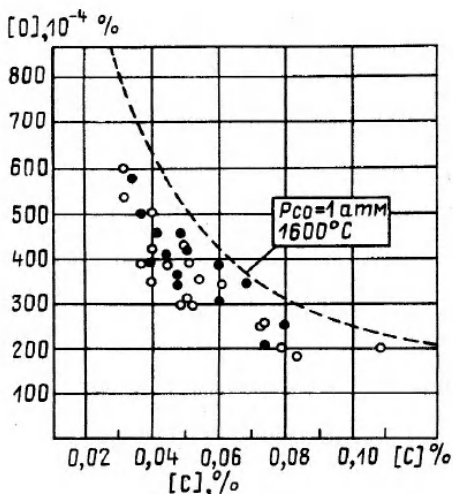


Рис. 29. Зависимость $[\% O]$ от $[\% C]$ в LD -OTB-процессе, продувка CO ; \circ продувка аргоном

ки и днища конвертера и повышение (на 20%) стойкости донных фурм.

Диоксид углерода используется в STB -процессе на 250-т конвертерах, в NK -CB-процессе на 250- и 300-т конвертерах, в LD -CB процессе на 70-т конвертерах в качестве перемешивающего и слабоокислительного газа. В STB -процессе в качестве донных применяются 10 фурм типа труба в трубе, через которые подаются N_2, CO_2, Ar или смесь этих газов с расходом 0,05-0,3 $нм^3/т \cdot мин$ [61]. Было отмечено ускорение процесса износа огнеупоров днища и соответственно фурм в случае применения CO_2 . В NK -CB процессе используются огнеупорные блоки типа MHP-D (Multiple Hole Plug-Double) с мини-фурмами. В начале процесса при загрузке через внешний ряд фурм подавался азот, а затем в период рафинирования аргона с расходом 50 $нм^3/ч$, а затем CO_2 с расходом, увеличивающимся от 50 до 300 $нм^3/ч$. В конце плавки использовался аргон и азот. Было также установлено, что применение CO_2 вызывает повышенный износ огнеупоров [62]. Что касается влияния CO_2 на физико-химические процессы, то они были подробно исследованы фирмой British Steel Corp. На 3-т конвертере, снабженном системой анализа отходящих газов, вспомогательной фурмой для контроля состава шлака и металла, а также температуры металла, шумоме-

ром и устройствами для загрузки флюсов и охладителей [60]. Расход CO_2 через донные фурмы составлял от 36 до 45 $\text{нм}^3/\text{ч}$; для сравнения металл продувался азотом или аргонном с расходом от 28 до 35 $\text{нм}^3/\text{ч}$. Передельный чугуи (в %, С 4,0, Si 0,80, Mn 0,75, P 0,10, S 0,05) продувался до низкоуглеродистого металла (С 0,037, Mn 0,18, P 0,09). Было установлено, что произведение $[\% \text{C}] \cdot [\% \text{O}]$ и показатель $(\% \text{Fe})_{\text{общ}} \cdot [\% \text{C}]$ в случае продувки CO_2 выше по сравнению с продувкой азотом или аргонном. Вследствие этого для продувки CO_2 характерно снижение концентрации марганца и фосфора (при продувке азотом или аргонном металл содержал 0,31% Mn и 0,013% P). Отмечено также, что использование CO_2 позволяет получить в металле более низкие концентрации азота ($< 0,001\%$). Вместе с тем установлено уменьшение стойкости продувочных фурм в $\sim 2,5$ раза по сравнению с продувкой аргонном.

5. ДУТЬЕВЫЕ УСТРОЙСТВА

В комбинированных процессах для верхней кислородной продувки применяются практически те же самые фурмы, которые используются в конвертерах верхнего дутья. Их конструктивные параметры, стойкость, основные направления дальнейшего совершенствования конструкций, а также режима работы подробно рассмотрены в обзорах [63, 64]. В них приведены не только конструкции эксплуатируемых в настоящее время верхних кислородных фурм (одноконтурных, двухконтурных, двухъярусных, пульсирующего дутья и др.), но также наиболее перспективные с точки зрения внедрения разработки ряда стран [65].

Особое внимание уделяется разработке и внедрению новых конструкций двухъярусных фурм, предназначенных для дожигания CO в полости конвертера, что способствует повышению доли лома в металлошихте [63, 64]. В совершенствовании верхних фурм важное значение имеют исследования механизма дожигания CO. Из последних работ, посвященных изучению этого вопроса, следует отметить исследование, проведенное на 6-т комбинированном конвертере [66]. Конвертер был оборудован верхней фурмой (расход O_2 - 1,0-2,4 $\text{нм}^3/\text{мин} \cdot \text{т}$), донными фурмами (расход аргона - 0,12-0,42 $\text{нм}^3/\text{мин} \cdot \text{т}$), зондом для отбора газа и газоотводящей системой. По ходу продувки высоту фурмы от уровня металла изменяли ступенчато: 150, 100 и 125 см. За критерий эффективности вторич-

ного дожигания был принят показатель

$$PC = \frac{\%CO_2 \cdot 100\%}{\%CO_2 + \%CO}$$

Установлено, что показатель PC в начале и в конце продувки достигает 100%, в середине - ~ 50%. Зондирование дутьевого потока по сечению показало, что концентрация O₂ резко снижается по мере удаления от оси потока, CO₂, напротив, возрастает. CO₂ в потоке появляется в результате подсоса в кислородный поток CO и горения его с образованием CO₂. Показатель PC возрастает с подъемом фурмы, что связано с увеличением количества CO, попавшего в кислородный поток. На опытных плавках без добавки скрапа было установлено, что показатель PC снижается при возрастании концентрации углерода и повышении температуры ванны. Изменение PC по ходу продувки объяснено с точки зрения механизма шлакообразования. Когда CO₂, образовавшийся в результате горения CO в потоке O₂, вступает в контакт с металлическим расплавом, то вероятнее всего, что при взаимодействии с растворенным в металле углеродом образуется CO. Если же CO₂ контактирует со шлаком, содержащим ионы Fe³⁺, то эта реакция невозможна. Расчетным путем показано, что к примеру, шлак, содержащий (в %) FeO 20, Fe₂O₃ 20, SiO₂ 20 и CaO, 40 при температуре 1550°C находится в равновесии с газовой фазой, состоящей из CO₂ 90% и CO 10%. Таким образом, в начале продувки при низкой температуре, которая к тому же снижается при добавке лома, первичный шлак содержит много ионов Fe³⁺, что приводит к высокому значению показателя PC. Повышение расхода донного дутья снижает PC, что, по-видимому, связано с восстановлением Fe₂O₃ в шлаке при интенсификации перемешивания.

О влиянии концентрации ионов Fe³⁺ и Fe²⁺ на степень дожигания CO отмечается также в работе японских исследователей, использовавших на 250-т НК-СВ-конвертере двухъярусную фурму, в которой доля кислорода, расходуемого на дожигание, составляла 30 и 20% (фурмы типа PC-20 и PC-30) [7]. При применении этих фурм достигнуто увеличение доли лома на 2,6 и 1,9% соответственно.

В обзоре [63] рассмотрены также применяемые в различных комбинированных процессах донные дутьевые устройства: пористые огнеупорные блоки, огнеупорные блоки с мини-фур-

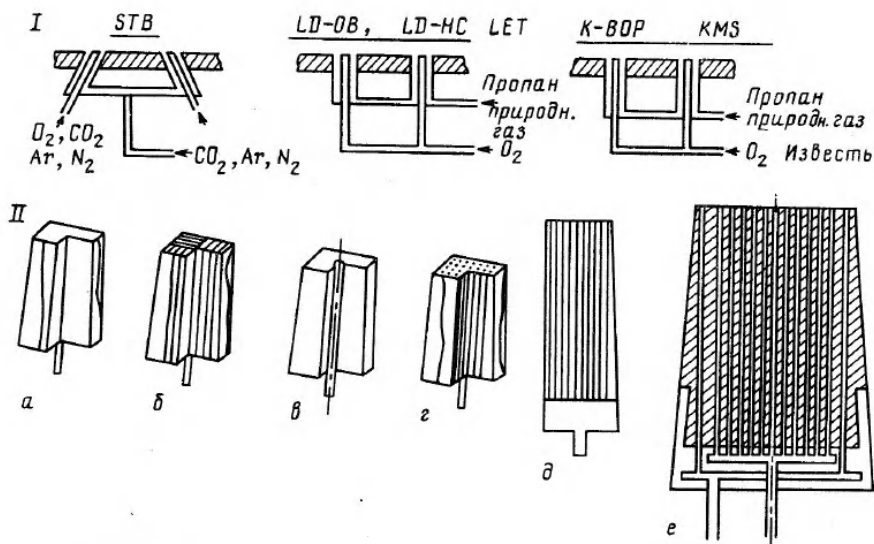


Рис. 30. Схемы подвода донного дутья и донные дутьевые устройства: а - пористый кирпич в металлической касе; б - огнеупорный блок с щелевидными каналами; в - одноканальный кирпич; г - огнеупорный блок с мини-фурмами; д - огнеупорный блок со стальными трубами; е - двухконтурные блоки МНР-Д

мами, двухконтурные фурмы с мини-фурмами, одиночные донные фурмы, в том числе типа "труба в трубе" и др. На рис. 30 приведены различные схемы подвода дутья и донные фурмы, используемые в комбинированных процессах. Пористые огнеупорные блоки (рис. 30 а) применяются сравнительно редко, большее распространение получили огнеупорные блоки с так называемой направленной пористостью (рис. 30 г). Блоки, используемые в LBE-процессе, имеют стандартные размеры обычного кирпича сечением 100×150 мм. По этому сечению распределены 50 каналов (мини-фурм) диаметром 1,5-2,0 мм. Блок имеет металлический кожух, изготовленный из листовой стали толщиной 1,8-2,5 мм. К донной части кожуха приварена соединительная трубка для подвода газа к отверстиям. В зависимости от емкости конвертера в его днище укладывают от 4 (емкость 60 т) до 16 (400 т конвертер) блоков с мини-фурмами.

Огнеупорные блоки с щелевидными каналами (рис. 30 б) представляют собой четыре обычных кирпича, разделенных стальными прокладками и помещенных в общую кассету. Вдоль широких граней кирпичей имеются прямоугольные каналы для прохождения газа. Подобного рода блоки в LBE - конвертерах завода Gary (США) установлены по периферии днища конвертера.

Двухконтурные многоканальные блоки (типа MHP-D) используются в НК - СВ-процессе (рис. 30 е). Они изготавливаются из магнезито-графитового огнеупора. Каналы (мини-фурмы) выполнены из грубок нержавеющей стали, причем они разделены на две группы: периферийную, через которую вдувают инертный газ (аргон или азот) и осевую, через которую подают CO_2 . Периферийные трубки имеют внутренний диаметр 1,0 мм, осевые - 1,5 мм. Максимальный срок службы блоков MHP-D составлял до 1600 циклов.

Многоканальные огнеупорные блоки шестигранного сечения (рис. 30 д) с 80 трубками диаметром 2 мм из коррозионно-стойкой стали применяются в STB - конвертерах. Блоки изготавливаются из магнезитоуглеродистого огнеупора. Применяются также фурмы типа "труба в трубе", у которых центральная труба заглушена. Они показывают более высокую стойкость, чем одиночные трубки.

Следует отметить, что не исключена возможность затекания жидкого металла в мини-фурмы. Было установлено [68], что вероятность затекания определяется критерием Фруда, а не числом Маха. Предполагается для мини-фурм диаметром 1,7 мм величина критерия Фруда $> 2400-2500$ обеспечивает гарантию от затекания жидкой стали в трубки.

В качестве донных фурм широко применяются одноканальные фурмы (рис. 30 в) в виде металлических грубок с внутренним диаметром 4-8 мм и толщиной стенок 2-3 мм. Эти трубки вставляются в огнеупор с просверленным отверстием или устанавливаются в него при прессовании. Отмечается, что эти фурмы в межпродувочные периоды гребуют большего количества газа, чем огнеупорные фурмы с направленной пористостью (мини-фурмы) [69].

Износ донных фурм в значительной мере связан с образованием настывшей в околофурменной зоне. Испытания трех видов донных фурм: одиночные диаметром 11-23 мм, тип "труба в трубе" диаметром внутренней трубы 18-18,4 мм, внешней - 23,8-24,0 и фурмы с многочисленными отверстиями диаметром 2-6 мм [70]. В качестве газов, вдувае-

мых через днище 170-т конвертера с помощью вышеуказанных фурм, применяли CO_2 , N_2 или Ar . Скорость вдувания CO_2 составляла 150–200 $\text{нм}^3/\text{ч}$, Ar – 400–500 $\text{нм}^3/\text{ч}$. Отмечено, что наиболее эффективной является фурма с большим числом мини-фурм. При этом достигается стабильное состояние по образованию настывей и более высокая стойкость фурм.

Что касается донных фурм, предназначенных для подачи через днище кислорода в защитной оболочке из эндотермических реагентов, то они представляют собой две расположенные одна в другой металлические грубы. Во внутреннюю грубу диаметром 28–50 мм вдувается кислород (иногда совместно с пылевидной известью или твердым топливом), а через зазор (0,5–2,0 мм) – газообразные или жидкие углеводороды, в том числе и мазут. В днище размещаются от нескольких до 20–26 фурм в зависимости от емкости конвертера.

6. ФУТЕРОВКА И ОГНЕУПОРЫ В КОНВЕРТЕРАХ КОМБИНИРОВАННОГО ДУТЯ

Наибольшие успехи достигнутые при разработке высококачественных огнеупоров и повышении стойкости футеровки как бочки, так и днища конвертеров с комбинированной продувкой в конвертерных цехах Японии [71]. Применяются огнеупоры типа $\text{MgO}-\text{C}$, содержащих 15–20% C , а также $\text{MgO}-\text{CaO}-\text{C}$, содержащих до 20,5% C и 1,0–13,0% CaO . Кроме высокой термической стойкости, высокой прочности на раздавливание (380–650 $\text{кг}/\text{см}^2$), малой пористости (3,1–4,1%) и достаточно высокой плотности (2,8–3,0 $\text{г}/\text{см}^3$), эти огнеупоры обладают более высоким сопротивлением износу. Отмечается, что весьма перспективными материалами для футеровки являются огнеупоры $\text{MgO}-\text{C}$, скорость износа которых определяется в основном скоростью взаимодействия MgO со шлаком [72]. Механизм износа $\text{MgO}-\text{C}$ -огнеупоров описывается тремя процессами: образованием обезуглероженного слоя в результате окисления углерода оксидами железа шлака; инфильтрацией шлака в обезуглероженный слой; взаимодействием между жидким шлаком и MgO , что способствует переходу MgO в шлак. Добавка CaO к $\text{MgO}-\text{C}$ -огнеупорам повышает стабильность MgO по отношению к углероду и, кроме того, CaO образует с SiO_2 тугоплавкие соединения типа $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ и $3\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$, что способствует возникновению гарнисажа на рабочем слое футеровки. На стой-

кость огнеупоров, содержащих 15–20% С влияет степень чистоты графита, плотность материала и наличие добавок про- тивоокислительных металлических элементов; В качестве доба- вок используются сплавы на основе алюминия, магния, кремния. При взаимодействии их с углеродом образуются хи- мически стойкие и механически прочные карбиды, а в случае их окисления, они образуют высокоогнеупорные оксиды с боль- шим удельным объемом, чем металл. Это приводит к уменьше- нию пористости рабочего слоя футеровки и к снижению ско- рости проникновения в него жидких металла и шлака.

На заводах фирмы Nippon Steel достигнуты весьма вы- сокие показатели по стойкости огнеупорной футеровки на боль- ших конвертерах комбинированного дутья и удельного расхода огнеупоров на 1 т стали [73]. Так на 300-т конвертерах на заводе Kimitsu достигнута стойкость 4444 плавки. При этом расход огнеупоров в январе 1986 г. составил 0,61 кг/т. На 340-т конвертерах заводов в Оига и Явата соответствую- щие показатели достигли 3339 и 3333 плавки при удельном расходе 0,73–0,74 кг/т. В числе факторов, оказывающих бла- готворное влияние на стойкость футеровки, отмечается понижен- ная окисленность металла в результате улучшения условий пере- мешивания при подаче газов через донные фурмы. Большую роль в повышении стойкости футеровки оказывает рациональная схема футерования отдельных зон различными типами огнеупо- ров. Повышению стойкости способствует также контроль шлако- образования, контроль толщины рабочего слоя футеровки при помощи лазера и современное горкрегирование. Лазерный измеритель разработан фирмой Geotome АВ (Швеция); им к 1985 г. было оснащено ~ 70 конвертерных цехов [74]. Установка включает лазерную пушку, генерирующий световой луч в видимой части спектра с длиной волны 632,8 нм, обо- рудованную средствами углового перемешивания в горизонталь- ной и вертикальной плоскостях. Кроме того, имеется прием- ник излучения и графопостроитель, позволяющий наглядно изобразить профиль конвертера. Общее количество измерений за один цикл составляет 40–45, из них 25 приходится на днище, остальные – на стенки. Продолжительность одного измерения 3–10 с. Точность измерения расстояния ± 5 мм. Устройство кроме контроля износа футеровки позволяет выбрать наиболее рациональное расположение фурм в днище при условии соблюде- ния графика ремонта, обеспечивающее равномерность футеров- ки стен.

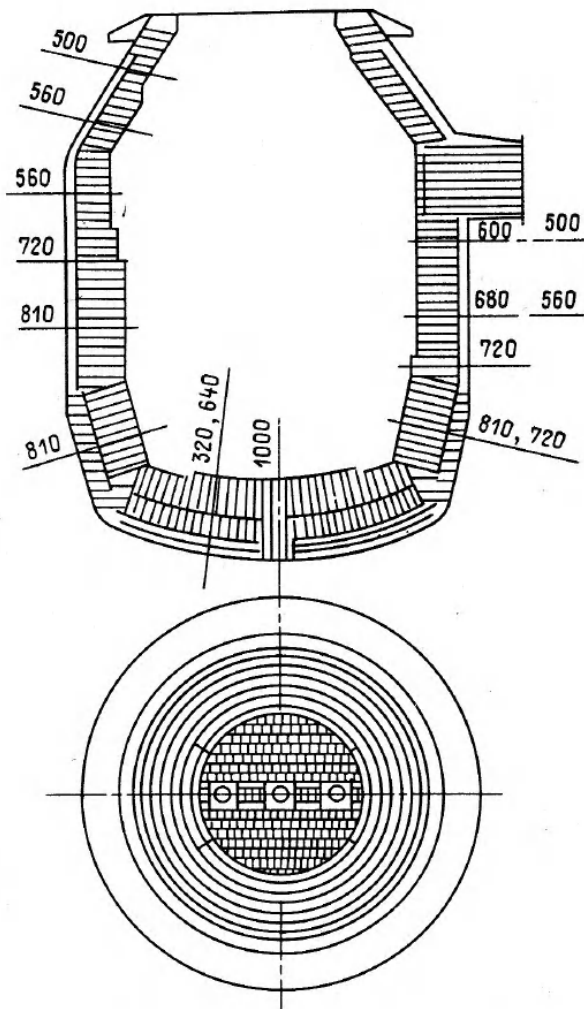


Рис. 31. Профиль футеровки 185-т LD-OB конвертера после завершения кампании

Рекордная стойкость футеровки в 5238 плавов достигнута на 185 т LD-OB-конвертере завода Kure фирмы Nisshin Steel [16]. Конвертер находится в эксплуатации с октября 1984 г. Вначале стойкость футеровки не превышала 2000 плавов в основном из-за заметного износа вокруг донных фурм и верхней цилиндрической части конвертера. За счет усовершенствования конструкции футеровки и методов ее восстановительного ремонта, улучшения качества кирпича и применения

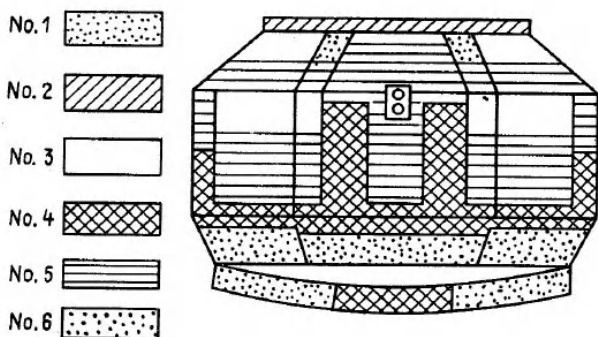


Рис. 32. Развертка футеровки отдельных зон 185-т LD-OB-конвертера

различных огнеупоров в разных зонах кладки, особой подвески кирпичей в верхней конической части конвертера была достигнута рекордная стойкость. Расходы на огнеупоры понизились на 60%.

LD-OB конвертер имеет объем рабочего пространства 144 м^3 , высоту H 9,6 м, диаметр D 6,8 м, отношение $H/D = 1,35$ и удельный объем — $0,78 \text{ м}^3/\text{т}$. На рис. 31 представлен профиль футеровки 185 т LD-OB конвертера.

Развертка футеровки конвертера с комбинированным дутьем приведена на рис. 32. Состав и свойства используемых огнеупоров приведен в табл. 4.

Кирпич № 4 был изготовлен из электроплавленного магнетита с добавкой алюминия. Кирпичи № 4 и № 5 содержали добавки алюминия, а кирпич № 3 добавки SiC. Для подавления выкрашивания и отслаивания кирпичей применяли следующие меры: использование кирпичей кольцеобразной формы, применение двухслойной футеровки, использование высококачественных кирпичей в зоне выпускного отверстия. Днище конвертера выполнено двухслойным, внутренний слой — из MgO-C-кирпичей толщиной 750 мм, внешний слой из MgO-кирпичей толщиной 250 мм. Донные фурмы устанавливаются в огнеупорном блоке толщиной 1000 мм. Динамика разрушения футеровки в области фурм в конце кампании была следующая: от 2120 до 2310 плавов — 0,24 мм за плавку; далее — 1,15 мм за плавку.

Профиль футеровки конвертера после завершения кампании представлен на рис. 33.

Из последних разработок огнеупоров, применяемых в конвертерах, следует отметить неформованные огнеупоры [76].

Состав и свойства огнеупоров

	№ 1	№ 2	№ 3	№ 4	№ 5	№ 6
Химический состав	MgO 65,8	70,8	75,5	72,5	74,4	72,5
	CaO 13,3	0,9	1,0	0,2	1,5	1,5
	C 19,2	14,2	20,2	20,5	20,5	20,3
Кажущаяся плотность, г/см ³	2,82	2,86	2,84	2,87	2,85	2,86
Кажущаяся пористость, %	4,7	3,7	3,7	3,0	3,6	3,2
Прочность на изгиб при 1400°C, кг/см ²	49	45	132	155	149	115
Индекс износа при испытании методом вращения при 1700°C	107	123	105	63	74	100

Перспективы их применения связаны с двумя факторами: 1) дешевой материал и высоким к.п.д. их использования; 2) несложной технологией футерования и возможностью автоматизации этого процесса. В качестве базовых материалов использовали смесь MgO-C в соотношении 83 и 11% соответственно. Максимальный размер частиц составлял 3 мм. В результате проведенных исследований на 90-г конвертере получили неформованный огнеупор с индексом стоимости 88 и индексом стойкости 124 против 100 для обожженных кирпичей.

В ФРГ и Франции для футеровки конвертеров с комбинированным дутьем также используются MgO-C- и MgO-CaO-C-огнеупоры, содержащие от 2 до 20% С.

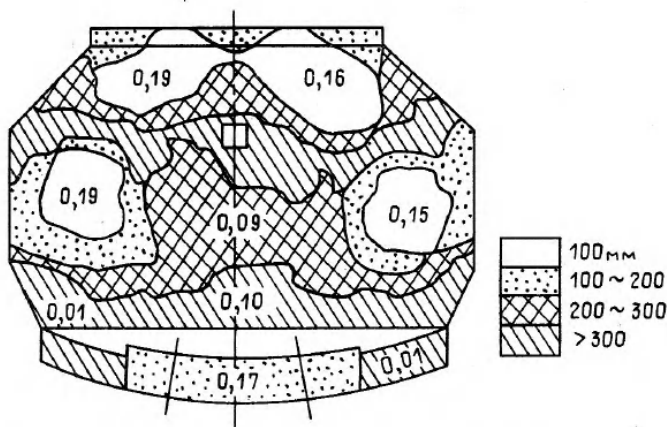


Рис. 33. Профиль футеровки 185-Т LD-OB-конвертера после завершения кампании

Следует отметить, что стойкость футеровки конвертеров в этих странах гораздо ниже, чем на японских заводах: она колеблется в пределах 500–1000 плавов, в редких случаях достигая 1600–1800 плавов [75]. Так, на комбинированных ЛЕТ-конвертерах в 1986 г. была достигнута стойкость магnezитовой футеровки, равная 1800 плавов. Такая стойкость достигнута благодаря систематическому изучению всех кампаний службы футеровки, тщательной кладке и грамотной эксплуатации конвертера, а также уменьшению окисленности шлака и числа передувов, повышению качества огнеупорных кирпичей и их дифференцированного использования в зависимости от зоны футеровки. При футеровке нижней части конвертера отказались от применения ступенек между цилиндрической и конической частями, а также от набивки между арматурным и рабочим слоями. В зоне неприводной цапфы, где футеровка изнашивалась на 200 мм больше (общая толщина футеровки 850 мм) применяется электроплавленный периклазоуглеродистый кирпич с 12% С. В зависимости от зон в магnezитовом кирпиче содержание MgO колеблется в пределах 94–98%. Удельный расход огнеупоров в 1986 г. составил 1,70 кг/т.

7. КОНТРОЛЬ И УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССОМ В КОНВЕРТЕРАХ С КОМБИНИРОВАННОЙ ПРОДУВКОЙ

Как уже указывалось, разработаны и внедрены интегрированные системы АСУ, охватывающие все звенья технологических цепочек производства высококачественной стали в конвертерах с комбинированной продувкой [18, 77]. Так, например, на трех STB — конвертерах завода Wakayama для совершенствования технологии, уменьшения расходных коэффициентов, увеличения стойкости футеровки и др. применяются полностью автоматизированные системы компьютерного контроля. Система позволяет эффективно осуществлять, несмотря на многообразие выплавляемых марок стали, контроль процесса шлакообразования при использовании микроволнового индикатора, определять по модели содержание Mn и P в конце продувки и др. Интегрированная система позволяет также получать информацию из шихтового и миксерного отделения, котла-утилизатора и др. Использование системы позволило сократить время плавки на 2 мин уменьшить расход извести на 3,4–6,0 кг/т, кислорода на 1 нм³/т, уменьшить температуру на выпуске, повысить стойкость футеровки.

Компьютерная система в конвертерных цехах фирмы DOFASCO, обслуживающая три 150-т LBE-конвертера, дает возможность получить информацию о 37 параметрах, основными из которых являются данные о шихтовых и флюсующих материалах, составе и температуре мегалла, времени продувки и окончания плавки, выходе стали, расходе газов, износе днища и др. [78]. Система согласовывает работу конвертерного цеха с доменным и прокатными цехами.

Необходимо учитывать, что не все реакции в конвертерной ванне приходят в состояние равновесия. Поэтому в обработке динамических моделей ошибки в исходных данных приводят к существенным погрешностям расчетов [79]. Неточность определения содержания углерода в 0,1% приводит к изменению температуры на 6,5°C. Для марганца и кремния она составляет 3,8 и 16,5°C соответственно. Отклонения в точности контроля массы на 1 г приводят к следующим ошибкам по температуре (в °C): чугуна 1,2, лома 3,9, извести 2,1, доломита 3,8, руды 11,5. Предложено неточности исходной информации компенсировать данными текущего контроля за составом мегалла и температурой по ходу продувки с помощью вспомогательной фурмы, а также применением других средств контроля. Применение систем динами-

ческого контроля с использованием вспомогательной фурмы для определения состава металла и его температуры в комбинации с контролем объема шлака, состава и расхода отходящих газов позволяет получать сталь с отклонениями фактических значений от заданных в пределах $\sim 0,01\%C$ и $10^{\circ}C$.

В последние годы вспомогательные фурмы оборудуются электрохимической ячейкой для измерения активности кислорода [80]. Такой фурмой оснащены 300-т конвертеры с комбинированной продувкой фирмы Kgurp. На основе измеренной активности кислорода определяется не только содержание углерода, но также и концентрация фосфора по соотношению

$$[\%P_E] \cdot 10^3 = a (\%P_A - 10)^b \cdot e^{-k\Delta M_{O_2}} + 10,$$

где $[\%P_E]$ — конечное содержание фосфора, $\%P_A$ — содержание фосфора в момент замера, ΔM_{O_2} — количество кислорода, израсходованного в период с момента замера до конца продувки, k — постоянная ($a = 4,309$; $b = 0,892$).

Измерения активности кислорода с помощью электрохимических датчиков, помещенных во вспомогательную фурму, широко практикуется и на японских заводах, особенно при производстве стали ультранизкими концентрациями углерода.

Следует отметить применение метода измерения э.д.с. для определения состава отходящих газов и активности серы в металле λ -датчиком [81]. Он использован в 300-т конвертерах комбинированного дутья.

Представляет интерес применение оптоволоконных устройств для прогнозирования выбросов [82]. Оптическое волокно вводится в полость конвертера через боковую стенку, внешний конец соединен с телекамерой, за которой следует устройство обработки изображений и дисплей. Оптическое волокно состоит из 30 000 элементов, телекамера включает 485 элементов в горизонтальном и 385 в вертикальном направлении. Оптоволоконное устройство помещается в газоохлаждаемый кожух, заканчивающийся защитным кварцевым стеклом. Обработка изображения заключалась в разложении излучения на 3 компонента (желтый, зеленый, красный). Установлено, что выбросам предшествует осцилляция желтой компоненты излучения, а выбросы приводят к резкому возрастанию амплитуды этой компоненты. Для подавления выбросов перед их возникновением в конвертер вводили кокс. При этом наблюдалось уменьшение вплоть до исчезновения осцилляций жел-

гой составляющей цвета. Эффективность прогнозов выбросов достигает 100%. Внедрение системы позволило снизить количество выбросов до 2,7% и повысить выход годного на 0,45%.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Следует отметить, что ограниченный объем статьи не позволил более подробно рассмотреть технико-экономические показатели конвертерной плавки с комбинированным дутьем, технологические особенности передела шихт с повышенным расходом лома, совершенствование систем улавливания и газоочистки отходящих газов, особенности конструкции конвертеров и применение САПР для их проектирования и др. Эти вопросы естественно имеют немаловажное значение для оценки перспектив дальнейшего развития кислородно-конвертерного производства стали. Несомненно одно, что комбинированные процессы как зарубежом, так и в нашей стране прочно завоевали ведущее место в сталеплавильной промышленности. Их внедрение, совершенствование, особенно для повышения технико-экономических показателей, экологичности процесса, создания безотходных технологий и повышения качества металла, будет продолжаться во все увеличивающихся масштабах.

ЛИТЕРАТУРА

1. Колпаков С.В. "Сталь", 1986, № 10, 1-4 (РЖМет, 1987, 1В174).
2. "Stahlmark", 1988, 38, № 3, 14 (РЖМет, 1988, 7В3).
3. Sperl H. "Stahl und Eisen", 1987, 107, № 19, 71-78 (РЖМет, 1988, 2В314).
4. Nilles P. "Congr. Acier. oxygene. Strasbourg, 4-6 June 1984. Vol. 1". S.l., s.a. (РЖМет, 1987, 3В306).
5. Haastert H., Höffken E. "Thyssen Techn. Berichte", 1985, № 1, 1-10 (РЖМет, 1985, 10В363).
6. Ohshiro T. "Кобэ сэико гихо, Kobe Steel Eng. Repts", 1987, № 3, 75-78 (РЖМет, 1988, 1В227).
7. Okuda H. et al. "71st Steelmak Conf. Proc. Vol. 71, Toronto Meet, Apr. 17-20. 1988. "Warrendale, Pa, 1988, 249-256 (РЖМет, 1989, 3В260).
8. Shiwaku K. et al. "Тэцу то хаганэ. J. Iron and Steel Inst.

- Яп.", 1987, 73, № 11, 1567–1574 (РЖМет, 1988, 1В221).
9. Urabe N. "Тэцу то хаганэ. J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1987, 73, № 4, 274 (РЖМет, 1987, 8В270).
 10. Tabata Y. "Тэцу то хаганэ, J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1987, 73, № 4, 271 (РЖМет, 1987, 8В223).
 11. Demukai N. "Тэцу то хаганэ, J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1987, 73, № 4, 127 (РЖМет, 1987, 8Е311).
 12. Arai T. "Тэцу то хаганэ, J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1987, 73, № 12, 875 (РЖМет, 1988, 5В330).
 13. Kitamura S. е.а. "Тайкобуцу, Refractories", 1988, 74, № 4, 672–679 (РЖМет, 1988, 9В341).
 14. "Се энеруги, Energy Conserv.", 1987, 39, № 3, 14–19 (РЖМет, 1988, 7В307).
 15. Yamana H. е.а. "70th Steelmak Conf. Proc. Vol. 70". Pittsburgh. Meet. March 29 – Apr. 1, 1987. Warrendale, Pa, 1987, 339–346 (РЖМет, 1988, 8В227).
 16. Hara T. е.а. "Ниссин сэйко гихо, Nisshin Steel Techn. Rept.", 1988, № 58, 59–73 (РЖМет, 1988, 12В308).
 17. Kishida T. е.а. "Sumitomo Search.", 1987, № 34, 14–20 (РЖМет, 1988, 1В246).
 18. Карлик В.А. и др. "Приборы и системы упр.", 1988, № 2, 2–3 (РЖМет, 1988, 6В230).
 19. Арсентьев П.П. Итоги науки и техники ВИНТИ АН СССР. Т. 14. "Пр–во чугуна и стали", М., 1983, 69–149
 20. Wallner F. "Metal construction", 1986, 18, № 1, 28–33 (РЖМет, 1986, 8В286).
 21. Явойский А.В., Капанов А.Н.; Моск. ин–т стали и сплавов. М., 1987, 43 с. Библиогр. 148 назв. (Рукопись деп. в Черметинформации 15.04.87, № 3948–чм87) (РЖМет, 1987, 8В288ДЕП).
 22. Смокий В.В. и др. "Чер. металлургия", 1987, № 8, 52–53 (РЖМет, 1987, 8В303).
 23. Старов Р.В. и др. "Сталь", 1987, № 5, 24–26 (РЖМет, 1987, 8В301).
 24. Афонин С.З. и др. "Сталь", 1986, № 10.
 25. Поживанов А.М. и др. "Металлург", 1988, № 12, 25–26 (РЖМет, 1989, 3В272).
 26. Федорович В.Г. Авт. св. СССР, № 499311. Заявл. 15.02.58, опубл. 15.01.76. МКИ 21 С 5/28 (РЖМет, 1976, 12В127).
 27. Шниров Я.А. и др. "Сталь", 1986, № 1, 21–24
 28. Қолгомов Г.С. и др. "Сталь", 1986, № 1, 19–21 (РЖМет, 1986, 11В298).

29. Кривченко Ю.С. и др. "Металлург. и горноруд. пр-сть", 1985, № 3, 16-17
30. Зубарев А.Г. и др. "Кислородно-газовая интенсификация процесса выплавки стали. Материалы Всесоюзного семинара". Киев, 1982, 17-25.
31. Chatterjee A. e.a. "Ironmak. and Steelmak.", 1984, 11, № 3, 117-131.
32. Старов Р.В. "Сталь", 1988, № 5, 23-25.
33. Suruk K., Nakanishi K. "Refractories", 1985, 37, № 324, 2-10.
34. Баптизманский В.И. Теория кислородно-конвертерного процесса. М.: Металлургия, 1975, 375 с.
35. Nagai J. e.a. "Kawasaki Steel Giho", 1982, № 3, 240-249 (РЖМет, 1983, 3В417).
36. Higuchi M. "Тэцу то хаганэ, J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1981, 67, № 12, 864 (РЖМет, 1982, 4В357).
37. Арсентьев П.П. и др. "Металлургия и коксохимия" (Киев), 1985, № 87, 23-25.
38. Emoto K. e.a. "70th Steelmak. Conf. Proc. Vol. 70: Pittsburgh Meet. March 29-Apr. 1. 1987". Werrendale, Pa, 1987. 347-352 (РЖМет, 1988, 8В225).
39. Чернятевич А.Г. и др. "Изв. вузов. Чер. металлургия", 1987, № 4, 25-29 (РЖМет, 1987, 8В304).
40. Großmann J. e.a. "Fachber. Huttenprax. Metallweiterverarb.", 1987, 25, № 4, 257-262 (РЖМет, 1987, 11В308).
41. Matsunada H. e.a. "Berg- und Huttenmann. Monatsh", 1988, 133, № 5, 228-237 (РЖМет, 1988, 11В221).
42. Schurmann E.e.a. "Stahl und Eisen", 1987, 107, № 23, 17-23 (РЖМет, 1988, 5В427).
43. Höffken E. e.a. "Thyssen Tech. Berichte", 1987, № 1, 1-4 (РЖМет, 1987, 11В309).
44. Taoka K. e.a. "Кавасаки Сэйтэцу Гихо", 1983, 15, № 2, 134 (РЖМет, 1983, 12В327).
45. Katsuhiko A. "Тэцу то хаганэ, J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1987, 73, № 4, 275 (РЖМет, 1987, 8В314).
46. Schürmann E. e.a. "Stahl und Eisen", 1977, 107, № 27, 47-51 (РЖМет, 1988, 2В447).
47. Kyouichi K. "Тэцу то хаганэ, J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1986, 72, № 12, 1040 (РЖМет, 1987, 4В337).
48. Свяжин А.Г., Рябов В.В. "Сталь", 1987, № 10, 17-19 (РЖМет, 1988, 1В249).
49. Marique C., Nilles P. "Mixed Gas Glow Vol. 4: Proc. 4th Process Technol. Conf. Chicago Meet Apr. 3-4, 1984",

New York, 1984, 147-156 (РЖМет, 1986, 6В311).

50. Normanton A. "Ironmak. and Steelmak". 1988, 15, № 1, 33-37 (РЖМет, 1988, 8В212).
51. Старов Р.В. и др. "Металлург. и горноруд. пром-сть" (Днепропетровск), 1988, № 4, 15-18 (РЖМет, 1989, 3В273).
52. Kawasaki S. е.а. "Кобэ сэйко гихо, Kobe Steel Eng. Repts", 1986, 36, № 1, 23-27 (РЖМет, 1986, 7В285).
53. Masaki N. "Тэцу то хаганэ, J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1986, 72, № 12, 1039 (РЖМет, 1987, 4В336).
54. Satoshi Y. "Тэцу то хаганэ, J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1986, 72, № 2, 172 (РЖМет, 1986, 9В426).
55. Takaki H. е.а. "Kobe Technol. Rev.", 1987, № 1, 23-26 (РЖМет, 1987, 9В295).
56. Genma N. е.а., "Trans. Iron and Steel Inst. Jap.", 1987, 27, № 3, 185-189 (РЖМет, 1987, 9В296).
57. Toshikoju S. е.а. "5th Int. Iron and Steel Cong. Proc. 69th Steelmak. Conf. V. 69: Washington Meet. Apr. 6-9. 1986". Warrendale, Pa, 1986, 633-638 (РЖМет, 1988, 9В327).
58. "Trans. Iron and Steel Inst. Jap.", 1986, 26, № 2, 1092 (РЖМет, 1987, 6В331).
59. Benkmann C. "Linde - Ber. Techn. und Wiss.", 1988, № 62, 8-11 (РЖМет, 1988, 12В293).
60. Normanton A. е.а. "Steel Times", 1988, 216, № 9, 503-508
61. Syoji A. е.а. "Сумитомо киндзоку, Sumitomo Metals", 1988, 40, № 1, 1-18 (РЖМет, 1988, 10В214).
62. Miyawaki Y. е.а. "Mixed Gas Blow Vol. 4: Proc. 4th Process Technol. Conf., Chicago Meet. Apr. 3-4, 1984" New York, N.Y., 1984, 163-168 (РЖМет, 1986, 7В986).
63. Миронов О.С. и др. "Чер. металлургия", 1988, № 4, 2-20
64. Баптизманский В.И. и др. "Чер. металлургия", 1987, № 6, 2-15 (РЖМет, 1987, 7В319).
65. Чертов А.Д. "Сталь", 1988, № 8, 39-40 (РЖМет, 1988, 12В187).
66. Huin D. е.а. "71st Steelmak. Conf. Proc. Vol. 71. Toronto Meet., Apr. 17-20. 1988". Warrendale, Pa, 1988, 311-315
67. Nishimura M. е.а. "Тэцу то хаганэ, J. Iron and Steel Inst. Jap.", 1987, 73, № 6, 645-652 (РЖМет, 1987, 9В307).
68. Sharma S.K. "5th Int. Iron and Steel Congr. Proc. 69th Steelmak. Conf. Vol. 69. Washington. Meet Apr. 6-9. 1986". Warrendale, Pa, 1986. 653-655 (РЖМет, 1988, 7В316).
69. Trenkler H., Weidner A. "Congr. acier. oxygene, Strashourg, 4-6 june 1984. Vol. 1. "S.L., s.a., 2.11/1 - 2.11/6 (РЖМет, 1987, 4В354).

70. Iso H. e.a. "Trans. Iron and Steel Inst. Jap.", 1988, 28, № 1, 51-57 (РЖМет, 1988, 6В268).
 71. Очагова И.Г. "Огнеупоры", 1984, № 11, 57-60 (РЖМет, 1985, 5В400).
 72. Takehiro H. e.a. "Taikabutsu Overseas", 1986, № 1, 11-15 (РЖМет, 1987, 4В329).
 73. "Steel Times Int.", 1986, 10, № 3, 4 (РЖМет, 1987, 3В328).
 74. Nilsson K. "Fachber. Hüttenprax. Metallweiterverarb.", 1985, 23, № 5, 376-381
 75. Gugliermio P., Lorgeril J. "Rev. de Metallurgie", 1987, № 1, 11-17 (РЖМет, 1987, 11В213).
 76. Shinohara Y. e.a. "Тайкабуцу, Refractories", 1988, 40, № 8, 10-17
 77. Touru K. e.a. "Sumitomo Search", 1987, № 34, 14-20 (РЖМет, 1988, 1В246).
 78. Buchanan D. e.a. "Proc. 67th Steelmak Conf. Vol. 67, Chicago Meet. Apr. 1-4. 1984". [New York, N.Y.], 1984, 93-101 (РЖМет, 1987, 8В260).
 79. "Steel Times", 1987, 215, № 5, 220 (РЖМет, 1987, 11В284).
 80. Fiege L., Kaiser H. "Fachber. Hüttenprax. Metallweiterverarb.", 1986, 24, № 10, 914-920 (РЖМет, 1987, 5В338).
 81. Frohberg M., Anik S. "Forsch. Aktuele", 1988, № 15, 20-23
 82. Mitsuo Y. "Кэйсоку гидзюцу, Instrum. and Autom.", 1987, 15, № 1, 77-81 (РЖМет, 1988, 1В245).
-

СО Д Е Р Ж А Н И Е

Лопухов Г.А., Кацов Е.З. Производство стали в дуговых печах

1. Состояние электросталеплавильного производства . . .	3
2. Технология высшего уровня производства электро- стали	12
2.1. Взаимосвязь признаков технологии высшего уров- ня	12
2.2. Основные признаки печной технологии высшего уровня	14
2.2.1. Донный выпуск	16
2.3. Критерии технологии высшего уровня	20
2.4. Профессиональная подготовка кадров	21
3. Энергетические аспекты выплавки стали в дуговых печах по технологии высшего уровня	22
3.1. Интенсификация ввода электроэнергии	22
3.1.1. Увеличение удельной мощности печных транс- форматоров	23
3.1.2. Плавка с использованием остатка расплава от предыдущего цикла	25
3.1.3. Водоохлаждаемые элементы футеровки дуговой печи	25
3.1.4. Работа со вспененными шлаками и вдувание уг- леродсодержащих материалов	27
3.1.5. Требования к шихтовым материалам	33
3.2. Оптимизация потребления электроэнергии	35
3.2.1. Совершенствование электрического режима и оборудования	35
3.2.2. Электроды	38
3.2.3. Газоудаление	49
3.2.4. Автоматизация	50
3.3. Использование альтернативных энергоресурсов. . .	52
3.3.1. Вдувание кислорода	52
3.3.2. Применение топливно-кислородных горелок	54
3.3.3. Предварительный подогрев лома	58
3.3.4. Минимизация перегрева металла в печи	63

4. Тенденции развития	66
4.1. Дуговые печи постоянного тока	66
4.2. Развитие технологии непрерывной плавки стали в дуговой печи	74
4.3. Факельно-дуговые стелеплавильные печи	76
5. Техничко-экономическая эффективность технологии высшего уровня	78
Литература	83

Шалимов Ал.Г., Васильев Ю.Э. Электрошлаковый пере-
плав

Введение	89
1. Конструктивные особенности печей электрошлакового переплава	90
2. Автоматизация печей и управление процессом пере- плава	98
3. Флюсы, применяемые при электрошлаковом перепла- ве	101
4. Современная технология ЭСП сталей и сплавов	104
5. Развитие процесса переплава	113
Выводы	122
Литература	123

Арсентьев П.П. Производство стали в кислородных кон-
вертерах с комбинированной продувкой

Введение. Развитие кислородно-конвертерного производ- ства стали	127
1. Классификация комбинированных конвертерных про- цессов	133
2. Особенности гидродинамики металлической ванны в комбинированных процессах	140
3. Особенности физико-химического взаимодействия в конвертерной ванне при комбинированной продувке.	144
4. Применение монооксида и диоксида углерода в ком- бинированных процессах	162
5. Дутьевые устройства	167
6. Футеровка и огнеупоры в конвертерах комбинирован- ного дутья	171
7. Контроль и управление процессом в конвертерах с комбинированной продувкой	177
Заключение	179
Литература	179

Технический редактор И.А.Дрозд Корректор Л.Л.Малинкина

Сдано в набор 04.89

Подписано в печать 06.04.89

T-02832

Формат 60 × 90 1/16

Бум. офс. №2

Печать офсетная

Усл.печ.л. 11,75

Усл.кр.-отг. 11,94

Уч.изд.-л. 10,91

Тир. 625 экз.

Зак. 2849

Цена 1 р. 35 к.

Адрес редакции: 125219, Москва, А-219, Балтийская ул., 14

Тел. 152-55-10

Производственно-издательский комбинат ВИНТИ

140010, Люберцы 10, Московской обл.,

Октябрьский проспект, 403

УДК 669.187.2:621.365.22

Г.А.Лопухов, Е.З.Кацов. Производство стали в дуговых печах. "Производство чугуна и стали". Том 19 (Итоги науки и техники ВИНТИ АН СССР). М., 1989, 3-88

Проведен анализ состояния и перспектив развития электросталеплавильного производства. С позиций расхода энергии рассмотрены конструкции сверхмощных дуговых печей и технические и технико-экономические аспекты производства стали в дуговых печах. Ил. 40. Табл. 10. Библ. 84.

УДК 669.187.56:621.365.3

А.Г.Шалимов, Ю.Э.Васильев. Электрошлаковый переплав. "Производство чугуна и стали". Том 19 (Итоги науки и техники ВИНТИ АН СССР). М., 1989, 89-126

Рассмотрены последние достижения науки и техники в области электрошлакового переплава: особенности конструкции и средств автоматизации установок, влияние флюсов на процесс переплава. Описана современная технология переплава и перспективные технологические разработки. Ил. 11. Табл. 4. Библ. 62.

УДК 669.18

П.П.Арсентьев. Производство стали в кислородных конвертерах с комбинированной продувкой. "Производство чугуна и стали". Том 19 (Итоги науки и техники ВИНТИ АН СССР). М., 1989, 127-183

Освещено современное состояние производства стали в конвертерах с комбинированной продувкой в СССР и за рубежом. Приведены данные об особенностях физико-химических процессов и гидродинамики при комбинированном дутье. Рассмотрены различные варианты технологии продувки, конструкции фурменных устройств, футеровка конвертеров и их стойкость, средства контроля и технико-экономические показатели. Ил. 32. Табл. 4. Библ. 82.

ВНИМАНИЮ ЧИТАТЕЛЕЙ!

ВИНИТИ выпускает в свет для пользователей УДК

„МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ФОРМАЛИЗОВАННОМУ ИНДЕКСИРОВАНИЮ ПО УДК

(на основе фасетного анализа)”

ставящие своей целью унификацию процесса систематизации литературы различных областей науки и техники и повышение качества классифицирования по УДК.

Ориентировочная цена 30 к.

Методические рекомендации высылаются ~~наложенным~~ **наложенным** платежом.

Заказы принимаются по адресу: 140010, Люберцы, 10, Московской обл., Октябрьский просп., 403. Производственно-издательский комбинат ВИНТИ, отдел распространения. Телефон 553-56-29.

