

Министерство образования и науки Российской Федерации
САНКТ-ПЕТЕРБУРГСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

Приоритетный национальный проект «Образование»

Национальный исследовательский университет

В.Н. МИХАЙЛОВСКИЙ П.В. КОВАЛЕВ

ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ И ПРОИЗВОДСТВО ФЕРРОСПЛАВОВ

**Методика определения технических показателей
плавки в дуговой шахтной электросталеплавильной
печи**

Санкт-Петербург
Издательство Политехнического университета
2011

УДК 669.184:669.141.245 (075.8)

ББК 34.327я73

М 691

Михайловский В. Н. **Электromеталлургия и производство ферросплавов. Методика определения технических показателей плавки в дуговой шахтной электросталеплавильной печи** : учеб. пособие / В. Н. Михайловский, П. В. Ковалев. – СПб. : Изд-во Политехн. ун-та, 2011. – 140 с.
ISBN 5-7422-1710-2

Изложена методика расчета технических показателей плавки стали в дуговой шахтной электросталеплавильной печи. В учебном пособии учтены современные особенности технологии плавки в дуговой шахтной электросталеплавильной печи.

Учебное пособие предназначено для студентов вузов, обучающихся по магистерской программе «Металлургия стали» направления подготовки магистров «Металлургия». Оно также может быть использовано при обучении в системах повышения квалификации и в учреждениях дополнительного профессионального образования. Учебное пособие может быть полезно инженерно-техническим работникам проектных институтов и электросталеплавильных цехов.

Работа выполнена в рамках реализации программы развития национального исследовательского университета «Модернизация и развитие политехнического университета как университета нового типа, интегрирующего мультидисциплинарные научные исследования и надотраслевые технологии мирового уровня с целью повышения конкурентоспособности национальной экономики».

Печатается по решению редакционно-издательского совета Санкт-Петербургского государственного политехнического университета.

ISBN

© Михайловский В. Н., Ковалев П. В., 2011

© Санкт-Петербургский государственный политехнический университет, 2011

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	4
1. Хронология развития конструкции шахтной дуговой электросталеплавильной печи	7
2. Особенности технологии выплавки стали в шахтной дуговой электросталеплавильной печи.....	52
3. Исходные данные для расчета технических показателей плавки...	74
4. Материальный баланс плавки.....	76
4.1. Определение количества элементов, удаляющихся из металлошихты	76
4.1.1. Определение угара элементов жидкого чугуна	76
4.1.2. Определение угара элементов твердого чугуна	78
4.1.3. Определение угара элементов металлического лома	79
4.1.4. Угар элементов синтикома.....	80
4.1.5. Угар элементов губчатого железа.....	81
4.1.6. Определение выхода годного металла	82
4.2. Определение расхода всех видов металлошихты	83
4.3. Определение суммарного угара элементов металлошихты....	85
4.4. Определение состава и количества шлака.....	87
4.5. Расчет необходимого количества природного газа для нагрева лома в шахте и определение количества и состава дымовых газов, покидающих печь.....	94
5. Тепловой баланс плавки.....	111
5.1. Приход тепла.....	111
5.2. Расход тепла.....	117
6. Определение емкости дуговой электросталеплавильной печи и количество печей, устанавливаемых в цехе.....	124
7. Расчет количества раскислителей и легирующих материалов.....	127
Библиографический список.....	136
Приложение 1. Округленные атомные веса элементов	137
Приложение 2. Тепловые эффекты окисления некоторых элементов сталеплавильной ванны при 25° С	138
Приложение 3. Средние теплоемкости газов	139

ВВЕДЕНИЕ

Целью учебного пособия является не только определение технических показателей плавки в шахтной дуговой электросталеплавильной печи, но и ознакомление с техническими решениями, принятыми в конструкции такой печи, и их влиянием на технологические и технико-экономические показатели ее работы в сравнении с обычными дуговыми электросталеплавильными печами.

Суть процесса в шахтной дуговой электросталеплавильной печи заключается в использовании тепла отходящих от дуговой электросталеплавильной печи газов для нагрева металлического лома. Идея подогрева металлического лома теплом отходящих от сталеплавильного агрегата газов достаточно проста, существует большое количество различных технологических схем и решений. Однако всех их объединяет один общий недостаток, связанный с ограничением температуры нагрева лома, поскольку он находится в металлической транспортной емкости.

Сооружение на своде дуговой печи шахты специальной конструкции позволяет избежать этих недостатков. Подогрев металлического лома в такой печи осуществляется отходящими из печи дымовыми газами. Идея сооружения шахты на своде печи и ее реализация в промышленном масштабе принадлежат фирме «Fuchs Systemtechnik».

В первых печах завалка производилась по аналогии с обычными дуговыми печами: либо при отвернутом своде, либо при выкатке из-под свода корпуса печи. Подвалка же осуществлялась через шахту на своде печи. Отходящие из печи газы проходят через шахту и нагревают металлический лом. По мере его подплавления он «оседает» в печи. Для интенсификации процесса нагрева и плавления металлического лома в корпусе печи устанавливаются газокислородные горелки.

Первые печи с одной шахтой фирмы Fuchs Systemtechnik были построены на заводах фирмы DDS в Дании и Co-Steel в г. Шиинес, Великобритания. В этих печах предварительно нагревали не более 60% лома, а остальные 40% загружали в печь без подогрева.

Дальнейшим развитием технологии Fuchs явилось создание печи с шахтой, которая позволяет нагревать 100% металлического лома. В этих печах в нижней части шахты расположены водоохлаждаемые поддерживающие устройства — «пальцы», что позволяет первую завалку следующей плавки подогревать отходящими газами предшествующей плавки.

Тепла отходящих газов продуктов плавления металлошихты оказывается недостаточным, чтобы обеспечить нагрев металлического лома в шахте до 700–750°C. В связи с этим в процессе Fuchs для получения дополнительного тепла в состав шихты вводятся углеродсодержащие материалы и используются газокислородные горелки.

Установка горелок в нижней части шахты позволяет существенно улучшить и довести до 0,85 их КПД по сравнению с 0,35–0,4 в обычных дуговых электросталеплавильных печах.

Подогрев лома в шахте позволяет сократить расход электроэнергии на расплавление шихты и увеличить производительность печи за счет уменьшения длительности плавки.

В шахтной печи дымовые газы проходят через металлошихту над сводом печи, и содержащаяся в них плавильная пыль фильтруется, оседает на поверхности металлошихты и возвращается вместе с ней обратно в печь. Таким образом, потери железа с дымовыми газами уменьшаются, по сравнению с традиционной дуговой электропечью, ориентировочно на 0,5 кг на 100 кг металлошихты шахты. В связи с этим для шахтной печи потери железа с дымовыми газами могут быть приняты равными 1,5 кг на 100 кг соответствующего материала металлошихты.

В России первые две шахтные печи сооружены в электросталеплавильном цехе ОАО «Северсталь». Эти печи оправдали ожидаемый экономический эффект от их эксплуатации.

Настоящее учебное пособие может быть использовано при выполнении курсовой работы в рамках дисциплины «Электromеталлургия и производство ферросплавов», где может быть задано определение технических показателей плавки, как в обычной дуговой электросталеплавильной печи, так и шахтной ее разновидности. Расчет материального и теплового балансов плавки, приведенный в учебном пособии, является основой алгоритма математического моделирования, позволяющего оценить влияние различных факторов на показатели выплавки стали, не прибегая к длительному ручному счету и прямым производственным экспериментам. Вместе с тем приведенный алгоритм расчета является важным элементом разработки автоматизированной системы управления технологическим процессом плавки в дуговой шахтной электросталеплавильной печи (АСУ ТП «Плавка»).

1. ХРОНОЛОГИЯ РАЗВИТИЯ КОНСТРУКЦИИ ШАХТНОЙ ДУГОВОЙ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ

С середины прошлого века в результате научно-технической революции в промышленности произошли коренные изменения в структуре металлургического производства. Основным способом производства стали до этого периода являлось мартеновское производство. Плавка стали в дуговых электросталеплавильных печах осуществлялась в основном для производства легированных марок сталей.

Возникновение, а затем и широкое внедрение кислородно-конвертерного производства коренным образом изменили ситуацию в структуре металлургии черных металлов. Потребляя меньшее, чем мартеновское производство количество металлического лома, конвертерное производство способствовало снижению цен на этот вид шихтового материала. Такая ситуация на рынке металлического лома позволила увеличить его потребление в электросталеплавильном производстве, в том числе и для выплавки рядовых и конструкционных углеродистых марок сталей. Конструктивные особенности дуговых печей не позволяли успешно конкурировать этому виду производства стали с кислородно-конвертерным способом производства стали.

Основным недостатком всех сталеплавильных процессов того времени являлось проведение различных по цели периодов плавки в одном агрегатном объеме. Например, в мартеновской печи в одном объеме осуществляются такие разнородные по технологическим и теплотехническим приемам периоды как: завалка и плавление, рудный кип (полировка), чистый кип и раскисление. В результате, общая продолжительность плавки суммировалась продолжительностью ее отдельных периодов и достигала для

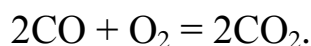
мартеновской печи 7–9 часов. Аналогичная ситуация имела место и в электродуговой плавке, когда в одном объеме реализовывались такие разнородные периоды как завалка с плавлением, окислительный и восстановительный периоды. Это заставляло и мощность трансформатора выбирать, исходя из компромисса между подводом максимальной мощности в первый период плавки и минимальной в остальные периоды. Отсюда удельная мощность трансформатора не превышала, в то время, 250 кВ·А на тонну емкости печи.

Уже в то время имелось понимание недостатков, осуществления всех технологических приемов, выплавки стали в одном объеме. В связи с этим делались попытки создания агрегатов непрерывного действия получивших название САНД (сталеплавильные агрегаты непрерывного действия). В агрегате САНД предполагалось проведение разнородных по технологическим приемам и тепловым нагрузкам периодов в отдельных объемах, соединенных между собой каналами для передачи металла из одного объема в другой. В каждой такой отдельной ванне предусматривалось установление постоянных параметров процесса. К сожалению, все попытки создания промышленного агрегата нового типа не привели к успеху. Однако все теоретические и практические разработки в этом направлении не остались «лежать на полке», а отдельные их элементы нашли применение в новых условиях коренной ломки старых способов производства стали.

В первую очередь эти разработки были использованы в электросталеплавильном производстве. Попытки увеличить мощность трансформатора с целью увеличения производительности без изменения конструкции печи не дали положительных результатов. Увеличение ремонтных работ с футеровкой печи нивелировали положительные результаты от сокращения длительности плавки. Решение проблемы было найдено в кардинальном изменении конструктивного исполнения печи. Современные печи снабжаются водоохлаждаемыми элементами стен и свода печи. Выпуск стали

выполняется через донное отверстие, что позволило уменьшить угол наклона печи до 15° вместо 45°, соответственно сократилась длина короткой сети печи. Скорости наклона печи и отворота свода были существенно увеличены до 3° в секунду. Мощность печного трансформатора возросла до 800 и более кВ·А/т емкости печи. В такой печи анахронизмом выглядело проведение полировочных операций с металлом. Вот тогда и пригодились предшествующие разработки по агрегату САНД, но с разделением периодов плавки не в одном агрегате, а в двух.

Дальнейшим шагом в этом направлении явилось сооружение шахты для нагрева металлического лома над сводом дуговой электросталеплавильной печи [1]. Металлошихта в шахте подогревается теплом газов, отходящих из ванны печи, а также химическим теплом дожигания монооксида углерода этих газов за счет кислорода по следующей реакции:



При сжигании 1 кг СО в шахте печи выделяется 10127,6 кДж тепла, что в пересчете на 1 кг углерода составит 23616 кДж.

Для нагрева металлошихты используется только часть этого тепла, остальное его количество покидает шахту с дымовыми газами и затрачивается на нагрев стенок. Нагрев металлического лома перед загрузкой в ванну печи на каждые 100°С позволяет снизить расход электроэнергии на выплавку стали на 19,4 кВт·ч/т.

В связи с этим дополнительный нагрев металлического лома перед загрузкой в рабочее пространство печи теплом отходящих из ванны дымовых газов позволяет обеспечить значительную экономию электрической энергии на выплавку стали. Появление шахты на своде печи привело к выделению из объема печи такой технологической и теплотехнической операции как нагрев металлического лома, что является одним из элементов САНД. Вынесение операции нагрева металлического лома из ванны печи, помимо экономии электрической энергии, сократить продолжительность плавки или уменьшить

мощность трансформатора с сохранением одинаковой продолжительности плавки. Как одно, так и другое является экономически целесообразным.

Разработчиком идеи и конструкции шахтной печи является фирма «Gerhard Fuchs KG», которая затем была преобразована в фирму «Fuchs Systemtechnik GmbH». С 1996 года фирма входит в группу компаний транснациональной корпорации VAI (Voestalpine).

В настоящее время фирма VAI «Fuchs» — одна из ведущих фирм в мире, производящих электросталеплавильное оборудование. Фирма объединяет группу предприятий с более чем 500 сотрудниками, работающими в разных странах. Головной завод в Германии, а также дочерние фирмы в США, Мексике, Англии и ЮАР представляют собой современные машиностроительные производства, что позволяет выполнять заказы с высоким качеством и в кратчайшие сроки.

Начав с изготовления отдельных узлов и элементов электродуговых печей, фирма под руководством Г. Фукса освоила выпуск современных электродуговых печей (ДСП) емкостью более 20 т и агрегатов ковш-печь (КП), а также электросталеплавильных комплексов в составе с ДСП — КП для технологических линий мини-заводов. Оборудование фирмы эксплуатируется более чем в 40 странах мира.

Разработки фирмы «Fuchs» (в области электроплавки) основаны на максимальном использовании предшествующих достижений в области электросталеплавильного производства, в частности: ведение плавки на рациональных энерготехнологических режимах и максимальное использование мощности печного трансформатора при работе плавильной печи совместно с рафинировочной установкой ковш-печь, применение манипуляторов, газокислородных горелок, короткой сети с элементами, снижающими электрические потери; конструктивные решения по донному выпуску металла, обеспечивающие быстрый выпуск плавки, уменьшение длины

кабельной гирлянды, увеличение водоохлаждаемой площади стен (рис. 1.1).



Рис. 1.1. Развитие электросталеплавильного производства с использованием разработок фирмы «Fuchs»:

1 – продолжительность цикла плавки; 2 – удельный расход электроэнергии; 3 – удельный расход электродов

Фирма «Fuchs» ввела в конструкции печей ряд дополнительных усовершенствований. Так, применение токопроводящих консолей электрододержателей позволило уйти от триангулированной схемы соединения электродов, что снизило неравномерность распределения мощности по электродам, позволило уменьшить диаметр распада электродов, ликвидировать малонадежные элементы электроизоляции, расположенные в местах, подвергаемых тепловому облучению.

Совершенная конструкция опорных роликов и направляющих стоек в сочетании с ящичной конструкцией консолей позволила значительно сократить горизонтальные колебания электродов, что положительно повлияло на уменьшение поломок электродов. Использование гидравлического механизма отжима электродов позволило увеличить усилие прижима, следовательно, улучшить контактное соединение с электродом.

Фирма «Fuchs» для обычных (бесшахтных) дуговых электросталеплавильных печей предложила новые конструктивные решения в уже имеющиеся типы оборудования [2].

К настоящему времени компания «VAI Fuchs» поставила более 100 дуговых печей, работающих на переменном и постоянном токе, включая одношахтные и двухшахтные печи для подогрева лома. Компания производит шахтные печи следующих типов: SSF — одинарная шахтная печь; DSF — двойная шахтная печь; FSF — пальчиковая шахтная печь; FORS — дополнительно устанавливаемая шахта Fuchs. Конструкции печей постоянно совершенствуются по мере накопления опыта их эксплуатации. Печи изготавливают с электропитанием как переменным, так и постоянным током.

Как уже отмечалось, особенностью технологии в шахтной печи является: использование физического и химического тепла дымовых газов, выделяющихся из ванны печи для предварительного нагрева металлического лома, предварительно загруженного в шахту, расположенную непосредственно на своде печи и составляющую с ним одну целую конструкцию. Таким образом, металлический лом может нагреваться до температуры 800 °С перед его загрузкой в ванну печи для последующего расплавления.

Металлошихтой для шахтной дуговой электропечи могут служить: металлический лом, железо прямого восстановления; железо, полученное горячим брикетированием; жидкий чугун; карбид железа; чушковый чугун.

Основными преимуществами шахтной печи являются: экономия электроэнергии, уменьшение фликер-эффекта, снижение расхода электродов до 1,5–20 кг/т стали, увеличение выхода годного металла, увеличение производительности при использовании трансформатора той же мощности; отсутствие необходимости в сушке металлического лома особенно в зимний период; более высокое содержание цинка в пыли.

Конструкция первой введенной в эксплуатацию дуговой электросталеплавильной шахтной печи.

Шахтная дуговая печь разработана на основе обычной дуговой электросталеплавильной печи с сооружением на своде печи так называемой шахты (рис. 1.2). Шахта, через которую загружают в печь до 60% металлошихты, может отводиться в сторону для загрузки остальной шихты в печь. Сечение шахты 2,4×6 м позволяет загружать стандартный «европейский» лом в кусках длиной до 1,5 м и массой до 400 кг.

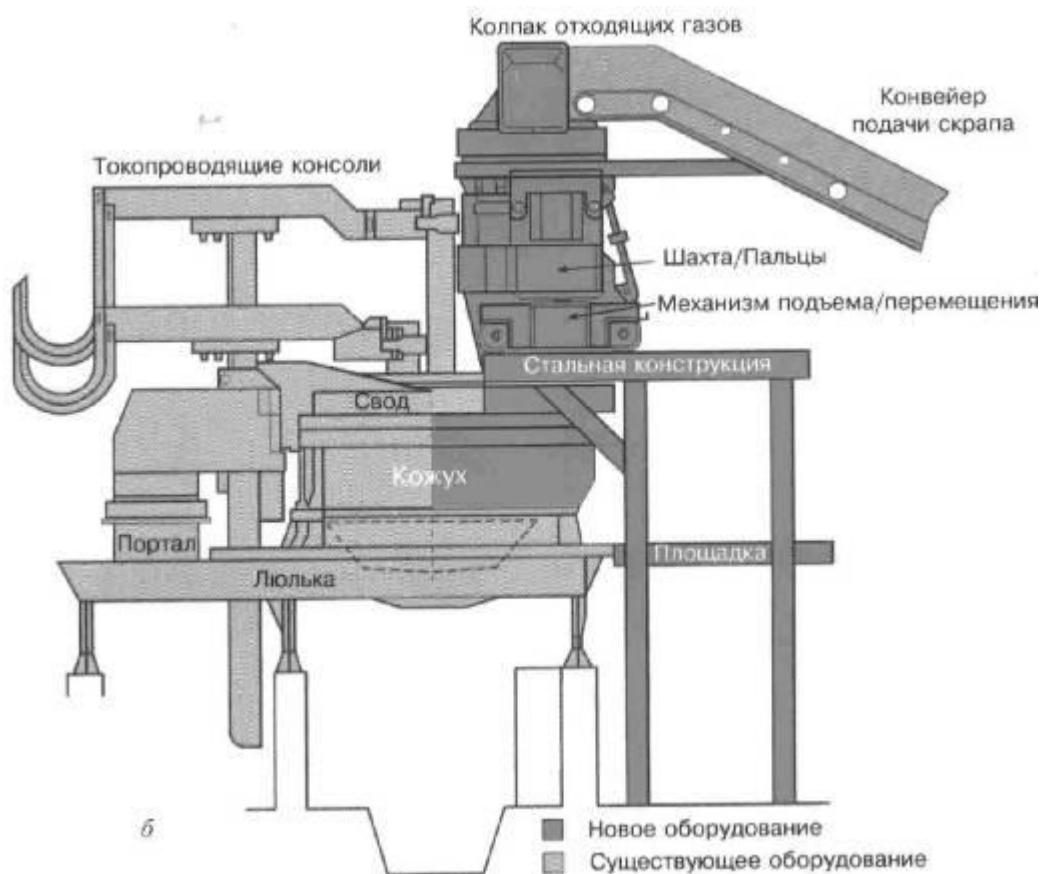


Рис. 1.2. Шахтная дуговая печь первоначальной конструкции

По этой технологии металлический лом подогревается в шахте печи химическим и физическим теплом отходящих из ванны дымовых газов, а также теплом сжигания природного газа с помощью газокислородных горелок, встроенных в нижней части шахты.

Корпус печи оснащен системой донного выпуска, что позволяет сократить количество печного шлака, попадающего в

сталеразливочный ковш. Подина печи полностью футерована огнеупорным материалом. Для интенсификации перемешивания металла и шлака в ванне печи она снабжена донными продувочными элементами, через которые в ванны печи подается инертный газ.

Верхняя часть корпуса печи оснащена водоохлаждаемыми элементами.

Печь оснащена токопроводящими консолями электродов, изготовленными из стального листа, плакированного медью. Консоли электродов водоохлаждаемы и имеют низкие электрические потери. Они позволяют работать с максимальной электрической мощностью на дуге. Устройство зажима электродов и гидравлический цилиндр для отжима электродов изготовлены из обыкновенной стали. Токопроводящие консоли монтируются изолированно на направляющих колоннах с коническими роликовыми направляющими, которые обеспечивают быстрое движение электродов при одновременном равномерном подводе электроэнергии. Короткая сеть дополняется устройствами для минимизации эффекта фликкера. Расход электродов при этом уменьшается.

В первоначальной конструкции шахты отсутствовали поддерживающие элементы днища, поэтому часть загружаемой через шахту металлошихты сразу попадала в ванну, а остальная часть оставалась в шахте (см. рис. 1.2).

После загрузки первой бадьи в шахту опускаются электроды, включается подача электроэнергии и начинается процесс расплавления металлошихты. Одновременно включаются газокислородные горелки для дополнительного нагрева металлошихты. После проплавления и оседания в печи первой порции металлошихты осуществляется вторая ее загрузка через шахту. Для этого печь предварительно отключается от подачи электроэнергии, поднимаются электроды, осуществляется загрузка. После загрузки второй порции опускаются электроды, и процесс продолжается [1, 3].

примера на рис. 1.3 представлены схемы работы двухшахтной печи завода SAM Montereau.

Таблица 1.1

Показатели работы шахтных дуговых сталеплавильных печей

Фирма, страна	Год выпуска	Масса плавки, т	Мощность трансформатора, МВ·А/т	Электрическая мощность, МВт	Металлошихта, %	Продолжительность плавки, мин	Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	Годовая производительность, млн т
SAM (Франция)	1993	2·90	96	50...60	Лом, 100	62	380	0,75
ARES (Люксембург)	1993	2·95	105	-	-	-	328	0,75
Co-Steel (Великобритания)	1992	90	80	55	-	50	360	-
Hylsa (Мексика)	1994	135	156	80	Лом, 55; губ. Fe, 45	55...70	-	0,75
Von Roll Stahl (Швейцария)	1995	70	60	46	Лом, 100	-	286	0,7
Cockerill-Sambre (Бельгия)	1996	140	100	70	Лом и жидкий чугун	-	206	1,2
Северсталь, (Россия)	2000	125	85	60	Лом 70, жидкий чугун 30	55	264	1,1

Две шахтные печи емкостью 90 т установлены зеркально по отношению друг к другу с одним трансформатором мощностью 96 МВ·А и одной системой электродов. Печь оборудована 12 горелками (по 6 на каждый корпус) мощностью по 3 МВт, четырьмя

манипуляторами, системами управления дугами, перемешивания аргоном, подачи извести и углеродсодержащих материалов. Четыре горелки расположены в шахте, одна в рабочем окне и одна — вблизи выпускного отверстия. В подине установлено пять пористых вставок для продувки ванны азотом. Свод снабжен соединительными патрубками с трехходовым краном дроссельного типа, позволяющим направлять часть отходящих газов от одной печи в другую.

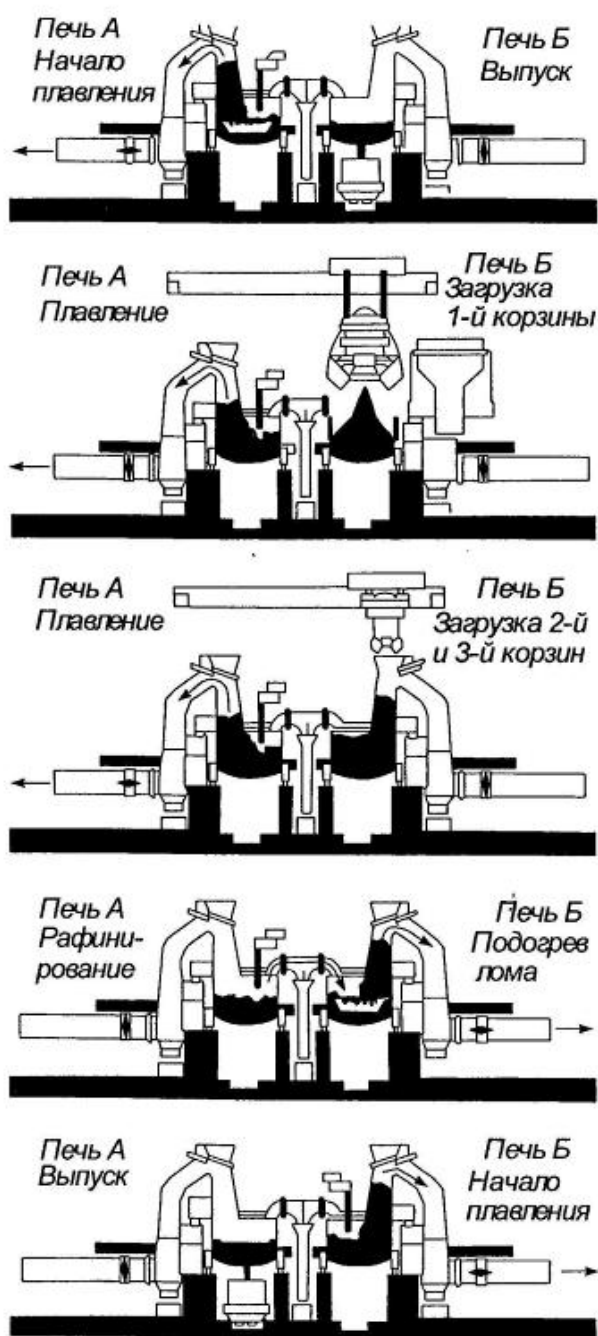


Рис. 1.3. Схема работы двухшахтной печи

При выпуске плавки из корпуса Б электрододержатель перемещается к корпусу А, где начинается расплавление шихты. На начальной стадии расплавления шихты в корпусе А, в корпусе Б начинается загрузка. В этот период в печь загружают 75% завалки. Горелки в корпусе Б работают на полную мощность. Когда в корпусе А идет рафинирование металла, отходящий газ направляют в корпус Б для подогрева лома на подине и в шахте. В это время в шахту печи загружают остаток лома. Когда корпус А готов к выпуску плавки, корпус Б должен быть полностью загружен ломом, чтобы избежать перерывов в энергоподводе. Время вспомогательных операций при такой работе уменьшается до 3 минут и время под нагрузкой достигает 92% плавки.

В общем виде длительность плавки определяется суммой двух ее периодов — организационного и технологического. К организационному периоду относятся такие вспомогательные операции плавки как: загрузка металлошихты, отбор проб (в случае прерывания технологического процесса плавки), слив шлака и металла и задержки, связанные с техническим обслуживанием оборудования. Технологический период начинается с началом плавления металлошихты и заканчивается началом слива металла из агрегата. Под технологическим периодом понимается весь токовый период плавки.

Продолжительность организационного периода в сумме не превышает 30 % общей длительности плавки. Все остальное время печь находится под током. В связи с этим эффективность работы двухшахтной печи можно оправдать только в случае достаточной длительности организационного периода. Это имеет место при дополнительных затратах времени на отключение печи при загрузке печи. Рассматриваемая конструкция двухшахтной печи основана на первоначальной идее сооружения бездонной шахты, что вызывало дополнительную остановку подачи электроэнергии в печь при каждой завалке лома. Кроме того, такая двухшахтная печь сложна в

конструкции и обслуживании, стоит значительно дороже одношахтной, а ее преимущества оказались незначительными. В связи с этим описанная двухшахтная печь явилась единственным примером и не нашла распространения.

Дуговая электросталеплавильная шахтная печь с удерживающими «пальцами».

Важным моментом в развитии конструкции шахтной дуговой печи явилось оснащение донной части шахты водоохлаждаемыми подъемными «пальцами». С появлением такой конструкции преимущества шахтной дуговой печи перед обычными дуговыми электросталеплавильными печами стали особенно заметными.

Таблица 1.2

Шахтные печи с удерживающими пальцами

Фирма, месторасположение, страна	Масса плавки, т	Мощность трансформатора, МВ·А	Дата пуска
Hylsa, Монтеррей, Мексика	135	150	1995
Cockerill-Sambre, Шарлеруа, Бельгия	140	100	1996
Stahl-Gerlafingen, Швейцария	80	60	1996
Birmingham Steel, Мемфис, США	135	120	1997
Natsteel, Сингапур	80	63	1997
Ferriere Nord, Удин, Италия	100	100	1997
Norvacero Celsa Group, Бильбао, Испания	130	90	1998
Megasteel, Кланг, Малайзия	160	150	1998
Северсталь, Череповец, Россия	120	85	1998

Такая печь имеет в шахте систему для удержания металлического лома в шахте с помощью водоохлаждаемых пальцев, что позволяет осуществлять предварительный нагрев всей массы лома одной плавки (рис. 1.4). Тем самым удалось устранить недостатки

шахтных печей первоначальной конструкции, когда первая порция металлического лома загружалась в ванну печи в холодном состоянии. Характеристики шахтных печей с удерживающими пальцами представлены в табл. 1.2.

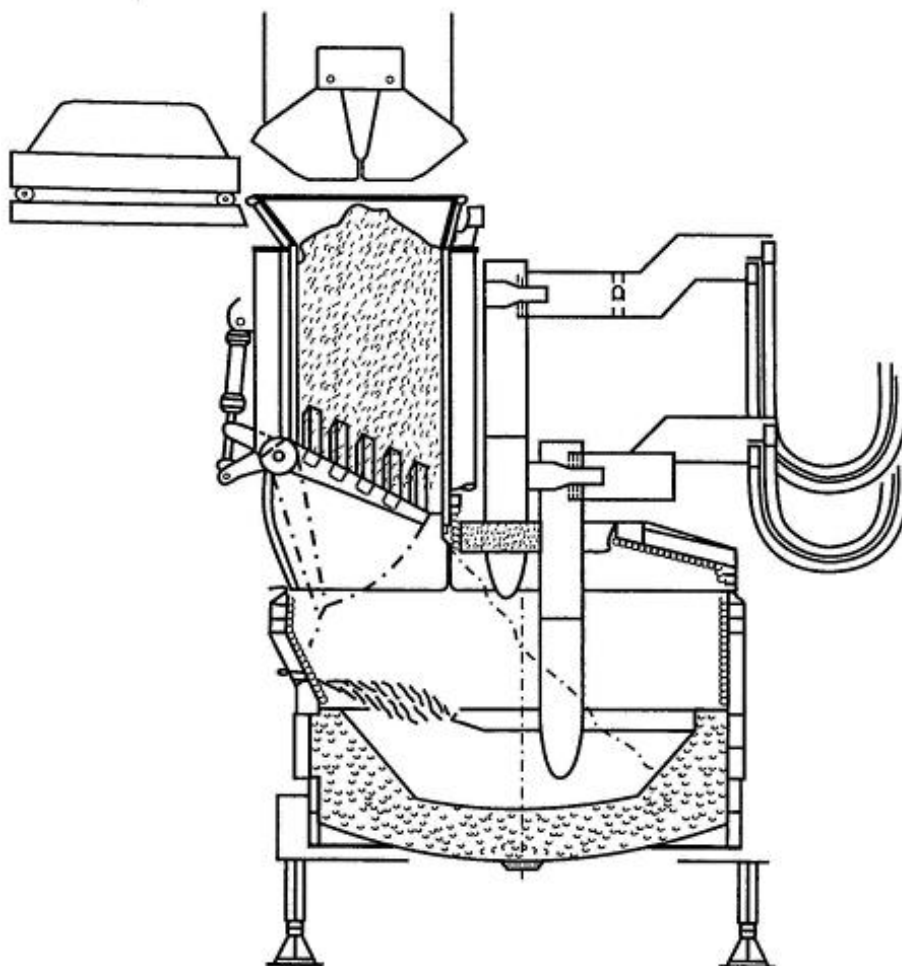


Рис. 1.4. Шахтная дуговая печь с удерживающими пальцами

Загрузка печи металлическим ломом производится следующим образом. После расплавления всей металлошихты и освобождения шахты от металлического лома «пальцы» поднимаются, и шахта готова для приема металлического лома следующей плавки. Крышка шахты открывается, и в шахту загружается первая порция металлического лома следующей плавки. Металлический лом удерживается в шахте на ее «пальцах». Поскольку в печи заканчивается плавление, и осуществляется рафинировка металла,

дымовые газы из ванны печи поступают в шахту и далее, отдав часть своего тепла, направляются в газоочистительную установку. Помимо физического тепла дымовых газов в шахте осуществляется дожигание их СО за счет подачи вентиляторного воздуха в шахту. Кроме того, включаются газокислородные горелки, расположенные в нижней части шахты, что позволяет передать дополнительное тепло металлическому лому от сжигания природного газа.

Перед выпуском шахта печи вместе со сводом приподнимется и осуществляется слив металла в сталеразливочный ковш. По завершении слива металла корпус печи возвращается в исходное положение, осуществляется заделка выпускного отверстия, опускаются «пальцы», и металлический лом загружается в шахту. Следующая порция металлического лома заранее подготовленная загружается через шахту на верхний слой металлического лома предыдущей порции лома. По мере плавления металлического лома он оседает в шахте, и как только весь лом окажется в ванне печи, «пальцы» закрываются, и шахта готова к приему очередной порции лома. За весь этот период плавления металлического лома, как и в предшествующий, ему передается физическое и химическое тепло дымовых газов, а также тепло от сжигания природного газа.

Основными достоинствами шахтной печи с поддерживающими «пальцами» являются: экономия электроэнергии на 10 %; предварительный нагрев 100 % металлического лома; широкая возможность использования различных материалов металлошихты (железо прямого восстановления; железо, полученное горячим брикетированием; жидкий чугун; карбид железа; чушковый чугун); максимальное использование энергии отходящего газа; увеличение выхода годного; увеличение производительности печи; минимальный выброс газа и пыли.

Показатели работы пальчиковой шахтной печи представлены в табл. 1.3.

Таблица 1.3

Показатели работы пальчиковой шахтной печи

Параметры	Шихтовый материал		
	Лом 100%	Лом 50% и железо прямого восстановления	Лом 65% и жидкий чугун 35%
Масса плавки, т	72	135	140
Электроэнергия, кВт·ч/т	290–320	430	200
Кислород, нм ³ /т	25–30	30	25
Топливо, нм ³ /т	6–8	4	6–8
углерод шихты, кг/т	8–10	10	0
Порошкообразный углерод, кг/т	3–7	5	5
Время под током, мин	25–30	48	39
Длительность плавки, мин	35–40	63	48
Производительность, т/ч	108–123	128	175

Основные преимущества использования шахтной дуговой электросталеплавильной печи состоят в следующем (рис. 1.5) [3,4]:

– во время работы электродуговой печи максимально используется тепло отходящих дымовых для нагрева металлического лома;

– дуговая электросталеплавильная печь оборудована трансформатором с удельной мощностью 0,7 МВА на 1 т стали, что несколько меньше, чем для обычных дуговых печей (0,8-0,9 МВ·А/т), но с меньшей продолжительностью плавки;

– особенностью печи является улучшенный подвод энергии дуги к предварительно подогретому лому;

– газокислородные горелки, находящиеся под шахтой, не только обеспечивают более высокий КПД использования тепла сжигания природного газа, сокращая, содержание несгоревших в струе газа частиц, что улучшает экологическую ситуацию в районе расположения шахтной печи;

– металлический лом, нагревающийся в потоке отходящего из ванны печи дымового газа, выполняет также роль предварительного фильтра, что снижает количество пыли поступающей в газоочистные сооружения и, соответственно, уменьшает их выброс в атмосферу. Соответственно, увеличивается выход годного металла в печи. Было также зафиксировано снижение содержания цинка в пылеуловительной камере на 40 %.



Рис. 1.5. Основные преимущества шахтной печи с поддерживающими «пальцами»

Основные особенности конструкции дуговой шахтной печи заключаются в следующем:

– корпус печи аналогичен конструкции обычной электродуговой печи, которая может работать как от переменного, так и от постоянного тока;

– дно печи выложено огнеупорами и оборудовано пористой вставкой, что обеспечивает подачу нейтрального газа в жидкую ванну для интенсивного ее перемешивания и, в связи с этим, улучшение распределения тепла в ней;

– печь оснащена системой донного выпуска, которая сводит к минимуму попадание окисных шлаков в ковш;

– боковые стенки печи выполнены водоохлаждаемыми с разделением потоков между верхней и нижней их частями;

– газокислородные горелки расположены под шахтой, что позволяет улучшить передачу тепла от сжигания газа металлическому лому;

– свод печи выполнен с водоохлаждающими элементами за исключением центральной части, которая окружает электроды и выполняется из огнеупорных материалов;

– с обратной стороны трансформатора шахта расположена близко к электродам; эта часть полностью охлаждается водой вертикальной системой охлаждения «труба к трубе»;

– «пальцы» охлаждаются водой, оснащены системой индивидуального контроля температуры, открываются и закрываются при помощи гидравлических цилиндров; конструкция «пальцев» обеспечивает длительную эксплуатацию и легкую замену;

– «пальцы» закрыты только при нагреве первой корзины;

– конструкция печи, особенно при использовании двух корзин, минимизирует непроизводительное время: до 60 % загружаемой шихты может быть подано на пальцы в первой корзине;

– крышка шахты с зонтом, расположенная в ее верхней части, открывается для загрузки лома, а также отводит отходящие газы в камеру сгорания системы отвода газов; опоры зонта охлаждаются водой, а остальная его часть выложена огнеупорами, чтобы минимизировать падение температуры отходящего газа до его кондиционирования;

– отходящий газ кондиционируется в камере сгорания для того, чтобы соответствовать всем установленным современным строгим ограничениям;

– корзины для лома могут загружаться при помощи крана или (если высота крана недостаточна) при помощи специального устройства; на стадии разработки находится система подачи лома с конвейера.

Хотя шахта отличается устойчивостью, она поддерживается стойками на рельсах и так называемыми «вильчатыми платформами». Во время плавки они могут сниматься при помощи гидравлики (или удаляются для технического обслуживания). «Вильчатые платформы» отличаются размерами и возможностью облегченного демонтажа шахты во время плавки или при профилактическом обслуживании.

Несомненный интерес представляет вопрос, связанный с требованиями к параметрам и качеству металлошихты, используемой для загрузки в шахтную дуговую электросталеплавильную печь.

Отдельные элементы металлического лома должны иметь длину не более 1,5 м и массу не более 400 кг. Крупные элементы лома могут быть использованы для загрузки, хотя они не идеальны для загрузки в шахтную печь. Крупный металлический лом можно загружать в ванну, минуя шахту. Для этого свод печи вместе с шахтой отводится в сторону, освобождая непосредственный доступ в ванну. Во вторую корзину можно загружать также и металлическую стружку. Чтобы оптимизировать теплообмен во время предварительного нагрева, металлический лом для шахтных печей должен обладать определенной удельной массой (около $0,7 \text{ т/м}^3$) и площадью поверхности [1, 3].

Жидкий чугун можно подавать в ванну печи через специальное отверстие в ее стенке. Отверстие должно быть расположено таким образом, чтобы не мешать процессу предварительного нагрева металлического лома. Жидкий чугун можно заливать в ванну постепенно, так как степень обезуглероживания любой

электродуговой печи ограничена, идеальной считается загрузка до 35 % жидкого чугуна.

В связи с тем, что металлизированные окатыши из-за их малых размеров не могут удерживаться на «пальцах» шахты, их подают в ванну печи постоянно через специальное отверстие в своде. Однако брикетированное железо может, в известной степени, быть предварительно нагрето в шахте.

Шахтные печи с поддерживающими «пальцами» могут использоваться для сооружения в любых существующих и новых электросталеплавильных цехах. Следует ожидать, что капитальные затраты на строительство при сооружении шахтных печей взамен обычных возрастают незначительно.

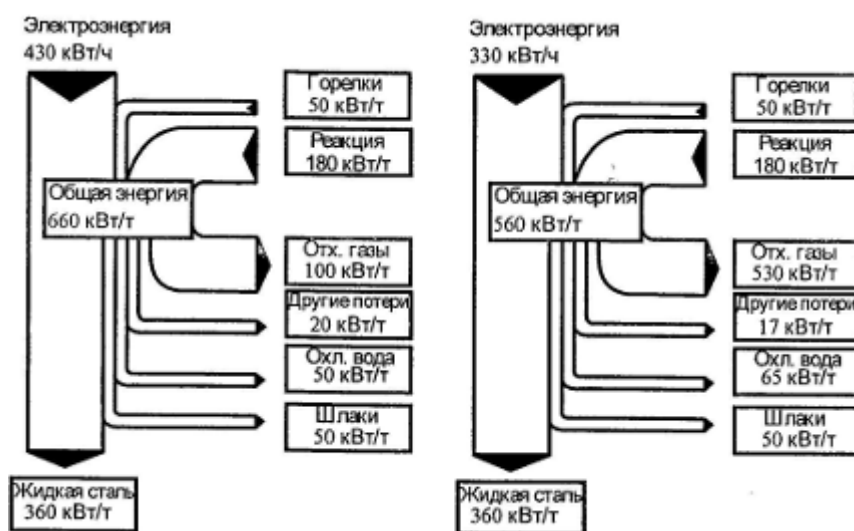


Рис. 1.6. Диаграмма энергобалансов для традиционной ДСП и шахтной печи

Преимущества «пальчиковых» шахтных печей особенно заметны при сравнении показателей их работы с аналогичными показателями традиционных электродуговых печей. На рис. 1.6 изображено сравнение энергетических балансов традиционной электродуговой печи на заводе фирмы Stahl Gerlafingen и шахтной печи с поддерживающими «пальцами». Характеристики используемого металлического лома для обоих случаев были

аналогичны. Как показало это сравнение, потребление энергии в шахтных печах с поддерживающими «пальцами» сокращается примерно на 100 кВт·ч/т, в основном благодаря предварительному нагреву лома.

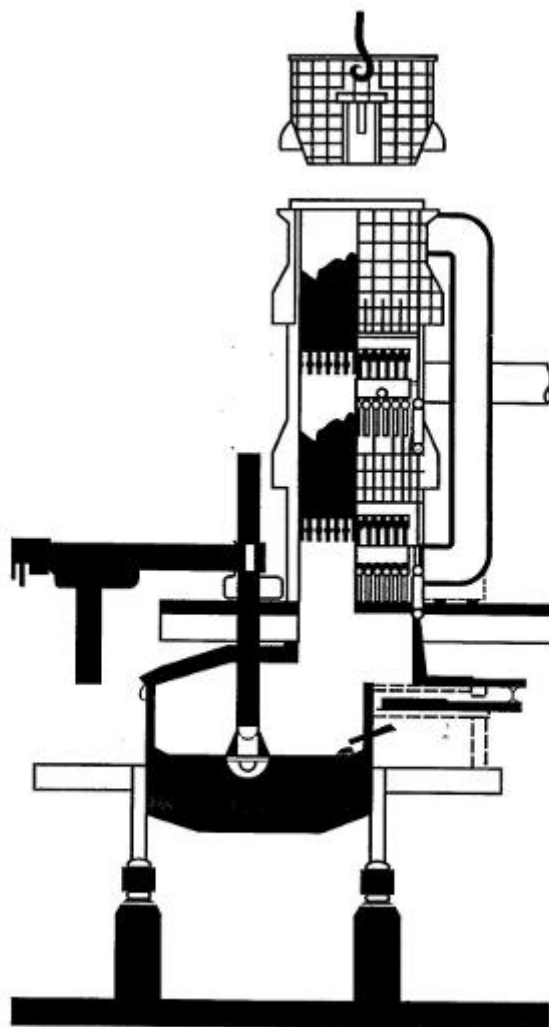


Рис. 1.7. Двухкамерная шахтная дуговая печь с поддерживающими пальцами

В результате дальнейшего развития шахтной дуговой печи с поддерживающими пальцами появилась двухкамерная шахтная дуговая печь с поддерживающими пальцами (рис. 1.7) типа MSP (Multystage Scrap Preheater — многокамерный подогрев лома) конструкции фирмы Mannesmann Demag Metallurgy (Дуйсбург, Германия). Лом в шахте этой печи подогревается в двух камерах, разделенных поддерживающими пальцами, что гарантирует более полное

использование теплоты дожигания технологических газов. При работе на шихте, состоящей только из лома, расход электроэнергии в такой печи составляет менее 290 кВт·ч/т. Печь рассчитана на использование в шихте жидкого чугуна, что позволит дополнительно уменьшить расход электроэнергии.

Усовершенствования дуговых шахтных электросталеплавильных печей.

Обычно любая дуговая электросталеплавильная печь емкостью свыше 60 т может быть переоборудована в шахтную печь. При этом основные части имеющейся печи, такие как устройства подача электроэнергии, рама печи, площадка для электродов, электрододержатели, нижняя часть кожуха печи, могут оставаться без изменения.

Верхняя часть кожуха печи и свод переделываются для того, чтобы установить шахту с водоохлаждаемыми пальцами для загрузки металлического лома. В зависимости от условий на месте (высота печного пролета, наличие свободного пространства, транспортировка материалов и так далее), загрузка печи может осуществляться как при помощи загрузочных корзин, так и/или ленточного конвейера (рис. 1.8).

Преимуществом такого переоборудования является: повышение подводимой мощности на 5–10 % без изменения способа подачи электроэнергии; снижение капитальных затрат на переоборудование благодаря максимальному использованию имеющегося оборудования; значительное снижение издержек производства и его рост после установки FORS; для переоборудования требуется остановка печи всего на 1 месяц.

Характерной особенностью усовершенствованной печи является наличие автоматизированной системы управления расходом энергии, которая регулирует подачу топлива, кислорода и электроэнергии в печь для получения оптимальных параметров процесса и обеспечивает значительную экономию затрат. Следует отметить, что

для этой технологии необходимо переоборудовать не только печь, но и систему отвода газов.

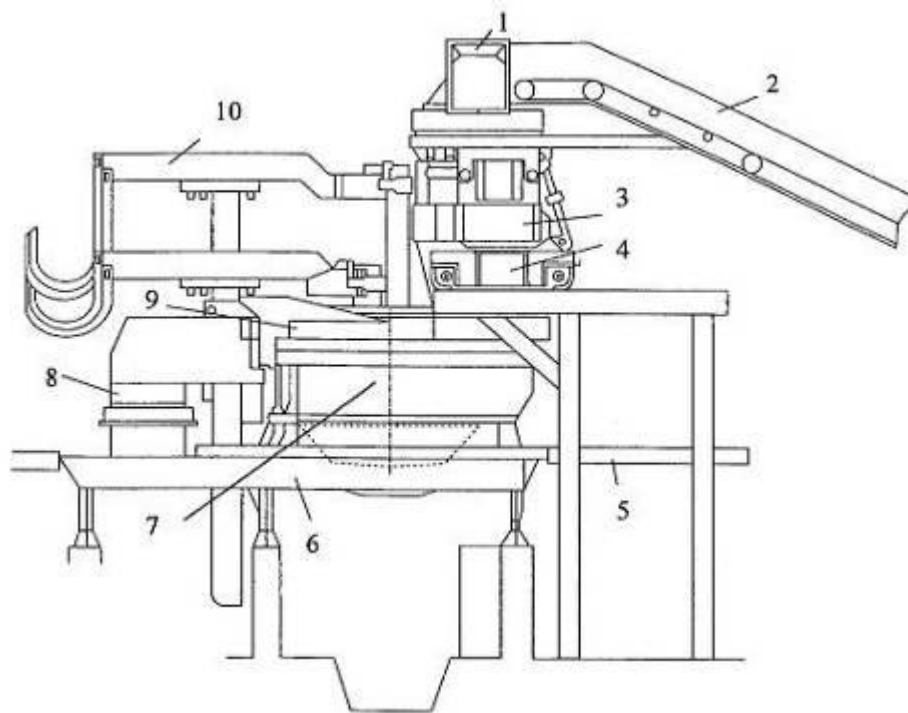


Рис. 1.8. Схема установки нового оборудования на электродуговой печи: 1 – вытяжной колпак; 2 – ленточный конвейер для металлического лома; 3 – шахта; 4 – подъемное/приводное устройство; 5 – площадка; 6 – рама печи; 7 – кожух печи; 8 – портал; 9 – свод печи; 10 – электрододержатели

Новые решения фирмы VAI «FUCHS» по дуговым шахтным электросталеплавильным печам.

Фирма VAI «FUCHS» постоянно занимается совершенствованием конструкции шахтных дуговых печей. Из последних реализованных разработок можно выделить следующие: термошахта — система с чугунными плитами, подвешенными напротив водоохлаждаемых панелей шахты. Это обеспечивает дополнительное энергосбережение, уменьшение потребности в охлаждающей воде и защиту водоохлаждаемых панелей; усовершенствованная система бесшлакового выпуска металла «FAST» (FUCHS Advanced Slagfree Tapping). Это позволяет сократить продолжительность выпуска металла, проводить ремонт выпускного

отверстия в период подачи электроэнергии (минус 4 минуты); при этом за счет уменьшения попадания окислительного печного шлака в сталеразливочный ковш снижается расход раскислителей, увеличивается скорость десульфурации, повышается выход годного металла, обеспечивается экономия затрат в размере 60 рублей на тонну металла.

Бесшлаковая система выпуска стали из печи — FAST (Fuchs Advanced Slag Free Tapping — усовершенствованная система бесшлакового выпуска стали фирмы «Fuchs»).

В этой системе выпуска (рис. 1.9) перед каналом эркерного выпуска, который выполнен удлиненным, установлена огнеупорная стенка, удерживающая печной шлак в любой позиции выпуска. Благодаря подобранному размеру прямоугольного выходного сечения в выпуске этой системы эффекты завихрения предотвращаются [1].

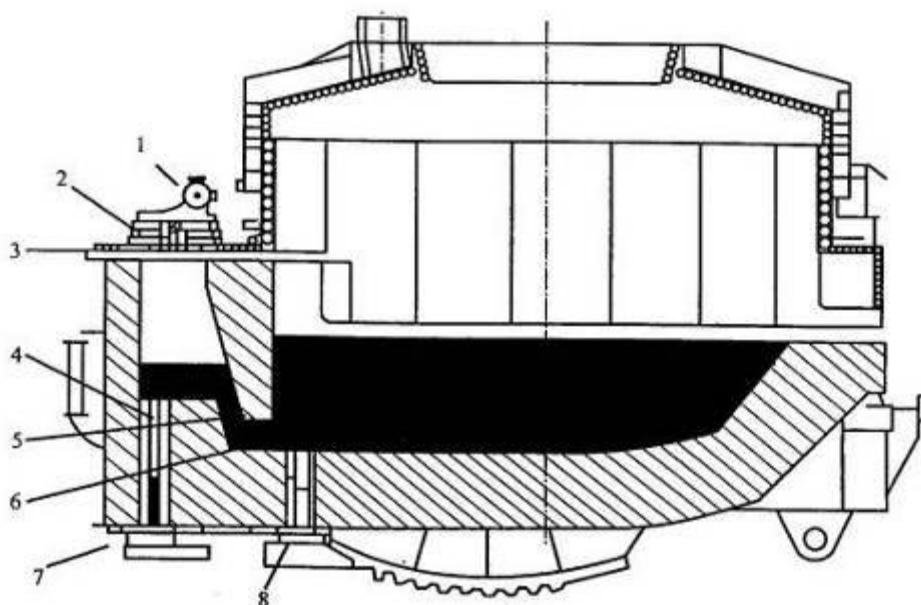


Рис. 1.9. Система донного выпуска стали FAST дуговой печи: 1 – горелка; 2 – панель горелки; 3 – перекрывающая панель; 4 – выпускное отверстие; 5 – скиммер; 6 – горизонтальный канал; 7 – скользящий затвор; 8 – дренажное выпускное отверстие

Преимущества этой системы перед системой EBT (Eccentric Bottom Tapping — внецентренный донный выпуск) следующие: угол наклона печи меньше, и поэтому механические нагрузки на подвижные детали печи снижены; уровень зеркала ванны жидкого металла в эркерном углублении меньше; защита персонала, работающего в области эркерного углубления, более эффективна благодаря наличию отдельных камер; выпуск металла может быть в любой момент прерван и продолжен далее без уноса шлака, что позволяет настроить точную массу металла на выпуске и повысить выход годного; снижен расход энергии и повышена производительность.

Экономия достигается благодаря повышению производительности, поскольку печь меньшее время должна работать без тока (наполнять выпускной канал можно при работающей печи). Кроме того, повышается усвоение легирующих добавок благодаря исключению уноса печного шлака, и уменьшается требуемое количество раскислителей.

К недостаткам этой системы относится: необходимость замены участка огнеупоров при выполнении новой футеровки углубления системы выпуска FAST (расход кирпичей составляет около 10 т и в том числе 2 т на перемычку–плотину); необходимость ремонта перемычки (каждые 400 плавов с расходом кирпича 2 т); расход газа и кислорода для горелки мощностью около 0,5 МВт; для опорожнения печного пространства необходимо предусмотреть второй выпускной канал.

При использовании системы FAST сталь не застывает в процессе выпуска. Горизонтальный канал закрыт сталью жидкого остатка при вертикальном положении печи, поэтому шлак не попадает в выпускной канал. Выпускное отверстие осматривается при первом выпуске и закрывается скользящим затвором. По расплавлению металлического лома жидкий металл в системе поднимается выше выпускного отверстия. При достижении заданного

состава и температуры стали печь наклоняют в сторону выпуска на 3° , открывают скользящий затвор, и сталь начинают выпускать в сталеразливочный ковш, находящийся под выпускным отверстием. При дальнейшем наклоне печи на 10° , выпускается необходимая масса стали, затем печь возвращаются в вертикальное положение, и начинаются новый цикл плавки. Для еженедельного осмотра подины всю сталь и шлак выпускают через дренажное подовое отверстие.

Термошахтный подогреватель лома.

Шахтная печь с удерживающими пальцами на заводе Nervacero (рис. 1.10) модернизирована в 2002 г. с целью внедрения новейшей технологии так называемой «термошахты» фирмы VAI «Fuchs» [2, 4].

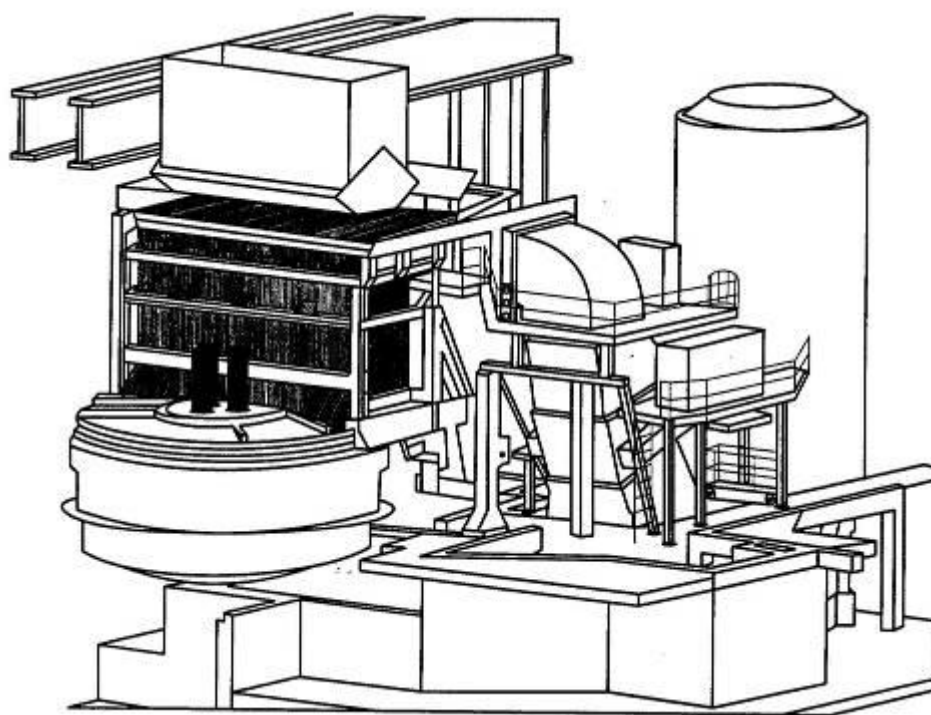


Рис. 1.10. Печь с пальцевой термошахтой

Печь с термошахтой — это новейшее конструктивное решение шахтных печей с удерживающими пальцами, которое впервые было реализовано на заводе Nervacero. При массе плавки 130 т и мощности трансформатора 110 МВ·А вводимая активная мощность на этой печи составляет 82/80 МВт/т (примерно 0,6 МВт/т), что в среднем

соответствует 75 МВт в течение цикла плавки. Имеется шесть горелок, установленных в боковой стенке печи под шахтой, мощностью по 3,0 МВт. Кислород подается через два инжектора при мощности горелок 2,5 МВт и расходе кислорода 2400 м³/ч. Эта технология позволяет не открывать шлаковое окно в течение всей плавки, поэтому обеспечивает минимальный объем поступающего в печь холодного воздуха. На рис. 1.11 показан типичный цикл плавки в шахтной печи с удерживающими пальцами, работающей с двумя завалками. Шахта перемещается в предусмотренное парковочное положение только в целях технического обслуживания.

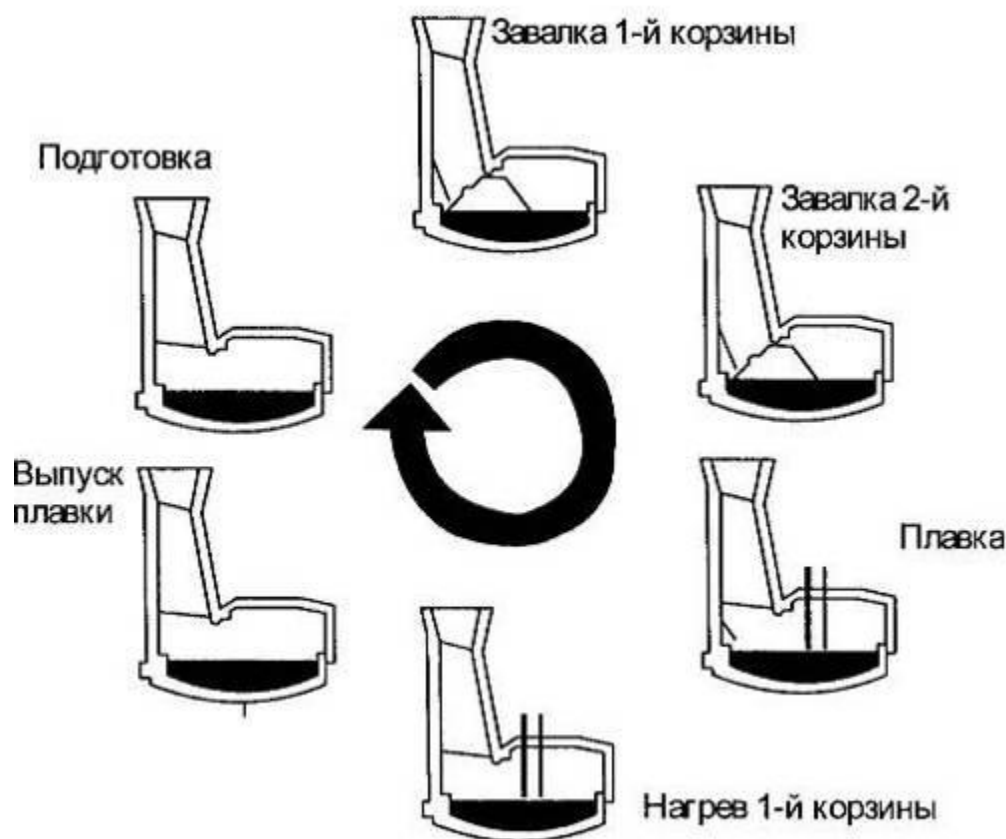


Рис. 1.11. Цикл плавки в шахтной печи

Свод (в виде самонесущей конструкции) и портал с электродами отворачиваются в свое парковочное положение. При этом кожух печи может быть полностью заменен меньше чем за 2 часа, что существенно сокращает продолжительность технического

обслуживания. Исключается необходимость открывать свод печи в течение плавки, что сводит до минимума потери тепла и сокращает продолжительность плавки.

На заводе Nergasero на печи шахта опирается на балку [5]. Есть и другие варианты: техническое решение с минимальными потребностями в фундаменте является предпочтительным вариантом с учетом удобства снабжения энергоносителя.

Таблица 1.4

Средний расход на 1 тонну стали

Показатель	ДСП	Шахтная печь	Термошахта
Масса плавки при выпуске, мин	130	130	130 (130*)
Мощность трансформатора, МВ·А	100	100	130 (130)
Активная мощность при плавлении/рафинировании, МВт	78/75	80/78	95(96)
Электроэнергия, кВт·ч	430	340	330 (320)
Электроды, кг	1,4	1,2	1,1 (1,05)
Топливо на горелки (включая дожигание), м ³	5,2	12	9,7 (9,7)
Общий объем кислорода, м ³	29	30	31 (31)
Выход годного металла, %	87	89	91
Продолжительность нахождения, мин: под напряжением	46	42	38(32)
без напряжения	13	10	8,8 (8)
Продолжительность цикла плавки, мин	59	52	46,8 (40)
Производительность, т/ч	130	150	165 (195)

* Показатели работы термошахтной печи при выпуске 32 плавков в сутки.

На шахтной печи с удерживающими пальцами уровень шума снижается из-за горения электрической дуги на подогретый лом. Кроме того, конструкция печи очень удобна для создания укрытия типа «doghouse». Открывать его необходимо только в районе шахты

для завалки лома, а также при отборе проб для химического анализа и применении манипулятора с кислородной фурмой возле шлакового окна.

Средние технико-экономические показатели работы электропечей, достигнутые в сталеплавильном цехе Nervacero, приведены в табл. 1.4 в сопоставлении с бывшей традиционной ДСП, шахтной печи и печи с термошахтой.

Экология процесса. Проведенные ранее исследования процессов «внешнего» подогрева лома показали, что загрязненный пластмассами, резиной, краской и другими органическими материалами лом выделяет ароматические углеводороды, то есть летучие органические соединения (ЛОС) и полихлордифенилдиоксины (ПХДД). Эти соединения образуются во время предварительного нагрева лома в критическом температурном диапазоне 250–400° С. Безусловно, их выделение оказывает большое влияние на окружающую среду, но в настоящее время имеются готовые решения этой проблемы [6].

На рис. 1.12 показаны характеристики крекинга органических соединений, содержащихся в отходящих газах.

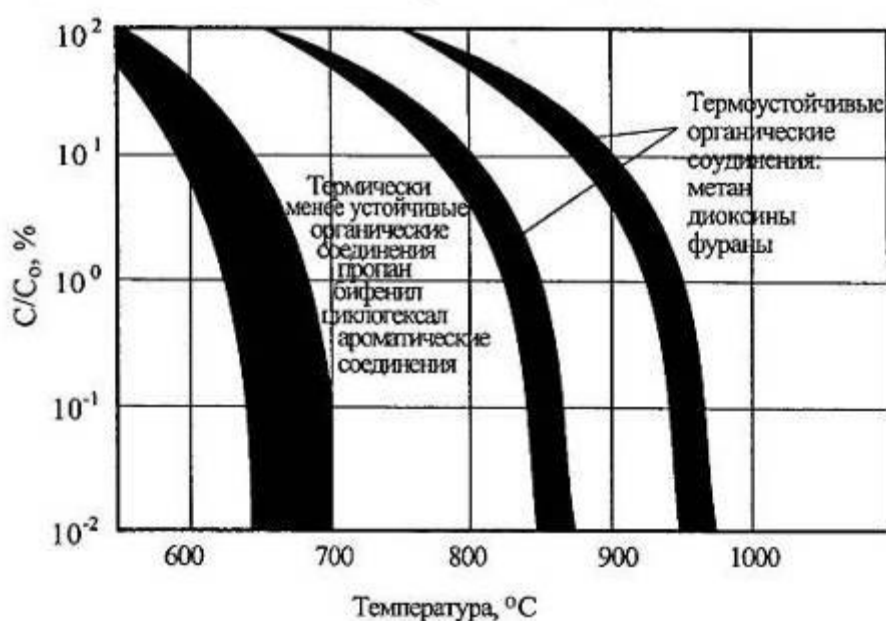


Рис. 1.12. Температура крекинга органических соединений в отходящих газах

В результате интегрированного предварительного нагрева металлического лома в шахтных печах с удерживающими «пальцами» эта ситуация изменилась, в частности, после внедрения термошахтного подогревателя. Здесь отсутствует непосредственная завалка лома в печь при открытом своде, весь объем лома загружается через шахту или на пальцы, или на подогретый лом. Горячие газы, выделяющиеся при плавлении, поступают непосредственно в столб лома в шахте встречно его перемещению. Таким образом, токсичные органические соединения в отходящих газах полностью улавливаются системой отвода организованных выбросов. Количество подсасываемого воздуха в системе сведено до минимума.

На основе опыта работы на заводе Nervacero система обработки отходящих газов была реконструирована фирмой VAI «FUCHS» с внедрением активной камеры дожигания с горелками. На первой ступени камеры органические составляющие отходящих газов дожигаются при температуре выше 700°C . За камерой установлена система принудительного воздушного охлаждения, в которой повторное образование органических соединений подавляется при температуре ниже 550°C .

Пример динамики изменения содержания ЛОС в выбрасываемых через дымовую трубу газах в течение 4 часов приведен на рис. 1.13.

Очень короткие пики нежелательных соединений все еще имеют место. Удалось установить, что эти пики возникают при работе системы отвода неорганизованных выбросов, которые не поддаются обработке. Гораздо более длинные пики такого рода наблюдаются в отходящих газах любого традиционного электросталеплавильного цеха.

Средневзвешенный показатель ЛОС (СЛОС), измеренный на заводе в течение 8 часов, составлял $17,4\text{ мг/м}^3$, что гораздо меньше предельно допустимой концентрации 50 мг/м^3 , установленной испанскими органами власти.

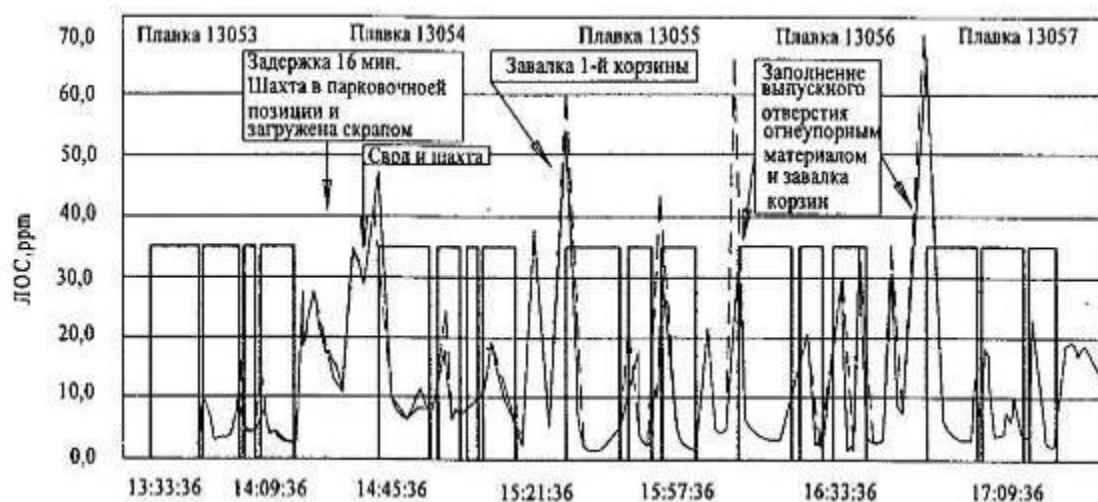


Рис. 1.13. Результаты измерения состава отходящих газов во время работы шахтной ДСП с удерживающими пальцами

По сравнению даже с лучшими традиционными ДСП той же производительности шахтная печь с удерживающими пальцами оказывается более экономичной и одновременно способной удовлетворять более жестким экологическим требованиям.

Некоторые технико-экономические показатели работы шахтной дуговой электросталеплавильной печи по сравнению с обычными ДСП.

Новая технология предварительного нагрева металлического лома в шахтной дуговой электросталеплавильной печи с поддерживающими «пальцами» обеспечивает лучшие технико-экономические показатели работы по сравнению с традиционной ДСП. Это обусловлено: снижением удельной активной мощности; более стабильным горением электрической дуги на подогретый металлический лом; уменьшением расхода электродов; повышением выхода годного металла; ростом производительности при уменьшении цикла плавки; снижением количества пыли и сокращением затрат на ее удаление; улучшением условий повторного использования пыли (более низкое содержание Zp).

В табл. 1.5 приведены сравнительные данные фирмы VAI «Fuchs» по эксплуатационным издержкам шахтной ДСП и традиционной ДСП с аналогичными трансформаторами (ДСП 1) и ДСП с повышенной на 20 % номинальной мощностью трансформатора (ДСП 2). Приведенное сопоставление показывает, что достигается экономия средств, позволяющая при годовом объеме производства 1,0 млн. тонн стали в год, окупить дополнительные затраты на сооружение шахтной ДСП в течение одного года ее эксплуатации.

Таблица 1.5

Сопоставление издержек производства

Показатель	Стоимость на единицу, рубль	Шахтная ДСП	ДСП ¹	Разница издержек, рубль/т	ДСП ²	Разница издержек, рубль/т
Масса плавки, т	-	130	130	-	130	-
Электрическая мощность, МВт	-	85	80	-	100	-
Продолжительность нахождения под током. мин	-	32	46	-	32	-
без напряжения	-	8,8	13	-	11	-
Продолжительность цикла плавки, мин	-	40,8	59	-	43	-
Расход электроэнергии кВт·ч/т	2,4	330	434	249,6	380	120
Расход электродов, кг/т	120	1,1	1,4	36	1,8	84
Расход кислорода, м ³ /т	2,8	31	30	-2,8	31	0

Продолжение табл. 1.5

Показатель	Стоимость на единицу, рубль	Шахтная ДСП	ДСП1	Разница издержек, рубль/т	ДСП2	Разница издержек, рубль/т
Расход топлива на горелки, м ³ /т	6	5,7	5,2	-3,20	5	-4,40
Расход кускового угля, кг/т	2,4	0	4	39,76	15	36
Расход вдуваемого угля, кг/т	5,2	6	6	0	5	-5,20
Выход годного металла, %	3280	91	90	40	89	0,8
Снижение постоянных издержек	1600	191,2	132,2	493,60	181,4	82
Уровень фликкер-эффекта	-	60	100	-	100	-
Разница издержек по сравнению с шахтной ДСП	-	-	-	863,20	-	353,20
Обработка отходящих газов	-	-	-	832,00	-	320
расход газа на шахту м ³ /т	-	4	-	-	-	-

¹ До реконструкции

² С одинаковой продолжительностью нахождения под напряжением.

Фирма VAI «Fuchs» проводит исследования, направленные на дальнейшее совершенствование технологии работы шахтных печей с удерживающими «пальцами». Одним из таких направлений является

замена шахты загрузочной корзиной, которая одновременно является съемной шахтой. После разгрузки металлического лома из этой корзины она заменяется новой. Такая система загрузки печи получила наименование FM система. Использование корзин новой системы позволяет уменьшить количество перегрузок металлического лома от закрома с ним до попадания в ванну печи. Кроме того, в этом случае отпадает необходимость водяного охлаждения шахты.

Работа шахтных печей на металлургических предприятиях.

Шахтная дуговая сталеплавильная печь конструкции «Fuchs Systemtechnik GmbH» была введена в эксплуатацию на минизаводе фирмы Zhangjagang Sheen Faith Steel Ltd. в сентябре 1995 года. Проектная производительность 90 т печи — 675 тыс. т стали/год [1].

Первая в КНР и во всей Азии шахтная дуговая печь с трансформатором мощностью 65 МВА, водоохлаждаемыми стеновыми панелями и сводом, токопроводящим электродержателем, стеновыми топливно-кислородными горелками, подовыми фурмами для вдувания инертных газов, фурмами для вдувания углерода, извести и кислорода. Сталь после выпуска из печи и обработки на установке ковш-печь разливают на пятиручьевой УНРС в квадратную заготовку со стороной 130 мм.

Средняя продолжительность плавки в 1997 году составила 57 мин (табл. 1.6); рекордная производительность печи — 25 плавков в сутки (2327,29 т).

На заводе производят низкоуглеродистую сталь (0,09–0,15 % С) с содержанием серы и фосфора менее 0,03 % и высокоуглеродистую (0,44–0,78 % С) сталь для волочения марок 45, 55, 60, 70, 42А, 72А и 77В с содержанием серы и фосфора менее 0,03 %.

Шахтная дуговая печь работает на шихте без поддерживающих «пальцев», содержащей металлический лом и твердый чугун, обеспечивает выплавку высококачественной стали.

Таблица 1.6

Показатели работы шахтной электропечи и установки ковш-печь при выплавке низкоуглеродистой (А) и высокоуглеродистой (Б) стали

Показатель	А	Б
Продолжительность плавки, мин	57	68
Продолжительность обработки в ковше-печи, мин	38	52
Расход электроэнергии, кВт·ч/т:		
Печь	337	379
Печь-ковш	49	82
Расход электродов, кг/т		
Печь	1,76	2,03
Печь-ковш	0,48	0,60
Производительность, т/ч	97,89	81,06

Опыт эксплуатации этой печи показал необходимость ее модернизации с сооружением водоохлаждаемых «пальцев» в шахте для подогрева всей твердой шихты до 800 °С.

Работа на такой печи с использованием в металлошихте до 30 % жидкого чугуна позволит довести производительность печи до 800 тыс. т/год при удельном расходе электроэнергии менее 200 кВт·ч/т и продолжительности плавки менее 45 мин. Кроме того, строительство вакууматора позволит значительно повысить качество производимой продукции.

В период 1998–2000 гг. совместно с ОАО «Северсталь» фирма VAI «Fuchs» осуществила реконструкцию электросталеплавильного цеха постройки 60-х годов. Реконструкция цеха проводилась в два этапа. На первом этапе была введена в эксплуатацию установка печь-ковш (емкостью ковша 125 т жидкой стали); на втором этапе — 125 т шахтная дуговая печь с поддерживающими водоохлаждаемыми «пальцами» и трансформатором мощностью 85 МВА. Новая технологическая линия позволяет обеспечить объем производства 1,1 миллионов тонн стали в год [1].

ОАО «Северсталь» — комбинат с полным металлургическим циклом, на котором после вывода из эксплуатации мартеновского цеха появилась возможность использования жидкого чугуна в электросталеплавильном цехе. Сочетание жидкого чугуна и металлического лома в металлошихте шахтной печи позволило существенно улучшить технико-экономические показатели ее работы. Необходимость приспособления новой электропечи к условиям эксплуатации на комбинате (большая доля жидкого чугуна в шихте, тяжеловесный лом) потребовало внесения в стандартную конструкцию печи существенных изменений. В связи с высокими тепловыми нагрузками во время обезуглероживания жидкого чугуна печь была оборудована панелями из чистой меди. Кроме того, система подвижных «пальцев» и конструкция шахты были усилены с учетом использования в шихте тяжеловесного лома.

При выплавке стали в электропечах с шахтным подогревом металлического лома оказалось целесообразным заливать жидкий чугун через окно печи.

После выпуска металла предыдущей плавки предварительно нагретый металлический лом сбрасывается с пальцев шахты в печь. Вторая корзина загружается в шахту сверху, затем проводится расплавление. В условиях регулируемой подачи электроэнергии начинается заливка в печь чугуна контролируемым наклоном ковша через желоб с огнеупорной футеровкой. Проводится обезуглероживание жидкой ванны, горячие отходящие газы осуществляют подогрев металлического лома, находящегося в шахте, в которой происходит дожигание СО с избытком воздуха, вдуваемого возле пальцев. Чугун заливается в течение 10 мин в процессе расплавления. После полной разгрузки шахты, удерживающие «пальцы» закрываются, и первая порция лома для следующей плавки загружается в шахту, где он подогревается во время доводки стали. По достижении необходимой температуры и требуемого состава металл выпускается.

В процессе работы шахтной печи в ОАО «Северсталь» с использованием в металлошихте 30 % жидкого чугуна удельный расход электроэнергии удалось снизить до 240 кВт·ч/т при удельном расходе кислорода 40 м³/т и температуре металла на выпуске 1620 °С. Обезуглероживание жидкого чугуна обеспечивает благоприятные условия для предварительного нагрева металлического лома в шахте. Преимущество шахтной печи с удерживающими «пальцами» по сравнению ее с демонтируемой старой ДСП, работающими на той же шихте, показано в табл. 1.7.

Таблица 1.7

Сравнительные показатели работы ДСП на ОАО «Северсталь»

Показатель	Старая ДСП в ЭСПЦ	ШДП фирмы «Фукс»
Емкость печи, т	100	125
Трансформатор, МВ·т	38	85
Расход электроэнергии, кВт·ч/т	480	264
Расход электродов, кг/т	4,5	1,5
Расход природного газа, м ³ /т	33,2	5,0
Общий расход кислорода, м ³ /т	44,5	33,5
Цикл плавки, мин	190	54,3
Производительность печи, т/ч	26	138,1
Расход углерода, м ³ /т	1,7	8,0
Объем производства в год, тыс. т	200	1100

После освоения первой шахтной печи была сооружена вторая шахтная электропечь конструктивно практически такая же, как и первая. Все четыре старых ДСП были демонтированы, две из них переоборудованы в агрегат ковш-печь.

Из-за большой занятости мостовых кранов разливочного пролета, недостатка площадей для размещения шлаковозов и шлаковозных путей, а также из-за трудностей с транспортировкой шлака по внутризаводским железнодорожным путям было принято решение убирать его из-под печи нетрадиционным путем без применения шлаковоза и шлаковых чаш. Участок уборки шлака размещается в печном и шихтовом пролетах. Предусмотрена технология охлаждения шлака в два этапа. Первый — охлаждение жидкого шлака в шлаковом коридоре после слива из печи путем перемешивания с сухим шлаком и шлаком, вносимым со стороны, а также спрейерного охлаждения. Второй этап — охлаждение горячего шлака в шихтовом пролете до 200° С с применением спрейерного охлаждения и перемешивания шлака погрузчиком.

Таким образом, после завершения реконструкции в ЭСПЦ ОАО «Северсталь» действуют две технологические линии: шахтная электропечь №1 — агрегат ковш-печь №1 — установка вакуумирования стали — сортовая МНЛЗ №2 и шахтная электропечь №2 — агрегат ковш-печь №2 — установка вакуумирования стали — слябовая МНЛЗ №1.

Стандартная 70 т электродуговая печь на заводе фирмы Stahl Gerlafingen (SG) (Швейцария), работающая на переменном токе, была в 1996 году реконструирована в шахтную с удерживающими «пальцами» [1]. Печь оснащена трансформатором 65 МВА. Реконструкция осуществлялась в стесненных условиях. Поэтому для крепления шахтного ствола пришлось использовать балку, по которой шахта и свод перемещаются во время выпуска плавки. Для технического обслуживания печь и шахта отделяются друг от друга. Шахта перемещается в позицию ожидания обслуживания (северная сторона), а свод печи разворачивается (южная сторона) при помощи специальной платформы. Вместо использовавшихся ранее круглых корзин для лома применяются две прямоугольные корзины.

Работа печи показала ее (рис. 1.14) высокую эффективность. Первая корзина с 42 т лома (55 % общей массы лома) загружается на «пальцы» для предварительного нагрева во время предшествующей плавки. Загрузка металлического лома становится возможной, как только потребление электроэнергии достигает 13 МВт·ч, то есть примерно через 15 мин после зажигания дуги. Таким образом, время предварительного нагрева для первой корзины составляет 11–13 минут. После плавки, технического обслуживания выпускного отверстия и повторного ввода шахты и свода в режим работы предварительно нагретый металлический лом подается в печь при включенных стеновых горелках. В тот же момент вторая корзина с оставшимся ломом (35 т или 45 % общей массы лома) загружается в шахту, при этом «пальцы» находятся в открытом положении. Эта корзина проходит стадию предварительного нагрева во время расплавления первой загрузки. Электроды переключаются в рабочее положение, и тепловой цикл начинается с расплавления предварительно нагретого лома. Через 15 мин «пальцы» снова закрываются.

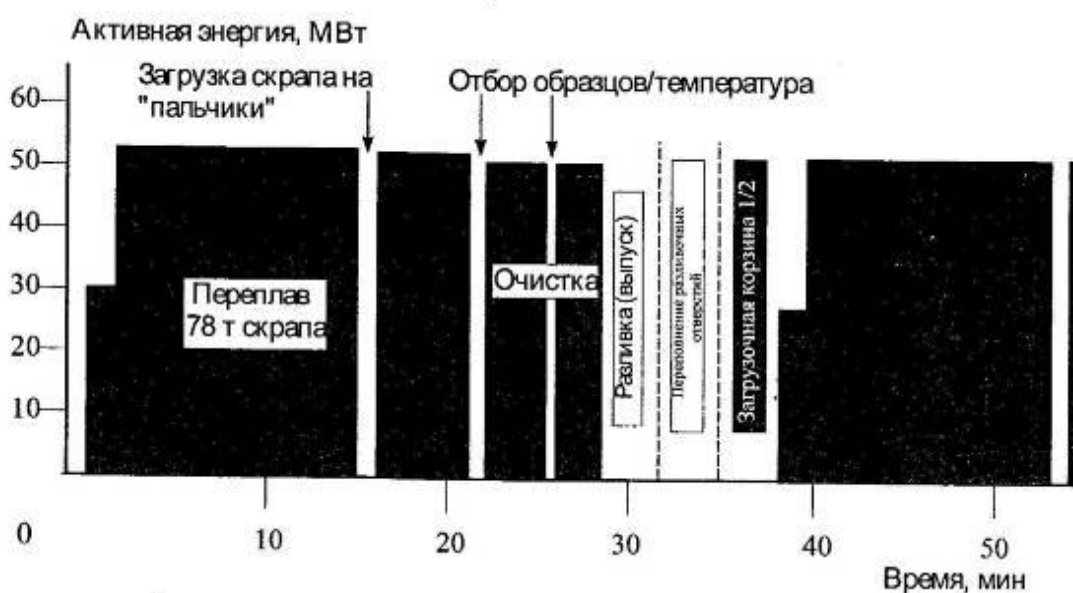


Рис. 1.14. Тепловой цикл на заводе фирмы Stahl Gerlafingen (расход электроэнергии 300 кВт·ч/т)

Новая шахтная печь с удерживающими «пальцами» на постоянном токе была введена в эксплуатацию в сентябре 1997 г на заводе «NatSteel» в Сингапуре [1]. Это печь емкостью 80 т, оснащенная ребристым донным электродом. На печи установлен трансформатор 60 МВА. Из-за ограничения в грузоподъемности разливочного крана масса плавки в настоящее время составляет 72 т жидкой стали.

Существующая высота подкранового рельса мостового крана ограничила высоту печи от пола до 4,6 м. В связи с этим железнодорожные пути сталевоза пришлось укладывать ниже уровня пола цеха. Печьковш устанавливается в пределах литейного пролёта недалеко от шахтой печи. В целом планировка электросталеплавильного цеха фирмы «NatSteel» отличается компактностью, которая обеспечивает надежный процесс эксплуатации.

Как показано на рис. 1.15, шахтная печь расположена на платформе с тележками. В данном случае шахта и свод печи разделены. Шахта не может быть наклонена печью, поэтому должна перемещаться с помощью гидравлических цилиндров раньше любого наклона печи. Свод, включая платформу для электродов, наклоняется вместе с печью и разворачивается только для технического обслуживания.

При нормальном способе эксплуатации первая корзина лома проходит стадию предварительного нагрева во время расплавления предыдущей плавки. После слива металла, когда печь снова занимает горизонтальное положение, «пальцы» с нагретым ломом открываются и в шахту загружается вторая корзина. Из-за особенности удельной массы металлического лома на заводе «NatSteel» и емкостью печи в 54 м³ требуется три корзины с ломом на одну плавку. Третья корзина загружается, когда металлический лом в печи просядет и образуется достаточно места для ее приема, то есть через 13 мин после запуска печи, или когда потребление электроэнергии достигнет уровня 10

МВт·ч. Первая корзина следующей плавки загружается, как только «пальцы» могут быть снова закрыты. После достижения конечных химического состава и температуры металла в печи, он через донный выпуск сливается в ковш. Во время слива металла в ковш вводятся раскисляющие и легирующие материалы. Корпус печи сконструирован аналогичным традиционной электродуговой печи, а система донного выпуска функционирует без каких-либо проблем даже при использовании постоянного тока.

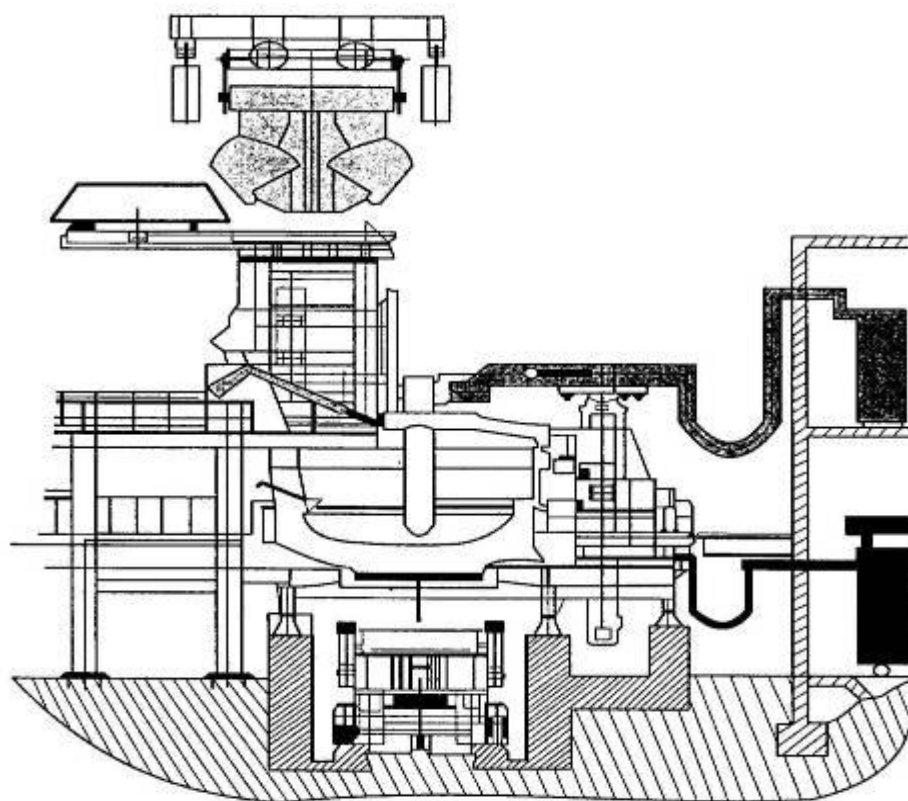


Рис. 1.15. Поперечный разрез размещения шахтной печи с поддерживающими «пальцами» на заводе фирмы «NatSteel» в Сингапуре

Срок службы ребристого донного электрода на печи завода фирмы «NatSteel» составляет примерно 2000 плавов.

Одна из последних разработок в технологии шахтных печей с удерживающими «пальцами» емкостью 95 т представлена на заводе «SUEZ Steel» в Египте — так называемое «вилчатое» решение

(рис. 1.16). В данном случае шахта поддерживается компактной «вильчатой платформой», для установки которой требуется минимум пространства, и которая отличается хорошим подводом рабочих сред. Свод и шахта отделяются для технического обслуживания, для чего шахта поднимается при помощи гидравлических цилиндров, расположенных под задней опорой, и отводится на заранее подготовленную позицию. На втором этапе свод (самоподдерживающаяся конструкция) и платформа для электродов перемещаются на свои соответствующие позиции, таким образом, корпус печи может быть заменен в течение не более двух часов, что сокращает время на техническое обслуживание.

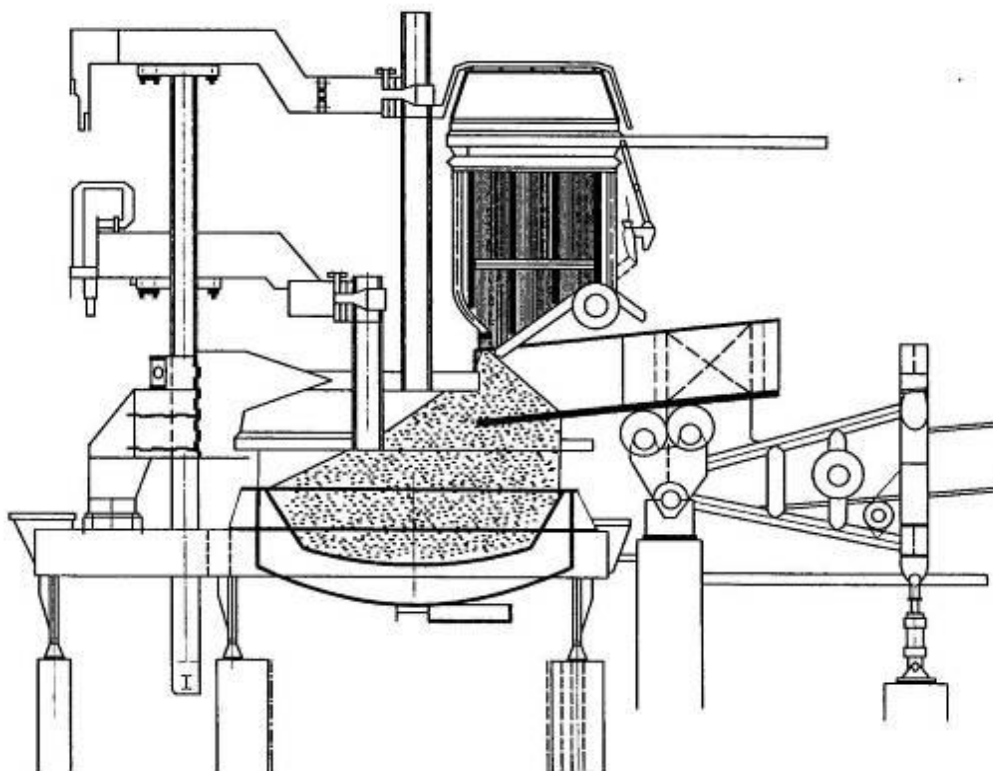


Рис. 1.16. «Пальчиковая» шахтная печь на заводе фирмы SUEZ Steel в Египте

Объем производства мини-завода фирмы «SUEZ STEEL», построенного в Адабии на берегу Суэцкого залива в 160 км от Каира, составляет 600 тыс. тонн стали в год. Сталеплавильный цех с одной электродуговой шахтной печью, работающей на переменном токе,

печью-ковшом и пятиручьевой машиной для непрерывного литья заготовок способен производить от 88 до 111 т заготовок в час (в основном из конструкционных марок стали — St37, St52 и St60).

Шахтная печь такой конструкции позволяет предварительно нагревать 100 % металлического лома. Для выплавки стали в ДСП можно использовать не только металлический лом, но и смесь лома с металлизированными окатышами или брикетированным железом. При закрытом положении «пальцев» лом остается внутри шахты печи и предварительно нагревается отходящим газом текущей плавки. «Пальцы» полностью охлаждаются водой и поддерживаются специальными амортизаторами.

Печь оснащена электропроводящими электродами, которые охлаждаются водой изнутри и могут передвигаться независимо от свода печи, также охлаждаемого водой.

При помощи водоохлаждаемой кислородной фурмы, расположенной с внешней стороны печи, в ванну жидкой стали подается кислород и углерод. Образуется пенный шлак, который минимизирует потерю тепла, защищает панели боковых стенок и повышает эффективность подводимого тепла.

Порошкообразный углерод вдувается в ванну жидкой стали при помощи фурмы. Степень дожигания углерода регулируется анализатором отходящих газов (CO , CO_2 и O_2). В качестве защитной среды через внешние кольца фурмы подается природный газ. Углеводороды природного газа, попадая в зону высоких температур, диссоциируют с поглощением тепла. Это как бы «замораживает» сталь вокруг фурмы, формируя, таким образом, слой стали, который защищает фурму и огнеупорную футеровку. В результате этого степень износа фурмы может поддерживаться на уровне ниже 0,5 мм за плавку.

Состав и температура продуктов плавления гомогенизируется подачей инертного газа внутрь ванны жидкой стали через пористые огнеупорные вставки в днище печи.

В самом начале плавления с целью ускорения процесса нагрева металлического лома на 5–10 мин включаются шесть струйных горелок (каждая мощностью по 3 МВт). Две горелки (2·4,5 МВт), расположенные на своде, обеспечивают полное сжигание летучих органических компонентов в отходящем газе, который выходит из шахты через подвижной отводящий колпак, расположенный в верхней части шахты. По этому колпаку газы попадают в вертикально расположенную емкость, которая служит пылеуловителем. Вся шахта крепится на подвижных стойках, что позволяет передвигать ее для проведения технического обслуживания.

Первая партия металлического лома загружается на закрытые «пальцы» перед выпуском текущей плавки. Металлический лом нагревается отходящими из ванны печи газами до средней температуры примерно 700° С. После выпуска плавки «пальцы» открываются, и металлический лом разгружается в ванну печи. В этот же момент в печь подается вторая партия металлического лома, «пальцы» при этом остаются в открытом положении. Теперь весь лом, необходимый для плавки, находится в печи, и начинается процесс плавления при активированных электродах и струйных горелках. Во время плавления через сводовое отверстие в ванну печи постепенно подаются металлизированные окатыши. Как только металлический лом расплавляется, «пальцы» снова закрываются, и в шахту загружается очередная партия металлического лома. Цикл предварительного нагрева и плавления лома начинается снова.

В Японии разработана конструкция шахтной дуговой сталеплавильной печи Eсоarc (рис. 1.17). Стальной лом, непрерывно загружаемый в шахтный подогреватель, расплавляется быстрее, чем в обычной дуговой печи, что объясняется большой площадью контакта жидкого металла и лома. Печь работает с большим остатком от предыдущей плавки (50 % жидкого металла). В периоды рафинирования и выпуска металла печь наклоняют в сторону, противоположную шахте, чтобы отделить жидкую ванну от лома и

ликвидировать градиенты по температуре и составу металла по объему ванны, возникающие при контакте жидкого металла с ломом.

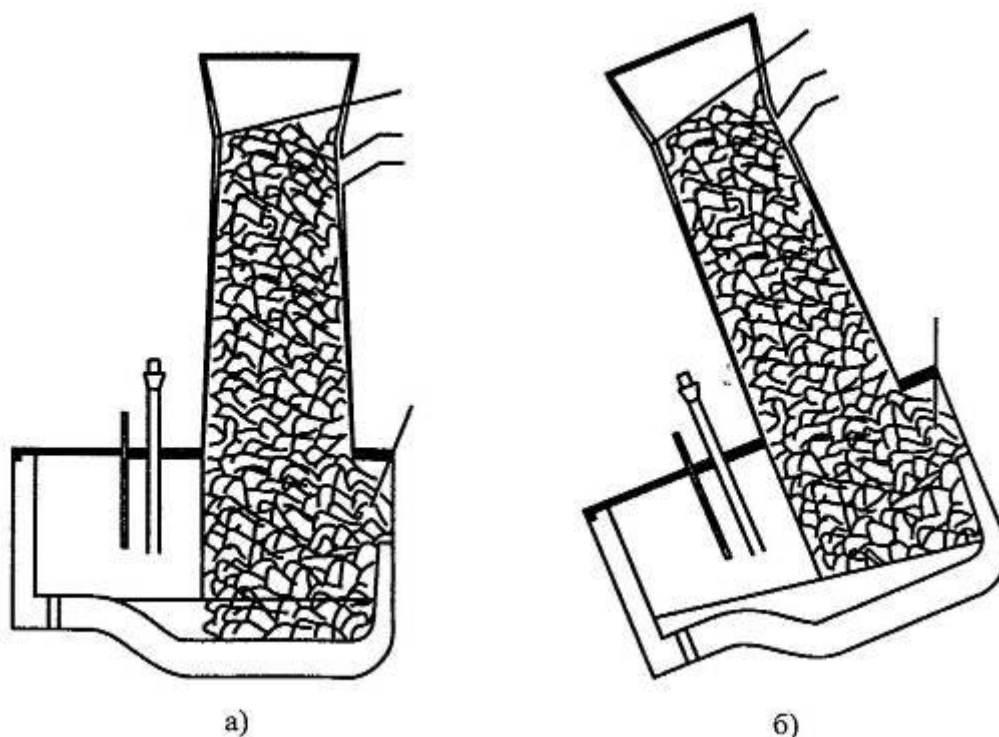


Рис. 1.17. Печь Ескоарс в периоды плавления лома (а) и рафинирования стали (б)

В некоторых конструкциях шахта подогревателя расположена непосредственно над корпусом печи. К недостаткам такой конструкции относятся дисбаланс термической нагрузки в объеме печи и повышенные потери теплоты при асимметричной или овальной форме ванны, повышенное окисление лома и уменьшение выхода годного, тяжелые термические условия работы удерживающих устройств, возможность взрывов газа в небольшом объеме его дожигания.

Эти проблемы решены в конструкции шахтной системы подогрева лома UL-BA (Ultimate Bath system — новейшая камерная система), разработанной японской фирмой «Nippon Steel Corporation». Подогреватель лома установлен рядом с дуговой печью. Технологический газ из печи поступает через патрубок в камеру

дожигания, а затем в шахту, прокачивается сверху вниз через лом и отводится через магистральный патрубок в нижней части шахты. После подогрева шахта вместе с ломом поднимается и поворачивается к печи, затем металлический лом загружается в печь.

2. ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ВЫПЛАВКИ СТАЛИ В ШАХТНОЙ ДУГОВОЙ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ

В настоящее время роль дуговой электросталеплавильной печи сводится только к расплавлению металла, проведению процесса дефосфорации, частичной десульфурации и нагреву металла до температуры выпуска 1590–1650°C, т.е. к выпуску полупродукта. Окончательная доводка металла до условий, обеспечивающих получение его качества при разливке, осуществляется в сталеразливочном ковше на установках печь-ковш. Установка печь-ковш снабжается трансформатором мощностью 200–250 кВА/т емкости, что позволяет успешно проводить операции по доводке металла. Возникла новая область в производстве стали — ковшевая металлургия.

С тем, чтобы не существенно снижать подводимую мощность в печь, работа в период после расплавления металла в течение 10-15 мин ведется под пенистым шлаком.

Очень важным обстоятельством рассматриваемого периода является так же существенные изменения в способе разливки стали. Замена разливки стали в изложницы на непрерывную разливку, помимо улучшения структуры металлургического производства за счет сокращения цикла прокатного производства и увеличения на 10–15 % выхода годного металла, внесла изменения в характер сталеплавильного производства. Возникла технологическая линия

включающая, помимо дуговой печи и установки печь–ковш, так же и установку непрерывной разливки стали.

Важным моментом в обеспечении стабилизации процессов как в дуговой печи, так и на установках внепечной обработки стали является необходимость в разливке на МНЛЗ серии плавов в одно сечение. Это предопределяет разливку одной марки стали для всей серии. Количество плавов в серии может существенно колебаться, но никогда не опускается меньше 6–8 плавов подряд. На передовых предприятиях величина серии достигает 60–80 плавов. В промышленно-развитых странах мира разливка непрерывным способом достигла 90 % от общего объема выплавляемой стали.

Реконструкция электросталеплавильного производства позволила этому способу выплавки стали успешно конкурировать с кислородно-конвертерным, в том числе и при производстве рядовых и конструкционных углеродистых марок сталей. Сокращение длительности плавки в дуговой печи до 45–60 минут позволило успешно сочетать ее с длительностями обработки на установке печь–ковш и непрерывной разливке. Производительность такой технологической линии определяется продолжительностью операций на самом ее медленном участке. В настоящее время производительность технологической линии дуговая печь — печь–ковш и МНЛЗ для массы стали на выпуске из печи 120 т достигла 1,2 млн. т литых заготовок в год.

Современные электросталеплавильные технологические линии, включающие, помимо дуговой печи, также установки ковш–печь и МНЛЗ могут сочетаться по различным схемам и объемно-планировочным решениям. Работа всего основного технологического оборудования линии должна быть строго синхронизирована между собой от подачи шихтовых материалов до выдачи литых заготовок с МНЛЗ. В этом случае обеспечиваются высокое качество продукции при минимальных потерях рабочего времени. Чтобы сохранить высокий синхронизированный темп работы необходимо управлять

всей технологической линией с помощью автоматизированной многоуровневой системы. Каждый вид основного оборудования линии (дуговая печь, ковш-печь, МНЛЗ), кроме того, снабжается локальными самостоятельными автоматизированными системами управления технологическими процессами. Такие решения позволяют при минимальной численности рабочего персонала получать максимальное количество металлургической продукции.

Современная технология выплавки полупродукта в дуговой печи основывается на сверхмощном подводе энергии при максимальном обеспечении условий работы. Показателем оптимальности технологии и организации плавки являются:

- коэффициент использования установленной электрической мощности не ниже 0,9;
- доля токового времени не ниже 0,75.

Очень важным моментом в технологии плавки в дуговой электропечи является работа на жидком старте, т. е. с оставлением части металла и шлака (~15–20 %) в печи. Главным в этом технологическом процессе является исключение взаимодействия окислительного печного шлака (до 27–30 % FeO) с металлом, передаваемым на внепечную обработку, что обеспечивает создание благоприятных условий для рафинирования металла под вновь наведенным безокислительным основным шлаком. Без этого обеспечить высокое качество металла на установках внепечной обработки стали не только затруднительно, но даже, в большинстве случаев, невозможно. Кроме того, наличие на подине жидкого металла и шлака обеспечивает благоприятные условия раннего шлакообразования и зажигания вводимых углеродсодержащих материалов в завалку, исключает возможность прожигания дугами подины печи и необходимость ее заправки после слива металла, что в сумме сокращает длительность плавки.

Нагрев металлошихты в шахте дуговой печи перед ее загрузкой в ванну печи до температуры 700–800° С обеспечивает подачу

металлошихты на жидкую ванну «болота» без атмосферной влаги (в виде льда, снега и в жидком состоянии), что исключает возможность выброса металла и шлака из печи. Это также является одним из преимуществ шахтной печи перед обычными дуговыми электросталеплавильными печами.

Работа на «жидком старте» возможна только при наличии донного выпуска металла из печи. Донный выпуск металла из печи позволяет иметь незначительные углы наклона печи, что в свою очередь, сокращает длину короткой сети и уменьшает потери электроэнергии в подводимых сетях. Печи с желобным выпуском обычно имеют угол наклона для выпуска металла в 45° , тогда как для новых печей с донным выпуском угол наклона в сторону выпуска равен всего 15° , а в сторону шлака не более 10° . Большое значение имеет и скорость наклона печи. При сливе металла из печи используется невысокая скорость в $1^\circ/\text{с}$. Однако после окончания выпуска металла необходим быстрый возврат печи в горизонтальное положение, чтобы исключить попадание печного шлака в сталеразливочный ковш. Скорость возврата в исходное положение для новых печей принимается до $4^\circ/\text{с}$.

При свободном горении дуги степень передачи ее энергии ванне не превышает 35 %. Если дуга наполовину или полностью погружена в шлак, то степень передачи энергии ванне увеличивается до 50–100 %. Кроме того, когда дуги погружены в шлак, значительно уменьшаются колебания силы тока и напряжения, что позволяет увеличить подводимую мощность и длину дуг. При увеличении длины дуг ток уменьшается. В результате этого, а также меньшего бокового воздействия атмосферы при экранировании шлаком снижается расход электродов [1].

Всему перечисленному способствует вспенивание шлака. Основными факторами, влияющими на образование пенистого шлака, является газовая фаза, образующиеся в результате реакций обезуглероживания металла или восстановления оксидов железа

шлака углеродом. Для поддержания шлака во вспененном состоянии требуется введение углерода в шлак с расходом 5–7 кг/т стали и вдувание окислителя (кислорода или воздуха) для образования в нем газовой фазы из монооксида углерода (рис. 2.1).

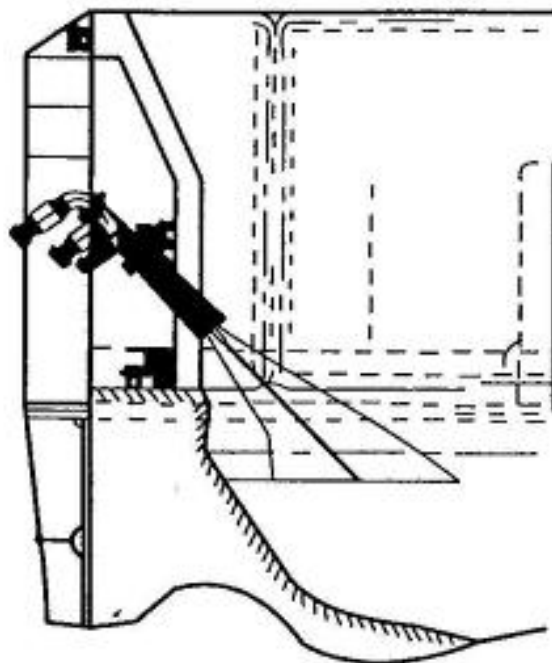


Рис. 2.1. Кислородная горелка

Фурма встроена в манипулятор. Кислород выпускается из сопла со сверхзвуковой скоростью, пробивает шлак и реагирует с металлом. Уголь и известь в виде порошка по двум отдельным водоохлаждаемым фурмам пневматически вдуваются в поток кислорода, который несет их в сталь, где порошки реагируют непосредственно с металлом. Благодаря вдуванию угольной пыли уменьшается содержание FeO в шлаке, образующиеся при этом пузырьки CO вспенивают шлак. При этом состав шлака, а также его вязкость играют очень важную роль. Для этого через фурму может дополнительно вдуваться порошковая известь, которая реагирует непосредственно с жидким металлом, что ведет к улучшению рафинировочных процессов в ванне.

Очень важным в подводе электрической энергии к электродам является вопрос о размере диаметра распада электродов. Размер диаметра распада электродов принимался ранее с коэффициентом 0,35–0,45 к диаметру печи на уровне порога рабочего окна. Считалось, что приближение электродов к периферии рабочего пространства улучшает условия расплавления металлошихты. Однако при значительном диаметре распада электродов происходит проплавление трех отдельных колодцев в металлошихте. Обвал металлошихты в глубоком колодце может (что зачастую имеет место) привести к поломке электродов и, соответственно, повысить их расход. В настоящее время на современных мощных дуговых печах принимаемый диаметр распада электродов существенно меньше приведенной выше величины. Для шахтных печей с массой плавки на выпуске в 125 т диаметр распада электродов принят равным 1,1 м, т. е. существенно меньше. При таком распаде электродов в центре печи образуется один общий проплаваемый колодец значительных размеров, что практически исключает возможность обвала металлошихты. Не случайно расход электродов на таких печах не превышает 2,0 кг/т стали. Снижению расхода электродов особенно от бокового угара способствует также используемое на новой печи, спреерное наружное водяное их охлаждение.

В обычных дуговых электросталеплавильных печах, несмотря на наличие общего колодца и сползания металлошихты от стенок к колодцу, при отдаленности стенок печи до проплаваемого колодца очевидна необходимость способствовать этому процессу за счет интенсивной работы газокислородных горелок, установленных по периферии печи. Тепло газокислородных горелок способствует оседанию шихты и противодействует, таким образом, возможности ее обвала на электроды. Но использование таких горелок не позволяет нагреть лом в периферийных участках ванны выше 200° С. В шахтной дуговой электросталеплавильной печи в ванну поступает

металлошихта, нагретая до температуры не ниже 700 °С, в связи с чем отпадает необходимость в установке по периферии ванны газокислородных горелок.

Современная плавка в дуговой печи использует кислород с расходом до 35–40 м³/т стали, 10–20 м³/т из этого количества кислорода затрачивается на сжигание природного газа. Сам по себе кислород не является источником тепла, но вступая во взаимодействие с различными элементами, имеющими к нему сродство, способствует увеличению прихода тепла процесса. Помимо окисления элементов металлошихты в современной плавке увеличение прихода тепла достигается за счет ввода в ванну печи углеродсодержащих материалов. Ввод кислорода в ванну печи обеспечивается установкой по периферии печи кислородных фурм (рис. 2.2).

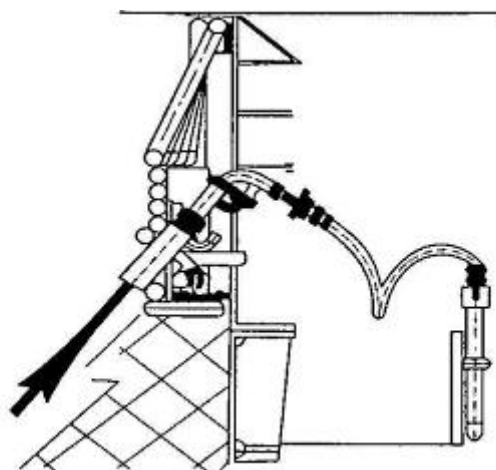


Рис. 2.2. Кислородная фурма

Известно, что на производство 1 м³ кислорода затрачивается около 1 кВт·ч электроэнергии, таким образом, стоимость 1 м³ кислорода, во всяком случае, не меньше стоимости 1 кВт·ч электроэнергии. Окисление углерода кислородом осуществляется в зоне высоких температур и поэтому идет с образованием монооксида углерода СО. На окисление 1 кг углерода по реакции $2C+O_2=2CO$

требуется $0,93 \text{ м}^3$ кислорода. При сжигании 1 кг углерода по этой реакции выделяется $3,05 \text{ кВт}\cdot\text{ч}$ энергии, т.е. на $3,05 - 0,93 = 2,12 \text{ кВт}\cdot\text{ч}$ больше, чем затраты на производство кислорода. С учетом окисления вдуваемым кислородом других примесей металлошихты (кремния, марганца, фосфора и др.) 1 м^3 кислорода обеспечивает (за минусом затрат на собственное производство) экономию электроэнергии не менее $4 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3$. Наличие в шихте не менее 10 кг/т стали углерода (как собственного, так и вводимого с углеродсодержащими материалами) обеспечивает, только за этот счет, экономию не менее $2,12 \cdot 10 = 21,2 \text{ кВт}\cdot\text{ч/т}$ стали. Кроме этого положительного момента совместное и одновременное использование кислорода для окисления примесей шихты и электрической энергии обеспечивает еще и сокращение длительности плавки.

Чем больше кислорода и углеродсодержащих материалов применяется в электропечах, тем острее возникает вопрос о дожигании отходящих газов. При дожигании CO с помощью кислорода до CO_2 выделяется $6,55 \text{ кВт}\cdot\text{ч/кг}$, то есть образуется тепло, которое можно использовать для подогрева лома при одновременном снижении потерь. Для этого кислородные сопла встраиваются в водоохлаждаемые стены печи. Количество кислорода регулируется в соответствии с потребностями для сжигания CO и свободного кислорода в отходящих газах.

Расположение, конструкция и функционирование кислородных сопел оказывают влияние на эффективность дожигания CO . Экономия электроэнергии составляет, по литературным данным, от 5 до 10% при одновременном сокращении процесса плавления на 12% . Температура отходящих газов снижается приблизительно на 200°C , так как дожигание происходит практически в печи, и обеспечивается непосредственный нагрев лома.

Процесс К–ES представляет собой комбинацию применяемой в конвертерном производстве технологии продувки с

электросталеплавильным производством. К основным преимуществам этого процесса относятся:

1) гибкость ввода энергии (электроэнергия/природное топливо/кислород) в печь;

2) повышение производительности при применении комбинированных видов топлива и одновременном снижении продолжительности цикла плавки;

3) снижение затрат благодаря низким ценам на топливо при одновременном повышении использования энергии и производительности.

Процесс К–ES может применяться на печах переменного или постоянного тока. Кислород вводится через защищенные сопла в днище ДСП, углерод добавляется либо через эти же сопла, либо в шлак, а кислород для дожигания подводится сверху. Для эффективного управления в систему прямого удаления в дымовой тракт отходящего газа следует включить прибор для анализа CO , CO_2 , O_2 и измерения температуры.

С помощью процесса К–ES энергия сгорания углеродсодержащего материала шихты используется наилучшим образом. До 25% электроэнергии можно сэкономить благодаря этой технологии.

Таким образом, использование в шихте дуговой плавки углеродсодержащих материалов и кислорода в качестве интенсификатора процессов окисления является целесообразным и оправданным.

Важным элементом в современной технологии выплавки стали в ДСП является донная продувка металла аргоном или азотом.

В днище печи размещаются пористые пробки для ввода через них в металл аргона или азота. Перемешивание ванны обеспечивает лучшие условия для удаления шлака из печи. Кроме того, перемешивание металла приближает металлургические реакции к равновесию, что позволяет осуществить более полное протекание

реакций окисления углерода и способствует снижению содержания оксидов железа в шлаке с соответствующим повышением выхода годного металла. И, наконец, за счет перемешивания металла обеспечивается гомогенизация расплава по температуре и химическому составу. В качестве перемешивающего газа при производстве рядовых марок сталей допустимо использовать азот. Тем не менее, при производстве стали с низким содержанием азота необходимо использовать аргон.

Важным элементом современной плавки является подача сыпучих материалов в рабочее пространство печи через отверстие в своде. Поступление шлакообразующих материалов в зону электродного пятна ускорит процессы шлакообразования. Загрузка второй порции углеродсодержащих материалов в зону электродного пятна позволяет осуществить мгновенное их зажигание. При подаче сыпучих материалов через свод исключается необходимость обесточивания печи и подъема электродов при вводе материалов в печь, что необходимо делать при использовании завалочной машины, а это, в свою очередь, требует открытия рабочего окна, что увеличивает приток холодного воздуха в печь и, соответственно, расход электроэнергии.

Преимущества нагрева металлического лома вне ванны дуговой электросталеплавильной ванны известны давно и теоретически оправданы. Как отмечалось ранее нагрев 1 т металлического лома на 100° С вне ванны печи позволяет сэкономить на выплавку стали 19,4 кВт·ч/т. Известно достаточно большое количество попыток реализовать это преимущество перед загрузкой лома в ванну печи. Чаще всего для этой цели использовались обычные загрузочные бады. В качестве топлива для нагрева лома применялись различные виды топлива (чаще всего — природный газ). Очень скоро выявились недостатки такого способа нагрева лома. Нагреву металлического лома в бадье до относительно высоких температур 300–400° С

препятствовала механическая прочность самой бадьи, кроме того, транспортировка бадьи от места нагрева до момента загрузки приводила к падению температуры лома, особенно в зимнее время.

Как известно, дымовые газы покидают ванну дуговой печи с температурой выше 1200°C . Для того чтобы обеспечить оптимальную работу тканевых фильтров, приходится искусственно снижать эту температуру до 150°C путем разбавления дымовых газов атмосферным воздухом. Представлялось, что использование нагретых дымовых газов для нагрева металлического лома является оптимальным. Отсутствует необходимость в использовании дополнительного топлива, поскольку присутствует высокая температура дымового газа. Однако, вставал вопрос, как конструктивно решить эту проблему? Первое, что пришло на ум — это выполнить отвод дымовых газов к месту установки бадьи в шихтовом пролете. Такое решение было предложено японской фирмой NIKKO.

Бадьи устанавливаются в специальные камеры, расположенные на двух самоходных тележках. Камеры на тележках используются после загрузки бадей для их подключения к системе нагрева металлического лома отходящими от дуговой электропечи дымовыми газами. Для исключения просыпания металлического лома на пол пролета над камерой сооружается направляющая воронка. Нагрев металлического лома перед его загрузкой в ДСП вызван опасением, что имеющаяся влага в металлическом ломе (в виде воды, льда и/или снега) может при попадании ее на жидкий металл и шлак вызвать их выброс из печи. Кроме того, нагрев лома способствует снижению расхода электроэнергии и, соответственно, длительности плавки.

Бадьи на тележках после загрузки металлическим ломом перемещаются к месту нагрева. На камеру с бадьей опускается крышка, через которую горячие газы поступают в камеру. Горячий газ из электропечи передаётся в устройство предварительного нагрева лома через футерованный трубопровод и ряд автоматических

заслонок. Затем отработанный газ передаётся через канал в стенке камеры на бустерный вентилятор, который обеспечивает прохождения потока газа через систему. Газ из камеры нагрева лома возвращается в систему отвода дымовых газов от электропечи к газоочистке. Операции предварительного нагрева металлического лома могут осуществляться последовательно одна бадея за второй или одновременно две бадьи.

Важным моментом в определении температуры нагрева металлического лома в бадьях является выявление продолжительности нагрева лома в каждой из бадей. В производственных условиях возможны задержки как на участке выплавки, так на любом из этапов транспортировки бадей, что, в свою очередь, вызовет сокращение времени на нагрев лома.

Из составленных временных графиков транспортировки бадей следует, что на одну плавку в дуговой печи одновременно под нагревом может находиться металлический лом в двух бадьях в течение 12 минут и дополнительно в бадье № 1 в течение 12 минут и в бадье № 2 в течение 6 минут. В остальные периоды плавки либо бадьи находятся под загрузкой, завалкой и транспортировкой, либо по тракту дымовых газов отсутствует их подача в камеру подогрева.

Как следует из выполненных расчетов, максимальная температура нагрева металлического лома в бадьях не превысит 120°C . Предлагаемая система отвода дымовых газов для нагрева лома является сложной с многократным переключением шести задвижек на трубопроводах дымовых газов и занимает значительную площадь внутри цеха.

С учетом потерь тепла при транспортировке лома от станции нагрева до печи и возможных несовпадений операций следует ожидать нагрева лома перед загрузкой в печь в среднем не более чем на 100°C . Это может дать экономию электроэнергии на выплавку стали около 19 кВт·ч/т. При этом расход электроэнергии на работу бустерного вентилятора станции нагрева составляет 5,4 кВт·ч/т стали.

Таким образом, общая экономия электроэнергии не превысит 13 кВт·ч/т стали. Энергетический эффект от такой схемы применения нагрева лома отходящими газами от дуговой печи является минимальным, а затраты на сооружение системы значительными при определенных сложностях с управлением системой. По этой причине такая схема подогрева металлического лома не нашла сколько-нибудь заметного распространения.

Кардинальным решением этой проблемы явилось сооружение шахты на своде печи. При этом пришлось решить значительное число сложных конструктивных и технологических проблем, описание которых будет приведено ниже.

В последней разработке этой фирмы металлошихта в шахте нагревается до температуры не выше 800°C. Ограничение в температуре нагрева вызвано снижением эффективности дожигания СО в шахте при повышении температуры выше этого значения и роста окисленности металлического лома по реакции $\text{CO} + \text{FeO} = \text{Fe} + \text{CO}_2$. При температуре выше 700–800°C эта обратимая реакция начинает отклоняться в сторону образования FeO. Кроме того, передача тепла от газовой фазы к металлическому лому снижается с увеличением температуры его нагрева. Нельзя исключать возникновение жидкой фазы компонентов металлошихты при более высокой температуре ее нагрева, что может привести к их намораживанию на «пальцы» шахты и, соответственно, сокращать площадь свободного сечения на входе в шахту. Заращение «пальцев» может вызвать и преждевременную остановку печи на ремонт для их очистки.

Для нагрева металлического лома до температуры 700–800°C отходящие дымовые газы позволяют обеспечить подвод тепла только на 55–65 %. Остальное количество тепла обеспечивается за счет сжигания природного газа. Высокая теплотворная способность природного газа и низкая стоимость относительно электрической энергии предопределили широкое его использование при плавке

стали в дуговых электросталеплавильных печах. Все современные дуговые печи, снабжаются газокислородными горелками.

Теплотворная способность природного газа при его сжигании в кислороде по реакции $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2 = \text{CO}_2 + 2\text{H}_2\text{O}$ составляет около 33560 кДж/м^3 .

Известно, что при плавке стали в обычных дуговых электросталеплавильных печах имеет место только 35–40 % полезного использования теплотворной способности природного газа. Это соответствует полезному использованию тепла от сжигания 1 м^3 природного газа в количестве $3,7 \text{ кВт}\cdot\text{ч/м}^3$.

Необходимо отметить, что расположение газокислородных горелок в шахтной печи отличается от их размещения в обычной дуговой электросталеплавильной печи. Если в обычной дуговой печи газокислородные горелки размещаются по периметру боковых стен ванны, то в шахтной печи они размещаются непосредственно под шахтой. Это позволяет обеспечить лучшие условия передачи тепла от факела металлошихте, так как нагретые дымовые газы факела контактируют со всем объемом металлошихты, а не ее частью как в обычной печи. Если в обычной дуговой электропечи КПД использования тепла от сжигания природного газа не превышает 40 %, то в шахтной печи он достигает 85 %. Таким образом, полезное использование тепла от сжигания природного газа в шахтной печи составит уже $7,9 \text{ кВт}\cdot\text{ч/м}^3$.

В обычной дуговой электросталеплавильной печи в завалку вводится до 15 кг углерода на 1 т стали (в это количество входит как углерод, содержащийся в металлошихте, так и вводимый в виде углеродсодержащих материалов), то в шахтной его количество возрастает до 17 кг/т. Большое количество углерода позволяет получить дополнительное тепло по реакции $2\text{C} + \text{O}_2 = 2 \text{CO}$ в ванне печи и в шахте по реакции $2\text{CO} + \text{O}_2 = 2\text{CO}_2$. В конечном итоге это приводит к сокращению расхода электроэнергии и длительности плавки.

Выплавка металла в шахтной печи, так же как и в обычной дуговой печи осуществляется по одношлаковой технологии. Плавку проводят с оставлением части металла и шлака от предыдущей плавки (плавка с «болотом»), что обеспечивает его выпуск без окислительного шлака. После завершения выпуска металла осуществляется завалка первой порции металлического лома из шахты.

На шахтной дуговой электросталеплавильной печи в отличие от ее обычного собрата свод не отворачивается, а составляет единое целое с шахтой. С помощью специальных механизмов свод и шахта приподнимаются, что позволяет обеспечить небольшой наклон печи для сливов металла и шлака. Шахта вместе со сводом имеют возможность перемещаться в сторону, освобождая ванну печи для возможности загрузки металлошихты минуя шахту. Такое решение позволяет использовать такие виды металлошихты, которые не могут поступать в ванну печи через шахту (например, крупногабаритный лом или большие пакеты).

Шахта с удерживающими водоохлаждаемыми «пальцами» позволяет подогреть перед загрузкой в ванну печи 100 % металлического лома за два приема. При использовании в металлошихте значительных количеств (до 40 и более процентов) жидкого чугуна или металлизированных окатышей, металлический лом может быть загружен в ванну печи в один прием.

Для дожигания монооксида углерода в CO_2 в шахте печи используется воздух, подаваемый вентиляторами.

Наличие в шахте печи металлического лома позволяет использовать ее в качестве предварительного фильтра для улавливания плавильной пыли. За счет этого удается обеспечить повышение выхода годного металла по сравнению с обычными дуговыми печами более 0,5 %. При объеме производства шахтной

печи 1,0 млн. т в год, это составит дополнительное производство 5000 т в год годного металла.

Дымовые газы, проходя шахту с металлическим ломом, охлаждаются до температуры $\approx 700^{\circ}\text{C}$, что обеспечивает уменьшение подачи в дымовой тракт атмосферного воздуха для снижения температуры дымовых газов перед входом в тканевые фильтры. Таким образом, обеспечивается уменьшения удельного (на 1 т стали) количества дымовых газов перед фильтром, что, в свою очередь, позволяет снизить потребляемую мощность газоочистных средств.

Тепло отходящих дымовых газов в шахтной дуговой электросталеплавильной печи наиболее успешно используется при составе металлошихты плавки, состоящей на 100 % из металлического лома насыпной плотностью $0,7 \text{ т/м}^3$. Однако помимо этого материала на практике в составе металлошихты широко используются и другие материалы. В частности, применение металлизированных железорудных окатышей вызывается, в отдельных случаях, необходимостью выплавки металла с минимальным содержанием примесей цветных металлов, что невозможно достичь при использовании рядового металлического лома. При сооружении шахтной дуговой электросталеплавильной печи на металлургическом предприятии с полным металлургическим циклом появляется возможность использовать в составе ее металлошихты жидкий чугун. Также как и металлизированные железорудные окатыши, жидкий чугун как материал, полученный из природного сырья, позволяет уменьшить содержание примесей цветных металлов в стали, выплавляемой в шахтной дуговой электросталеплавильной печи. Кроме того, физическое и химическое тепло, вносимое жидким чугуном, позволяет уменьшить расход электрической энергии на выплавку стали. Соответственно, следует ожидать и сокращения длительности плавки. Однако это ожидание не всегда оправдывается.

Во всех случаях продолжительность периода нахождения печи под током определяется интенсивностью подвода энергии на расплавление шихтовых материалов и нагрева стали до температуры выпуска. Для одной плавки могут совместно (часто и одновременно) использоваться различные источники подвода тепла. Например, для дуговой электросталеплавильной печи помимо электрической энергии применяются топливно-кислородные горелки, вдувается кислород для окисления примесей металлошихты, вводятся углеродсодержащие материалы как в состав шихты, так и для вспенивания шлака. Кроме того, подводимые мощности электроэнергии и топливно-кислородных горелок, интенсивность ввода кислорода в ванну и для дожигания технологических газов, температура предварительно нагретого металлического лома могут колебаться в широких пределах.

При использовании в процессе различных теплоносителей общая продолжительность токового периода определяется тем из них, который обеспечивает подвод тепла на всем его протяжении. То есть источники тепла, которые включаются в работу и приостанавливают ее при одновременном функционировании другого источника, участвующего в процессе, до, во время и после него, оказывают влияние на общую длительность периода только через рост приходной части теплового баланса. Как известно, электрическая дуга зажигается с момента окончания завалки металлического лома, в этот же период включаются в работу топливно-кислородные горелки. Однако работа горелок прекращается достаточно быстро, тогда как горение дуги продолжается и дальше до выпуска металла из печи.

Продолжительность токового периода определяется по формуле:

$$\tau_{mn} = \frac{(W_p - W_n)}{S \cdot \lambda \cdot \eta_{эл} \cdot k},$$

где τ_{mn} — продолжительность токового периода, ч; W_p — расход тепла процесса плавки в печи, кВт·ч/т; W_n — приход тепла процесса плавки в печи, кВт·ч/т; S — мощность печного трансформатора, кВт·А/т емкости печи; λ — коэффициент мощности; $\eta_{эл}$ — электрический КПД; K — коэффициент использования мощности.

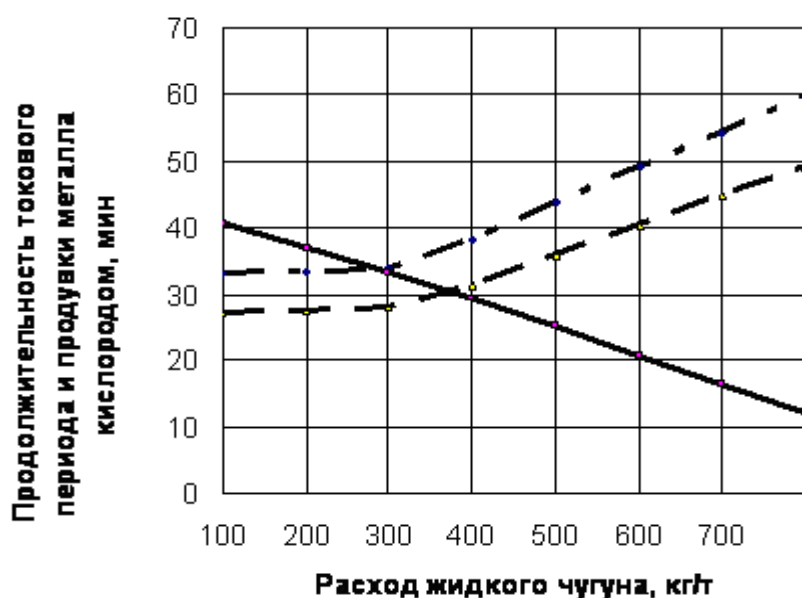
В числителе выражение $(W_p - W_n)$ является разницей между приходной и расходной частями полного теплового баланса плавки, которая покрывается теплом электрической энергии дуги.

Как следует из этой формулы, использование топливно-кислородных горелок приведет к увеличению W_n , что уменьшит недостаток тепла процесса и сократит расход электроэнергии. Однако, общая длительность технологического периода для рассматриваемого случая определяется только временем работы дуги. В работе топливно-кислородных горелок определяющим является не время их включения, а количество дополнительного тепла, переданного металлической шихте.

Особым случаем является использование в составе металлошихты электродуговой плавки жидкого чугуна. Дополнительное тепло, вносимое жидким чугуном, вызывает уменьшение расхода электроэнергии и сокращение продолжительности токового периода. Вместе с тем, применение жидкого чугуна приводит к относительному увеличению количества элементов, подвергающихся в процессе плавки окислению и переходу их продуктов в шлак и дымовые газы. Современная плавка предусматривает использование в составе шихты кусковых углеродсодержащих материалов с целью увеличения прихода тепла от их сжигания и предотвращения избыточного окисления железа. Жидкий чугун содержит около 4 % углерода, поэтому по мере увеличения его расхода соответственно снижается расход углеродсодержащих элементов в завалку. До тех пор, пока количество углерода, вносимого жидким чугуном, не сравняется с таким же его

количеством в замещаемых углеродсодержащих материалах, он будет способствовать уменьшению расхода электроэнергии и длительности технологического периода в основном за счет своего физического тепла. За этот же период расход кислорода на окисление примесей металлошихты изменяется в незначительной степени. Ситуация изменяется, когда количество окисляющихся элементов металлошихты с учетом вносимых жидким чугуном превысит их обычное количество при работе на 100 % металлического лома. Соответственно возрастает количество кислорода, подаваемого в ванну. Важным фактором, влияющим на продолжительность технологического периода, оказывается в этом случае интенсивность продувки металла кислородом. Для дуговых электросталеплавильных печей интенсивность продувки ванны металла кислородом колеблется в пределах $0,7-0,85 \text{ м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$. С увеличением количества окисляющихся элементов металла растет приходная часть теплового баланса, что вызывает уменьшение расхода электроэнергии и, соответственно, токового периода плавки. Однако, ограничения по интенсивности продувки металла кислородом могут привести к тому, что длительность окислительных процессов в ванне печи превысит длительность ее токового периода. И чем больше расход чугуна на тонну стали, тем больше длительность окислительного периода. Что и замечено при эксплуатации дуговых электросталеплавильных печей. Для различного химического состава и температуры чугуна и различной интенсивности продувки металла кислородом длительность окислительного периода плавки начинает превышать токовый период при расходе жидкого чугуна в пределах 300–400 кг/т стали. Общую длительность технологического периода плавки с этого момента будет определять уже не токовый период, а продолжительность вдувания кислорода в ванну. На рис. 2.3 представлены зависимости продолжительности токового периода и продувки металла кислородом от расхода жидкого чугуна в

металлошихте дуговой электропечи. За исходные данные при составлении графика принята мощность печного трансформатора в 800 кВ·А/т емкости печи, содержание углерода в жидком чугуна 3,9 %, температура чугуна 1350⁰С. В современной плавке на мощной дуговой печи продолжительность работы на максимальной мощности в течение токового периода достигает 90 и более процентов всей его длительности. Для оценки влияния расхода жидкого чугуна на продолжительность токового периода плавки принято среднее значение подводимой мощности с учетом времени выхода на максимальное ее значение.



Продолжительность токового периода, мин;

Продолжительность продувки металла кислородом с интенсивностью 0,85 м³/(т·мин);

Продолжительность продувки металла кислородом с интенсивностью 0,7 м³/(т·мин);

Рис. 2.3. Зависимость продолжительности токового периода и продувки металла кислородом от расхода жидкого чугуна в дуговой электросталеплавильной печи

Таким образом, с увеличением расхода чугуна сверх 350–400 кг/т стали процесс в дуговой печи начинает приближаться к конвертерному, в котором длительность продувки металла кислородом также определяется средней ее интенсивностью:

$$\tau_{\text{прод}} = \frac{\omega_{\text{кисл}}}{i},$$

где $\tau_{\text{прод}}$ — продолжительность продувки металла кислородом, мин; $\omega_{\text{кисл}}$ — расход кислорода, м³/т стали; i — средняя интенсивность продувки металла кислородом, м³/(т·мин).

Отличие продувки металла кислородом в конвертере от такой же операции в дуговой электропечи заключается в конструктивных особенностях этих агрегатов. Если в конвертере подача кислорода для продувки металла осуществляется с интенсивностью 3–5 м³/(т·мин), то при равной массе плавки меньшая высота рабочего пространства дуговой печи наряду с наличием рабочего окна вызывает необходимость существенно ее ограничить. В настоящее время серьезно обсуждается идея создания нового сталеплавильного агрегата, сочетающего преимущества дуговой электроплавки и плавки в кислородном конвертере. Создание такого агрегата позволило бы варьировать в широком диапазоне соотношением в металлошихте между жидким чугуном и металлическим ломом с длительностью плавки не более 40 минут. Очевидно, что конструктивно этот агрегат должен отличаться как от конвертера, так и дуговой электропечи.

В каждом конкретном случае состава используемых в дуговой электропечи материалов плавки из расчета ее материального и теплового балансов получают расход кислорода на окислительные процессы в ванне, а также расход электроэнергии. На основании этих результатов определяются продолжительности токового периода и продувки металла кислородом. Затем сопоставляются длительности этих периодов между собой. Если $\tau_{\text{тп}} \geq \tau_{\text{прод}}$, то для продолжительности

технологического периода выбирается значение равное $\tau_{\text{тп}}$, если $\tau_{\text{тп}} < \tau_{\text{прод}}$, то выбирается значение $\tau_{\text{прод}}$.

Вместе с тем следует иметь в виду, что выбрать продолжительность технологического периода по одному показателю можно только в том случае, если другие источники тепла процесса используются одновременно. Если же подвод электроэнергии, предварительный нагрев металлического лома и окислительные процессы за счет вдувания кислорода в металл используются последовательно и не совпадают по времени, то общая длительность технологического периода должна суммироваться длительностью этих самостоятельных периодов.

Таким образом, в практической деятельности необходимо учитывать, что разновременной и последовательный подвод тепла процесса различными источниками будет сопровождаться увеличением длительности плавки. При использовании жидкого чугуна в металлошихте дуговой электросталеплавильной печи следует принимать во внимание, что увеличение его расхода до 300–400 кг/т сопровождается уменьшением расхода электроэнергии и длительности плавки. Однако при дальнейшем увеличении его доли в металлошихте будет иметь место продолжение снижения расхода электроэнергии, но с существенным снижением производительности печи за счет роста длительности плавки. В связи с этим, фирма VAI «FUCHS» не рекомендует использовать в шахтной дуговой электропечи в составе металлошихты более 35 % жидкого чугуна.

3. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ РАСЧЕТА ТЕХНИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПЛАВКИ

Производительность цеха: 1000 000, т в год.

Марка выплавляемой стали: Ст25.

Жидкий чугун: 100 кг/т жидкой стали.

Миксерный шлак на поверхности чугуна в заливочном ковше:

«х» = 1,0 кг/100 кг жидкого чугуна.

Металлический лом: определяется расчетом, кг/т жидкой стали.

Мусор в металлическом ломе: «у» = 1,0, кг/100 кг лома.

Твердый чугун: 100 кг/т жидкой стали.

Синтиком: 100 кг/т жидкой стали (твердый чугун 80 %, железная руда 20 %).

Губчатое железо: 100 кг/т жидкой стали.

Известь: 20 кг/т жидкой стали.

Основность шлака CaO/SiO_2 : 2.

Температура стали на выпуске из конвертера: 1630° С.

Таблица 3.1

Химический состав материалов, используемых в шахтной дуговой электросталеплавильной плавке

Элемент	Жидкий чугун	Металли- ческий лом	Твердый чугун	Твердый чугун синтикома	Выплавляемая сталь	
					min	max
C	4,3	0,3	4,3	4,3	0,22	0,30
Si	0,5	0,35	0,5	0,35	0,17	0,37
Mn	0,21	0,5	0,21	0,5	0,50	0,80
S	0,016	0,03	0,016	0,016	0,010	0,040
P	0,053	0,03	0,053	0,053	0,010	0,040
Cr	-	0,2	-	-	-	0,25
Ni	-	0,15	-	-	-	0,30
Cu	-	0,17	-	-	-	0,30
Fe	94,92	98,27	94,92	94,92	99,09	97,60
Итого:	100	100	100	100	100	100

В табл. 3.1 и табл. 3.2 приводятся химические составы материалов, используемых в электродуговой плавке.

Таблица 3.2

Химический состав материалов, используемых в шахтной дуговой электросталеплавильной плавке, %

Наименование	Губчатое железо	Железная руда синтикома	Миксерный шлак	Футеровка	Плавиновый шпат	Известь	Известняк	Мусор лома	Углеродсодержащий материал
Fe _{мет}	83,69	-	-	-	-	-	-	-	-
Fe ₂ O ₃	-	60,5	1,4	5,4	1,22	1,5	-	-	-
FeO	9,3	27,5	4,0	0,2	-	1,0	1,5	-	1,02
SiO ₂	4,5	4,5	47,5	3,5	4,4	2,8	3,5	72,0	5,11
CaO	0,4	2,0	27,5	8,0	1,5	87,0	51,0	-	0,51
MgO	-	1,0	4,5	82,0	-	0,9	0,5	-	0,2
MnO	-	1,5	8,0	-	-	1,0	0,8	-	0,1
Al ₂ O ₃	0,57	2,4	6,5	0,1	1,5	2,3	2,5	28,0	3,07
S	0,02	0,05	0,4	-	0,04	0,15	0,1	-	0,5
P ₂ O ₅	0,02	0,05	0,2	-	0,04	0,10	0,1	-	0,05
CaF ₂	-	-	-	-	90,8	-	-	-	-
CO ₂	-	-	-	0,8	-	3,0	35,0	-	-
H ₂ O	-	0,5	-	-	0,5	0,25	5,0	-	-
C	1,5	-	-	-	-	-	-	-	89,44
Итого:	100	100	100	100	100	100	100	100	100

Мощность трансформатора: 800 кВ·А/т жидкой стали.

Количество воздуха, подсасываемого в рабочее пространство печи, V_в: 80 м³/т жидкой стали.

Температура заливаемого в конвертер чугуна: 1350° С.

Принадлежность элемента или соединения к тому или иному материалу выражается через индекс этого элемента или соединения: ж.с — жидкой стали; ж.ч — жидкого чугуна; м.ш — миксерного шлака; л — металлического лома; м.л — мусора металлического лома; т.ч — твердого чугуна; ж.р — железной руды; и — извести;

изв-к — известняка; ф — футеровки; ш — плавикового шпата; ск — синтикома; гж — губчатого железа.

Таким образом, в настоящем разделе учебного пособия представлены исходные данные для расчета технических показателей электроплавки.

4. МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС ПЛАВКИ

4.1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА ЭЛЕМЕНТОВ, УДАЛЯЮЩИХСЯ ИЗ МЕТАЛЛОШИХТЫ

Расчет ведется на 100 кг соответствующего вида металлошихты. В соответствии с заданной для расчета маркой стали определяется остаточное количество элементов каждого материала металлошихты перед сливом металла из печи.

4.1.1. Определение угара элементов жидкого чугуна

При использовании жидкого чугуна в электродуговой плавке происходит окисление его компонентов. Получающиеся оксиды (за исключением оксидов углерода, удаляющихся с дымовыми газами) переходят в шлак. Остаточное количество углерода в металле принимается по нижнему пределу в марке выплавляемой стали.

Кремний в процессе плавки окисляется практически полностью. Окисление марганца зависит от многих факторов, в частности, чем меньше начальное содержание марганца в чугуне и конечное содержание углерода в стали, тем ниже конечное содержание марганца. Обычно оно колеблется в пределах 0,3–0,1 %. В процессе плавки часть хрома окисляется и переходит в шлак. Количество окислившегося хрома зависит также от начального и конечного содержания углерода в металле. Чем меньше хрома в чугуне и ниже содержание углерода в стали, тем меньше конечное содержание хрома. Обычно при наличии хрома в чугуне конечное его содержание

колеблется в пределах 0,3–0,1%. В процессе продувки в конвертере возможно удаление из металла до 90 % фосфора.

В соответствии с заданной для расчета маркой стали определяется остаточное количество элементов жидкого чугуна (по массе) перед сливом металла из печи.

Данный расчет представлен в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Угар элементов жидкого чугуна

Состав, %	C	Si	Mn	S	P
Химический состав чугуна	4,3	0,5	0,21	0,016	0,053
Остается в металле	0,22	0,0	0,15	0,010	0,010
Удаляется из чугуна	4,08	0,5	0,06	0,006	0,043

Суммарный угар элементов жидкого чугуна определяется следующим образом, кг/100 кг жидкого чугуна ($\gamma_{жч}$):

$$\gamma_{жч} = C_{ужч} + Si_{ужч} + Mn_{ужч} + S_{ужч} + P_{ужч} + Cr_{ужч} + Cu_{ужч} + Ni_{ужч}, = 4,08 + 0,5 + 0,06 + 0,006 + 0,043 = 4,69 \text{ кг/100 кг жидкого чугуна,}$$

где $C_{ужч}$ — угар углерода, входящего в состав жидкого чугуна, кг/100 кг; $Si_{ужч}$ — угар кремния, входящего в состав жидкого чугуна, кг/100 кг; $Mn_{ужч}$ — угар марганца, входящего в состав жидкого чугуна, кг/100 кг; $S_{ужч}$ — угар серы, входящей в состав жидкого чугуна, кг/100 кг; $P_{ужч}$ — угар фосфора, входящего в состав жидкого чугуна, кг/100 кг; $Cr_{ужч}$ — угар хрома, входящего в состав жидкого чугуна, кг/100 кг; $Cu_{ужч}$ — угар меди, входящей в состав жидкого чугуна, кг/100 кг; $Ni_{ужч}$ — угар никеля, входящего в состав жидкого чугуна, кг/100 кг.

4.1.2. Определение угара элементов твердого чугуна

В процессе плавления твердого чугуна и после его завершения отдельные его компоненты под воздействием кислорода окисляются и переходят в шлак и дымовые газы. Остаточное количество углерода в металле принимается по нижнему пределу в марке выплавляемой стали.

Кремний окисляется практически полностью, конечное содержание марганца и хрома колеблется в пределах 0,3–0,1 %, В процессе продувки в конвертере возможно удаление из металла до 90 % фосфора.

В соответствии с заданной для расчета маркой стали принимается количество элементов твердого чугуна, остающихся в готовом металле (можно принять равным количеству элементов жидкого чугуна, остающихся в готовом металле (табл. 4.1)).

Данный расчет представлен в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Угар компонентов твердого чугуна

Состав, %	C	Si	Mn	S	P
Химический состав чугуна	4,3	0,5	0,21	0,016	0,053
Остается в металле	0,22	0,0	0,15	0,010	0,010
Удаляется из чугуна	4,08	0,5	0,06	0,006	0,043

Суммарный угар элементов твердого чугуна определяется следующим образом, кг/100 кг твердого чугуна ($\gamma_{тч}$):

$$\begin{aligned} \gamma_{тч} &= C_{утч} + Si_{утч} + Mn_{утч} + S_{утжч} + P_{утч} + Cr_{утч} + Cu_{утжч} + Ni_{утжч} = \\ &= 4,08 + 0,5 + 0,06 + 0,006 + 0,043 = 4.69 \text{ кг/100 кг твердого чугуна.} \end{aligned}$$

4.1.3. Определение угара элементов металлического лома

Если в одной плавке используется металлический лом различного происхождения, то первоначально требуется определить средний химический состав металлической части лома в соответствии с долевым участием каждого вида лома в его общем объеме. Соответственно, таким же образом определяется среднее количество мусора в ломе и его химический состав. В процессе плавления металлического лома и после его завершения отдельные его компоненты под воздействием кислорода окисляются и переходят в шлак и дымовые газы. Процесс в дуговой электросталеплавильной печи оканчивается на заданном содержании углерода в металле (нижний предел марки выплавляемой стали), кремний окисляется практически полностью, конечное содержание марганца и хрома колеблется в пределах 0,3...0,1 %. В процессе плавки возможно удаление из металла до 90 % фосфора.

Расчет угара компонентов металлического лома представлен в табл. 4.3.

Таблица 4.3

Угар компонентов металлического лома

Состав, %	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
Химический состав металлического лома	0,30	0,35	0,50	0,030	0,03	0,20	0,15	0,17
Остается в металле	0,22	0,00	0,15	0,016	0,01	0,16	0,15	0,17
Удаляется из металлического лома	0,08	0,35	0,35	0,014	0,02	0,04	0,0	0,0

Суммарный угар элементов металлического лома, кг/100 кг металлического лома:

$$\gamma_{\text{л}} = C_{\text{утч}} + \text{Si}_{\text{утч}} + \text{Mn}_{\text{утч}} + \text{S}_{\text{утч}} + \text{P}_{\text{утч}} + \text{Cr}_{\text{утч}} + \text{Cu}_{\text{утч}} + \text{Ni}_{\text{утч}} = 0,08 + 0,35 + 0,35 + 0,014 + 0,02 + 0,04 = 0,854 \text{ кг/100 кг металлического лома.}$$

4.1.4. Угар элементов синтикома

Синтиком является композитным материалом, основная часть которого состоит из твердого чугуна и наполнителя. В качестве наполнителя может использоваться железная руда или другие материалы, содержащие оксиды железа (окалина, железосодержащий шлам и т.д.). В состав синтикома могут вводиться и другие материалы, например углерод. В связи с этим угар отдельных элементов синтикома необходимо определить, исходя из долевого участия в нем твердого чугуна и наполнителя. Соотношение масс чугун : наполнитель колеблется в широких пределах от 9:1 до 7:3. Особенное значение приобретает использование синтикома при необходимости выплавки металла с минимальным количеством примесей цветных элементов [6]. Так как синтиком является механической смесью из двух материалов угар его элементов так же суммируется из угаров долевых частей его материалов.

1. Угар элементов твердого чугуна синтикома:

$$\text{Угар углерода: } C_{\text{уСК}} = g_{\text{тчСК}} \cdot 0,01 \cdot [C]_{\text{утч}} = 80 \cdot 0,01 \cdot 4,08 = 3,264 \text{ кг;}$$

$$\text{Угар кремния: } \text{Si}_{\text{уСК}} = 0,01 \cdot g_{\text{тчСК}} \cdot \text{Si}_{\text{утч}} = 0,01 \cdot 80 \cdot 0,5 = 0,4 \text{ кг;}$$

$$\text{Угар марганца: } \text{Mn}_{\text{уСК}} = 0,01 \cdot g_{\text{тчСК}} \cdot \text{Mn}_{\text{утч}} = 0,01 \cdot 80 \cdot 0,06 = 0,048 \text{ кг;}$$

$$\text{Угар хрома: } \text{Cr}_{\text{уСК}} = 0,01 \cdot g_{\text{тчСК}} \cdot \text{Cr}_{\text{утч}} = 0,01 \cdot 80 \cdot 0,0 = 0,0 \text{ кг;}$$

$$\text{Угар фосфора: } \text{P}_{\text{уСК}} = 0,01 \cdot g_{\text{тчСК}} \cdot \text{P}_{\text{утч}} = 0,01 \cdot 80 \cdot 0,043 = 0,034 \text{ кг;}$$

$$\text{Угар серы: } \text{S}_{\text{уСК}} = 0,01 \cdot g_{\text{тчСК}} \cdot \text{S}_{\text{утч}} = 0,01 \cdot 80 \cdot 0,006 = 0,005 \text{ кг кг;}$$

где $g_{\text{тчСК}}$ – количество твердого чугуна в синтикоме, %.

Такие примеси твердого чугуна как Ni, Cu, Mo не окисляются и практически целиком переходят в сталь.

2. Количество наполнителя синтикома, переходящего в шлак и газ.

Из общего количества наполнителя в шлак и газ перейдет вся его масса, кроме оксидов железа:

$$\gamma_{\text{жрСК}} = 0,01 g_{\text{жрСК}} \cdot \left[100 - (\text{Fe}_2\text{O}_3) \frac{112}{160} - (\text{FeO}) \frac{56}{72} \right] = 0,01 \cdot 20 \left[100 - \frac{60,5 \cdot 112}{160} - \frac{27,5 \cdot 56}{72} \right] = 7,252 \text{ кг},$$

где $g_{\text{жрСК}}$ — количество наполнителя в синтикоме, %; Fe_2O_3 — содержание Fe_2O_3 в составе наполнителя синтикома, %; FeO — содержание FeO в составе наполнителя синтикома, %.

3. Суммарный угар элементов синтикома:

$$\begin{aligned} \gamma_{\text{СК}} &= C_{\text{уСК}} + \text{Si}_{\text{уСК}} + \text{Mn}_{\text{уСК}} + \text{Cr}_{\text{уСК}} + \text{P}_{\text{уСК}} + \text{S}_{\text{уСК}} + \gamma_{\text{жрСК}} = \\ &= 3,264 + 0,4 + 0,05 + 0 + 0,034 + 0,005 + 7,252 = 11,005 \text{ кг}. \end{aligned}$$

4.1.5. Угар элементов губчатого железа

Губчатое железо является продуктом прямого восстановления железорудных материалов (кусковой руды или окатышей) и рассматривается как элемент технологии, исключаяющей из производственного цикла доменное и коксохимическое производство. По такой технологии работают многие металлургические предприятия мира. В России технология прямого восстановления железорудных окатышей с последующей плавкой этого материала в дуговых электросталеплавильных цехах используется на металлургическом заводе (ОЭМК) в г. Старый Оскол. Преимущества губчатого железа не ограничиваются улучшением структуры металлургического производства, но и проявляются в традиционном электросталеплавильном производстве на металлическом ломе, если требуется ограничить содержание цветных элементов в годной стали. В этом случае часть металлического лома заменяется губчатым железом (или синтикомом).

Угар углерода:

$$C_{\text{угж}} = C_{\text{гж}} - [C_{\text{ост}}] = 1,28 \text{ кг}.$$

Угар серы:

если количество серы в губчатом железе больше, чем в конечной стали, то: $S_{\text{угж}} = S_{\text{гж}} - S_{\text{ст}} = -0,02$;

если количество серы в губчатом железе меньше, чем в конечной стали, то: $S_{\text{угж}} = 0$.

Угар фосфора:

если количество фосфора в губчатом железе больше, чем в выплавляемой стали, то: $P_{\text{угж}} = P_{\text{гж}} - P_{\text{ст}} = -0,02$;

если количество фосфора в губчатом железе меньше, чем в выплавляемой стали, то: $P_{\text{угж}} = 0$.

Суммарный угар элементов губчатого железа:

$$\gamma_{\text{гж}} = C_{\text{угж}} + P_{\text{угж}} + S_{\text{угж}} + (\text{FeO})_{\text{гж}} \cdot 16/72 + (\text{SiO}_2 + \text{CaO} + \text{MgO} + \text{MnO} + \text{Al}_2\text{O}_3)_{\text{гж}} = 1,28 + 0 + 0 + 9,3 \cdot 16/72 + (4,5 + 0,4 + 0,57) = 8,82 \text{ кг,}$$
где $(\text{FeO}) \cdot 16/72$ — потеря кислорода губчатого железа от восстановления (FeO); $(\text{SiO}_2 + \text{CaO} + \text{MgO} + \text{MnO} + \text{Al}_2\text{O}_3)_{\text{гж}}$, — содержание перечисленных оксидов в губчатом железе, кг.

4.1.6. Определение выхода годного металла

Для каждого материала металлошихты помимо угара элементов, определенных ранее, добавляются потери железа со шлаком и дымом.

На мощных дуговых электропечах, работающих по технологии с одним шлаком, обычно содержание FeO в шлаке колеблется в пределах 25 – 30%, что соответствует потере железа со шлаком не менее 2 % от массы металлошихты [7].

Для жидкого чугуна:

$$f_{\text{жч}} = 100 - (1 - 0,01x) \cdot \gamma_{\text{жч}} - x - 0,5 - 2,0 - 1,5 = 100 - (1 - 0,01 \cdot 1) \cdot 4,69 - 1 - 4 = 90,36 \text{ кг,}$$

где $f_{\text{жч}}$ — выход годного металла, кг из 100 кг жидкого чугуна; $\gamma_{\text{жч}}$ — угар элементов жидкого чугуна (табл. 4.1), кг; «x» — количество миксерного шлака в заливочном ковше, кг; 0,5; 2,0; 1,5 — соответственно потери с корольками железа в шлаке, на образование оксидов железа шлака и потери железа с дымовыми газами.

Для твердого чугуна:

$$f_{\text{тч}} = 100 - \gamma_{\text{жч}} - 0,5 - 2,0 - 1,5 = 91,31 \text{ кг},$$

где $f_{\text{тч}}$ — выход годного металла, кг из 100 кг твердого чугуна; $\gamma_{\text{жч}}$ — угар элементов твердого чугуна (табл. 4.2), кг; 0,5; 2,0; 1,5 — соответственно потери с корольками железа в шлаке, на образование оксидов железа шлака и потери железа с дымовыми газами.

Для синтикаома:

$$f_{\text{СК}} = 100 - \gamma_{\text{СК}} - g_{\text{тчСК}} \cdot 0,01 (0,5 + 2,0 + 1,5) = 100 - 11,005 - 80 \cdot 0,01 \cdot 4 = 85,795 \text{ кг},$$

где $f_{\text{СК}}$ — выход годного металла, кг из 100 кг синтикаома; $\gamma_{\text{СК}}$ — угар элементов синтикаома, кг; 0,5; 2,0; 1,5 — соответственно потери с корольками железа в шлаке, на образование оксидов железа шлака и потери железа с дымовыми газами, кг/100 кг твердого чугуна синтикаома; $g_{\text{тчСК}}$ — количество твердого чугуна в синтикаома, %.

Для металлического лома:

$$f_{\text{л}} = 100 - (1 - 0,01y)\gamma_{\text{л}} - y - 0,5 - 2,0 - 1,5 = \\ = 100 - (1 - 0,01 \cdot 1) \cdot 0,854 - 1 - 4 = 94,15 \text{ кг},$$

где $f_{\text{л}}$ — выход годного металла, кг из 100 кг металлического лома; $\gamma_{\text{л}}$ — угар элементов металлического лома (табл. 4.3), кг; y — количество мусора в металлическом ломе; 0,5; 2,0; 1,5 — соответственно потери с корольками железа в шлаке, на образование оксидов железа шлака и потери железа с дымовыми газами.

Для губчатого железа:

$$f_{\text{Гж}} = 100 - \gamma_{\text{Гж}} - 0,5 - 2,0 - 1,5 = 100 - 8,82 - 4 = 87,18 \text{ кг},$$

где $f_{\text{Гж}}$ — выход годного металла, кг из 100 кг губчатого железа; $\gamma_{\text{Гж}}$ — угар элементов губчатого железа, кг; 0,5; 2,0; 1,5 — соответственно потери с корольками железа в шлаке, на образование оксидов железа шлака и потери железа с дымовыми газам.

4.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСХОДОВ ВСЕХ ВИДОВ МЕТАЛЛОШИХТЫ

Из всех материалов металлошихты, принимающих участие в электроплавке, расчетом определяется расход только одного

материала, тогда как остальные задаются в кг на 1000 кг жидкой стали. Чаще всего рассчитывается расход металлического лома.

В общем виде 1000 кг жидкой стали образуется из суммы произведений расхода определенного вида металлошихты на соответствующий ему выход годного металла.

$$0,01 \cdot (G_{жч} f_{жч} + G_{л} f_{л} + G_{тч} f_{тч} + G_{гж} f_{гж} + G_{СК} f_{СК}) = 1000,$$

где $G_{жч}$ — расход жидкого чугуна, кг/1000 кг; $f_{жч}$ — выход годного жидкого чугуна, %; $G_{л}$ — расход металлического лома, кг/1000 кг; $f_{л}$ — выход годного металлического лома, %; $G_{тч}$ — расход твердого чугуна, кг/1000 кг; $f_{тч}$ — выход годного твердого чугуна, %; $G_{гж}$ — расход губчатого железа, кг/1000 кг; $f_{гж}$ — выход годного губчатого железа, %; $G_{СК}$ — расход синтикама, кг/1000 кг; $f_{СК}$ — выход годного синтикама, %.

Если, например, заданы расходы: жидкого чугуна, твердого чугуна, губчатого железа и синтикама в кг на 1000 кг жидкой стали, то расход металлического лома будет равен:

$$\begin{aligned} G_{л.л} &= \frac{1000 - 0,01(G_{жч} f_{жч} + G_{тч} f_{тч} + G_{гж} f_{гж} + G_{СК} f_{СК})}{0,01 f_{л}} = \\ &= \frac{1000 - 0,01(100 \cdot 90,36 + 100 \cdot 91,31 + 100 \cdot 87,18 + 100 \cdot 85,795)}{0,01 \cdot 94,15} = \\ &= 685,47 \text{ кг}, \end{aligned}$$

где $G_{л}$ — расход металлического лома кг/1000 кг жидкой стали.

Расход металлошихты, кг/1000 кг жидкой стали:

$$G_{жч} + G_{л} + G_{тч} + G_{гж} + G_{СК}.$$

Выход годной жидкой стали, %:

$$\begin{aligned} f_{жс} &= \frac{100000}{G_{жч} + G_{л} + G_{тч} + G_{гж} + G_{СК}} = \\ f_{жс} &= \frac{100000}{100 + 685,47 + 100 + 100 + 100} = 92,12 \%. \end{aligned}$$

4.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ СУММАРНОГО УГАРА ЭЛЕМЕНТОВ МЕТАЛЛОШИХТЫ

Суммарный угар отдельных элементов плавки определяется в соответствии с их долевым участием в общем объеме металлошихты.

В большинстве электросталеплавильных цехов, имеющих возможность использовать в металлошихте жидкий чугун, не имеется миксерных отделений и средств для скачивания миксерного шлака из чугуновозных ковшей. В результате значительное количество миксерного шлака заливается вместе с чугуном в печь и учитывается в его массе. Общее количество такого шлака на поверхности чугуна колеблется в пределах 0,5–1,2 % от массы чугуна. Даже, если обеспечиваются условия предварительного скачивания шлака из заливочного ковша, часть его, не менее 0,1 кг на 100 кг чугуна, заливается в печь. Таким образом, при определении выхода годного металла, это количество шлака должно быть вычтено из массы чугуна.

Поскольку химический анализ жидкого чугуна определяется по его металлической части, то истинный химический состав чугуна с учетом миксерного шлака должен для каждого элемента пересчитываться с коэффициентом $(1-0,01x)$.

Вместе с металлическим ломом в шихту электроплавки поступает от 1 до 3 % мусора. На Молдавском металлургическом заводе (ММЗ) имеют в среднем замусоренность лома 2 %, а при использовании в составе металлошихты собственного скрапа количество мусора в нем повышается до 5 % [8]. Теплофизический справочник свойств шихтовых материалов черной металлургии определил среднее содержание в металлическом ломе только SiO_2 , равного 1,5 %. Состав мусора непредсказуем и зависит от источника его поступления. Так же как и для жидкого чугуна, химический состав металлического лома определяется по его металлической части. В связи с этим истинный состав металлического лома должен для каждого элемента пересчитываться с коэффициентом $(1 - y)$.

$$\begin{aligned}
\mathbf{C}_y &= 0,01(1 - 0,01x)G_{жч} C_{y_{жч}} + 0,01(1 - 0,01y) G_{л} C_{y_{л}} + \\
&+ 0,01G_{гж} C_{y_{гж}} + 0,01G_{тч} C_{y_{тч}} + 0,01 G_{сж} C_{y_{сж}} = \\
&= 0,01(1 - 0,01 \cdot 1)100 \cdot 4,08 + 0,01(1 - 0,010 \cdot 1)685,47 \cdot 0,08 + \\
&+ 0,01 \cdot 100 \cdot 1,28 + 0,01 \cdot 100 \cdot 4,08 + 0,01 \cdot 100 \cdot 3,26 = 13,202 \\
\mathbf{Si}_y &= 0,01(1 - 0,01x)G_{жч} Si_{y_{жч}} + 0,01(1 - 0,01y) G_{л} Si_{y_{л}} + \\
&+ 0,01G_{гж} Si_{y_{гж}} + 0,01G_{тч} Si_{y_{тч}} + 0,01 G_{сж} Si_{y_{сж}} = \\
&= 0,01(1 - 0,01 \cdot 1)100 \cdot 0,5 + 0,01(1 - 0,010 \cdot 1)685,47 \cdot 0,35 + \\
&+ 0,01 \cdot 100 \cdot 0 + 0,01 \cdot 100 \cdot 0,5 + 0,01 \cdot 100 \cdot 0,4 = 3,77 \text{ кг}; \\
\mathbf{Mn}_y &= 0,01(1 - 0,01x)G_{жч} Mn_{y_{жч}} + \\
&+ 0,01(1 - 0,01y) G_{л} Mn_{y_{л}} + 0,01G_{гж} Mn_{y_{гж}} + 0,01G_{тч} Mn_{y_{тч}} + \\
&+ 0,01 G_{сж} Mn_{y_{сж}} = 0,01(1 - 0,01 \cdot 1)100 \cdot 0,06 + 0,01(1 - \\
&- 0,010 \cdot 1)685,47 \cdot 0,35 + 0,01 \cdot 100 \cdot 0 + 0,01 \cdot 100 \cdot 0,06 + \\
&+ 0,01 \cdot 100 \cdot 0,048 = 2,55 \text{ кг}; \\
\mathbf{Cr}_y &= 0,01(1 - 0,01x)G_{жч} Cr_{y_{жч}} + 0,01(1 - 0,01y) G_{л} Cr_{y_{л}} + \\
&+ 0,01G_{гж} Cr_{y_{гж}} + 0,01G_{тч} Cr_{y_{тч}} + 0,01 G_{сж} Cr_{y_{сж}} = \\
&= 0,01(1 - 0,01 \cdot 1) \cdot 0 \cdot 0,5 + 0,01(1 - 0,010 \cdot 1)685,47 \cdot 0,04 + \\
&+ 0,01 \cdot 100 \cdot 0 + 0,01 \cdot 100 \cdot 0 + 0,01 \cdot 100 \cdot 0 = 0,27 \text{ кг}; \\
\mathbf{P}_y &= 0,01(1 - 0,01x)G_{жч} P_{y_{жч}} + 0,01(1 - 0,01y) G_{л} P_{y_{л}} + \\
&+ 0,01G_{гж} P_{y_{гж}} + 0,01G_{тч} P_{y_{тч}} + 0,01 G_{сж} P_{y_{сж}} = \\
&= 0,01(1 - 0,01 \cdot 1)100 \cdot 0,043 + 0,01(1 - 0,010 \cdot 1)685,47 \cdot 0,02 + \\
&+ 0,01 \cdot 100 \cdot 0 + 0,01 \cdot 100 \cdot 0,043 + 0,01 \cdot 100 \cdot 0,034 = 3,08 \text{ кг}; \\
\mathbf{S}_y &= 0,01(1 - 0,01x)G_{жч} S_{y_{жч}} + 0,01 (1 - 0,01y) G_{л} S_{y_{л}} + \\
&+ 0,01G_{гж} S_{y_{гж}} + 0,01G_{тч} S_{y_{тч}} + 0,01 G_{сж} S_{y_{сж}} = \\
&= 0,01(1 - 0,01 \cdot 1)100 \cdot 0,006 + 0,01(1 - 0,010 \cdot 1)685,47 \cdot 0,014 + \\
&+ 0,01 \cdot 100 \cdot 0 + 0,01 \cdot 100 \cdot 0,006 + 0,01 \cdot 100 \cdot 0,005 = \\
&= 0,106 \text{ кг}; \\
\mathbf{Fe}_{удым} &= 0,01G_{жч} 1,5 + 0,01G_{л} 1,5 + 0,01G_{гж} 1,5 + \\
&+ 0,01G_{тч} 1,5 + 0,0001 G_{сж}g_{тжсж} 1,5 = 0,01 \cdot 100 \cdot 1,5 + \\
&+ 0,01 \cdot 685,47 \cdot 1,5 + 0,01 \cdot 100 \cdot 1,5 + 0,0001 \cdot 100 \cdot 1,5 = \\
&= 15,98 \text{ кг}; \\
\mathbf{Fe}_{шлак} &= 0,01G_{жч} 2,0 + 0,01G_{л} 2,0 + 0,01G_{гж} 2,0 + \\
&+ 0,01G_{тч} 2,0 + 0,0001 G_{сж}g_{тжсж} 2,0 = 0,01 \cdot 100 \cdot 2,0 +
\end{aligned}$$

$$+ 0,01 \cdot 685,47 \cdot 2,0 + 0,01 \cdot 100 \cdot 2,0 + 0,0001 \cdot 100 \cdot 2,0 =$$

$$= 21,309 \text{ кг};$$

$$\mathbf{Fe}_{\text{укоп}} = 0,01G_{\text{жч}} 0,5 + 0,01G_{\text{л}} 0,5 + 0,01G_{\text{гж}} 0,5 +$$

$$+ 0,01G_{\text{тч}} 0,5 + 0,0001 G_{\text{СК}}g_{\text{тчск}}0,5 = 0,01 \cdot 100 \cdot 0,5 +$$

$$+ 0,01 \cdot 685,47 \cdot 0,5 + 0,01 \cdot 100 \cdot 0,5 + 0,0001 \cdot 100 \cdot 0,5 =$$

$$= 5,327 \text{ кг};$$

где C_y , Si_y , Mn_y , Cr_y , P_y , S_y — угар углерода, кремния, марганца, хрома, фосфора, серы, кг/ 1000 кг жидкой стали; $Fe_{\text{удым}}$ — количество железа уносимого с дымовыми газами, кг/1000 кг жидкой стали; $Fe_{\text{ушлак}}$ — количество железа, перешедшего в шлак в виде его оксидов, кг/1000 кг жидкой стали; $Fe_{\text{укоп}}$ — количество железа перешедшего в шлак в виде королек металла, кг/1000 кг жидкой стали.

4.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ СОСТАВА И КОЛИЧЕСТВА ШЛАКА

В шлак переходят оксиды компонентов металлошихты кроме углерода, оксиды которого переходят в газовую фазу, в которую также переходит около 5 % серы шихты.

Количество потребного для окисления примесей металлошихты кислорода и образующихся оксидов приведены в табл. 4.4.

Современная плавка в мощной дуговой электросталеплавильной печи с использованием интенсификаторов процесса плавления требует в составе металлошихты определенного запаса по углероду как источника дополнительного тепла, так и материала, обеспечивающего защиту железа шихты от чрезмерного окисления. Количество оксидов минеральной части углеродсодержащих материалов, поступающих в шлак, зависит от расхода этого материала в кг на 1000 кг жидкой стали.

С целью экранирования дуг после расплавления основной массы металлошихты используется технология работы под пенистым шлаком. Вспенивание шлака обеспечивается вводом в шлаковый расплав углеродсодержащих материалов в струе кислорода или осушенного воздуха. Количество вводимых углеродсодержащих

материалов для вспенивания шлака колеблется в пределах 5–12 кг/т жидкой стали.

Таблица 4.4

**Количество образующихся оксидов примесей металлошихты и
потребное для их образования количество кислорода**

Масса окислившегося элемента, кг	Тип образующегося оксида	Требуется кислорода, кг	Количество оксидов, кг
$Si_y = 3,77$	SiO_2	$3,77 \frac{32}{28} = 4,3$	$3,77 \frac{60}{28} = 8,07$
$Mn_y = 2,55$	MnO	$2,55 \frac{16}{55} = 0,74$	$2,55 \frac{71}{55} = 3,29$
$Cr_y = 0,27$	Cr_2O_3	$0,27 \frac{48}{104} = 0,12$	$0,27 \frac{152}{104} = 0,395$
$P_y = 0,308$	P_2O_5	$0,31 \frac{80}{62} = 0,397$	$0,31 \frac{142}{62} = 0,71$
$Fe_{\text{шлак}} = 21,309$	FeO	$21,309 \frac{16}{56} = 6,088$	$21,309 \frac{72}{56} = 27,397$
$S_y 0,95 = 0,1$	S	-	$S_y 0,95 = 0,1$
28,31		11,65	39,97

Таким образом, общее количества используемых в процессе плавки углеродсодержащих материалов суммируется из расхода кускового материала, вводимого с металлошихтой, и порошкообразного материала для вспенивания шлака. Фракционный состав кускового материала 10–30 мм, а порошкообразного 0,5–2 мм.

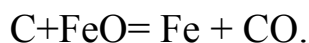
Количество вводимых в процесс углеродсодержащих материалов определено на основании обработки фактических данных работы шахтных печей, приводимых в технической литературе.

Часть (или весь) углерод таких материалов как губчатое железо и синтиком затрачивается на восстановление оксидов железа этих материалов. В связи с чем, количество собственного углерода, использованного для восстановления оксидов железа этих

материалов, должно быть вычтено из общей потребности в углероде, вводимом в процесс с углеродсодержащими материалами.

Принято допущение, что оксиды железа этих материалов восстанавливаются прямым путем.

На довосстановление оксида железа FeO в губчатом железе и синтикоме в процессе плавки затрачивается углерод по реакции:



То есть для восстановления 1 кг FeO требуется: $12/72 = 0,166$ кг углерода.

На восстановление Fe_2O_3 (наполнителя синтикома) затрачивается углерод по реакции $Fe_2O_3 + 3C = 2Fe + 3CO$. То есть для восстановления 1 кг Fe_2O_3 требуется углерода:

$$\frac{3 \cdot 12}{56 \cdot 2 + 16 \cdot 3} = 0,225.$$

Для конкретного состава губчатого железа и синтикома могут иметь место недостаток собственного углерода на восстановление всех оксидов железа. В этом случае потребуется вводить в процесс дополнительное количество углерода с углеродсодержащими материалами в завалку печи. То есть во всех случаях будет иметь место полное восстановление оксидов железа этих материалов собственным углеродом (если его достаточно) или собственным и вводимым в завалку углеродом (если для этих целей недостаточно собственного углерода).

$$g_k^C = \frac{17 - [C_y - 0,01 \cdot G_{2ж} \cdot (FeO)_{2ж} \cdot 0,166]}{0,01 \cdot C_k} +$$

$$+ \frac{0,0001 \cdot G_{СК} \cdot g_{жрСК} [(Fe_2O_3)_{жр} \cdot 0,225 + (FeO)_{жр} \cdot 0,166] - C_{увсп}}{0,01 \cdot C_k},$$

$$g_k^C = \frac{17 - [13,202 - 0,01 \cdot 100 \cdot 9,3 \cdot 0,166]}{0,01 \cdot 89,44} +$$

$$+ \frac{0,0001 \cdot 100 \cdot 20 [60,5 \cdot 0,225 + 27,5 \cdot 0,166] - 5}{0,01 \cdot 89,44} = 4,45 \text{ кг},$$

где g_k^C — количество углеродсодержащего материала вводимого в завалку печи, кг/1000 кг жидкой стали; C_y — суммарный угар углерода металлошихты (раздел 2.4), кг; $C_{увсп}$ — количество углерода для вспенивания шлака, (5—7) кг/1000 кг жидкой стали, кг; C_k — содержание углерода в углеродсодержащем материале, %; $G_{гж}$ — расход губчатого железа, кг/1000 кг жидкой стали; $G_{СК}$ — расход синтикома, кг/1000 кг жидкой стали; $g_{жрСК}$ — количество наполнителя в синтикоме, %; $(FeO)_{гж}$ — количество FeO губчатого железа, кг/100 кг губчатого железа; $(FeO)_{жр}$ — количество FeO наполнителя синтикома, кг/100 кг наполнителя; $(Fe_2O_3)_{жр}$ — количество Fe_2O_3 наполнителя синтикома, кг/100 кг наполнителя; 0,166 — количество углерода на восстановление FeO (12/72), кг; 0,225 — количество углерода на восстановление Fe_2O_3 (36/160), кг.

Если в результате расчета g_k^C окажется меньше 5 кг, следует отказаться от ввода кускового углеродсодержащего материала и дополнить этим количеством порошкообразный материал, но таким образом, чтобы общее количество порошкообразного углеродсодержащего материала не превысило 10 кг на 1000 кг жидкой стали.

Если g_k^C окажется отрицательной величиной, то кусковый углеродсодержащий материал в завалку не вводится. В шлак помимо оксидов, образующихся из элементов металлошихты (табл. 4.4), переходят также оксиды рабочего слоя материала футеровки печи, миксерного шлака, мусора металлического лома, пустой породы губчатого железа, золы углеродсодержащих материалов и пустой породы наполнителя синтикома.

Состав шлака с учетом этих оксидов представлен в табл. 4.5 (знаком % выражается долевая часть соответствующего компонента в общей массе материала). Оксиды железа наполнителя синтикома и пустой породы губчатого железа в табл. 4.5 равны нулю, так как они полностью восстанавливаются до железа углеродом шихты (см. расчет g_k^C).

Таблица 4.5

Предварительный состав шлака

Материал	Оксиды металлошихты табл. 4.4	Миксерный щлак		Мусор лома		Пустая порода губчатого железа		Плакиковый шпат		Пустая порода наполнителя синтикама		Зола углеродсодержащего материала		Футеровка		Итого
Расход кг на 1000 кг стали		$0,01xG_{жч} = 0,01 \cdot 100 = 1$		$0,01yG_{л} = 0,01 \cdot 1 \cdot 685,47 = 6,85$		$G_{гж} = 100$		$G_{плш} = 1$		$0,01g_{жрСК}G_{СК} = 0,01 \cdot 20 \cdot 100 = 20$		$g_{к}^C + C_{всп} / 0,01C_{к} = 4,45 + 5 / 0,89 = 10,043$		$G_{ф} = 2$		
Оксиды шлака	кг	% _о		% _о		% _о		% _о		% _о		% _о		% _о		
Fe ₂ O ₃	-	0,014	0,014	-	-	-	-	0,0122	0,0122	-	-	-	-	0,054	0,108	0,1342
FeO	27,397	0,04	0,04	-	-	-	-	-	-	-	-	0,0102	0,1024	0,002	0,004	27,544
SiO ₂	8,07	0,475	0,475	0,72	4,932	0,045	4,5	0,044	0,044	0,045	0,9	0,0511	0,5132	0,035	0,070	19,51
CaO	-	0,275	0,275	-	-	0,004	0,4	0,015	0,015	0,02	0,4	0,0051	0,0512	0,08	0,16	1,3012
MgO	-	0,045	0,045	-	-	-	-	-	-	0,01	0,2	0,002	0,02	0,82	1,64	1,905
MnO	3,29	0,080	0,080	-	-	-	-	-	-	0,015	0,3	0,001	0,01	-	-	3,683
Al ₂ O ₃	-	0,065	0,065	0,28	1,918	0,0057	0,57	0,015	0,015	0,024	0,48	0,0307	0,3083	0,001	0,002	3,358
CaF ₂	-	-	-	-	-	-	-	0,908	0,908	-	-	-	-	-	-	0,908
Cr ₂ O ₃	0,395	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,395
P ₂ O ₅	0,71	0,002	0,002	-	-	0,0002	0,02	0,0004	0,0004	0,0005	0,01	0,0005	0,005	-	-	0,7434
S	0,1	0,004	0,004	-	-	0,0002	0,02	0,0004	0,0004	0,0005	0,001	0,005	0,05	-	-	0,1848
Всего	39,97	1,0	1,0	1,0	6,85	0,0551	5,51	0,995	0,995	0,115	2,3	0,1026	1,060	0,992	1,984	59,66

Для разжижения шлака в электросталеплавильном производстве может использоваться плавиковый шпат в количестве до 2–3 кг на 1000 кг жидкой стали.

При определении как предварительного, так и окончательного количества шлака приняты допущения:

- из угара серы металлошихты 95 % переходит в шлак, остальное — в газовую фазу;
- сера из других источников, кроме металлошихты, целиком переходит в шлак.

Расчет ввода необходимого количества шлакообразующих материалов следует начинать с определения количества извести. Для этой цели можно ограничиться выражением основности шлака через CaO/SiO_2 . Для высокомошных печей, работающих по технологии с одним шлаком, основность в конце периода плавления обычно не превышает 2,5 (чаще 1,9–2,0).

$$g_u = \frac{B \cdot \Sigma \text{SiO}_2 - \Sigma \text{CaO}}{0,01 \cdot (\text{CaO}_u - B \cdot \text{SiO}_{2u})},$$

где g_u — расход извести, кг/1000 кг жидкой стали; B — принятая основность шлака; ΣSiO_2 — суммарное количество SiO_2 из табл. 4.5, кг; ΣCaO — суммарное количество CaO из табл. 4.5, кг; CaO_u — содержание CaO в извести, %; SiO_{2u} — содержание SiO_2 в извести, %.

Если g_u в исходных данных к расчету задана как постоянная величина, то требуется недостающее до выбранной основности шлака количество CaO ввести с известняком. Такая ситуация может иметь место, если производство извести на предприятии не покрывает все его потребности в этом виде продукции.

Если $g_u^{зад}$ меньше полученного по расчету g_u , то принимается значение заданного $g_u^{зад}$, и рассчитывается количество вводимого известняка. Если же $g_u^{зад}$ оказывается больше, чем получено по расчету g_u , то расчет количества известняка не производится, и принимается расчетное количество извести g_u .

После определения расходов извести и известняка можно определить окончательный состав шлака и его количество, дополнив табл. 4.5 данными по этим материалам (см. табл. 4.6).

Таблица 4.6

Состав конечного шлака

Материал	Состав шлака из табл. 4.5	Известь		Известняк		ИТОГО	
		% _o	кг	% _o	кг	%	кг
Расход на 1000 кг стали		$g_u = 20$		$g_{CaCO_3} = 48,75$			
Оксиды шлака	кг	% _o	кг	% _o	кг	%	кг
Fe ₂ O ₃	0,1342	0,015	0,3	-	-	0,4	0,4342
FeO	27,544	0,01	0,2	0,015	0,7312	26,30	28,4712
SiO ₂	19,51	0,028	0,56	0,035	1,7062	20,11	21,7762
CaO	1,3012	0,87	17,4	0,51	24,8625	40,24	43,5637
MgO	1,905	0,009	0,18	0,005	0,2437	2,15	2,3287
MnO	3,683	0,01	0,2	0,008	0,39	3,96	4,273
Al ₂ O ₃	3,358	0,023	0,46	0,025	1,2187	4,65	5,0367
CaF ₂	0,908	-	-	-	-	0,84	0,908
Cr ₂ O ₃	0,395	-	-	-	-	0,36	0,395
P ₂ O ₅	0,7434	0,001	0,02	0,001	0,0487	0,75	0,8121
S	0,1848	0,0015	0,03	0,001	0,0487	0,24	0,2635
Всего	59,66		19,35		29,25	100,0	108,26

$$g_{CaCO_3} = \frac{(B \Sigma SiO_2 - \Sigma CaO) - g_u^{зад} \cdot 0,01 \cdot (CaO_u - B \cdot SiO_{2u})}{0,01 \cdot (CaO_{CaCO_3} - B \cdot SiO_{2CaCO_3})},$$

$$\frac{(2,0 \cdot 19,51 - 1,3012) - 20 \cdot 0,01 \cdot (87,0 - 2 \cdot 2,8)}{0,01 \cdot (51,0 - 2 \cdot 3,5)} = 48,75 \text{ кг},$$

где g_{CaCO_3} — расход известняка, кг/1000 кг жидкой стали; ΣSiO_2 — суммарное количество SiO₂ из табл. 4.5, кг; ΣCaO — суммарное количество CaO из табл. 4.5, кг; B — основность шлака; $g_u^{зад}$ — заданный расход извести, кг/1000 кг жидкой стали; CaO_u —

содержание CaO в извести, %; SiO_{2u} — содержание SiO_2 в извести, %; $\text{CaO}_{\text{CaCO}_3}$ — содержание CaO в известняке, %; $\text{SiO}_{2\text{CaCO}_3}$ — содержание SiO_2 в известняке, %.

4.5. РАСЧЕТ НЕОБХОДИМОГО КОЛИЧЕСТВА ПРИРОДНОГО ГАЗА ДЛЯ НАГРЕВА ЛОМА В ШАХТЕ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА И СОСТАВА ДЫМОВЫХ ГАЗОВ, ПОКИДАЮЩИХ ПЕЧЬ

Нагрев всей массы металлошихты из завалки и подвалки осуществляется дымовыми газами от двух плавов. Первая порция (завалка) металлошихты подогревается отходящими газами предшествующей плавки, вторая порция (подвалка) подогревается отходящими газами текущей плавки. Именно это разделение подогрева металлошихты дымовыми газами от двух плавов и является основным проблемным моментом при расчете технических показателей плавки в шахтной дуговой электросталеплавильной печи.

Представляется возможным ограничиться в расчетной части пределами одной плавки, приняв допущение, что вся металлошихта плавки подогревается дымовыми газами текущей плавки.

В настоящее время дуговая электросталеплавильная печь является промежуточным агрегатом в процессе выплавки определенной марки стали с необходимыми качественными характеристиками. В единой технологической линии с ним функционируют установка печь–ковш и машина литья заготовок (МНЛЗ). Важным моментом в обеспечении стабилизации процессов как в дуговой печи, так и на установках внепечной обработки стали, является необходимость разливки на МНЛЗ серии плавов в одно сечение. Это предопределяет разливку одной марки стали для всей серии. Количество плавов в серии может существенно колебаться, но никогда не опускается меньше 6–8 плавов подряд. На передовых предприятиях величина серии достигает 30 и более плавов.

Отсюда следует вывод: достижение высокой производительности комплекса «дуговая печь – внепечная обработка – непрерывная разливка» с обеспечением требуемого качества металла возможна только на базе стабилизации процессов на всех уровнях производства.

Естественно, что стабилизация должна касаться не только процессов в дуговой печи, внепечной обработке и непрерывной разливке, но и в подготовке всех видов шихтовых материалов, включая металлический лом.

На основании изложенного при стабилизации процесса выплавки количество тепла дымовых газов, переданного металлическому лому от предшествующей плавки, практически равно теплу дымовых газов переданных текущей плавкой металлическому лому следующей плавки. В связи с этим, несмотря на дискретный характер сталеплавильного производства, при выполнении расчетов по определению технических показателей плавки в шахтной дуговой электропечи без большой ошибки можно принять допущение, что весь металлический лом текущей плавки нагревается теплом ее дымовых газов. В пользу такого допущения говорит и то обстоятельство, что количество основного газообразующего элемента в шихте (углерода) практически одинаково в соседних плавках.

В отличие от обычной дуговой электросталеплавильной печи горелочные устройства для нагрева металлошихты в печи с шахтой устанавливаются не по периметру корпуса печи, а непосредственно под шахтой с изменением направленности тепла в шахту, а не в ванну.

Непосредственно в ванну, минуя шахту печи, поступают жидкий чугун и губчатое железо, которое загружается в печь через сводовое отверстие. Крупногабаритный лом (пакеты) также загружаются в печь, минуя шахту.

Основной целью сооружения шахты является использование физического и химического (дожиганием СО в шахте) тепла отходящих газов для нагрева металлошихты.

Относительно низкая температура материала в шахте печи способствует более полному дожиганию СО до СО₂ и усвоению тепла сжигания природного газа. Если в обычной дуговой печи коэффициент усвоения тепла от сжигания СО и природного газа не превышает 35–40 %, то в шахтной печи он достигает величины 85 и более процентов.

Обычно стремятся нагреть металлошихту в шахте до температуры не выше 750°С, так как только в этом случае обеспечивается достаточно полное сгорание СО до СО₂. Отсюда, количество природного газа определяется необходимостью подвода тепла по разности от общей потребности в тепле для нагрева металлошихты в шахте до 750°С и количеством тепла от используемой части физического тепла дымовых газов и дожигания СО, выделяющегося из ванны печи.

Поэтому первой задачей, которую требуется решить, является определение количества СО, выделяющегося из ванны печи.

В газовой фазе печи СО образуется путем окисления углерода шихты. Сжигание углерода в металлической ванне и шлаке дуговой электропечи осуществляется при высоких температурах процесса (выше 1000°С), при которых в системе С–СО–СО₂ более устойчивой является СО. В связи с этим принято допущение, что в металлической ванне и шлаке печи весь углерод окисляется до СО. Образование же СО₂ происходит уже над ванной печи за счет кислорода, подсасываемого в рабочее пространство печи воздуха (см. табл. 4.7).

Кроме углерода, вносимого металлошихтой и вводимого с углеродсодержащими материалами, имеет место окисление углерода электродов дуговой печи. Расход электродов сверхмощных дуговых электропечей в зависимости от их качества колеблется в пределах 1,1–2,0 кг на 1000 кг жидкой стали. Учитывая, что в эту величину входит масса огарков электродов и их окисление, в настоящих расчетах принято, что 70 % углерода электродов сгорает в рабочем

пространстве печи до СО. Или количество образующейся СО от окисления углерода электродов будет равно:

$$g_{CO_{эл}} = g_{эл} \cdot 0,7 \cdot 28/12 = 1,4 \cdot 0,7 \cdot 28/12 = 2,286 \text{ кг на } 1000 \text{ кг жидкой стали.}$$

Таблица 4.7

Количество образующихся оксидов углерода шихты и потребность в кислороде для их образования

Окисляется углерода в кг	Образуется оксидов газа, кг	Требуется кислорода, кг
$(g_k^C \cdot 0,01 \cdot C_k + C_{всп})$ $= 4,45 \cdot 0,8944 + 5 = 8,98$	$8,98 \frac{28}{12} = 20,95$	$8,98 \frac{16}{12} = 11,97$
$C_y = 13,202$	$13,202 \frac{28}{12} = 30,8$	$\tilde{N}_o \frac{16}{12} - 0,01 \cdot (FeO)_{ав} \cdot G_{ав} \cdot \frac{16}{72} -$ $- 0,0001 G_{CR} g_{ад\tilde{N}E} [(Fe_2O_3) \frac{48}{160} +$ $+ (FeO) \frac{16}{72}] = 13,202 \cdot \frac{16}{12} -$ $- 0,01 \cdot 9,3 \cdot 100 \cdot \frac{16}{72} -$ $- 0,0001 \cdot 100 \cdot 20 \left[60,5 \frac{48}{160} + \right.$ $\left. + 27,5 \frac{16}{72} \right] =$ $= 10,687$
Всего	51,75	22,66

Количество потребного кислорода для окисления этого углерода составит:

$$g_{O2_{эл}} = g_{эл} \cdot 0,7 \cdot 16/12 = 1,4 \cdot 0,7 \cdot 16/12 = 1,306 \text{ кг на } 1000 \text{ кг жидкой стали.}$$

Общее количество образующегося СО:

$$g_{CO} = g_{CO_k} + g_{CO_{C_y}} + g_{CO_{эл}} = 20,95 + 30,8 + 2,286 = 54,04 \text{ кг на } 1000 \text{ кг жидкой стали.}$$

Количество кислорода, необходимого для окисления остальных примесей металлошихты, представлено в разделе 4.4.

Количество CO₂ и H₂O, поступающих из других источников, представлено в табл. 4.8.

Таблица 4.8

**Количество CO₂ и H₂O, поступающих из других
(кроме металлошихты) источников**

Наименование материала	Расход на 1000 кг жидкой стали, кг	CO ₂		H ₂ O	
		% _o	кг	% _o	кг
Известь	$g_{из} = 20$	0,03	0,6	0,0025	0,05
Известняк	$g_{CaCO_3} = 48,75$	0,35	17,062	0,05	2,437
Плавиновый шпат	$g_{плш} = 1$	-	-	0,005	0,005
Футеровка	$g_{ф} = 2$	0,008	0,016	-	-
Синтиком	$G_{СК} = 0,001 \cdot 100 \cdot 20 = 2$	-	-	0,5	0,1
Всего			17,678		2,592

Принято допущение, что 95 % серы металлошихты переходит в шлак, а 5 % — в газ.

Количество удаляемых с дымовыми газами оксидов железа и серы и требуемое для этого количество кислорода приведены в табл. 4.9.

Общее количество образующейся H₂O:

$$g_{H_2O} = g_{H_2O CaO} + g_{H_2O CaCO_3} + g_{H_2O CaF_2} + g_{H_2O СК} = \\ = 0,05 + 2,437 + 0,005 + 0,1 = 2,592 \text{ кг/1000 кг жидкой стали.}$$

Тогда количество кислорода для окисления примесей металлошихты:

$$g_{\partial} = g_{O_2}^C + g_{O_2}^{Si} + g_{O_2}^{Mn} + g_{O_2}^P + g_{O_2}^{Cr} + g_{O_2}^{FeO} + g_{O_2}^{Fe_2O_3} + g_{O_2}^{SO_2} + g_{O_2}^k + g_{O_2}^{эл} = \\ = 11,97 + 4,3 + 0,74 + 0,397 + 0,12 + 6,088 + 6,848 + 0,005 + \\ + 10,687 + 1,306 = 42,461 \text{ кг/1000 кг жидкой стали,}$$

где $g_{O_2}^C$ — количество кислорода на окисление углерода металлошихты, кг; $g_{O_2}^{Si}$ — количество кислорода на окисление

кремния металлошихты, кг (табл. 4.4); $g_{O_2}^{Mn}$ — количество кислорода на окисление марганца металлошихты, кг (табл. 4.4); $g_{O_2}^P$ — количество кислорода на окисление фосфора металлошихты, кг (табл. 4.4); $g_{O_2}^{Cr}$ — количество кислорода на окисление хрома металлошихты, кг (табл. 4.4); $g_{O_2}^{FeO}$ — количество кислорода на окисление железа металлошихты до FeO переходящего в шлак, кг (табл. 4.4); $g_{O_2}^{Fe_2O_3}$ — количество кислорода на окисление железа металлошихты до Fe₂O₃, кг; $g_{O_2}^{SO_2}$ — количество кислорода на образование SO₂ в отходящих конвертерных газах, кг; $g_{O_2}^k$ — количество кислорода на окисление углерода углеродсодержащих материалов, $g_{O_2}^{эл}$ — количество кислорода на окисление углерода электродов, кг.

Таблица 4.9

Количество удаляемых с дымовыми газами оксидов железа и серы и необходимое для их образования количество кислорода

Наименование элемента	Масса окислившегося элемента, кг	Образуются оксиды	Требуется кислорода, кг	Количество оксидов, кг
S _y 0,05	0,106	SO ₂ газ	$S_y 0,05 \cdot \frac{32}{32} =$ $= 0,106 \cdot 0,05 \cdot 1$ $=$ $= 0,005$	$S_y 0,05 \cdot \frac{64}{32} =$ $= 0,106 \cdot 0,05 \cdot 2 =$ $= 0,0106$
Fe _{дым}	15,98	Fe ₂ O ₃	$Fe_{дым} \frac{48}{112} =$ $= 15,98$ $\frac{48}{112} =$ $= 6,848$	$Fe_{дым} \frac{160}{112} =$ $= 15,98 \frac{160}{112} =$ $= 22,828$
всего			6,853	22,838

Как отмечалось ранее, принято допущение, что весь углерод шихтовых материалов окисляется в ванне до СО. Над ванной часть выделившегося СО догорает до СО₂ кислородом воздуха, поступающего в печь через открытое окно и неплотности дуговой электропечи. Рассчитать количество поступающего воздуха в печь достаточно сложно. Исследования работы дуговых электропечей показало, что количество подсасываемого воздуха в их рабочее пространство разнится от 80 до 190 м³/т стали [9]. Принято допущение, что из общего количества кислорода воздуха 40% используется для дожигания СО, 15% для окисления элементов шихты, остальная часть кислорода вместе с азотом покидают рабочее пространство печи с дымовыми газами и направляется в шахту.

Таким образом можно определить окончательный состав дымовых газов с учетом дожигания части СО кислородом подсасываемого воздуха:

$$G_{CO} = g_{CO} - V_{воз} \cdot 0,21 \cdot \frac{32}{22,4} \cdot 0,4 \cdot \frac{28}{16} = g_{CO} - V_{воз} \cdot 0,21 = \\ = 54,04 - 80 \cdot 0,21 = 37,24 \text{ кг.}$$

Соответственно увеличивается количество СО₂ в отходящих дымовых газах:

$$G_{CO_2} = g_{CO_2} + V_{воз} \cdot 0,21 \cdot \frac{32}{22,4} \cdot 0,4 \cdot \frac{44}{16} = g_{CO_2} + V_{воз} \cdot 0,33 = \\ = 17,678 + 80 \cdot 0,33 = 44,078 \text{ кг,}$$

где g_{CO} — количество СО из таблицы 4.10, кг; g_{CO_2} — количество СО₂ из табл. 2.10, кг; $V_{воз}$ — количество атмосферного воздуха, поступившего в рабочее пространство, м³; 0,21 — количество кислорода в воздухе; $\frac{32}{22,4}$ — перевод м³ кислорода воздуха в кг; $\frac{28}{16}$ — количество образующихся единиц СО на единицу кислорода, кг; 0,4 — степень усвоения кислорода воздуха.

Количество азота в дымовых газах определяется следующим образом:

$$G_{N_2} = g_{N_2} + V_{\text{воз}} \cdot 0,79 \cdot \frac{28}{22,4} = g_{N_2} + V_{\text{воз}} 0,9875 = 79 \text{ кг},$$

где g_{N_2} — количество азота из табл. 4.10, кг; 0,79 — количество азота в воздухе; $\frac{28}{22,4}$ — перевод количества азота из м³ в кг.

Таблица 4.10

Состав дымовых газов

Составляющие	кг	м ³	% (по объему)
CO	54,04	$g_{\text{CO}} \frac{22,4}{28} =$ $=54,04 \frac{22,4}{28} = 43,232$	77,95
CO ₂	17,678	$g_{\text{CO}_2} \frac{22,4}{44} =$ $=17,678 \frac{22,4}{44} = 9,0$	16,23
H ₂ O	2,592	$g_{\text{H}_2\text{O}} \frac{22,4}{18} =$ $2,592 \frac{22,4}{18} = 3,225$	5,82
SO ₂	0,0106	$g_{\text{SO}_2} \frac{22,4}{64} =$ $=0,0106 \frac{22,4}{64} = 0,004$	0
N ₂	0	0	0
Итого		55,461	100,0

Количество кислорода воздуха, покидающего рабочее пространство печи, вычисляется по следующей формуле:

$$G_{O_2} = \frac{V_{\text{воз}} \cdot 0,21 \cdot 32}{22,4} \cdot (1 - 0,15 - 0,4) = V_{\text{воз}} 0,135 = 10,8 \text{ кг},$$

где 0,15 — количество кислорода воздуха на окисление элементов шихты; 0,4 — количество кислорода воздуха на дожигание CO над ванной печи.

Суммарный состав дымовых газов на 1000 кг жидкой стали, покидающих рабочее пространство печи представлен в табл. 4.11.

Таблица 4.11

Суммарный состав дымовых газов из ванны печи

Составляющие	кг	м ³	% (по объему)
CO	37,24	$37,24 \frac{22,4}{28} = 29,79$	23,59
CO ₂	44,078	$44,078 \frac{22,4}{44} = 22,44$	17,77
H ₂ O	2,592	$2,592 \frac{22,4}{18} = 3,23$	2,56
SO ₂	0,0106	$0,0106 \frac{22,4}{64} = 0,004$	0
O ₂	10,8	$10,8 \frac{22,4}{32} = 7,56$	6,00
N ₂	79,039	$79,039 \frac{22,4}{28} = 63,23$	50,08
Итого	173,76	126,254	100,0

Общее количество кислорода, используемого на плавку, составит:

$$G_{O_2} = g_{O_2} - \frac{80 \cdot 0,21 \cdot 32 \cdot 0,15}{22,4} = 38,861 \text{ кг.}$$

Количество азота в кислороде дутья:

$$g_{O_2}^{N_2} = \frac{G_{O_2} \cdot (1 - 0,01 \cdot \%O_2)}{0,01 \cdot \%O_2} = g_{O_2}^{N_2} = \frac{38,861 \cdot (1 - 0,01 \cdot 99,9)}{0,01 \cdot 99,9} = 0,039 \text{ кг,}$$

где %O₂ — содержание кислорода в дутье, %.

Количество азота в дымовых газах:

$$G_{N_2} = g_{O_2}^{N_2} + V_{\text{воз}} \cdot 0,79 \cdot \frac{28}{22,4} = g_{N_2} + V_{\text{воз}} 0,9875 = 79,039 \text{ кг.}$$

Количество дутья с учетом содержащегося в нем азота:

$$G_{\partial_2} = \frac{G_{O_2}}{0,01 \cdot \% O_2} = \frac{38,861}{0,01 \cdot 99,9} = 38,9 \text{ кг.}$$

В шахту поступают нагретые до температуры 1250°С дымовые газы. Количество физического тепла, поступающего в шахту с дымовыми газами ($W_{\Sigma_{газ}}$), составит:

$$W_{CO} = G_{CO} \frac{22,4}{28} \cdot \frac{1,44 \cdot 1250}{3600} = 0,4 g_{CO} = 14,90 \text{ кВт} \cdot \text{ч};$$

$$W_{CO_2} = G_{CO_2} \cdot \frac{22,4}{44} \cdot \frac{2,2785 \cdot 1250}{3600} = 0,4 g_{CO_2} = 17,63 \text{ кВт} \cdot \text{ч};$$

$$W_{H_2O} = G_{H_2O} \cdot \frac{22,4}{18} \cdot \frac{1,79 \cdot 1250}{3600} = 0,773 g_{H_2O} = 2,00 \text{ кВт} \cdot \text{ч};$$

$$W_{N_2} = G_{N_2} \cdot \frac{22,4}{28} \cdot \frac{1,426 \cdot 1250}{3600} = 0,396 g_{N_2} = 31,30 \text{ кВт} \cdot \text{ч};$$

$$W_{SO_2} = G_{SO_2} \cdot \frac{22,4}{64} \cdot \frac{1,27 \cdot 1250}{3600} = 0,183 g_{SO_2} = 0,002 \text{ кВт} \cdot \text{ч};$$

$$W_{O_2} = G_{O_2} \cdot \frac{22,4}{32} \cdot \frac{1,507 \cdot 1250}{3600} = 0,3663 g_{O_2} = 3,95 \text{ кВт} \cdot \text{ч};$$

$$W_{\Sigma_{газ}} = 14,896 + 17,63 + 2,004 + 31,3 + 0,002 + 3,95 = 69,78 \text{ кВт} \cdot \text{ч}.$$

На основании обработки данных, приведенных фирмой «Фукс Системтехник» для дуговой печи № 4 ЭСПЦ ОАО «Северсталь», определено, что металлошихтой шахты поглощается около 40% физического тепла поступающего в нее дымовых газов, что соответствует, ориентировочно, 750°С. Тогда количество физического тепла дымовых газов ванны печи, покидающих шахту ($W_{\Sigma_{газш}}$) составит:

$$W_{CO} = g_{CO} \frac{22,4}{28} \cdot \frac{1,3804 \cdot 750}{3600} = 0,23 g_{CO} = 8,56 \text{ кВт} \cdot \text{ч};$$

$$W_{CO_2} = g_{CO_2} \cdot \frac{22,4}{44} \cdot \frac{2,1113 \cdot 750}{3600} = 0,224 g_{CO_2} = 9,87 \text{ кВт} \cdot \text{ч};$$

$$W_{H_2O} = g_{H_2O} \cdot \frac{22,4}{18} \cdot \frac{1,6559 \cdot 750}{3600} = 0,429 g_{H_2O} = 1,11 \text{ кВт} \cdot \text{ч};$$

$$W_{N_2} = g_{N_2} \cdot \frac{22,4}{28} \cdot \frac{1,3657 \cdot 750}{3600} = 0,227 g_{N_2} = 17,94 \text{ кВт}\cdot\text{ч};$$

$$W_{SO_2} = g_{SO_2} \cdot \frac{22,4}{64} \cdot \frac{1,17 \cdot 750}{3600} = 0,085 g_{SO_2} = 0,001 \text{ кВт}\cdot\text{ч};$$

$$W_{O_2} = g_{O_2} \cdot \frac{22,4}{32} \cdot \frac{1,4432 \cdot 750}{3600} = 0,105 g_{O_2} = 2,268 \text{ кВт}\cdot\text{ч};$$

$$W_{\Sigma_{газ}} = 8,56 + 9,87 + 1,11 + 17,94 + 0,001 + 2,268 = 39,74 \text{ кВт}\cdot\text{ч}.$$

Отсюда количество физического тепла, поглощенного металлошихтой в шахте, составит:

$$W_{\text{физ ш}} = W_{\Sigma_{газ}} - W_{\Sigma_{газ ш}} = 69,782 - 39,74 = 30,611 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/1000 \text{ кг}$$

жидкой стали.

При относительно низкой температуре протекания реакции $2CO + O_2 = 2CO_2$ в шахте обеспечивается высокая степень дожигания CO. Принято допущение, что в шахте печи дожигается 90 % CO.

Для дожигания CO используется кислород дымовых газов и воздух, подаваемый через вентиляторы в нижнюю часть шахты. Принято допущение, что количество воздуха, поступающего в шахту от вентилятора, обеспечивает сжигание 90 % CO дымовых газов. Наличие, помимо этого, в дымовых газах кислорода, поступившего в шахту из рабочего пространства печи, позволяет обеспечить необходимый избыток кислорода в шахте для эффективного сжигания CO и природного газа:

$$V_{\text{воз. шах}} = G_{CO} \cdot \frac{0,9 \cdot 16}{28 \cdot 0,233} = 2,207 \cdot G_{CO} = 82,19 \text{ кг},$$

где G_{CO} — количество CO, поступающее в шахту, кг; 0,233 — количество кислорода в воздухе, массовая доля (0,3/1,2875); 1,2 — коэффициент избытка воздуха; 0,9 — коэффициент, учитывающий полноту сжигания CO; 1,2875 — масса 1 м³ воздуха, кг; 0,3 — масса кислорода в 1 м³ воздуха, кг.

Таким образом, при дожигании CO кислородом воздуха, металлошихтой поглощается следующее количество тепла:

$$W_{\text{СО дож К}} = G_{CO} \cdot 0,9 \cdot 2,813 = 2,529 \cdot G_{CO} = 94,17 \text{ кВт}\cdot\text{ч},$$

где G_{CO} — количество CO поступающее в шахту, кг; 0,9 — коэффициент, учитывающий количество CO, сгораемого до CO_2 ; 2,813 — количество тепла, выделяемого при сжигании CO, кВт·ч/кг CO.

Нагрев металлического лома на $1^\circ C$ дает экономию электрической энергии:

$$\frac{1000 \cdot 0,7}{3600} = 0,194 \text{ кВт}\cdot\text{ч/т},$$

где 1000 — масса металлического лома, кг; 0,7 — средняя теплоемкость стали до температуры плавления, кДж/кг $^\circ C$; 3600 — коэффициент перевода кДж в кВт·ч.

Таким образом, чтобы нагреть 1 т металлошихты на $750^\circ C$, требуется передать металлошихте:

$$750 \cdot 0,194 = 145,5 \text{ кВт}\cdot\text{ч тепловой энергии.}$$

Количества кислорода на сжигание 100 м^3 природного газа и образующихся в результате этого процесса CO_2 и H_2O , м^3 , представлены в табл. 4.12.

Количество тепла при сжигании природного газа приведенного состава составит:

$$Q_{\text{пр г}} = 359,92C_{H_4} + 637,3C_{C_2H_6} + 905,46C_{C_3H_8} + 1179,48C_{C_4H_{10}} + 1449,74C_{C_5H_{12}} = 35612,7 \text{ кДж/ м}^3 \text{ газа,}$$

где 359,92; 637,3; 905,46; 1179,48; 1449,74 — теплота горения газа соответственно CH_4 ; C_2H_6 ; C_3H_8 ; C_4H_{10} ; C_5H_{12} , кДж/0,01 м^3 ; CH_4 ; C_2H_6 ; C_3H_8 ; C_4H_{10} ; C_5H_{12} — количество соответствующего газа в общем объеме природного газа, %.

Таблица 4.12

Количество кислорода на сжигание 100 м^3 природного газа и количество образующихся при этом CO_2 и H_2O

Состав природного газа, м^3	Масса, кг	Реакции горения	Расход кислорода, м^3	Образуется CO_2 , м^3	Образуется H_2O , м^3
$CH_4 - 94,6$	67,571	$CH_4 + 2O_2 = CO_2 + 2H_2O$	189,2	94,6	189,2

Состав природного газа, м ³	Масса, кг	Реакции горения	Расход кислорода, м ³	Образуется CO ₂ , м ³	Образуется H ₂ O, м ³
C ₂ H ₆ – 1,9	2,545	C ₂ H ₆ +3,5O ₂ =2CO ₂ +3H ₂ O	6,65	3,8	5,7
C ₃ H ₈ – 0,1	0,196	C ₃ H ₈ +5O ₂ =3CO ₂ +4H ₂ O	0,5	0,3	0,4
C ₄ H ₁₀ – 0,1	0,259	C ₄ H ₁₀ +6,5O ₂ =4CO ₂ +5H ₂ O	0,65	0,4	0,5
C ₅ H ₁₂ – 0,1	0,321	C ₅ H ₁₂ +8O ₂ =5CO ₂ +6H ₂ O	0,8	0,5	0,6
H ₂ – 0,0	0,0		-	-	-
CO ₂ – 0,3	0,589		-	0,3	-
N ₂ – 2,9	3,625		-	-	-
100,0	75,106	Итого:	197,8	99,9	196,4

Аналогичным образом могут быть определены: количество тепла при сжигании 1 м³ природного газа, расход кислорода и выходы CO₂ и H₂O для другого состава природного газа.

Как отмечалось ранее, расход природного газа определяется необходимостью подвода тепла по разности между потребностью в тепле на нагрев металлошихты до температуры 750° С и усвоенного физического тепла дымовых газов, поступающих в шахту, и теплом, передаваемым металлошихте от дожигания СО в шахте.

$$G_{\text{пр г}} = \frac{[145,5 \cdot 0,001 \cdot (G_{\text{л}} + G_{\text{тч}} + G_{\text{СК}}) - W_{\text{физ}} - W_{\text{СОдожиг}}] \cdot 3600 \cdot 0,751}{Q_{\text{пр г}} \cdot 0,85} =$$

$$= \frac{[145,5 \cdot 0,001 \cdot (685,47 + 100 + 100) - 30,611 - 94,17] \cdot 3600 \cdot 0,751}{35612,7 \cdot 0,85} =$$

$$= 0,362 \text{ кг/1000 кг жидкой стали,}$$

где $Q_{\text{пр г}}$ — теплотворная способность природного газа, кДж/м³; 0,751 — коэффициент перевода природного газа из м³ в кг; $G_{\text{л}}+G_{\text{тч}}+G_{\text{СК}}$ — количество металлического твердого лома.

Для сжигания природного газа используется кислород, количество которого можно определить из выражения:

$$G_{\text{кис пр г}} = \frac{197,8 \cdot 32 \cdot G_{\text{пр.г}}}{75,106 \cdot 22,4} = 3,762 \cdot G_{\text{пр.г}} = 3,762 \cdot 0,362 = 1,36 \text{ кг},$$

где 197,8 — количество кислорода для сжигания 100 м³ природного газа, м³; 22,4 — объем килограмм-молекулы газа, м³; 32 — молекулярная масса кислорода, кг; 75,106 — масса 100 м³ природного газа кг; 0,233 — массовая доля кислорода в воздухе.

Общее количество кислорода, используемого в плавке:

$$G_{O_2} + G_{\text{кис пр г}} = 38,86 + 1,36 = 40,22 \text{ кг/1000 кг жидкой стали.}$$

Количество дутья с учетом содержащегося в нем азота:

$$G_{\partial_2} = \frac{G_{O_2}}{0,01 \cdot \% O_2} = \frac{40,22}{0,01 \cdot 99,9} = 40,3 \text{ кг.}$$

При сжигании природного газа состава по табл. 4.12 в воздухе образуется дымовых газов:

$$G_{\text{CO}_2 \text{ пр г}} = \frac{99,9 \cdot 44}{75,106 \cdot 22,4} \cdot G_{\text{пр.г}} = 0,945 \text{ кг;}$$

$$G_{\text{H}_2\text{O пр г}} = \frac{196,4 \cdot 18}{75,106 \cdot 22,4} G_{\text{пр.г}} = 0,76 \text{ кг;}$$

$$G_{\text{N}_2} = \frac{3,625}{75,106} G_{\text{пр.г}} = 0,017 \text{ кг.}$$

После определения количества природного газа для нагрева металлошихты в шахте появляется возможность рассчитать состав дымовых газов, покидающих шахту, и свести материальный баланс плавки в целом.

Количество СО, покидающего шахту, составит 10 % от количества, поступившего в нее:

$$G_{\text{СО к}} = 0,1 G_{\text{СО}} = 3,724 \text{ кг},$$

где $G_{\text{СО к}}$ — количество СО в дымовых газах, покидающих шахту, кг; $G_{\text{СО}}$ — количество СО из табл. 4.11, кг.

Количество CO_2 , покидающее шахту, увеличится за счет дожигания 90% CO и продуктов горения природного газа:

$$G_{\text{CO}_2 \text{ К}} = G_{\text{CO}_2} + 0,9 \cdot G_{\text{CO}} \cdot \frac{44}{28} + G_{\text{пр г}} \cdot 2,612 =$$

$$44,078 + 1,414 \cdot 37,24 + 2,612 \cdot 0,362 = 97,68 \text{ кг},$$

где G_{CO_2} — количество CO_2 из табл. 4.11, кг; G_{CO} — количество CO из табл. 4.11, кг; $G_{\text{пр г}}$ — количество природного газа, кг; 2,612 — количество CO_2 из 1 кг природного газа, кг.

Количество H_2O в дымовых газах увеличится за счет продуктов сжигания природного газа:

$$G_{\text{H}_2\text{O К}} = G_{\text{H}_2\text{O}} + G_{\text{пр г}} \cdot 2,101 = 2,592 + 0,362 \cdot 2,101 = 3,352 \text{ кг}.$$

Количество азота возрастет, поскольку для дожигания CO в шахте используется атмосферный воздух:

$$G_{\text{N}_2 \text{ К}} = G_{\text{N}_2} + V_{\text{воз.шах}} \cdot 0,767 + 0,048 G_{\text{пр г}} + G_{\text{кисл.при.газ}} \cdot (1 - 0,01 \cdot \% \text{O}_2) =$$

$$= G_{\text{N}_2} + 2,031 G_{\text{CO}} + 0,048 G_{\text{пр г}} + G_{\text{N}_2} =$$

$$= 79,039 + 82,19 \cdot 0,767 + 2,031 \cdot 0,362 + 0,017 = 142,807 \text{ кг},$$

где 0,767 – массовая доля азота в воздухе; 0,233 – массовая доля кислорода в воздухе.

Количество кислорода в дымовых газах, поступившего в шахту из ванны печи, складывается с избытка кислорода воздуха для дожигания CO в шахте. Общее количество кислорода, покидающего шахту с дымовыми газами, составит

$$G_{\text{O}_2 \text{ К}} = G_{\text{O}_2} + \frac{G_{\text{кис.прир.газ}}}{0,01 \cdot \% \text{O}_2} = 10,8 \text{ кг}.$$

Суммарное количество и состав дымовых газов, покидающих шахту представлены в табл. 4.13

Таблица 4.13

Суммарное количество и состав дымовых газов покидающих шахту

Составляющие	кг	м ³	% (по объему)
CO _к	3,724	$3,724 \frac{22,4}{28} =$ $= 2,97$	1,67
CO _{2к}	97,68	$97,68 \frac{22,4}{44} =$ $= 49,72$	27,83
H ₂ O _к	3,352	$3,352 \frac{22,4}{18} =$ $= 4,17$	2,33
SO _{2к}	0,0106	$0,0106 \frac{22,4}{64} =$ $= 0,003$	0
O _{2к}	10,8	$10,8 \frac{22,4}{32} =$ $= 7,56$	4,23
N _{2к}	142,807	$142,807 \frac{22,4}{28} =$ $= 114,24$	63,94
Итого	258,37	178,663	100,0

Количество воздуха, используемого для дожигания части СО над ванной и в шахте печи, а также на сжигание природного газа, составит:

$$G_{возк} = V_{воз} \cdot 1,2875 + V_{воз. шах} = 80 \cdot 1,2875 + 82,19 = 185,19 \text{ кг/1000}$$

кг жидкой стали,

где 1,2875 — масса 1 м³ воздуха, кг; V_{воз} — количество подсасываемого в рабочее пространство печи воздуха в м³ на 1 т жидкой стали.

Результаты расчетов приходной и расходной частей материального баланса конвертерной плавки представлены в табл. 4.14.

Таблица 4.14

Материальный баланс плавки

Приход	кг	%	Расход	кг	%
Чугун жидкий	100	7,17	Сталь	1000,0	71,67
Металлический лом	685,47	49,16	Шлак	108,26	7,76
Твердый чугун	100	7,17	Корольки металла	5,325	0,38
Губчатое железо	100	7,17	Потери Fe ₂ O ₃ с дымом	22,838	1,64
Синтиком	100	7,17	Дымовые газы	258,37	18,52
Углерод кусковый	4,45	0,32	Электродные огарки = $g_{эл} \cdot 0,3$	0,42	0,03
Углерод порошок	5,59	0,40			
Электроды	1,4	0,10			
Известь	20,0	1,45			
Известняк	48,75	3,49			
Доломит	-	-			
Плавиновый шпат	1,0	0,07			
Футеровка	2,0	0,14			
Кислород	40,3	2,88			
Природный га	0,362	0,02			
Воздух	185,19	13,29			
Итого:	1394,5	100,0	Итого	1395,2	100,0

Расхождения между приходной и расходной частями материального баланса не должны превышать 0,1 %. В противном случае необходимо искать ошибки в расчетах.

Разница в материальном балансе плавки между приходной и расходной частями составила 0,7 кг, или 0,05 %. Такое расхождение вызвано округлением численных значений после запятой и вполне допустимо.

5. ТЕПЛОВОЙ БАЛАНС ПЛАВКИ

Задачей составления теплового баланса плавки является определение расхода электрической энергии на 1000 кг жидкой стали.

5.1. ПРИХОД ТЕПЛА

Тепло, вносимое жидким чугуном.

$$\begin{aligned} W_{\text{жч}} &= G_{\text{жч}} (1-0,01x)[0,74 \cdot 1150 + 217 + (t_{\text{жч}} - 1150) \cdot 0,87] \\ &\text{или } W_{\text{жч}} = G_{\text{жч}} (1-0,01x) (67,5+0,87 t_{\text{жч}}): 3600 = \\ &= 100(1 - 0,01 \cdot 1) (67,5 + 0,87 \cdot 1350):3600 = 34,155 \text{ кВт}\cdot\text{ч на 1000 кг} \\ &\text{жидкой стали,} \end{aligned}$$

где $W_{\text{жч}}$ — количество тепла, вносимого жидким чугуном; x — количества миксерного шлака, зачтенного как чугун, кг /100 кг чугуна; 0,74 — теплоемкость чугуна до температуры плавления, кДж/кг, °С; 217 — теплота плавления чугуна, кДж/кг; $t_{\text{жч}}$ — температура чугуна, заливаемого в конвертер, °С; 0,87 — теплоемкость жидкого чугуна кДж/кг, °С; 3600 — коэффициент перевода кДж в кВт·ч.

Тепло, вносимое окислением углерода.

В соответствии с ранее принятым допущением весь углерод шихтовых материалов окисляется до CO:

$$\begin{aligned} W_{\text{C}_y} &= [C_y - 0,01G_{\text{гж}}(\text{FeO})_{\text{гж}} - 0,166 - 0,0001G_{\text{СК}}g_{\text{жрСК}}[(\text{Fe}_2\text{O}_3)_{\text{жр}} - 0,225 + \\ &\quad + (\text{FeO})_{\text{жр}} - 0,166] + g_{\text{эл}} \cdot 0,7 + 0,01g_{\text{к}} \cdot C_{\text{к}} + C_{\text{всп}}] 11000:3600 = \\ &= [13,202 - 0,01 \cdot 100 \cdot 9,3 \cdot 0,166 - 0,0001 \cdot 100 \cdot 20[60,5 \cdot 0,225 + \\ &\quad + 27,5 \cdot 0,166] + 1,4 \cdot 0,7 + 0,01 \cdot 4,45 \cdot 89,44 + 5] 11000:3600 = \\ &= 54,947 \text{ кг/1000 кг жидкой стали,} \end{aligned}$$

где W_{C_y} — тепло, вносимое окислением углерода, кВт·ч/1000 кг жидкой стали; C_y — угар углерода металлошихты (кроме углеродсодержащих), кг; $G_{\text{гж}}$ — расход губчатого железа, кг/1000 кг жидкой стали; $G_{\text{СК}}$ — расход синтикома, кг/1000 кг жидкой стали; $(\text{FeO})_{\text{гж}}$ — количество FeO в губчатом железе, %; $(\text{FeO})_{\text{жр}}$ —

количество FeO в наполнителе синтикома, %; $(\text{Fe}_2\text{O}_3)_{\text{жр}}$ — количество $(\text{Fe}_2\text{O}_3)_{\text{жр}}$ в наполнителе синтикома, %; $g_{\text{жрСК}}$ — количество наполнителя в синтикоме, %; $g_{\text{эл}}$ — расход электродов, кг/1000 кг жидкой стали; $g_{\text{к}}^{\text{C}}$ — расход кусковых углеродсодержащих материалов, кг/1000 кг жидкой стали; $C_{\text{всп}}$ — расход порошкообразных углеродсодержащих материалов для вспенивания шлака, кг/1000 кг жидкой стали; $C_{\text{к}}$ — содержание углерода в углеродсодержащих материалах, %; 11000 — тепловой эффект образования CO , кДж/кг C ; $g_{\text{эл}} \cdot 0,7$ — количество окислившегося углерода электродов, кг на 1000 кг жидкой стали (см. раздел 4.5).

Тепло, вносимое окислением кремния.

В процессе плавки весь кремний окисляется и переходит в шлак:

$$W_{\text{Si}} = \text{Si}_y \cdot 27030 : 3600 = 28,3 \text{ кВт}\cdot\text{ч},$$

где W_{Si} — тепло вносимое окислением кремния, кВт·ч/1000 кг жидкой стали; 27030 — тепловой эффект образования SiO_2 , кДж/кг Si ; Si_y — угар кремния металлошихты, кг на 1000 кг жидкой стали.

Тепло, вносимое окислением марганца.

В процессе плавки часть марганца окисляется и переходит в шлак. Количество окислившегося марганца зависит от его начального содержания в металлошихте и конечного содержания углерода в металле. Чем меньше марганца в металлошихте и ниже содержание углерода в стали, тем меньше конечное содержание марганца. Обычно конечное содержание марганца колеблется в пределах 0,3–0,1 %.

$$W_{\text{Mn}} = \text{Mn}_y \cdot 7020 : 3600 = 4,97 \text{ кВт}\cdot\text{ч},$$

где W_{Mn} — тепло, вносимое окислением марганца, кВт·ч/1000 кг жидкой стали; Mn_y — угар марганца металлошихты, кг на 1000 кг жидкой стали; 7020 — тепловой эффект образования MnO , кДж/кг Mn .

Тепло, вносимое окислением хрома.

В процессе плавки часть хрома окисляется и переходит в шлак.

Количество окислившегося хрома зависит от его начального содержания в металлошихте и конечного содержания углерода в металле. Чем меньше хрома в металлошихте и ниже содержание углерода в стали, тем меньше конечное содержание хрома. Обычно конечное содержание хрома колеблется в пределах 0,3–0,1 %.

$$W_{Cr} = Cr_y \cdot 10877 : 3600 = 0,815 \text{ кВт}\cdot\text{ч},$$

где W_{Cr} — тепло, вносимое окислением хрома, кВт·ч/1000 кг жидкой стали; Cr_y — угар хрома металлошихты, кг на 1000 кг жидкой стали; 10877 — тепловой эффект образования Cr_2O_3 , кДж/кг Mn.

Тепло, вносимое окислением фосфора.

$$W_P = P_y \cdot 19820 : 3600 = 1,69 \text{ кВт}\cdot\text{ч},$$

где W_P — тепло, вносимое окислением фосфора, кВт·ч/1000 кг жидкой стали; P_y — угар фосфора металлошихты, кг на 1000 кг жидкой стали; 19820 — тепловой эффект образования P_2O_5 , кДж/кг.

Тепло, вносимое окислением железа, с переходом его оксидов в шлак.

В настоящих методических указаниях принято допущение, что из 100 кг металлошихты в шлак переходит 2,0 кг железа, и все железо окисляется до FeO. Конечно, эта величина может быть изменена с получением теоретического инструмента ее определения.

Масса FeO в шлаке от окисления железа металлошихты:

$$Fe_{y_{\text{шлак}}} \frac{72}{56} = Fe_{\text{ушлак}} \cdot 1,29.$$

Приход тепла от окисления железа, поступающего в шлак, составит:

$$W_{Fe_{\text{шл}}} = Fe_{y_{\text{шлак}}} \cdot 4760 : 3600 = 28,13 \text{ кВт}\cdot\text{ч},$$

где $W_{Fe_{\text{шл}}}$ — тепло, вносимое окислением железа, кВт·ч/1000 кг жидкой стали; 4760 — тепловой эффект образования FeO, кДж/кг Fe.

Тепло, вносимое окислением железа, уносимое с отходящими газами.

Вместе с дымовыми газами из печи во время плавки увлекается значительное количество паров металла и капель. Вне печи пары металла конденсируются, образуя плавильную пыль. Эта пыль при сжигании окисляется с образованием Fe_2O_3 . Количество пыли, выносимой из печи, колеблется в пределах 1,5–2,5 % от массы металлошихты. Принято допущение, что в дым переходят 1,5 кг железа из 100 кг металлошихты, и все железо окисляется до Fe_2O_3 :

$$W_{Fe_{дым}} = Fe_{у дым} \cdot 7360 : 3600 = 32,67 \text{ кВт}\cdot\text{ч} ,$$

где $W_{Fe_{дым}}$ — тепло, вносимое окислением железа до Fe_2O_3 , уносимого с дымовыми газами, кВтч/1000 кг жидкой стали; 7360 — тепловой эффект образования Fe_2O_3 кДж/кг Fe.

Тепло шлакообразования.

Предполагается, что SiO_2 и P_2O_5 , поступившие в шлак, соединяются с основными оксидами шихтовых материалов с выделением тепла. В шлаке образуются соединения $(CaO)_2SiO_2$ и $(CaO)_4P_2O_5$.

На образование соединения $(CaO)_2SiO_2$ выделяется тепло:

$$W_{шлSi} = \left[Si_y \cdot \frac{60}{28} \cdot + G_{жч} 0,0001 x (SiO_{2ми} - 0,5CaO_{ми}) + \right. \\ \left. + G_{СК} 0,0001 g_{жр} (SiO_{2СК} - 0,5CaO_{СКр}) + G_{л} 0,0001 y (SiO_{2л} - 0,5CaO_{л}) + \right. \\ \left. G_{гж} 0,01 (SiO_{2гж} - 0,5CaO_{гж}) \right] 2108 : 3600 = \left[3,77 \cdot \frac{60}{28} \cdot + \right. \\ \left. + 100 \cdot 0,0001 \cdot 1(47,5 - 0,5 \cdot 27,5) + 100 \cdot 0,0001 \cdot 20(4,5 - 0,5 \cdot 2,0) + + 685,47 \right. \\ \left. \cdot 0,0001 \cdot 1(72 - 0,5 \cdot 0) + 100 \cdot 0,01(4,5 - 0,5 \cdot 0,4) \right] 2108 : 3600 = 10,74 \text{ кВт}\cdot\text{ч},$$

где $W_{шлSi}$ — тепло образования $(CaO)_2SiO_2$ в шлаке, кВтч/1000 кг жидкой стали; x — количество миксерного шлака, %; y — количество мусора в металлическом ломе, %; $SiO_{2ми}$, $SiO_{2СК}$, $SiO_{2л}$, $SiO_{2гж}$ — содержание SiO_2 соответственно в миксерном шлаке, синтикоме, металлическом ломе и губчатом железе, %; $CaO_{ми}$, $CaO_{СК}$, $CaO_{л}$,

$CaO_{2ж}$ содержание CaO соответственно в миксерном шлаке, синтикоме, металлическом ломе и губчатом железе, %; $G_{жч}$, $G_{СК}$, $G_{л}$, $G_{Гж}$ — расход соответственно жидкого чугуна, синтикома, металлического лома и губчатого железа, кг/1000 кг жидкой стали; $g_{жр}$ — количество наполнителя (железной руды) в синтикоме, %; 2108 — тепловой эффект образования $(CaO)_2SiO_2$, кДж/кг SiO_2 .

Условно принято, что присутствующий в миксерном шлаке оксид CaO целиком связан с SiO_2 , тогда на образование соединения $(CaO)_4P_2O_5$ в печном шлаке выделяется тепла:

$$\begin{aligned}
 W_{шлр} &= \left[P_y \frac{142}{62} + G_{жч} 0,0001 x (P_2O_5)_{мш} + G_{СК} g_{жр} 0,0001 (P_2O_5)_{СК} + \right. \\
 &\quad \left. G_{л} 0,0001 y (P_2O_5)_{л} + G_{Гж} 0,01 (P_2O_5)_{Гж} \right] 5086 : 3600 = \\
 &= \left[0,308 \frac{142}{62} + 100 \cdot 0,0001 \cdot 1 \cdot 0,02 + 100 \cdot 20 \cdot 0,0001 \cdot 0,02 + \right. \\
 &\quad \left. + 685,47 \cdot 0,0001 \cdot 1 \cdot 0 + 100 \cdot 0,01 \cdot 0,02 \right] 5086 : 3600 = \\
 &= 1,0 \text{ кВт} \cdot \text{ч},
 \end{aligned}$$

где $W_{шлр}$ — тепло образования $(CaO)_4P_2O_5$ в шлаке, кВтч/1000 кг жидкой стали; $(P_2O_5)_{мш}$, $(P_2O_5)_{СК}$, $(P_2O_5)_{л}$, $(P_2O_5)_{Гж}$ — содержание P_2O_5 соответственно в миксерном шлаке, наполнителе синтикома, мусоре металлического лома и губчатом железе, %; 5086 — тепловой эффект образования $(CaO)_4P_2O_5$, кДж/кг P_2O_5 .

Приход тепла от сжигания природного газа.

В разделе 4.5 определяется расход природного газа $g_{прг}$ в кг на 1000 кг жидкой стали

$$W_{прг} = \frac{G_{прг} \cdot q_{прг}}{3600 \cdot 0,751} = \frac{0,362 \cdot 35612,7}{2703,6} = 4,76 \text{ кВт} \cdot \text{ч},$$

где $W_{прг}$ — тепло сжигания природного газа, кВтч/1000 кг жидкой стали; $G_{прг}$ — расход природного газа, кг на 1000 кг жидкой стали; $q_{прг}$ — теплотворная способность природного газа, кДж/м³; 0,751 — коэффициент перевода природного газа из кг в м³.

Приход тепла от дожигания СО над ванной в печи.

Как отмечалось ранее, принято допущение, что весь углерод шихтовых материалов окисляется в ванне до СО. Над ванной часть выделившегося СО догорает до СО₂ кислородом воздуха, поступающего в печь через открытое окно и неплотности дуговой электропечи, оставшаяся часть СО (см. раздел 4.5) поступает в шахту печи. В связи с этим приход тепла от дожигания СО суммируется из горения части СО над ванной печи и дожигания 90 % оставшейся части СО в шахте печи.

Приход тепла от дожигания СО над ванной печи составит:

$$W_{\text{СО дож}} = V_{\text{воз}} \cdot 0,21 \cdot 10127,6 : 3600 = 47,2 \text{ кВт} \cdot \text{ч},$$

где $W_{\text{СО дож}}$ — тепло от дожигания СО над поверхностью ванны, кВт·ч/1000 кг жидкой стали; 10127,6 — тепловой эффект сжигания СО, кДж/кг.

Приход тепла от дожигания СО в шахте печи составит:

$$W_{\text{СО дож ш}} = G_{\text{СО}} \cdot 0,9 \cdot 2,81 = 94,97 \text{ кВт} \cdot \text{ч},$$

где $W_{\text{СО дож ш}}$ — тепло от дожигания СО в шахте печи, кВтч/ 1000 кг жидкой стали; 0,9 — долевая часть сжигаемого СО в шахте печи; 2,81 — тепловой эффект от сжигания СО, кВтч/ кг СО.

Или общий приход тепла от сжигания СО в печи:

$$W_{\text{СО}} = W_{\text{СО дож}} + W_{\text{СО дож ш}} = 47,2 + 94,97 = 142,17 \text{ кВт} \cdot \text{ч}.$$

Суммарный приход тепла образуется путем сложения прихода тепла по описанным выше механизмам.

$$\begin{aligned} W_{\text{пр}}^{\Sigma} = & W_{\text{жч}} + W_{\text{с}} + W_{\text{Si}} + W_{\text{Mn}} + W_{\text{р}} + W_{\text{Cr}} + W_{\text{Fe шл}} + W_{\text{Ft дым}} + W_{\text{шлSi}} + W_{\text{шлP}} \\ & + W_{\text{пр г}} + W_{\text{СО дож}} = 34,155 + 54,947 + 28,3 + 4,97 + 0,815 + 1,69 + 28,13 + \\ & 32,67 + 10,74 + 1,0 + 4,76 + 142,17 = 344,34 \text{ кВт} \cdot \text{ч}/1000 \text{ кг жидкой} \\ & \text{стали.} \end{aligned}$$

5.2. РАСХОД ТЕПЛА

Теплосодержание сливаемой из печи стали.

Потери тепла со сталью, сливаемой из печи, составят:

$$W_{ст} = 1000[0,70 \cdot 1500 + 260 + (t_{жс} - 1500) \cdot 0,84]: 3600,$$

где $W_{ст}$ — потери тепла со сталью, кВтч/1000 кг жидкой стали; 1000 — количество стали, сливаемой из печи, кг; 0,7 — теплоемкость стали до 1500°C, кДж/кг, °C; 272 — скрытая теплота плавления стали, кДж/кг; $t_{жс}$ — температура стали на выпуске из печи, °C; 0,838 — теплоемкость жидкой стали, кДж/кг, °C; 3600 — коэффициент перевода кДж в кВтч.

Или после преобразования:

$$W_{стжч} = (50 + 0,84t_{ст}) \cdot 0,28 = 402,08 \text{ кВт} \cdot \text{ч}.$$

Шлак уносит тепло.

На нагрев шлака потребуется тепла [14]:

$$\begin{aligned} W_{шл} &= g_{шл} (1,25 \cdot t_{шл} + 209,5): 3600 = \\ &= 108,26(1,25 \cdot 1650 + 209,5): 3600 = 68,32 \text{ кВт} \cdot \text{ч}, \end{aligned}$$

где $W_{шл}$ — потери тепла со шлаком, кВтч/1000 кг жидкой стали; $g_{шл}$ — количество шлака, кг/1000 кг жидкой стали; 1,25 — теплоемкость основного шлака, кДж/кг. Град; 209,5 — скрытая теплота плавления шлака, кДж/кг шлака; $t_{шл}$ — температура шлака перед сливом металла из печи, °C.

Теплота, затраченная на восстановление оксидов железа до Fe.

Оксиды железа вносятся в ванну дуговой электропечи с пустой породой губчатого железа и наполнителем синтикома. Принято допущение, что все оксиды железа восстанавливаются прямым путем за счет углерода шихты:

$$W_{оксFe} = \{G_{гж} 0,01(FeO)_{гж} 3707 + G_{СК} 0,0001 g_{жрСК} [5278(Fe_2O_3)_{СК} + 3707(FeO)_{СК}]\}: 3600 =$$

$$= \{100 \cdot 0,01 \cdot 9,3 \cdot 3707 + 100 \cdot 0,0001 \cdot 20[5278 \cdot 60,5 + 3707 \cdot 27,5]\} : 3600 = 32,98 \text{ кВт}\cdot\text{ч},$$

где $W_{\text{оксFe}}$ — тепло, затраченное на восстановление оксидов железа до Fe, кВтч/1000 кг жидкой стали; $G_{\text{гж}}$ — расход губчатого железа, кг/1000 кг жидкой стали; $G_{\text{СК}}$ — расход синтикома, кг/1000 кг жидкой стали; $(\text{FeO})_{\text{гж}}$ — содержание FeO в губчатом железе, %; $(\text{FeO})_{\text{СК}}$ — содержание FeO в синтикоме, %; $(\text{Fe}_2\text{O}_3)_{\text{СК}}$ — содержание Fe_2O_3 в синтикоме, %; 5278 — тепловой эффект образования Fe_2O_3 , кДж/кг Fe_2O_3 ; 3707 — тепловой эффект образования FeO, кДж/кг FeO.

Теплота стали, оставшаяся в виде корольков в шлаке.

Температура корольков металла принимается равной температуре шлака:

$$W_{\text{кор}} = Fe_{\text{кор}}[0,70 \cdot 1500 + 260 + 0,84(t_{\text{шл}} - 1500)] : 3600,$$

Или после преобразования:

$$W_{\text{ст}} = Fe_{\text{кор}} (50 + 0,84t_{\text{шл}}) : 3600 = 5,327 (50 + 0,84 \cdot 1650) : 3600 = 2,125 \text{ кВт}\cdot\text{ч},$$

где $W_{\text{кор}}$ — теплота нагрева корольков металла, кВтч/1000 кг жидкой стали; $t_{\text{шл}}$ — температура шлака перед сливом металла из печи, °С.

Теплота, теряемая с Fe_2O_3 , уносимым с дымовыми газами.

Средняя удельная теплоемкость Fe_2O_3 :

$$C = 0,6323 + 0,5191t \cdot 10^{-3} - 0,2418t^2 \cdot 10^{-6}.$$

Принято допущение, что в дым из 100 кг каждого вида металлошихты переходит 1,5 кг железа. Из этого количества железа

образуется Fe_2O_3 : $1,5 \frac{160}{112} = 2,142 \text{ кг}$. При температуре отходящих газов

750° С, количество тепла, уносимое Fe_2O_3 с дымом, составит:

$$\begin{aligned} W_{\text{Fe}_2\text{O}_3} &= 2,142 \cdot 0,01(G_{\text{аэ}} + G_{\text{г}} + G_{\text{СК}} + G_{\text{аэ}}) \cdot t_{\text{а}} \cdot [0,6323 + 0,5191 \cdot t_{\text{а}} \cdot 10^{-3} - \\ &- 0,2418 \cdot t_{\text{а}}^2 \cdot 10^{-6}] : 3600 = \\ &= 2,142 \cdot 0,01(100 + 685,47 + 100 + 100) \cdot 750 \cdot [0,6323 + 0,5191 \cdot 750 \cdot 0,001 - \\ &- 0,2418 \cdot 750^2 \cdot 0,000001] : 3600 = 4,29 \text{ кВт}\cdot\text{ч} \end{aligned}$$

где $W_{Fe_2O_3}$ — тепло, теряемое с Fe_2O_3 и уносимое с дымовыми газами, кВт·ч на 1000 кг жидкой стали.

Теплота, затраченная на разложение карбонатов.

Общее количество CO_2 карбонатов было определено в разделе 4.5 (табл. 4.8) и составило:

$$g_{CO_2 \text{ карб}} = g_{CO_2 CaO} + g_{CO_2 CaCO_3} + g_{CO_2 CaF_2}.$$

Расход тепла на разложение карбонатов:

$$W_{\text{карб}} = g_{CO_2 \text{ карб}} \cdot 4034 : 3600$$

$$\text{или } W_{\text{карб}} = g_{CO_2 \text{ карб}} \cdot 1,12 = 19,8 \text{ кВт}\cdot\text{ч},$$

где $W_{\text{кар}}$ — теплота, затраченная на разложение карбонатов, кВт·ч/1000 кг жидкой стали; 4034 — количество тепла на разложение карбонатов, кДж/кг.

Теплота, уносимая с дымовыми газами.

Как было принято ранее, дымовые газы покидают шахту при температуре $750^{\circ}C$. Тогда количество тепла, уносимого с дымовыми газами, составит:

$$W_{CO} = G_{CO \text{ К}} \cdot \frac{22,4}{28} \cdot \frac{1,3804 \cdot 750}{3600} = 0,86;$$

$$W_{CO_2} = G_{CO_2 \text{ К}} \cdot \frac{22,4}{44} \cdot \frac{2,1113 \cdot 750}{3600} = 21,88;$$

$$W_{H_2O} = G_{H_2O \text{ К}} \cdot \frac{22,4}{18} \cdot \frac{1,6559 \cdot 750}{3600} = 1,44;$$

$$W_{N_2} = G_{N_2 \text{ К}} \cdot \frac{22,4}{28} \cdot \frac{1,3657 \cdot 750}{3600} = 32,42;$$

$$W_{SO_2} = G_{SO_2 \text{ К}} \cdot \frac{22,4}{64} \cdot \frac{1,17 \cdot 750}{3600} = 0;$$

$$W_{O_2} = G_{O_2 \text{ К}} \cdot \frac{22,4}{64} \cdot \frac{1,4432 \cdot 750}{3600} = 1,13,$$

где W_{CO} , W_{CO_2} , W_{H_2O} , W_{N_2} , W_{SO_2} , W_{O_2} — количество тепла, уносимого с дымовыми газами CO , CO_2 , H_2O , N_2 , SO_2 , O_2 , кВт·ч/1000 кг жидкой

стали; G_{CO} , G_{CO_2} , G_{H_2O} , G_{N_2} , G_{SO_2} , G_{O_2} — количество газов CO, CO₂, H₂O, N₂, SO₂, O₂ в дымовых газах, кг/1000 кг жидкой стали; 22,4 — объем кг молекулы газа, м³/кг; 28, 44, 18, 28, 64, 32, — массы молекул CO, CO₂, H₂O, N₂, SO₂, O₂, кг; 1,3804, 2,1113, 1,6559, 1,3657, 1,17, 1,4432, — средние теплоемкости газов CO, CO₂, H₂O, N₂, SO₂, O₂, кДж/(м³ · С); 1250 — температура дымовых газов, покидающих рабочее пространство печи, °С; 3600 — количество кДж в 1 кВт·ч.

$$W_{CO} + W_{CO_2} + W_{H_2O} + W_{N_2} + W_{SO_2} + W_{O_2} = 0,856 + 21,88 + \\ + 1,438 + 32,417 + 0 + 1,134 = 57,725 \text{ кВт}\cdot\text{ч}.$$

Тепловые потери.

Определение потерь тепла через футеровку с охлаждающей водой, на нагрев электродов, излучение, а также в электрической цепи представляет трудную задачу при расчете показателей плавки в связи с их многокомпонентностью, сложностью и неопределенностью взаимоотношений и многочисленных изменяющихся тепловых характеристик. Точный подсчет тепловых потерь практически невозможен. Видимо поэтому различными исследователями приводится такой большой разбег в тепловых потерях для обычных дуговых печей — от 13 до 22 % от общего расхода тепла электродуговой плавки. Следует ожидать, что для шахтных печей они никак не могут быть меньше. Для шахтной печи эти потери превышают потери в обычной трехфазной дуговой печи аналогичной емкости. Это связано с тем, что в шахтной печи расход воды на охлаждение ее поверхностей превышает расход воды в обычной дуговой печи. В шахтной печи появляются дополнительные поверхности водяного охлаждения в шахте и поддерживающих пальцах. Величина тепловых потерь определяется продолжительностью нахождения печи под током. Чем эта величина больше, тем больше тепловые потери. Это связано с тем, что наибольшие потери тепла имеют место с охлаждающей водой (от 70 до 80 % суммы тепловых потерь). Обычно часовой расход воды на

печи постоянен вне зависимости от длительности плавки. Отсюда, чем больше длительность плавки, тем больше тепла уносится с охлаждающей водой. В табл. 5.1 представлена зависимость коэффициента потерь тепла $K_{\text{пот}}$ от разницы между расходной и приходной частями теплового баланса плавки $W_{\text{расх}} - W_{\text{пр}}^{\Sigma}$.

$$\begin{aligned} W_{\text{расх}} &= (W_{\text{ст}} + W_{\text{шл}} + W_{\text{оксFe}} + W_{\text{кор}} + W_{\text{Fe}_2\text{O}_3\text{дым}} + W_{\text{карб}} + W_{\text{дым Г}}) = \\ &= 402,08 + 68,32 + 32,98 + 2,125 + 4,29 + 19,8 + 57,725 = \\ &= 587,32 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/1000 \text{ кг жидкой стали.} \end{aligned}$$

Эта зависимость может быть представлена формулой:

$$K_{\text{пот}} = 0,17 + (W_{\text{расх}} - W_{\text{пр}}^{\Sigma}) 10^{-4} = 0,17 + (587,32 - 344,34)10^{-4} = 0,1943.$$

Таблица 5.1

Зависимость коэффициента потерь $K_{\text{пот}}$ от разницы между приходной и расходной частями теплового баланса плавки $W_{\text{расх}} - W_{\text{пр}}^{\Sigma}$.

$(W_{\text{расх}} - W_{\text{пр}}^{\Sigma})$	100	150	200	250	300	350	400	450
$K_{\text{пот}}$	0,18	0,185	0,19	0,195	0,200	0,205	0,21	0,215

Кроме того, при прочих равных условиях, продолжительность токового периода зависит от выбранной (или установленной) мощности трансформатора. Чем она меньше, тем больше длительность периода и, соответственно, тепловые потери. Ниже в табл. 5.2 представлен график зависимости коэффициента тепловых потерь $K_{\text{тр}}$ от удельной мощности печного трансформатора S .

Таблица 5.2

Зависимость коэффициента тепловых потерь $K_{\text{тр}}$ от удельной мощности трансформатора S

$S, \text{ кВА/Т}$	850	800	750	700	650	600	550	500
$K_{\text{тр}}$	0,95	1,0	1,05	1,1	1,15	1,2,	1,25	1,3

Эта зависимость может быть представлена формулой:

$$K_{\text{тр}} = 1,8 - 10^{-3} S_{\text{тр}} = 1,8 - 10^{-3} 800 = 1.$$

Таким образом, суммарный коэффициент тепловых потерь равен:

$$K_{\text{гп}} = K_{\text{пот}} \cdot K_{\text{тр}} = 0,1943.$$

Суммарный расход тепла с учетом тепловых потерь составит:

$$W_{\text{расх}}^{\Sigma} = \frac{W_{\text{расх}}}{1 - K_{\text{гп}}} = \frac{587,32}{1 - 0,1943} = 728,95 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/1000 \text{ кг жидкой стали.}$$

Расход электроэнергии.

Недостаток тепла процесса, образовавшийся в результате разницы между приходной и расходной частями теплового баланса плавки, покрывается теплом электрической энергии.

$$W_{\text{эл}} = W_{\text{расх}}^{\Sigma} - W_{\text{пр}}^{\Sigma} = 728,95 - 344,34 = 384,61 \text{ кВт}\cdot\text{ч на } 1000 \text{ кг жидкой стали.}$$

Полный тепловой баланс плавки представлен в табл. 5.3.

Таблица 5.3

Тепловой баланс плавки в дуговой печи

(на 1000 кг жидкой стали до ввода ферросплавов и легирующих)

Приход тепла	кВт.ч/т	%	Расход тепла	кВт.ч/т	%
1. Физическое тепло жидкого чугуна	34,155	4,68	1. Тепло жидкой стали	402,08	55,16
2. Тепло реакций окисления примесей металлошихты:			2. Тепло шлака	68,32	9,37
[C] в CO	54,947	7,55	3. Тепло отходящих газов	57,725	7,92
[Si] в SiO ₂	28,3	3,88	4. Тепло уносимое с пылью	4,29	0,59
[Mn] в MnO	4,97	0,68	5. Тепло разложения карбонатов	19,8	2,72
[P] в P ₂ O ₅	1,69	0,23	6. Потери тепла через футеровку, излучением, в электрических цепях и системе охлаждения	141,63	19,43
[Cr] в Cr ₂ O ₃	0,815	0,11	7. Тепло на восстановление оксидов железа	32,98	4,52

Продолжение табл. 5.3

Приход тепла	кВт.ч/т	%	Расход тепла	кВт.ч/т	%
[Fe] в FeO в шлак	28,13	3,86	8. Потери тепла с корольками железа в шлаке	2,125	0,29
[Fe] в Fe ₂ O ₃ в дым	32,67	4,48			
3. Тепло реакций шлакообразования:					
(CaO) ₂ SiO ₂	10,74	1,47			
(CaO) ₄ P ₂ O ₅	1,0	0,14			
4. Тепло сжигания природного газа	4,76	0,65			
5. Дожигание СО над ванной и в шахте	142,17	19,50			
6. Тепло электри- ческой энергии	384,61	52,77			
Итого:	728,95	100,0	Итого:	728,95	100,0

Расхождения между приходной и расходной частями теплового баланса не должны превышать 0,1 %. В противном случае необходимо искать ошибки в расчетах.

Поскольку расчет количества раскислителей выполняется в составе курсового проекта по внепечной обработке металла, в настоящих методических указаниях технические показатели плавки определяются до момента слива металла из печи.

6. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЕМКОСТИ ДУГОВОЙ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ И КОЛИЧЕСТВА ПЕЧЕЙ, УСТАНОВЛИВАЕМЫХ В ЦЕХЕ

Производительность сталеплавильного цеха и сортамент его продукции определяются в основном потребностями смежных производств в металле (кузнечного, прокатного, литейного и т. п.).

По заданной производительности и сортаменту металла в первую очередь встает вопрос определения рационального количества и емкости сталеплавильных агрегатов, поскольку они в значительной мере определяют технико-экономические показатели работы всего цеха.

Производительность цеха находится в функциональной зависимости от продолжительности и массы годного металла плавки. Процесс выплавки стали в дуговой электросталеплавильной печи включает следующие основные производственные операции.

Длительность отдельных периодов плавки в дуговой электропечи приведена в табл. 6.1.

Таблица 6.1

Продолжительность отдельных операций плавки, минуты

	Наименование операции	время
1	Завалка первой бадьи, подвалка второй, τ_1	3,0
2	Слив металла, τ_2	3,0
3	Выравнивание электродов, τ_3	1,0
4	Обслуживание отверстия, τ_4	3,0
5	Неучтенные задержки, τ_5	4,0

К неучтенным задержкам τ_{10} относятся операции по обслуживанию печи и выполнение небольших ремонтных работ.

Продолжительность нахождения печи под током определяется по формуле:

$$\tau_m = \frac{W_{эл}}{S_{ном} \cdot \lambda \cdot k} = \frac{384,61}{800 \cdot 0,8 \cdot 0,9} = 0,67 \text{ часа или } 0,67 \cdot 60 = 40,2 \text{ минут,}$$

где $W_{эл}$ — расход электрической энергии за время нахождения под током, кВтч/1000 кг жидкой стали; $S_{ном}$ — удельная мощность печного трансформатора, кВА/ 1000 кг жидкой стали; λ — коэффициент мощности; k — коэффициент использования мощности.

Для мощных дуговых печей коэффициент мощности колеблется в пределах 0,75–0,80. Коэффициент использования мощности можно принять 0,9–0,95.

Таким образом можно определить продолжительность плавки в дуговой электросталеплавильной печи, где $\tau_{пл} = \tau_m + \tau_1 + \tau_2 + \tau_3 + \tau_4 + \tau_5 = 40,2 + 14 = 54,2$ минут.

Если выбирается мощность трансформатора, то задаются продолжительностью нахождения под током. Если определяется продолжительность нахождения под током, то задаются мощностью установленного печного трансформатора.

Суммарная емкость дуговой электропечи для заданного объема производства стали в цехе может быть определена по следующей формуле:

$$G = \frac{P_{ц} \cdot \tau_{пл}}{1440 \cdot T_p} = \frac{1000000 \cdot 54,2}{1440 \cdot 312,5} = 116 \text{ т,}$$

где G — масса металла, т; $P_{ц}$ — годовая производительность цеха, т/год; T_p — количество рабочих суток в году, суток; 1440 — количество минут в сутках.

Для электросталеплавильных цехов время работы дуговой электросталеплавильной печи шахтного типа обычно составляет 312,5 суток в году. Это время соответствует циклу работы в единой технологической линии — дуговая печь, установка внепечной обработки стали и машина непрерывного литья заготовок.

Таблица 6.2

**Основные технические показатели плавки в шахтной дуговой
электросталеплавильной печи**

Наименование показателя	Единица измерения	Количество
Расход жидкого чугуна	кг/т жидкой стали	100
Расход металлического лома	кг/т жидкой стали	685,47
Расход синтикома	кг/т жидкой стали	100
Расход губчатого железа	кг/т жидкой стали	100
Расход твердого чугуна	кг/т жидкой стали	100
Расход электроэнергии	кВтч/т жидкой стали	384,61
Расход кусковых углеродсодержащих материалов	кг/т жидкой стали	4,45
Расход порошковых углеродсодержащих материалов	кг/т жидкой стали	5,59
Расход электродов	кг/т жидкой стали	1,4
Расход извести	кг/т жидкой стали	20,0
Расход известняка	кг/т жидкой стали	48,75
Расход плавикового шпата	кг/т жидкой стали	1,0
Расход футеровки	кг/т жидкой стали	2,0
Расход кислорода	м ³ /т жидкой стали	28,21
Расход природного газа	м ³ /т жидкой стали	0,482
Расход воздуха	м ³ /т жидкой стали	185,19
В том числе вентиляторного	м ³ /т жидкой стали	105,19
Выход шлака	кг/т жидкой стали	108,26
Выход дымовых газов	м ³ /т жидкой стали	178,663
Время печи под током	минута	40,2
Продолжительность плавки	минута	54,2
Масса плавки на выпуске из печи	т	116
Фактическая емкость печи с «болотом»	т	137

После определения суммарной емкости устанавливаемых печей необходимо определиться с их количеством. Здесь можно предложить следующий подход к решению этой задачи. В настоящее время исключительно редко сооружаются дуговые печи емкостью более 150 т. Это связано как с конструктивными сложностями сооружения таких печей, так и трудностями обеспечения крупной печи

высококачественными электродами большого диаметра. Необходимо рассматривать емкость печи в увязке с возможностями непрерывной разливки стали особенно для мелких сечений (например, 100×100 мм или 80×80 мм). Всегда предпочтительнее иметь меньше технологических линий – дуговая печь, выпечная обработка и непрерывная разливка.

Суммарная емкость дуговых электропечей определяется без учета металла «болота». С учетом болота емкость печи увеличивается на 15 %.

$$G_{\phi} = G/0,85 \text{ т} = 137 \text{ т.}$$

После завершения расчетов материального и теплового балансов плавки их результаты следует представить в виде табл. 6.2.

7. РАСЧЕТ КОЛИЧЕСТВА РАСКИСЛИТЕЛЕЙ И ЛЕГИРУЮЩИХ МАТЕРИАЛОВ

В современном сталеплавильном процессе сталеплавильный агрегат предназначается, в основном, для выпуска полупродукта с последующей его обработкой средствами ковшевой металлургии.

С целью уменьшения угара раскислителей и легирующих материалов, а также обеспечения благоприятных условий для последующей десульфурации на установке выпечной обработки, выпуск металла в ковш осуществляется с оставлением шлака в сталеплавильном агрегате. Окончательная доводка металла по химическому составу завершается на установке выпечной обработки.

Обычно ввод раскислителей и легирующих элементов на выпуске из сталеплавильного агрегата при наличии последующей выпечной обработки металла осуществляется на нижний предел содержания соответствующего элемента в стали. Это делается с целью экономии дорогостоящих ферросплавов и легирующих материалов. Вместе с тем исключается риск непопадания в заданные пределы содержания того или иного элемента, поскольку имеется

возможность скорректировать химический состав стали (только в сторону увеличения) на установке внепечной обработки металла.

В настоящем разделе расчет количества ферросплавов и легирующих материалов производится на среднее содержание элементов в стали. В этом случае практически гарантировано попадание в анализ стали даже с учетом изменения массы стали за счет перехода в металл и других (кроме раскислителей и легирующих) элементов ферросплавов и легирующих материалов.

Расчет представлен в форме, когда содержание основных элементов, вводимых в металл материалов, так и их содержание в готовом металле выражаются в процентах. Тогда как расходы материалов определяются в кг на тонну жидкой стали.

$$N_{\text{Феспл}} = \frac{500 \cdot \{ [\text{Э}]_{\text{max}} + [\text{Э}]_{\text{min}} - 2 \cdot [\text{Э}]_{\text{ост}} \}}{\text{Э}_{\text{Феспл}} \cdot K},$$

где $N_{\text{Феспл}}$ — расход соответствующего вида ферросплава, кг; $[\text{Э}]_{\text{max}}$, $[\text{Э}]_{\text{min}}$ — максимальное и минимальное значение элемента для данной марки стали, %; $[\text{Э}]_{\text{ост}}$ — остаточное содержание элемента в стали перед вводом ферросплава или легирующего материала, %; $[\text{Э}]_{\text{Феспл}}$ — содержание элемента в ферросплаве, %; K — коэффициент усвоения элемента из ферросплава или легирующего материала.

После выбора используемых в конкретной плавке ферросплавов и легирующих материалов следует определить их химический состав и задаться степенью усвоения вводимых элементов.

В отдельных случаях (например, в производственных условиях ограниченного времени для детального расчета) разрешается воспользоваться нормативными базовыми содержаниями элементов в ферросплавах и легирующих материалах. При этом недостающее количество остальных элементов до 100% разрешается считать как железо.

Ниже в табл. 7.1 приводятся базовые содержания элементов в ферросплавах и легирующих материалах.

Таблица 7.1

Базовые содержания элементов в ферросплавах и легирующих материалах

Легирующий материал	Марка	Содержание ведущего элемента, %	Содержание сопутствующего элемента, %
Ферросилиций:		Кремния:	
	ФС 25	25	-
	ФС 45	45	-
	ФС 65	65	-
Ферромарганец: Углеродистый Среднеуглеродистый Малоуглеродистый		Марганца:	
	ФМн 75	76	-
	ФМн 1,0	80	-
Марганец: Металлический Электролитический азотированный азотированный			
	Мр 1, Мр 2	90	-
	МрНэ-1	90	-
Силикомарганец:		Марганца:	Кремния:
	СМн 17	65	17
Феррохром:		Хрома:	
	Все марки	60	-
Ферросиликохром:		Хрома:	Кремния:
	ФСХ-20	48	20
	ФСХ-40	37	40
Ферромolibден: Молибден металлический:		Молибдена:	
	Все марки	60	-
	Все марки	99,8	-
Ферровольфрам: Вольфрам металлический:		Вольфрама:	
	Все марки	72	-
	Все марки	99,7	-
Феррованадий: Феррованадий азотированный:		Ванадия:	
	Все марки	38	-
	Все марки	32-34	Азота 2-11
Ферротитан Титан металлический		Титана:	
	Все марки	20	-
	Все марки	99	-

Продолжение табл. 7.1

Легирующий материал	Марка	Содержание ведущего элемента, %	Содержание сопутствующего элемента, %
Ферробор:		Бора:	
	ФБЗ	6	-
	ФБ1	17	-
Феррофосфор:		Фосфора:	
	ФФ	20	-
Феррониобий:		Ниобия:	
	Все марки	50	-
Ферроцерий:		Церия:	
	ФЦ	90	-
Церий металлический:	Се-Э1, Се-Э2	90	-
Силикоцирконий:		Циркония:	
	Все марки	40	-
Кобальт:		Кобальта:	
	Все марки	99,5	-
Никель:		Никеля:	
	НЗ	90	-
Медь:		Меди:	
	Все марки	99,5	-
Алюминий: Первичный: Вторичный:		Алюминия:	
	Все марки	99	
	Все марки	88	
Силикокальций		Кальция:	Кремния:
	СК25, СК30	28	62

Коэффициенты усвоения легирующих элементов устанавливаются действующими на предприятии технологическими инструкциями по выплавке стали. Из многолетнего опыта работы предприятий ориентировочно можно принять нормативы усвоения элементов, приведенные в табл. 7.2.

В общем виде конечное содержание любого элемента в стали перед сливом из дуговой печи можно определить по формуле:

$$\begin{aligned} \mathcal{E}_{жс}^k = & (1 - 0,01x) \cdot \mathcal{E}_{остжс} \cdot 0,001 \cdot G_{жс} + (1 - 0,01y) \cdot \mathcal{E}_{остл} \cdot 0,001 \cdot G_l + \\ & + \mathcal{E}_{осттч} \cdot 0,001 \cdot G_{тч} + \mathcal{E}_{остгжс} \cdot 0,001 \cdot G_{гжс} + \mathcal{E}_{осттчСК} \cdot 0,00001 \cdot G_{СК} \cdot g_{тчСК}. \end{aligned}$$

Таблица 7.2

Коэффициенты усвоения легирующих элементов

Легирующий элемент, сталь	Место легирования	Коэффициент усвоения
<u>Марганец:</u> Сталь: Углеродистая (углерод до 0,25 %) Низколегированная Легирующая		
	Ковш	0,8
	Ковш	0,9
<u>Кремний:</u> Сталь: Углерод в стали до 0,1 %: Углерод в стали более 0,1 %:		
	Ковш	0,8
	Ковш	0,9
<u>Алюминий:</u>	АКОС	0,85
	Ковш	0,2
<u>Хром</u>		0,8
<u>Никель</u>		0,97
<u>Вольфрам</u>		0,95
<u>Молибден</u>		0,97
<u>Кобальт</u>		0,97
<u>Титан</u>	Ковш	0,3
	АКОС	0,8
<u>Ванадий</u>	Ковш	0,85
<u>Ниобий</u>	АКОС	0,85
<u>Бор</u>	АКОС	0,85
<u>Цирконий</u>	АКОС	0,4
<u>Медь</u>		0,97
<u>Азот</u>	Ковш	0,3
<u>Кальций</u>	АКОС	0,1 – 0,2

АКОС – агрегат комплексной обработки стали.

Для настоящего случая состав стали перед сливом из печи составит:

$$\text{Углерода } (1 - 0,01 \cdot 1)0,22 \cdot 0,001 \cdot 1062,084 = 0,23 \%;$$

Кремния $(1 - 0,01 \cdot 1)0,0 \cdot 0,001 \cdot 1062,084 = 0 \%$;
 Марганца $(1 - 0,01 \cdot 1)0,15 \cdot 0,001 \cdot 1062,084 = 0,16 \%$;
 Сера $(1 - 0,01 \cdot 1)0,016 \cdot 0,001 \cdot 1062,084 = 0,016 \%$;
 Фосфор $(1 - 0,01 \cdot 1)0,01 \cdot 0,001 \cdot 1062,084 = 0,010 \%$;
 Хром $(1 - 0,01 \cdot 1)0,16 \cdot 0,001 \cdot 1062,084 = 0,17 \%$;
 Никель $(1 - 0,01 \cdot 1)0,152 \cdot 0,001 \cdot 1062,084 = 0,16 \%$;
 Медь $(1 - 0,01 \cdot 1)0,17 \cdot 0,001 \cdot 1062,084 = 0,18 \%$.

В исходных данных к настоящему расчету задана марка стали Ст25. Химический состав стали Ст25 приведен в табл. 7.3.

Таблица 7.3

Химический состав стали Ст25

C		Mn		Si		S		P		Cr		Ni		Cu	
min	max	min	max	min	max	min	max	min	max	min	max	min	max	min	max
0,22	0,30	0,5	0,8	0,17	0,37	0	0,04	0	0,04	0	0,25	0	0,3	0	0,3

Расход силикомарганца (СМн).

До ввода легирующих элементов проводят раскисление стали обычно с использованием для этих целей материалов с повышенным содержанием кремния и марганца. Расчет количества используемых ферросплавов удобнее начинать с силикомарганца, так как он одновременно с марганцем входит в металл и кремний.

Поскольку количество кремния в этом ферросплаве невелико (около 17 %) по сравнению с содержанием марганца (около 65 %) расчет следует начинать с определения количества этого материала по марганцу:

$$H_{SiMn} = \frac{500 \cdot \{ [Mn]_{max} + [Mn]_{min} - 2 \cdot [Mn]_{ocm} \}}{\mathcal{E}_{SiMn} \cdot K} =$$

$$= \frac{500 \cdot \{ [0,8] + [0,5] - 2 \cdot [0,16]_{ocm} \}}{65 \cdot 0,8} = 9,4 \text{ кг/1000 кг жидкой стали.}$$

Расход ферросилиция (ФС65).

Расход ферросилиция определяется с учетом кремния, введенного в металл с силикомарганцем:

$$H_{FeSi} = \frac{500 \cdot \{ [Si]_{max} + [Si]_{min} - 0,2 \cdot H_{SiMn} \cdot 0,01 \cdot [Si]_{SiMn} \cdot K_{Si} \}}{Si_{FeSi} \cdot K_{Si}} =$$
$$= \frac{500 \cdot \{ 0,37]_{max} + [0,17]_{min} - 0,2 \cdot 9,40 \cdot 0,01 \cdot 17_{SiMn} \cdot 0,9 \}}{65 \cdot 0,9}$$

2,16 кг/1000 кг жидкой стали.

Конечное содержание марганца в стали составит:

$$9,4 \cdot 0,01 \cdot 65 \cdot 0,8 : 10 + 0,16 = 0,65 \%,$$

где 9,4 — расход силикомарганца, кг/т стали; 65 — содержание марганца в силикомарганце, %; 0,8 — коэффициент усвоения марганца.

Конечное содержание кремния в стали составит:

$$(9,4 \cdot 0,01 \cdot 17 \cdot 0,9 + 2,16 \cdot 0,01 \cdot 65 \cdot 0,9) : 10 = 0,27 \%,$$

где 9,4 — расход силикомарганца, кг/т стали; 17 — содержание кремния в силикомарганце, %; 0,9 — коэффициент усвоения марганца; 2,16 — расход ферросилиция, кг/т стали; 65 — содержание кремния в ферросилиции.

Выход годного металла с учетом используемых ферросплавов и легирующих материалов.

Для определения расходов основных материалов и энергоносителей на 1 т стали с учетом введенных в сталеразливочный ковш ферросплавов и легирующих материалов, необходимо определить выход годного металла. Так как нами ранее принято допущение, что кроме используемых элементов остальная часть ферросплавов и легирующих элементов состоит из железа, и все железо переходит в сталь, то количество металла этих материалов, переходящих в сталь, составит:

$$\mathcal{E} = \sum H_{FeSpl} \cdot 0,01 [(100 - \mathcal{E}_{FeSpl}) + \mathcal{E}_{FeSpl} \cdot K_{\mathcal{E}}], \text{ кг/1000 кг жидкой стали,}$$

где \mathcal{E} — количество элемента, усвоенного жидкой сталью, кг/1000 кг жидкой стали; $N_{\text{Феспл}}$ — расход соответствующего вида ферросплава, кг; $\mathcal{E}_{\text{Феспл}}$ — содержание элемента в каждом виде используемого материала, %; $K_{\mathcal{E}}$ — коэффициент усвоения элемента из ферросплава или легирующего материала.

В сталь перейдет из силикомарганца и ферросилиция:

$$\mathcal{E}_{\text{SiMn}} = 9,4 \cdot 0,01 [(100 - 65 - 17) + 65 \cdot 0,8 + 17 \cdot 0,9] = 8,02 \text{ кг};$$

$$\mathcal{E}_{\text{FeSi}} = 2,16 \cdot 0,01 [(100 - 65) + 65 \cdot 0,9] = 2,02 \text{ кг}.$$

Суммарное количество усвоенных жидкой сталью элементов из ферросплавов и легирующих материалов составит:

$$f_{\text{Феспл}} = \sum \mathcal{E} = 10,4 \text{ кг/1000 кг жидкой стали}.$$

После ввода в металл ферросплавов и легирующих материалов масса жидкой стали увеличилась на массу усвоенных металлом элементов этих материалов. Таким образом, количество принимавших участие в плавке шихтовых материалов, огнеупоров, кислорода дутья, выходы стали, шлака и дымовых газов и др., определенных ранее в кг на 1000 кг жидкой стали до ввода ферросплавов и легирующих материалов, должны быть пересчитаны на 1000 кг конечной жидкой стали, отправляемой на внепечную обработку и разливку.

Например, для металлического лома, его расход с учетом введенных ферросплавов и легирующих материалов на 1000 кг жидкой стали составит:

$$\frac{G_{\text{л}} \cdot 1000}{1000 + f_{\text{Феспл}}} = \frac{685,47 \cdot 1000}{1000 + 10,4} = 678,41 \text{ кг/1000 кг жидкой стали},$$

где $G_{\text{л}}^{\text{к}}$ — расход металлического лома в кг на 1000 кг жидкой стали с учетом введенных в металл элементов ферросплавов и легирующих материалов; 10,4 — количество усвоенных жидкой сталью элементов из ферросплавов и легирующих материалов, кг.

Аналогичным образом пересчитываются расходы всех шихтовых материалов, энергоносителей, огнеупоров, выходы шлака, дымовых газов и других показателей плавки, определенные ранее на

1000 кг жидкой стали до ввода ферросплавов и легирующих материалов (см. табл. 7.4).

Таблица 7.4

Результаты расчетов

Наименование показателя	Единица измерения	Количество
Расход жидкого чугуна	кг/т жидкой стали	98,97
Расход металлического лома	кг/т жидкой стали	678,41
Расход синтикома	кг/т жидкой стали	98,97
Расход губчатого железа	кг/т жидкой стали	98,97
Расход твердого чугуна	кг/т жидкой стали	98,97
Расход электроэнергии	кВтч/т жидкой стали	38,65
Расход кусковых углеродсодержащих материалов	кг/т жидкой стали	4,4
Расход порошковых углеродсодержащих материалов	кг/т жидкой стали	5,53
Расход электродов	кг/т жидкой стали	1,38
Расход извести	кг/т жидкой стали	19,8
Расход известняка	кг/т жидкой стали	48,25
Расход плавикового шпата	кг/т жидкой стали	0,98
Расход футеровки	кг/т жидкой стали	1,98
Расход кислорода	м ³ /т жидкой стали	27,92
Расход природного газа	м ³ /т жидкой стали	0,477
Расход воздуха	м ³ /т жидкой стали	183,28
В том числе, вентиляторного	м ³ /т жидкой стали	104,1
Выход шлака	кг/т жидкой стали	107,15
Выход дымовых газов	м ³ /т жидкой стали	176,82
Время печи под током	минута	40,2
Продолжительность плавки	минута	54,2
Фактическая емкость печи	т	116/137

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Рябов А. В.* Современные способы выплавки стали в ДСП / А. В. Рябов. — М. : Теплотехник, 2007. — 192 с.
2. *Геллер К.* Опыт работы фирмы «Фукс Системтехник» с металлургическими и машиностроительными предприятиями России и СНГ и новые возможности по созданию и реконструкции металлургического оборудования / К. Геллер // Труды VII конгресса сталеплавателей. — М. : 2003. С. 245–252.
3. *Аргента П.* Выплавка электростали с непрерывной загрузкой горячей шихты / П. Аргента // Электromеталлургия, 2003. — № 5. — С. 27–34.
4. *Галян В. С.* О показателях работы и экологии шахтных печей фирмы “Фукс” / В. С. Галян // Сталь, 2000. — № 2. — С. 31.
5. *Ласаро Л.* Эксплуатация ДСП с термошахтой на заводе Nervasero / Л. Ласаро, Х. Гальдеано // Электromеталлургия, 2004. — № 2. — С. 10–15.
6. *Минарик Ф.* Дуговая сталеплавильная печь с шахтным подогревателем лома фирмы “Фукс Системтехник”. Экологические аспекты / Ф. Минарик // Сталь, 2000. — № 3. — С. 35.
7. *Трахимович В. И.* Использование железа прямого восстановления при выплавке стали / В. И. Трахимович, А. Г. Шилимов. — М. : Metallургия, 1982. — 230 с.
8. *Бигеев А. М.* Математическое описание и расчеты сталеплавильных процессов / А. М. Бигеев. — М. : Metallургия, 1982. — 158 с.
9. Теплофизические свойства топлив и шихтовых материалов черной металлургии: справочник / В. М. Бабошин [и др.]. — М. : Metallургия, 1982. — 150 с.
10. *Егоров А. В.* Расчет мощности и параметров электропечей черной металлургии / А. В. Егоров. — М. : Metallургия, 1990. — 280 с.

ОКРУГЛЕННЫЕ АТОМНЫЕ ВЕСА ЭЛЕМЕНТОВ

Элемент	Атомный вес	Элемент	Атомный вес	Элемент	Атомный вес
Азот	14	Кобальт	59	Свинец	207
Алюминий	27	Кремний	28	Сера	32
Барий	137	Магний	24	Титан	48
Ванадий	51	Марганец	55	Углерод	12
Водород	1	Медь	64	Фосфор	31
Железо	56	Мышьяк	75	Фтор	19
Калий	39	Натрий	23	Хлор	35
Кальций	40	Никель	59	Хром	52
Кислород	16	Олово	119	Цинк	65

**ТЕПЛОВЫЕ ЭФФЕКТЫ ОКИСЛЕНИЯ НЕКОТОРЫХ
ЭЛЕМЕНТОВ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ВАННЫ ПРИ 25° С**

Реакция	Тепловой эффект	
	кДж/моль продукта реакции	кДж/кг элемента
$[C] + 0,5O_2 = CO$	132 050	11 000
$[C] + O_2 = CO_2$	415 447	34 620
$[Si] + O_2 = (SiO_2)$	759 440	27 030
$[Mn] + 0,5O_2 = (MnO)$	385 700	7 020
$3[Mn] + 2O_2 = (Mn_3O_4)$	463 430	8 426
$2(FeO) + 0,5O_2 = (Fe_2O_3)$	289 940	—
$[Fe] + 0,5O_2 = (FeO)$	266 070	4 760
$2[Fe] + 1,5O_2 = (Fe_2O_3)$	822 080	7 360
$2[V] + 2,5O_2 = (V_2O_5)$	1 557 744	15 272
$2[Cr] + 1,5O_2 = (Cr_2O_3)$	1 131 200	10 877
$2[P] + 2,5O_2 = (P_2O_5)$	1 228 720	19 820

СРЕДНИЕ ТЕПЛОЕМКОСТИ ГАЗОВ

t, °C	O ₂	N ₂	H ₂	Воздух	Водяной пар	CO ₂	CO
0	1,3069	1,2997	1,2775	1,2981	1,4954	1,6010	1,3002
100	1,3186	1,3014	1,2918	1,3014	1,5063	1,7016	1,3027
200	1,3362	1,3048	1,2981	1,3081	1,5235	1,7887	1,3081
300	1,3571	1,3119	1,3002	1,3182	1,5436	1,8641	1,3178
400	1,3785	1,3215	1,3031	1,3299	1,5666	1,9312	1,3299
500	1,3990	1,3333	1,3060	1,3437	1,5909	1,9903	1,3437
600	1,4179	1,3462	1,3090	1,3576	1,6161	2,0426	1,3584
700	1,4355	1,3587	1,3131	1,3718	1,6425	2,0900	1,3731
800	1,4510	1,3726	1,3178	1,3852	1,6693	2,1327	1,3878
900	1,4657	1,3856	1,3236	1,3986	1,6969	2,1708	1,4007
1000	1,4787	1,3982	1,3299	1,4108	1,7242	2,2052	1,4137
1100	1,4904	1,4099	1,3370	1,4225	1,7514	2,2366	1,4259
1200	1,5017	1,4212	1,3442	1,4338	1,7782	2,2655	1,4372
1300	1,5118	1,4317	1,3521	1,4443	1,8042	2,2915	1,4476
1400	1,5214	1,4418	1,3601	1,4539	1,8293	2,3154	1,4558
1500	1,5306	1,4510	1,3685	1,4631	1,8541	2,3372	1,4669
1600	1,5390	1,4598	1,3764	1,4719	1,8775	2,3573	1,4757
1700	1,5474	1,4682	1,3844	1,4799	1,9010	2,3761	1,4837

Значения приведены в единицах кДж/(м³·°C)

Михайловский Виктор Николаевич
Ковалев Павел Валерьевич

**ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ И ПРОИЗВОДСТВО
ФЕРРОСПЛАВОВ**

**МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ТЕХНИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ
ПЛАВКИ В ДУГОВОЙ ШАХТНОЙ
ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ**

Учебное пособие

Лицензия ЛР № 020593 от 07.08.97

Налоговая льгота — Общероссийский классификатор продукции
ОК 005-93, т. 2; 95 3005 — учебная литература

Подписано в печать 2011. Формат 60×84/16

Усл. печ. л. 9,0. Уч.-изд. л. 9,0. Тираж 40. Заказ .

Отпечатано с готового оригинал-макета, представленного авторами,
в типографии Издательство Политехнического университета,
195251, Санкт-Петербург, Политехническая ул., 29.