

Министерство образования и науки Российской Федерации
Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова

К.Н. Вдовин

**ВЫБОР ПЛАВИЛЬНЫХ АГРЕГАТОВ
И РАСЧЕТЫ ШИХТЫ ДЛЯ ВЫПЛАВКИ
ЧУГУНА И СТАЛИ**

Допущено Министерством образования и науки Челябинской области
в качестве учебного пособия для студентов
специальности «Литейное производство черных и цветных металлов»
по направлению подготовки «Металлургия», квалификация – бакалавр

Магнитогорск
2012

УДК 621.745.3(075)
ББК 34.61я7
В 253

Рецензенты:

*Заведующий кафедрой литейного производства ФГБОУ ВПО ЮУрГУ
(национальный исследовательский университет),
доктор технических наук, профессор
Б.А. Кулаков*

*Доктор технических наук, профессор ФГБОУ ВПО «МГТУ»
В.П. Чернов*

Вдовин, К.Н.

**В 253 Выбор плавильных агрегатов и расчеты шихты для выплавки чугуна и стали: учеб. пособие / К.Н. Вдовин. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та, 2012. – 113 с.
ISBN 978-5-9967-0299-2**

Приведена классификация шихтовых материалов для выплавки, модифицирования и легирования чугунов и сталей. Даны рекомендуемые составы шихт для выплавки металлов. Показаны возможные угары химических элементов в процессе выплавки и разливки.

Подробно изложен процесс правильного выбора плавильных агрегатов с иллюстрацией их возможностей. Описаны основы технологии выплавки как чугуна, так и стали в различных агрегатах, используемых в литейном производстве.

Рассмотрены основы расчета шихты для плавильных агрегатов и приведены примеры расчетов.

Предназначается для студентов специальности «Литейное производство черных и цветных металлов» по направлению подготовки «Металлургия», квалификация – бакалавр.

УДК 669.1. 041.001.24 (075)
ББК 34.61я7

ISBN 978-5-9967-0299-2

© Магнитогорский государственный
технический университет
им. Г.И. Носова, 2012
© Вдовин К.Н., 2012

Оглавление

Введение	5
1. Шихта	7
1.1. Шихтовые материалы для выплавки чугуна	7
1.2. Шихтовые материалы для выплавки стали.....	16
2. Выбор плавильного агрегата	20
3. Выплавка чугуна в вагранках	29
4. Выплавка чугуна в дуговых электрических печах	32
5. Выплавка чугуна в индукционных печах	37
6. Расчет шихты для выплавки чугуна в вагранке	41
7. Расчет шихты для выплавки чугуна в дуговой электропечи	49
8. Выплавка стали в индукционных печах	52
9. Выплавка стали в дуговых электропечах	54
10. Выплавка стали в дуговых электропечах постоянного тока	59
11. Расчет шихты для выплавки стали в индукционной печи.....	61
12. Расчет шихты для выплавки стали в кислой электродуговой печи	63
12.1. Завалка и расплавление шихты.....	63
12.2. Окислительный период.....	68
12.3. Раскисление стали.....	72
13. Пример расчета шихты.....	6
13.1. Исходные данные.....	76
13.2. Завалка и расплавление	77
13.3. Окислительный период.....	81
13.4. Раскисление стали.....	85
13.5. Основные технологические параметры плавки.....	89
14. Расчет шихты для плавки стали в электродуговой печи методом переплава	91
14.1. Исходные данные.....	91
14.2. Определение расхода чугуна в завалку	93
14.3. Определение расхода извести.....	94
14.4. Определение остаточного содержания примесей	
в металле по расплавлению	95
14.5. Определение количества и состава шлака	
по расплавлению	98
14.6. Материальный баланс периода плавления	99
14.7. Определение выхода годного металла.....	99
15. Расчет восстановительного периода	100
15.1. Общие положения.....	100
15.2. Определение расхода ферросплавов	100

15.3. Определение расхода избыточного кислорода в ванне в начале периода	102
15.4. Определение восстановительной способности раскислительной смеси и ее расхода	103
15.5. Определение поступления элементов и оксидов с присадками	104
15.6. Предварительное определение содержания примесей в металле в конце периода	106
15.7. Определение дополнительного расхода извести.....	107
15.8. Количество и состав шлака восстановительного периода	108
15.9. Определение массы металла в конце периода.....	108
15.10. Материальный баланс восстановительного периода и всей плавки.....	109
15.11. Состав готовой стали	110
Библиографический список	111

Введение

В данном учебном пособии осуществляется попытка предоставить максимально полную и ценную информацию по дисциплине «Производство отливок из сплавов на основе железа», относительно раздела «Выбор плавильных агрегатов и расчеты шихты для выплавки чугуна и стали». В процессе изучения годового курса «Производство отливок из сплавов на основе железа» студенты обязаны не только усвоить теоретический материал, касающийся выплавки чугуна и стали, но и научиться рассчитывать шихту для их выплавки. Для этого им необходимо уметь самостоятельно выбрать плавильный агрегат, определить способ выплавки металла, осуществить подбор шихтовых материалов, определить способы рафинирования и раскисления, а если необходимо, то и модифицирования выплавляемого сплава.

Эти же задачи студентам придется решать и при выполнении дипломных работ и проектов.

Главной заготовительной базой машиностроения является литейное производство. Самым распространенным литейным сплавом является чугун, из него изготавливают более 70 % отливок. Чугун имеет высокие литейные свойства и достаточные прочностные характеристики. Но и сталь, обладая высокой прочностью и пластичностью, находит широкое применение в промышленности. Ежегодно в мире производится от 6 до 7 млн т стальных отливок.

Формирование свойств любых отливок начинается уже на стадии приготовления качественного жидкого расплава. Поэтому необходимо уделять большое внимание выбору плавильных агрегатов и процессов, позволяющих получать расплав необходимого состава и требуемых свойств.

На современном этапе развития производства на первое место выходят задачи экономии всех видов материалов, применяемых в литейном производстве, а при выплавке металлов это в первую очередь экономия затрат на шихтовые материалы и энергетические ресурсы, требующиеся для расплавления ее. При выплавке сплавов черных металлов 60–80% затрат приходится на шихтовые материалы.

Правильный выбор плавильного агрегата, рациональное ведение плавки и оптимальный подбор шихты может способствовать снижению затрат на нее.

Шихта – это совокупность различных исходных материалов, которая должна обеспечить возможность получения из нее жидкого сплава заданного химического состава.

В настоящее время шихту можно считать с применением ЭВМ, используя либо стандартные программы, либо программы, составленные самостоятельно.

В последние годы, в связи с наметившейся тенденцией к перевооружению и реконструкции литейного производства, предусмотрено существенно поднять долю выплавки чугуна, выплаваемого с использованием электрических печей.

С применением электронагрева открывается возможность достижения практически любой необходимой температуры перегрева, снижаются требования к шихте, предъявляемые при плавке в вагранке, при снижении общей стоимости плавки на 20–30 %, улучшается качество получаемого чугуна, в печах с основной футеровкой появляется возможность рафинирования металла от серы, что особенно важно при получении высокопрочного чугуна, есть и другие преимущества электроплавки.

В качестве электроплавильных агрегатов в литейных цехах используют индукционные и дуговые печи. Последние, в свою очередь, имеют некоторые преимущества перед индукционными: возможность форсированного расплавления при большой удельной мощности (до 100 кВт на 1 т шихты) и высоком КПД; использование практически любых шихтовых материалов; широкие возможности по металлургической обработке расплава шлаками.

Настоящее учебное пособие предназначено для закрепления теоретических знаний и приобретения навыков как к самостоятельной работе, так и решению практических задач, связанных с выплавкой и обработкой в жидком состоянии черных сплавов.

В пособии рассмотрены теоретические и практические вопросы выбора плавильных средств для выплавки чугуна и стали, описана технология выплавки их, а также приведены примеры расчеты шихты. Имеются варианты расчетов шихты на ЭВМ. В приложении помещены собственно программы.

Все это будет способствовать усвоению лекционного материала и активизации самостоятельной работы студентов.

Пособие может быть использовано при выполнении курсовых и дипломных работ и проектов, а также в практической деятельности инженера.

Программы расчета шихты хранятся на кафедре.

1. ШИХТА

1.1. Шихтовые материалы для выплавки чугуна

К первичным материалам относят: чугуны литейные коксовые чушковые (ГОСТ 4832-80), чугуны передельные коксовые чушковые (ГОСТ 805-80), чугуны природно-легируемые (ГОСТ 5.1534-72), чугуны литейные рафинированные (ГОСТ 5.1751-72). Чугун используется как в жидком, так и в твердом виде.

Чугуны литейные подразделяют на шесть марок по содержанию кремния и обозначают буквами и цифрами Л1–Л6. В последнем содержании кремния колеблется от 1,2 до 1,6 %.

Содержание углерода в литейных чугунах не оговаривается ГОСТом, но необходимо указывать в сертификате его содержание.

Содержание марганца в зависимости от группы (обозначаются римскими цифрами I–IV) изменяется от 0,9 до 1,5 % в IV группе и наименьшее в I группе (до 0,5 %).

Содержание фосфора в каждой марке и группе может соответствовать одному из пяти классов, обозначаемых буквами А, Б, В, Г и Д. В группах А, Б, В ограничивается максимальное содержание фосфора – до 0,8; 0,12 ; 0,3 % соответственно. В чугунах группы Г допускается свыше 0,3 до 0,7 % фосфора включительно, а в чугуне группы Д – свыше 0,7 до 1,2 % включительно.

По содержанию серы литейные чугуны делятся на четыре категории, обозначаемые арабскими цифрами 1, 2, 3, 4. Самый чистый чугун по сере имеет категорию 1 и содержит не более 0,02 %, в чугунах категории 4 содержание серы достигает 0,05 %.

Расшифровка обозначения литейного чугуна Л1-П-А-1:

чугун литейный марки 1 с содержанием кремния от 3,2 до 3,6 %; группа П – содержание марганца 0,3–0,5 %; класс А – содержание фосфора до 0,8 %; категория 1 – содержание серы до 0,02 %.

Передельнолитейные чугуны выпускаются марок ПЛ1 и ПЛ2. Они, как и литейные, делятся на группы по марганцу, классы по фосфору и категории по сере, но содержат меньше кремния и дешевле литейных чугунов.

Для выплавки чугуна используются передельные высококачественные чугуны марок ПВК1, ПВК2, ПВК3, в них пониженное содержание серы и фосфора. Для производства валков имеются две марки специального валкового чугуна – ЧВ1 и ЧВ2 (ОСТ 1465-80).

Природно-легируемые чугуны содержат в своем составе легирующие элементы (от 0,3 до 3,0 %). Наибольшее распространение нашли чугуны: хромоникелевые марок ЛХН1–ЛХН10 (0,4–3,2 % Cr и 0,4–1,0 % Ni); титановые марок БТЛ3–БТЛ7 (0,3 % Ti) и титаномедистые марок БТМЛ3–БТМЛ7 (0,3–1,2 % Ti и 2,0–3,0 % Cu)

К вторичным материалам относят: лом чугуновый (ГОСТ 2787-75), лом стальной (ГОСТ 2787-75), стружка чугуновая брикетированная (ГОСТ 2787-75), стружка стальная брикетированная (ГОСТ 2787-75), возврат собственного производства, отходы углеродистой стали А2 (ГОСТ 2787-75), отходы динамной и трансформаторной стали (ГОСТ 802-85), отходы собственного производства.

Сплавы железа с одними или несколькими легирующими элементами называют ферросплавами. Содержание легирующих элементов в сплавах этого класса часто превосходит содержание самого железа. Основные ферросплавы, применяемые при выплавке чугуна и стали, приведены в табл. 1.1.

Таблица 1.1

Материалы для легирования чугуна и стали

Материал	Химический состав, %				
	Углерод	Кремний	Фосфор	Сера	Основной элемент
	не более				
Ферросилиций ГОСТ 1415-78					
ФС-75	-	74-80	0,04-0,05	0,02	-
ФС-65	-	63-68	0,05	0,02	-
ФС-20	-	19-23	0,10-0,20	0,02	-
Ферромарганец ГОСТ4755-91					
ФМи 0,5	0,5	2,0	0,3	0,03	85-95
ФМн 1,0	1,0	2,0	0,3	0,02	85-95
ФМн75	6,0-7,0	4,0-9,0	0,45	0,03	75-82
Феррохром ГОСТ4757-91					
ФХ001А	0,01	0,8	0,02	0,02	68
ФХ100А	1,0	2,0	0,03	0,04	65
ФХ650А	6,5	2,0	0,03	0,06	65
ФХ800Б	8,0	2,1	0,05	0,08	65
ФХН100А	0,06	1,0	0,02	0,03	60*
Ферромolibден ГОСТ 4759-79					
ФМо58	0,08	7,0	0,06	0,12	58
ФМо55	0,10	1,5	0,10	0,15	55
ФМо50	0,50	5,0	0,10	0,20	50
Силикомарганец ГОСТ 4756-91					
МнС27	0,2	26,0-32,0	0,05	0,03	60
МнС17	2,5	17,0-29,9	0,10-0,35	0,03	65
МнСП	3,5	14,0-16,9	0,20-0,35	0,03	65
Ферротитан ГОСТ 4761-91					
ФТн68	0,2	0,5	0,05	0,05	68
Тн40	0,10-0,15	5,0-6,0	0,05-0,08	0,05-0,10	40
ФТп20	0,20-1,0	6,0-15,0	0,08-0,15	0,03-0,08	20

Материал	Химический состав, %				
	Углерод	Кремний	Фосфор	Сера	Основной элемент
	не более				
Ферровольфрам ГОСТ 17293-82					
ФВ80а	0,10	0,8	0,03	0,02	80
ФВ70	0,30	0,5-0,8	0,04-0,06	0,08-0,10	70
Алюминий ГОСТ 295-79					
АВ97	Всего примесей: Cu, Zn, Mg, Si, Pb, Sb не более 3,0-14,0%				>97
АВ86					>86
Никель и никелевые сплавы ГОСТ 492-73					
НП I	0,01	0,03	-	-	99,1
НПАН	-	-	-	-	99,4
II**	-	-	-	-	98,5
НМц1***	-	0,15-0,25	-	-	99,4
НК 0,2					
Феррофосфор ПО ТУ 14-5-72-80					
ФФ14	-	2,0	14,0	0,5	-
Медь ГОСТ 859-78					
МВЧк	-	-	0,0005	0,002	99,993
МООб	-	-	0,0005	0,002	99,99
М1	-	-	-	0,045	99,9
М2	-	-	-	0,01	99,7
Сурьма ГОСТ 1089-73					
Су1Э	-	-	-	0,10	99,4
Су2	-	-	-	0,10	89,8
Феррованадий ГОСТ 27139-86					
ВД1	0,75	2,0	0,10	0,10	35,0
ВД2	0,75	3,0	0,20	0,10	35,0
ВД3	1,0	3,5	0,25	0,10	35,0

* Азот не менее 1,0%.

** Всего примесей 0,6 %.

*** Марганец 0,5–1,0 %.

К флюсам относят: известняк металлургический (поставляется по ТУ) с размером кусков 25–100 мм; известь негашеная (ТУ), свежееобожженная в кусках; плавиковый шпат (ГОСТ 7618-83), размельченный до фракции 3–10 мм; шлак мартеновский; карбид кальция (ГОСТ 1460-75); доломит обожженный (ГОСТ 10389-73); доломит сырой (ГОСТ 5100-73); кварцевый песок (не менее 95% СаО).

Присадочные материалы – зеркальный чугу́н (ГОСТ 5164-75).

Топливом для вагранок, в основном, является кокс. Применяют литейный каменноугольный кокс (ГОСТ 3340-71) марок КЛ-1, КЛ-2, КЛ-3 (табл. 1.2). Хорошим топливом считают синтетический кокс, менее качественным доменный (ГОСТ 13898-80). Заменителем литейного кокса может быть литейный антрацит (ГОСТ 7749-65), обычный антрацит, древесный уголь, торфяной кокс.

Таблица 1.2

Химические свойства литейного каменноугольного кокса, %

Марка	Содержание серы	Влажность	Выход лету- чих веществ	Зольность
	не более			
КЛ-1	0,60	5,0	1.2	11/12
КЛ-2	1,00	5,0	1,2	11/12
КЛ-3	1,40	5,0	1,2	11/12

Науглероживающие добавки: электродный бой, электродный порошок, графитированный коксик, графит, древесный уголь, кокс, термоантрацит, уголь донецкий (табл. 1.3). Усвоение углерода из этих материалов колеблется от 60 до 95 %.

Таблица 1.3

Характеристики карбюризаторов для науглероживания чугуна, %

Карбюризатор	Массовая доля примесей		Влажность	Усвоение углерода
	летучие	зола		
Электродный бой	-	1,0–1,5	До 0,5	90–95
Электродный порошок	1–3	1–3	24	90–95
Графитированный коксик	До 0,1	8–10	3–5	80
Графит:				
серебристый	1–2	6–10	До 1,0	75–80
черный	2–4	12–16	До 1,0	75
тигельный бой	1–2	2–5	До 1,0	80–85
Древесный уголь	5–10	1–2	5–10	80
Кокс:				
литейный	2–4	10–15	4–6	70
металлургический	2–4	10–15	4–6	75
сланцевый	4–8	3–5	2–4	80
Термоантрацит	1–3	5–10	3–6	75–80
Уголь-донецкий	20–30	15–20	3–6	60

В коксогазовых и газовых вагранках, а также в мартеновских печах в качестве топлива применяют природный газ (табл. 1.4), мазут (ГОСТ 10585-75). В мартеновских печах возможно использование доменного и коксового газов.

Рекомендуемые составы шихты для выплавки серых (ГОСТ 1412-85) и ковких чугунов приведены в табл. 1.5 и 1.6.

Качество валков, как и любых отливок, зависит от качества шихты, подбора ее и точности дозирования. Как для чугунных, так и стальных валков шихта состоит из чугунов различных марок, лома отработавших валков, специальных чугунов, лома стали, отходов собственного производства (прибыли, литники, брак и др.) и ферросплавов.

Таблица 1.4

Состав природного газа

Месторождение	Объемная доля составляющих						
	CH ₄	C ₂ H ₆	C ₃ H ₈	C ₄ H ₁₀	CO ₂	N ₂	H ₂ S
Ставропольское	85,0	4,4	2,40	1,80	0,1	5,00	-
Волгоградское	98,5	0,5	0,10	-	-	0,90	-
Бугурусланское	81,7	5,0	2,00	1,20	0,4	8,50	0,6
Саратовское	98,7	0,35	0,12	0,06	0,1	0,67	-

Таблица 1.5

Ориентировочные составы шихты (%) для выплавки серого чугуна

Наименование материала	Марка чугуна			
	СЧ10	СЧ20	СЧ30	СЧ40
	СЧ15	СЧ25	СЧ35	СЧ45
Чугун пердедельный	35–50	30–45	15–30	0–20
Лом стальной	25–45	35–60	45–75	70–100
Возврат собственного производства	10–15	10–15	5–10	5–10
Ферросилиций	0,8–1,2	0,6–0,9	1,1–1,3	1,3–1,7
Ферромарганец	–	0,1–0,3	0,2–0,5	0,5–0,8

Если в шихте используют доменные чугуны, то от них требуется хорошая обрабатываемость. Она тем выше, чем меньше в чугуне примесей, вызывающих преждевременную кристаллизацию.

Отбеливаемость – это способность чугуна при определенной скорости охлаждения выделять цементит и приобретать на поверхности отливок структуру белого чугуна, которая по мере углубления постепенно изменяется в структуру серого чугуна. В чугунах с хорошей отбеливаемо-

стью содержание кремния обычно от 0,3 до 1,0 %. Углерод, если его мало, может дать в отбеленном слое так называемые черные пятна, если его много, в серой части появляются отдельные отбеленные участки [1]. Основным компонентом шихты при выплавке чугуна для валков является лом из отработавших валков, доля его может достигать 60–80 %.

Таблица 1.6

Ориентировочные составы шихты (%) для выплавки
белого (ковкого) чугуна

Наименование материала	Вариант шихты		
	I	II	III
Доменный чугун: литейный	10–15	-	-
переплавный	-	20–25	10–20
Лом: стальной	25–40	25–40	40–50
чугунный	40–50	0–10	-
Возврат	35–50	40–50	40–50

Примечание. Содержание хрома в шихте не более 0,06–0,07 %.

Немаловажную роль для качества выплавляемого чугуна имеет доля стального лома в шихте. Увеличение этой доли приводит к склонности чугуна к переохлаждению, к образованию отбела в отливках и повышению прочности.

Для выплавки серого чугуна в электрических печах с использованием жидкого переплавного чугуна, как это делается на ММК, необходимые ориентировочные составы шихты приведены в табл. 1.5 и 1.7.

Таблица 1.7

Расход шихтовых материалов на выплавку
отбеленного чугуна в дуговой печи

Наименование материала	Содержание в шихте, мас. %
Лом валков	55–60
Чугун переплавный	<15
Литники, промывочный чугун, прибыли	<20
Лом стальной	10–20
Ферросплавы	По расчету

В переплавном чугуне частицы графита более мелкодисперсны, чем в литейном. Это позволяет при повышенном содержании углерода в нем

обеспечивать высокий уровень технологических и эксплуатационных свойств металла отливок: жидкотекучесть, трещиностойкость, обрабатываемость, демпфирующую способность, изностойкость, циклическую вязкость. Температура плавления передельного чугуна ниже, чем литейного, поэтому плавка идет при более низких температурах [2, 3].

При производстве высокопрочного чугуна малые примеси – демодификаторы (свинец, олово, титан, мышьяк, сурьма и др.) влияют на окончательное качество чугуна. При выплавке чугуна с шаровидным графитом рекомендуются следующие составы шихты (табл. 1.8).

Таблица 1.8

Ориентировочные составы шихты (%) для выплавки
чугуна с шаровидной формой графита

Шихта	Марка чугуна				
	ВЧ45-50	ВЧ45-60	ВЧ35-70	ВЧ80	любые
Чугун: литейный	20–60*	20–50**	20–30***	10–50 ¹	10–40 ²
передельный	10–50*	10–50**	10–20***	10–50 ¹	10–40 ²
Лом: чугунный	20–30*	20–30**	20–30***	До 50 ¹	До 50 ²
стальной	5–10*	До 15**	5–10***	5–10 ¹	5–10 ²
Стружка: чугунная	0	5–10**	5–10***	До 15 ¹	До 15 ²
стальная	0	0	До 5***	0	До 5 ²
Возврат	30–35*	30–35**	30–35***	Сколько имеется	

Примечание: 1 – кислая электродуговая печь; 2 – основная электродуговая печь; 3 – индукционная тигельная печь.

* Вагранка с холодным дутьем.

** Вагранка с горячим дутьем кислая.

*** Вагранка с горячим дутьем основная.

Роль газов, НВ и элементов – демодификаторов в «наследственной природе» шихтовых материалов при производстве чугуна с шаровидным графитом наиболее полно рассмотрена в работах Н.Г. Гиршовича [4, 5]. В качестве критерия, характеризующего качество чугуна, он предложил определять *минимальное содержание остаточного количества магния*, которое обеспечивает полную сфероидизацию графита в отдельно отлитых образцах, так как существует корреляция между минимальным содержанием магния и механическими свойствами отливок, с одной стороны, и, с другой стороны, между содержанием магния и качеством исходного чушкового чугуна – содержанием в нем микропримесей, серы, кислорода.

Так как основное место в балансе микропримесей доменного процесса занимает железорудное сырье, то при помощи предложенного *критерия* было показано, что его содержание в доменных чугунах определяется местоположением используемой рудной базы. Наименее загрязнены примесями чугуны, выплавленные на криворожских рудах. Самое низкое содержание примесей в рафинированных чугунах, выпускаемых заводом Азовсталь.

Наилучшие механические свойства и более совершенная форма графита были определены в синтетических чугунах, выплавленных при использовании в качестве шихты прокатной обрезки углеродистой стали, а худшие – при использовании пакетов различных марок сталей.

Другой важной качественной характеристикой чугунов является *отбеливаемость* доменных чугунов, т.е. способность полученных из них расплавов затвердевать с образованием в отлитых валках макроструктурной зоны чистого от графитных и других НВ отбела и короткой переходной зоны [6, 7].

Чугуны с высокой отбеливаемостью имеют толстый слой чистого отбела и резкое нарастание серой составляющей к центру; с плохой отбеливаемостью – не имеют чистого отбела и весь излом чушки состоит из половинчатого чугуна. В чугунах с плохой отбеливаемостью бывает явление обратного отбела, т.е. в глубине от поверхности образуются прослойки белого чугуна.

Наилучшей отбеливаемостью обладают древесноугольные чугуны (Вд-1, Вд-2).

Основным компонентом шихты при плавке металла в мартеновских и пламенных печах для отбеленных листопрокатных валков из магниевого чугуна являются отработанные валки с металлургических заводов. Поскольку они возвращаются от потребителей вместе с паспортами, то на них имеются все данные по химическому составу, макро- и микроструктуре, а также другим качественным показателям. Доля их в металлозавалке мартеновских и пламенных печей доходит до 80 %.

Угар химических элементов при выплавке чугуна в различных плавильных агрегатах приведен в табл. 1.9.

Лом валков качественный и дешевый материал, его необходимо использовать в максимально возможных количествах, он дает хорошую отбеливаемость чугуна. Если обеспечить перегрев расплава лома магниевых валков не выше 1340–1350⁰С, то в отливках сохраняется шаровидная форма графита без дополнительной обработки жидкого чугуна магнием. Однако такой способ получения чугуна для валков не получил промышленного применения, так как в сердцевине магниевых валков, отлитых способом «полупромывки», содержится большое количество кремния, что не обеспечивает получения нужной чистоты отбела [8].

Таблица 1.9

Угар химических элементов при выплавке чугуна

Плавиль- ный агрегат	Футеровка	Угар элементов, %									
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Mo	Ti
Вагранка холодного дутья	Кислая	8-(8)	10-35	15-40	-	(-25)-(-100)	15-20	до10	до 10	до 10	20-50
	Основная	10-(-15)	35-50	10-15	до 30	10-30	15-30	до10	до10	до10	20-50
Вагранка горячего дутья	Кислая	10-(8)	10-(10)	10-30	-	(-10)-(-50)	10-15	до 5	до 5	до 5	30-60
	Основная	10-(-12)	20-25	10-20	до 10	20-50	10-20	до 5	до 5	до 5	30-60
Дуговая электропечь	Кислая	(-5)-(-10)	-	15-20	-	до 30	-	-	-	-	-
	Основная	20-25	5-10*	20-25*	до 20	25-50*	15-30	до 10	до 10	до 10	30-60
		(-3)-(-5)	5-10	10-15		20-50	-	-	-	-	-
Индукци- онная ти- гельная печь про- мышленной частоты	Кислая	25-30	40-55*	25-30*	-	40-60*	15-30	до 10	до 10	до 10	30-60
	Основная	5-15	3-(5)	10-25	-	-	-	0	0	-	-
		10-15*	-*	10-20*	-	25-50	-	0	0	-	-
		5-10	5-10	5-10	-	-	-	0	0	-	-
Индукци- онная ти- гельная печь повы- шенной частоты	Кислая	5-10*	5-10*	5-10*	-	30-60	-	0	0	-	-
	Основная	15-20	5-10	10-15	-	15-40	-	0	0	-	0
		15-25*	5-10*	15-25*	-	8-12	-	0	0	-	0
		10-15	10-15	8-12	-	20-45*	-	0	0	-	0
Индукци- онная ти- гельная печь повы- шенной частоты	Кислая	10-20*	5-15*	10-20*	-	-	-	0	0	-	0
	Основная	10-20*	5-15*	10-20*	-	-	-	0	0	-	0

Примечания: 1. Цифры, указанные в скобках, означают пригар элементов. 2. Угар фосфора при вводе в шихту феррофосфора составляет при кислой футеровке 10-15 %. 3. Значком * показан угар химических элементов из вводимых добавок.

При выплавке чугуна в электрических дуговых печах состав шихты рассчитывают с учетом угара элементов и дальнейшей обработки металла. Содержание углерода и кремния в шихте регламентируется, а прочих компонентов – принимают равным заданному в готовом чугуне. Шихта обычно состоит из отходов (валки), чушкового чугуна, стального лома и ферросплавов (табл. 1.10).

1.2. Шихтовые материалы для выплавки стали

В настоящее время возникла проблема обеспечения сталеплавильного производства металлошихтой в связи с отсутствием качественного лома. Кроме того, по мере увеличения количества стали, разлитой на машинах непрерывного литья заготовок (МНЛЗ), доля оборотного лома все время сокращается. В мире в настоящее время для выплавки стали используется более 40 % лома.

Основу металлической части шихты для выплавки стали составляет металлический лом (жидкий чугун в конвертере), например, в электрических печах доля его превышает 90 %. В литейном производстве примерно треть этого количества включают брак, литейные отходы собственного производства. Кроме того, в шихту используют обрезь проката, слитков, стружку и др. Некоторую часть шихты поставляют предприятия Вторчермета.

По источникам поступления стальной лом классифицируется по видам:

- оборотный лом, т.е. обрезь сталеплавильных и прокатных цехов. Это лом с высокой плотностью, чистый по содержанию вредных примесей с известным химическим составом. Легированный лом этого вида собирают и хранят отдельно для использования при выплавке легированных сталей, близких к нему по химическому составу;
- новый лом – это отходы машиностроительных и автомобильных заводов;
- старый (амортизационный) лом – это машины (автомобили), оборудование, инструменты и другие орудия труда, которые уже не используются в промышленности по причине износа или морального старения;
- собираемый обезличенный лом, т.е. лом неизвестного происхождения (лом со свалок, бытовой и др.).

Металлический лом подразделяют на нелегированный (А) и легированный (Б). Всего различают 21 вид кусковых, прессованных ломов, отходов и стружки (табл. 1.11).

Таблица 1.10

Химический состав некоторых шихтовых материалов

Марка	Массовая доля, %															
	C	Si	Mn				P					S, не более				
			группы				классы					категории				
			I	II	III	IV	A	Б	В	Г	Д	1	2	3	4	5
Литейные чугуны (ГОСТ4832-80), не более																
Л1	3,4-3,9	3,2-3,6	до 0,3	0,3-0,5	0,5-0,9	0,9-1,5	0,08	0,12	0,30	0,3-0,7	0,7-1,2	0,02	0,03	0,04	0,05	-
Л2	3,5-4,0	2,8-3,2														
Л3	3,6-4,1	2,4-2,8														
Л4	3,7-4,2	2,0-2,4														
Л5	3,8-4,3	1,6-2,0														
Л6	3,9-4,4	1,2-1,6														
Передельные чугуны (ГОСТ 805-80)																
ПЛ-1	4,0-4,5	0,8-1,2	<0,3	0,3-0,6	0,5-0,9	0,9-1,5	0,08	0,12	0,3	-	-	0,01	0,02	0,03	0,04	0,05
ПЛ-2	4,0-4,5	0,5-0,9	<0,5	0,3-0,6	0,5-0,9	0,9-1,5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
ПВК 1	4,0-4,5	0,9-1,2	<0,5	0,5-1,0	1,0-1,5	-	0,02	0,03	0,04	0,05	-	0,015	0,02	0,025	-	-
ПВК 2	4,0-4,5	0,5-0,9	<0,5	0,5-1,0	1,0-1,5											
ПВК 3	4,0-4,5	до 0,5	<0,5	0,5-1,0	1,0-1,5											
ПФ1-ПФ3	4,0-4,5	1,9-0,5	0,03	0,05	0,07	0,9-1,5	0,3-0,7	0,7-1,5	1,5-2,0	-	-	0,03	0,05	0,07	-	-
Стальной лом (ГОСТ 2787-75)																
1А	0,2-0,5	<0,3	-	-	-	0,5-0,8	-	-	до 0,04	до 0,04	-	-	-	-	<0,05	<0,05
2А	0,2-0,5	<0,3	-	-	-	0,5-0,8	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Чугунный лом																
17А	3,8-4,1	0,8-1,2	-		-0,5-1,0	-	-	-	до 0,05	до 0,05	-	-	до 0,05	до 0,05	-	-
18А	3,8-4,2	0,9-1,2	-	-	0,5-1,0	-	-	-	до 0,05	до 0,05	-	-	до 0,05	до 0,05	-	-

Таблица 1.11

Вторичные черные металлы

Категория	Вид	Номер вида	Общее обозначение	Плавильный агрегат
Стальной лом и отходы				
А, Б	Стальной лом и отходы № 1	1	1А, 1Б	ДСП, ИСТ, В
А, Б	Стальной лом и отходы № 2	2	2А, 2Б	ДСП
А, Б	Стальной лом и отходы № 3	3	3А, 3Б	МП
А, Б	Шихтовые слитки	4	4А, 4Б	ДСП
А, Б	Брикеты из стальной стружки	7	7А, 7Б	МП, ДСП, В
А, Б	Пакеты № 1	8	8А, 8Б	МП, ДСП
А, Б	Пакеты № 2	9	9А, 9Б	МП, ДСП
А, Б	Пакеты № 3	10	10А	МП, ДСП
А, Б	Пакеты № 4	11	11А	МП
А, Б	Стальные канаты и проволока	12	12А, 12Б	МП
А, Б	Стальная стружка № 1	13	13А	ДСП, ИСТ, ИЧТ
А, Б	Стальная стружка № 2	14	13А, 14Б	МП
Чугунный лом и отходы				
А, Б	Чугунный лом и отходы № 1	16	16А, 16Б	ИЧТ, В
А	Чугунный лом и отходы № 2	17	17А	ИЧТ, В
А	Брикеты из чугунной стружки	20	20А	В
А, Б	Чугунная стружка	21	21А, 21Б	МП, ДСП, ИЧТ

Примечание. Условные обозначения плавильных печей: ДСП – дуговая сталеплавильная печь; ИСТ – индукционная сталеплавильная печь; В – вагранка; МП – мартеновская печь; ИЧТ – индукционная чугуноплавильная печь промышленной частоты.

В небольших количествах применяют специально выплавленную шихтовую заготовку – мягкое железо, губчатое железо и металлизированные окатыши.

Требования к лому группы А:

- не должен быть засорен цветными металлами;
- содержание фосфора в углеродистых отходах не должно превышать 0,05 %.

Отходы группы Б используют при выплавке легированных сталей, поэтому их тщательно сортируют по маркам, близким по составу.

Высоколегированные отходы всегда хранят помарочно. Металлический лом перед плавкой должен иметь определенные габариты: чем больше его насыпная масса, тем лучше.

Кроме химического состава при использовании лома необходимо учитывать его физические свойства: плотность, насыпную плотность, удельную поверхность, температуру плавления.

Шлакообразующие (флюсы) применяют для образования и корректировки состава шлака. Обычно в качестве флюсов используют извест-

няк (известь), бокситы, плавиковый шпат, шамотный бой и др. Химический состав шлакообразующих и окислителей приведен в табл. 1.12.

Для ускорения процессов окисления примесей металлической ванны применяют окислители, например железную руду, окалину, агломерат и даже окатыши. Основные требования к окислителям: высокое содержание оксидов железа и минимальное содержание кремнезема. В качестве газообразного окислителя применяют кислород (воздух) с содержанием азота менее 0,5 %.

Как и в шихте для чугуна, при выплавке стали применяют науглероживатели (см. табл. 1.3). Их вводят либо в состав шихты, либо в жидкий металл по окончании плавки. Основные требования к ним: низкое содержание вредных примесей и небольшая зольность.

Раскислители и легирующие элементы (см. табл. 1.1) применяют в чистом виде или в виде сплавов с железом, а также друг с другом. К ним предъявляют ряд требований:

- содержание основного легирующего элемента должно быть максимальным;
- содержание примесей, вредных для стали, должно быть минимально;
- куски, используемые при раскислении и легировании, должны иметь определенные размеры, способствующие их быстрому расплавлению или растворению.

Таблица 1.12

Химический состав шлакообразующих и окислителей, %

Материал	CaO	CaF ₂	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	MnO	MgO	CaCO ₃	P	S
Известняк	52,0–54,5	–	–	0,7–1,0	–	0,2–0,5	–	0,015–0,03	0,05–0,03
Известь	≤ 88	–	–	2,0	–	≤ 1,5	–	–	0,15
Плавиковый шпат	–	75–95	–	1,5–3,0	–	–	2,0–3,0	–	–
Железная руда	–	–	74,6–96,7	1,4–10,0	0,08–0,16	–	–	0,02–0,039	0,013–0,21
Боксит	<1,5	20–60*	15–45	3,0–20,0	–	< 0,3	–	–	–

*Al₂O₃.

Производство и потребление лома определяется структурой сталеплавильного производства, развитием новых технологий выплавки, разливки и проката стали, а также эволюцией «металлических поставок». В последние годы при выплавке электростали в качестве шихты применяют первичное железо в виде чугуна, металлизированных окатышей и горячебрикетированного железа. Чугуна можно использовать до 10–20 % (металлургические заводы). В чугун иногда добавляют железорудные окатыши («суперком»). На окатышах работает Оскольский металлургический завод, а горячебрикетированное железо используется пока за рубежом. Самым перспективным шихтовым материалом является жидкий чугун. При его применении расход электрической энергии может быть снижен (40–50 % чугуна) до уровня 180–200 кВт/ч, т.е. вдвое меньше всех затрат на выплавку электростали. Опыт применения жидкого чугуна в плавку имеется на Северстали и в ОАО «Носта» [9–11].

2. ВЫБОР ПЛАВИЛЬНОГО АГРЕГАТА

Сплавы на основе железа и углерода наиболее часто применяются для производства отливок. Чтобы получить эти сплавы в жидком состоянии, применяют следующие типы плавильных агрегатов: доменные и мартеновские печи, электрические печи, вагранки. Общими для плавки стали и чугуна являются мартеновские и электрические печи.

Наиболее распространенными плавильными агрегатами при производстве отливок из стали и чугуна признаны электродуговые и индукционные тигельные печи. Сравнение некоторых основных показателей этих печей и вагранки приведены в табл. 2.1. В настоящее время металл получают и на установках электрошлакового переплава.

Конечные свойства чугуна и стали при производстве отливок зависят от многих факторов, среди которых особая роль принадлежит типу плавильного агрегата и металлургическому процессу плавки. Правильный выбор типа плавильного агрегата и технологического процесса плавки металла оказывает существенное влияние на качество получаемых отливок.

Многообразие плавильных агрегатов, отличающихся по возможности воздействия на выплавляемый металл, как в процессе плавки, так и при выборе шихты, также предполагает такой выбор типа или марки агрегата. Главными критериями, по которым осуществляется выбор плавильной печи, являются:

- конкретные условия производства с учетом его объема;
- характер и режим работы цеха;
- наличие сырьевых и энергетических ресурсов;

Таблица 2.1

Сравнительные показатели основных плавильных агрегатов
для плавления чугуна и стали

Показатели	Вагранки закрытого типа, водоохлаждаемые	Индукционные тигельные печи		Электродуговые печи
		средней частоты	промышленной частоты	
Потребление энергии (на 1 Мг металла), кВт/ ч Тепловой КПД:	До 150 кг кокса	До 700	До 700	До 600
общий	0,30–0,40	0,70	0,62–0,68	0, 55
при расплавлении	0,40–0,60	0,70	0,50	0,60–0,70
при перегреве	0,05–0,07	0,69–0,74	0,65–0,70	0,25
Общий угар металла, %	7	2–3	2–3	5
Количество шлака, кг/т	100–120	10–15	10–15	70–90
Регулирование температуры (выдержка при заданной температуре)	Ограниченно	Возможно	Возможно	Возможно
Уровень звуковой мощности, Дб	До 60	До 30	До 30	До 60
Использование некондиционных металлоотходов	Ограниченно	Возможно	Возможно	Возможно
Отбор металла	Непрерывный	Ступенчатый	Ступенчатый	Ступенчатый
Количество выделяемого газа, м ³ /т	До 1000	До 03	До 30	До 60
Содержание пыли в отходящих газах, кг/т	10–18	0,3	0,30–0,50	5–10

- число марок чугуна или стали;
- вид продукции цеха;
- экономическое обоснование целесообразности применения как технологии плавки, так и собственно плавильного агрегата.

Технология плавки должна быть гибкой и обеспечивать постоянную готовность металла к заливке, причем не одного сплава, а различных. В условиях постоянного колебания состава шихты и перебоев в снабжении обеспечивать требуемый химический состав металла.

Кроме того, должна быть возможность модифицирования, легирования и даже вакуумирования сплавов. В настоящее время осуществляется реконструкция литейных цехов, предусматривающая использование электрических печей, что способствует:

- улучшению качества металла;
- достижению нужной температуры перегрева;
- снижению требований к шихте по сравнению с вагранкой, что уменьшает общую стоимость плавки на 20–30 % [12];
- осуществлению возможности рафинирования от серы и фосфора в печах с основной футеровкой, что особенно важно при получении высококачественных сплавов.

Технические характеристики современных плавильных агрегатов приведены в табл. 2.2–2.6.

Основной перечень существующих процессов выплавки чугуна приведен в табл. 2.7 [13].

В практике производства валков с шаровидной формой графита известно, что роль плавильного процесса в обеспечении необходимой структуры и свойств в валках не менее важна, чем используемый модификатор или способ его применения [1, 8, 14].

Таблица 2.2

Технические характеристики индукционных тигельных печей

Тип плавильного агрегата	Емкость тигля, Мг	Мощность по трансформатору, кВт	Расчетная скорость перегрева на 100 К, Мг/ч
ИЧТМ - 1	1	180	2,8
ИЧТМ - 2,5	2,5	400	4,2
ИЧТМ – 6	6	400	7,0
ИЧТМ - 10	10	1000	17,6
ИЧТМ - 16	16	1600	22,0

Таблица 2.3

Технические характеристики индукционных канальных миксеров промышленной частоты для выдержки чугуна

Тип канального миксера	Емкость, Мг	Мощность по трансформатору, кВт	Расчетная скорость перегрева на 100 К, Мг/ч
ИЧКМ-2,5	2,5	-	7
ИЧКМ-4	4	-	14
ИЧКМ-6	6	-	14
ИЧКМ-10	10	500/1000*	29/58
ИЧКМ-16	16	500/1000	29/58
ИЧКМ-25	25	1000/2000	55/110
ИЧКМ-40	40	1000/2000	55/110
ИЧКМ-60	60	2000/4000	115/230
ИЧКМ-100	100	2000/4000	115/230

* ИЧКМ емкостью более 10 Мг выпускаются в двух исполнениях по мощности трансформатора.

Таблица 2.4

Технические характеристики индукционных печей для получения чугуна

Тип плавильной печи	Емкость печи, Мг	Мощность печи по трансформатору (преобразователю), кВт	Частота тока, Гц	Расчетная скорость плавки (перегрев на 100 °С) Мг/ч
ИЧТ-1	1,0	400	50	0,6
ИЧТ-2,5	2,5	1000	50	1,7
ИЧТ-6	6,0	1600	50	2,4
ИЧТ-10	10,0	2500	50	2,7
ИЧТ-21	21,0	5600	50	11,3
ИЧТ-31	31,0	7100	50	14,2
ИЧТ-60	60,0	20000	50	33,6

При получении чугуна с шаровидным графитом в вальце-литейном производстве используются мартеновские и пламенные печи, вагранки, а также электродуговые и индукционные печи промышленной частоты. Мартеновские и пламенные печи применяются преимущественно при

получении чугуна для отливки листопрокатных валков, а остальные – для получения металла «полупромывки» и сортопрокатных валков. В ряде случаев при отливке крупных валков с большой заливочной массой применяется металл, выплавленный в нескольких плавильных агрегатах.

Имеется успешный опыт применения целого блока плавильных агрегатов — вагранки, пламенной и электродуговой печи при отливке листопрокатных валков ЛШН-51 весом 54 т [7].

Расходясь в оценке технических возможностей тех или иных плавильных агрегатов, литейщики едины во мнении о малой пригодности ваграночной плавки в обеспечении необходимых качественных свойств чугуна для валков. Низкие возможности ваграночной плавки подтверждаются и многолетней практикой ее использования на Кушвинском заводе прокатных валков (КЗПВ) [8].

Таблица 2.5

Технические характеристики электродуговых
сталеплавильных печей серии ДСП

Параметры	Значения параметров печей вместимостью, Мг						
	6	12	25	50	100	150	200
Мощность трансформатора, мВА	4	8	15	32	50	80	125
Диаметр, мм: электрода	300	350	400	500	610	610	610
распада электродов рабочего пространства	1000	1000	1250	1600	1750	1700/ 1350	1800
на уровне откосов	2230	2740	3540	4560	5600	5900	7100
кожуха	3350	4260	4690	5800	6900	6900	8500
Глубина ванны от порога рабочего окна, мм	425	555	775	890	1000	1150	1480
Высота до пят свода, мм	1465	1415	1505	2015	2070	1900	2200
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч	500	470	460	425	405	440	400
Расход охлаждающей воды, м ³ /ч	20	30	35	40	70	500	120

Таблица 2.6

Нормальный ряд вагранок закрытого типа конструкции «Гипростанок»

Показатели	Внутренний диаметр вагранок, мм					
	850	1100	1350	1700	2100	2650
Геометрические размеры вагранки, мм:						
диаметр горна	850	900	1100	1450	1750	-
диаметр фурменной коробки	3000	3224	3424	4000	4650	-
диаметр фурм и их количество	160x6	180x6	200x6	200x8	200x10	-
полезная высота	5000	5500	-	6000	6500	-
высота опорной части	2000	2500	2500/3000	3000	3500	-
высота шихтового затвора	-	1500			2500	-
высота шлюзовой камеры	2850	3150	-		3500	-
Номинальная производительность, Мг/ч	5	8	12	20	30	45
Расход топлива:						
кокса в рабочую колошу, %	10–14					
природного газа в рекуператоре, нм ³ /ч	60	100	150	250	350	500
дутья (максимальный), нм ³ /ч	5000	7000	12000	17000	25000	40000
Температура дутья, °С	450–550					
Расход воды, м ³ /ч:						
на охлаждение верхнего плавильного пояса и фурм	85	105	130	155	170	220
на очистку газов	25	30	40	55	70	105
Длительность работы без текущего ремонта, сут	До 6					

Примечание. Расходы кокса и газа приняты для монопроцесса, для дуплекс – процесса их можно уменьшать на 20 %. Температура металла на желобе до 152 °С

Таблица 2.7

Плавильные агрегаты для выплавки чугуна

Плавильные агрегаты	Чугун					Примечание
	серый		ковкий	высоко-прочный	специ-альный	
	СЧ10, СЧ20	СЧ40 и выше				
Монопроцесс						
ИЧТ	-	+	+	+	+	Наличие качественной шихты
ДЭП	-	+	+	+	+	То же
Дуплекс-процесс						
ИЧТ - ИЧКМ	-	+	+	+	+	Наличие качественной шихты
ИЧТ – ИЧТМ	-	+	+	+	+	То же
ДЭП – ИЧКМ	-	+	+	+	+	Отсутствие качественной шихты
Вагранка - ДЭП	-	-	-	+	-	Наличие чушковых чугунов
Вагранка-ИЧКМ	+	-	+	-	-	Отсутствие качественной шихты
Вагранка-ИЧТМ	+	+	+	-	+	Догрузка до 20 % твердой шихты от массы жидкого металла
Вагранка-ИЧТ	+	+	+	-	+	Догрузка до 30 % твердой шихты от массы жидкого металла
ДЭП-ИЧТ	-	+	+	+	-	Наличие чушковых чугунов
ДЭП - ИЧТМ	+	+	+	+	+	Догрузка до 20 % твердой шихты от массы жидкого металла

Примечание. ДЭП – дуговая электропечь; «-» процесс не применяется, «+» – процесс применяется.

Вследствие того, что состав чугуна и степень его металлургической обработки в вагранке в значительной мере зависят от хода трудно контролируемых окислительно-восстановительных реакций в различных зонах печи, в условиях ваграночного процесса отсутствует возможность коренного изменения физических свойств валкового металла [1].

По этой причине качество валков из ваграночного магниевого чугуна во многом определяется «наследственной» природой используемых в шихте доменных чугунов.

Трудности регулирования ваграночного процесса делают сложной задачу получения расплавов в заданных узких пределах по температуре и химическому составу.

По мнению Мариенбаха Л.М. и его сотрудников, даже при соблюдении идеальных условий плавки не представляется возможным получить из вагранки чугун постоянного состава [15]. При использовании ваграночного магниевого чугуна часто обнаруживаются дефекты в виде газовых раковин и неметаллических включений («черных пятен») в рабочем слое бочки валка, усадочных раковин и рыхлот в шейках, а также пластинчатого графита в микроструктуре шеек.

Основным недостатком вагранок при производстве отливок из высокопрочного чугуна является увеличение концентрации серы по сравнению с содержанием ее в шихте в два или более раз. При обычных условиях плавки не удастся получить чугун с содержанием серы ниже 0,08 %. Повышенное содержание серы приводит к загрязнению высокопрочного чугуна включениями сульфида магния, образующегося вследствие высокого химического сродства магния и серы. Эти включения при определенных условиях остаются в металле и способствуют образованию специфического дефекта магниевого чугуна — «черных пятен», количество которых возрастает с повышением содержания серы в исходном чугуне. Повышенное содержание серы в чугуне перед модифицированием оказывает существенное влияние и на расход магния.

Альтернативой ваграночной плавки является плавка чугуна в дуговых и индукционных печах. При этом не происходит насыщение чугуна серой, так как отсутствует кокс, легко достигаются необходимые температуры металла. В настоящее время значительно возросли экологические требования к промышленному производству, поэтому предпочтительнее при выборе плавильного агрегата для плавки чугуна являются индукционные печи. Дуговые печи отличаются большими выделениями пыли и газов, а также повышенным шумом при горении дуги. Есть и другие недостатки при эксплуатации электродуговых печей. Хотя в настоящее время появились электродуговые печи постоянного тока, которые лишены многих вышеперечисленных недостатков.

Хорошо себя зарекомендовали при переработке легковесной шихты индукционные печи, которые мало загрязняют окружающую атмосферу и имеют существенно меньший угар металла.

Это объясняется интенсивным перемешиванием жидкой ванны, в которую быстро затягивается легковесная шихта, загружаемая на зеркало ванны. Благодаря электромагнитному перемешиванию металла в индукционных печах обеспечивается высокая эффективность науглероживания расплавов. Эти печи удобны при производстве синтетических чугунов, и можно вместо дорогостоящих чушковых доменных чугунов в шихте использовать только дешевые металлоотходы.

В этих печах отсутствует науглероживание металла по ходу плавки, что дает возможность получать сталь с особо низким содержанием углерода и переплавлять высоколегированные отходы без добавок специальной низкоуглеродистой заготовки.

Отличительной особенностью пламенных печей, применяемых в вальцелитейных цехах, является наличие съемных сводов. Это существенно упрощается завалку валкового лома в горячую печь (крупных кусков валков или целиком валков). Пламенные печи могут работать на мазуте и природном газе или на их смеси. Продолжительность плавки при полной загрузке печи составляет 6–7 ч и зависит от температуры печи при загрузке, состава переплавляемой шихты, способа ее укладки и необходимой температуры перегрева расплава перед заливкой.

Мартеновские печи более совершенные агрегаты, чем пламенные печи, обладают высокой термической мощностью. Для отливки валков используют как стационарные, так и качающиеся печи садкой 25–30 Мг. На КЗПВ передняя стенка мартеновской печи выполнена поднимающейся, что обеспечивает возможность вкатывания крупных валков на подину печи. Остальные компоненты шихты загружают в печь с помощью мультозавалочного крана. Длительность плавки в такой печи составляет около 6,0–7,5 ч.

На ММК использование жидкого доменного чугуна доменной плавки при производстве отливок существенно снижает затраты на выплавку металла. Но при этом есть определенные сложности в организации и технологии этого процесса.

Чугун, поступающий в литейный цех, имеет нестабильный химический состав и значительно отличающийся от того, который необходим для получения отливки. Наибольшее отличие по углероду, кремнию и марганцу. Температура доменного чугуна колеблется в пределах 1200–1300⁰С и зависит от состояния ковша, длительности выдержки чугуна в ковше перед сливом в разливочный ковш.

Заливка отливок черновой массой 30 Мг производится из трех печей в десятитонные ковши с последующим переливом в 60-тонный стопорный ковш. В одной из печей выплавляют лигатуру. Экономическая эффективность процесса смешения по сравнению с одновременным сведением трех печей показана в табл. 2.8. При этом обеспечивается снижение стоимости чугуна примерно в 2 раза [16].

Таблица 2.8

Сравнение затрат при разных вариантах плавки чугуна

Вариант	Цена металла, руб./т	Расход материалов, т	Стоимость жидкого чугуна, руб.	Дополнительные расходы, руб.	Общая стоимость, руб.
ИЧТ+ДСП	16993	29	492797	65102	557899
ИЧТ+ДЧ	16993 5000	10 20	1650001 100000	15000	280000

3. ВЫПЛАВКА ЧУГУНА В ВАГРАНКАХ

Для выплавки чугуна используют вагранки, электродуговые и индукционные печи промышленной частоты. При необходимости чугун могут выплавлять одновременно в нескольких агрегатах (дуплекс-процессы). Рекомендуемые температуры заливки форм чугуном приведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Рекомендуемая температура заливки форм расплавом чугуна

Сплав	Характеристика отливок	Температура расплава, °С	
		при выпуске из печи	при заливке формы
СЧ10-СЧ18	Мелкие	1380	1300
	Средние	1360	1300
	Крупные	1360	1290
	Тонкостенные (средние и крупные)	1380	1320
СЧ20-СЧ45	Мелкие	1380	1320
	Средние	1380	1320
	Крупные	1380	1300
	Тонкостенные (средние и крупные)	1400	1330
ВЧШГ	Стенки толщиной 6–20 мм	380	1320
	более 20 мм	1380	1320
КЧ	Со стенками толщиной, мм:		
	до 4	1480	1380
	4–10	1450	1350
	10–20	1430	1350
	более 22	1410	1320

Долгое время основным агрегатом для выплавки чугуна была вагранка. Все вагранки различают по типам, исполнению и модификациям (ГОСТ 24774-81).

Типы вагранок:

- открытые со свободным выходом ваграночных газов в атмосферу за счет естественной тяги;
- закрытые с принудительным отсосом ваграночных газов через систему очистки.

Исполнение вагранок:

- с воздушным дутьем без подогрева;
- с подогревом воздушного дутья до температуры 653–823 К (380–550°C).

Модификации вагранок:

- с длительностью межремонтного цикла до 24 ч;
- то же до 80 ч;
- то же свыше 80 ч.

Основные характеристики вагранок приведены в табл. 2.6.

Плавка в вагранке начинается с загрузки холостой «колоши» (кокс), которую обычно поджигают газом (дровами). После загрузки (30–50 %) кокса и разгорания его равномерно по всему сечению вагранки загружают остальную часть холостой «колоши», и под воздействием естественной тяги происходит загорание всего кокса. Возможна продувка воздухом в течение 2–5 мин для выдувки золы и коксовой мелочи. Когда весь кокс разгорится полностью, начинают загрузку рабочих «колош» (кокс + известняк + металлическая шихта) до уровня завалочного окна. Соотношения материалов рабочих «колош» для первого столба шихты могут быть различными в зависимости от состава шихты, обычно принимают массу металлической части равной 1/10–1/12 часовой производительности вагранки, а коксовой – 8–14 % от металлической.

Дутье в печь подают сразу после окончания завалки первого столба шихты. Сначала давление воздуха составляет 40–50 % от оптимального, через 15–20 мин появляются первые капли металла у фурм, и тогда давление доводят до оптимального. В зависимости от конструкции вагранки первый выпуск металла производят через 15–40 мин после появления первых капель.

По мере выгорания холостой колоши, столб шихты опускается, а недостаток кокса восполняется как рабочими колошами, так и колошей, состоящей только из кокса (пересыпка). Управляют работой вагранки, обеспечивая своевременный выпуск чугуна и шлака и загрузку шихтовых материалов.

При повышении уровня металла в горне в нем образуется все большее количество шлака. Когда уровень его достигнет уровня фурм, открывают чугунную летку и сливают чугун до появления в летке шлака. Летку закрывают. Этот процесс непрерывно повторяется, а количество шлака все время увеличивается. Количество чугуна при каждом после-

дующем выпуске естественно уменьшается. После накопления в горне большого количества шлака открывают шлаковую летку, расположенную ниже фурм. Шлак выпускают, а уровень чугуна снова может повышаться. Составы ваграночных шлаков приведены в табл. 3.2 [5]. При достижении чугуном уровня шлаковой летки последняя закрывается, и можно выпускать чугун через чугунную летку. Эти операции через определенные интервалы времени повторяются.

Таблица 3.2

Составы ваграночных шлаков

Процесс	Мольная доля составных частей, %								Основ- ность $\frac{\text{CaO}+\text{MgO}}{\text{SiO}_2}$
	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	FeO+ Fe ₂ O ₃	MnO	P ₂ O ₅	S	
Кислый	40-60	20-35	5-20	1-5	1-10	1-5	0,1-0,5	0,05-0,03	0,4-0,9
Основной	25-35	40-50	5-20	1-5	0,5-3,0	1-3	0,5-1,0	0,5-1,0	1,2-2,0

Как любая шахтная печь, вагранка имеет высокий тепловой коэффициент полезного действия и хорошую производительность, проста по конструкции, все это определяет ее конкурентоспособность среди других агрегатов для плавки чугуна.

Угар элементов при плавке в коксовой вагранке приведен в табл. 3.3 [5].

Принцип работы газовой вагранки заключается в следующем. Перед началом плавки за счет сжигания газа в горелочной системе футеровка в камере перегрева разогревается до 1600⁰С.

Таблица 3.3

Угар элементов при плавке в коксовой вагранке

Дутье	Процесс	C	Si	Mn	S	P
Холодное	Кислый	(+10)- (+50)	(-10)- (-25)	(-10)- (-30)	(+40)- (+100)	0
		(+20)- (+300)	(-10)- (+20)	(-10)- (-20)	(+10)- (+50)	0
Горячее	Основной	(+30)- (+360)	(-15)- (-20)	(-5)- (-15)	(-20)- (-50)	(0)- (-10)

Примечание: + – пригар; - - угар.

Затем подается природный газ через верхний ряд сопел для подсвечивания продуктов сгорания. После установления температурного режима и состава печной атмосферы в шахту вагранки загружается шихта, состоящая из металла и флюсов. Горячие газы, проходя между усту-

пами в шахту, плавят металл, который в виде капелек и струек стекает с подины нижнего уровня в бассейн, который на подине камеры перегрева заполняется металлом. Шлак попадает туда же, но по поверхности металла непрерывно уходит в копильник. Капли и струйки металла, падая в виде «дождя» с уступа в бассейн, разбрызгивают находящийся там металл. На «кипящую» поверхность металла направлено большое количество факелов, создающих над поверхностью бассейна сплошной слой горячих газов, что обеспечивает высокий перегрев металла. Перегретый металл непрерывно поступает в копильник, откуда и отбирается по необходимости [17].

Перспективность газовых вагранок, по мнению Грачева В.А., состоит в дешевизне топлива (газа), кроме того, они обладают высокой экологичностью [18].

Вагранки для получения валковых чугунов чаще делают без копильников во избежание смешивания чугунов различных составов (при большой номенклатуре валков). Регулировать химический состав металла, находящегося в вагранке, не представляется возможным, поэтому требуется тщательно подбирать шихту для выплавки определенного сплава. В вагранке трудно учитывать угар элементов, так как по ходу плавки он непостоянен. Температуру металла 1420–1450°C для выплавки высокопрочного чугуна в вагранке получить очень трудно, а расход кокса при этом превышает разумные пределы. Все это может стать определяющим при выборе основного плавильного агрегата, так как дефицит кокса (особенно литейного ГОСТ 3340-71) ощущается повсеместно, а стоимость его очень высока.

4. ВЫПЛАВКА ЧУГУНА В ДУГОВЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧАХ

Все указанные выше недостатки ваграночной плавки определили тенденцию использования для производства чугуна электрических печей. Обычно применяют трехфазные дуговые печи, предназначенные для выплавки стали (см. табл. 2.5, 2.7).

В литейном производстве используются обычно дуговые печи трехфазного тока. В настоящее время есть случаи замены трехфазных печей на электродуговые однофазные печи постоянного тока (например, Курганмашзавод). В нашей стране институт электротермического оборудования разработал и начал поставку дуговых печей постоянного тока емкостью 0,6; 6,0 и 12,0 т. Проектируются печи и большей емкости – 25,0 и 50,0 т.

Дуговые электропечи для выплавки чугуна по конструкции не отличаются от дуговых печей для выплавки стали. Наша отечественная промышленность выпускает печи, перечень которых приведен в табл. 2.5.

Во вновь построенных в конце 60-х и начале 70-х годов 20 века в литейных цехах ВАЗа и КамАЗа появились электродуговые печи емкостью 48 и 65 т соответственно с повышенной мощностью трансформатора.

Плавка монопроцессом

Чугун выплавляют в одном плавильном агрегате – электродуговой печи, металлургические и энергетические возможности которой обеспечивают переработку крупногабаритных и тяжеловесных металлоотходов с высокой степенью окисленности (ржавчина) и с большим содержанием неметаллических материалов (формовочная смесь). Так как ванна перемешивается слабо, а в зоне горения дуг поддерживается высокая (2000°C) температура, возникают трудности с науглероживанием ванны. Общий угар углерода выше, чем в индукционных печах, и тем выше, чем больше в завалку вводят карбюризатора. Усвоение углерода при загрузке карбюризатора на подину печи под металлическую часть шихты после расплавления составляет 40–50 %, а при температуре 1500°C и выдержке 30–40 мин – 55–60 % [19].

Чтобы повысить степень усвоения углерода и кремния, иногда ведут плавку чугуна, оставив часть жидкого металла с предыдущей плавки – с «болотом». При этом усвоение углерода повышается до 75–80 %, угар кремния составляет 7–10 %, марганца – 15–20 %. В дуговых печах можно проводить рафинирование металла для удаления вредных примесей.

В кислой печи трудно проводить рафинирование металла от вредных примесей – фосфора и серы. Поэтому плавка ведется способом переплава. После заправки печи, которую проводят быстро, чтобы футеровка не остывала, проводят завалку шихты. Чушки чугуна и стальной лом загружают на подину осторожно. Лом располагают в середине шихты. Под электроды можно подложить куски кокса или электродного боя для улучшения горения (зажигания) дуги. Такие ферросплавы, как никель, ферромolibден и медь размещают в средние слои бадьи, а феррохром вводят после расплавления металла.

Состав шихты рассчитывают с учетом угара элементов и дальнейшей обработки металла. Содержание углерода в шихте должно быть на 0,2–0,3 % ниже, чем в готовом чугуне. Содержание кремния меняется незначительно, а угар марганца в кислой печи существенен и составляет 25–30 % (зависит от температуры металла). Поэтому марганецсодержащие материалы (ферромарганец) вводят незадолго до выпуска чугуна. Содержание прочих компонентов обычно принимают равным требуемому в готовом чугуне, так как эти элементы практически не выгорают в процессе плавки.

Шихта состоит из отходов собственного производства, чушкового чугуна, стального лома и ферросплавов (см. табл. 1.5).

Расплавление металла проводят быстро с максимальной мощностью печи (10–15 мин). Доводка после расплавления сводится в основном к подогреву жидкого металла до заданной температуры. Следует избегать высокого перегрева металла, так как это может привести к некоторому восстановлению кремния (повышаются общие затраты на процесс). Чтобы приостановить восстановление кремния, в шлак можно давать небольшое количество извести или мартеновского шлака.

Оптимальным содержанием CaO для кислых шлаков считают 6–8 % [5]. В период доводки с первым появлением металла в печи наводят шлак присадкой сухого кварцевого песка, горелой формовочной смеси или смеси их (50 на 50 %). Содержание оксидов железа в шлаке не превышает 12 %. Для разжижения шлака используют известняк или известь. Количество присаживаемого песка за период плавки не должно превышать 2 % от массы шихты. Количество шлака обычно не превышает 4–5 % от массы металла.

В основной печи, используя возможности рафинирования шлаком, можно удалять из металла серу и фосфор. При удалении последнего длительность плавки увеличивается. Если требуется выплавить чугун с низким содержанием фосфора, то в шихту необходимо вводить низкофосфористые чушковые чугуны, лом и стальные отходы [19].

Порядок загрузки шихты может остаться таким же, как для кислой печи. Плавление шихты ведется на максимальной мощности трансформатора (5–10 мин на «звезде»), а затем переключают трансформатор на «треугольник». После расплавления наводят шлак с помощью извести или известняка. Часть известняка вводят перед загрузкой основной части металлической шихты. Жидкоподвижность шлака повышают, вводя плавиновый шпат (CaF_2). Расход известняка в процессе плавления составляет 3 % от массы шихты. За 10–15 мин до полного расплавления шихты снижают мощность печи («треугольник»). После отбора пробы и определения остаточного содержания примесей (кремния, титана и др.) проводят восстановительный период.

Окислением углерода, хрома, никеля, молибдена, меди и фосфора как в кислом, так и в основном процессах можно пренебречь. Пригара элементов, как и в вагранке, не происходит. Угар титана составляет 50 %.

Восстановительный период плавки проводят так: при температуре металла около 1350°C скачивают весь шлак периода плавления, на зеркало металла дают известь (известняк) и плавиновый шпат в соотношении 4:1 в количестве 4 % от массы садки. После расплавления этих материалов образуется шлак, который раскисляют древесным углем, электродной крошкой или измельченным графитом. Затем рабочее окно плотно закрывают, выпускное отверстие закладывают кирпичом, замазывают глиной и в течение 20–30 мин дают выдержку. Образующийся карбидный

шлак выдерживают над металлом не менее 50 мин или до снижения содержания серы в металле до заданного.

Чтобы предотвратить попадание хорошо смачивающего металл карбидного шлака в формы, содержащийся в шлаке CaC_2 окисляют, добавляя в печь шамотный бой, известь или известняк, плавиковый шпат и открывая заслонку рабочего окна. Составы конечных шлаков восстановительного периода приведены в табл. 4.1 [5].

После доведения температуры и состава металла до заданных значений (1440–1540°C) производят выпуск металла.

Таблица 4.1

Составы конечных шлаков

Тип шлака	Массовая доля составляющих, %								
	$\text{CaO} + \text{CaF}_2$	SiO_2	MgO	Al_2O_3	FeO	MnO	Cr_2O_3	CaC_2	CaS
Карбид- ный	60-70	10-15	7-10	2-3	0,5	0,5	0,5	1,5-3,0	2,0
Белый	60-65	15-20	7-10	2-3	0,5	0,5	0,5	0,5	1,0

Плавка дуплекс-процессом

Суть дуплекс-процесса состоит в том, что металл выплавляют в вагранке, дуговой или индукционной тигельной печи, а затем переливают во вторую печь (ИЧКМ, ИЧТМ, ДЭП и др., см. табл. 2.7).

За рубежом есть хороший опыт применения дуплекс-процесса вагранка - индукционный миксер (в шихте до 70–80 % металлического лома) [20].

Особенно широко применяется плавка чугуна в электрических печах при совмещении агрегатов (см. табл. 2.7). В массовом производстве может использоваться даже триплекс-процесс. Самым распространенным дуплекс-процессом с электропечами являются ИЧТ - ИЧКМ, ДЭП - ИЧКМ или ИЧТКМ. Такое совмещение агрегатов позволяет использовать дуговую печь для расплавления шихты (используя ее высокий КПД в этот период), а перегрев, выдержку металла и корректировку химического состава по углероду и кремнию проводят в индукционных печах. Такой способ плавки позволяет получать базовый сплав с концентрацией углерода 2,5–2,7 %, кремния не выше 1,3–1,5 % и осуществлять доводку сплава в индукционной печи, где меньшие угары элементов. Расход электроэнергии ниже на 15–20 %, чем при выплавке чугуна в индукционных печах [21].

Если электродуговая печь применяется в качестве вторичного агрегата, т.е. ИЧТ - ДЭП, то в ДЭП проводят глубокую десульфурацию под высокоосновным шлаком. Но так как КПД ДЭП при перегреве металла

составляет всего 0,25 %, существенно увеличивается продолжительность процесса выплавки чугуна.

В литейных цехах металлургических предприятий есть возможность получать литейный чугун, имея в качестве основы жидкий перedельный чугун доменной печи, т.е. дуплекс-процессы: доменная - индукционная печи, доменная - дуговая печи и др. Такие процессы имеют значительные преимущества, например исключают разливку чугуна в чушки, которые потом необходимо вновь расплавлять. В зарубежной практике используют транспортировку жидкого чугуна на расстояние более 300 км.

На ММК имеется большой опыт использования жидких передельных (доменных) чугунов для получения крупных отливок (изложниц и поддонов). Но этот способ без дуплекс-процесса не обеспечивает качественной доводки химического состава чугуна, ему присущи и другие недостатки.

Применение дуплекс-процесса доменная - индукционная тигельная печи в чугунолитейном цехе позволило устранить эти недостатки [22, 23]. Весь процесс состоит из следующих технологических операций:

- выплавка чугуна в доменной печи;
- транспортировка жидкого чугуна из доменного цеха в чугуновозных ковшах (65–70 Мг) в литейный цех;
- перелив чугуна в малый ковш, оборудованный системой отсоса выделяющихся спели и газов;
- заливка жидкого чугуна в индукционную тигельную печь емкостью 10 Мг;
- доводка чугуна по химическому составу и температуре;
- изотермическая выдержка при температуре 1340–1350°C в течение 30–40 минут;
- выпуск плавки.

При осуществлении такой технологии удалось добиться снижения угара элементов на 35–45 %, уменьшился почти вдвое удельный расход электроэнергии, повысилась производительность печи на 12–14 %, а стоимость жидкого литейного чугуна понизилась на 8–10 %.

Белый чугун для рабочего слоя валков на ММК выплавляют в дуговой печи ДСП-12. Перечень и расход шихтовых материалов для выплавки приведен в табл. 1.5, 1.6. Используют передельный доменный (жидкий или чушковый) чугун с содержанием кремния 0,40–0,60 %. Плавку ведут методом переплава. На подину забрасывают 100–120 кг извести и 60–80 кг шамотного боя. Заваливают остальную шихту, опускают электроды и включают печь. Плавление проводят быстро на полной мощности трансформатора. При достижении температуры 1370–1380 °C через рабочее окно с помощью деревянных жердей в течение 5 мин пе-

ремешивают металл. Отбирают пробу шлака на FeO. Если содержание FeO > 15 %, то вводят плавиковый шпат. Готовят присадки: никель, феррохром и ферросилиций. Берут технологические пробы на отбел и оценку макроструктуры (при необходимости на экспресс-анализ). Уточняют массу присадок (в том числе феррофосфора), вводят их, нагревают металл до температуры 1480–1500°C и выключают печь. Металл тщательно перемешивают в течение 5–7 мин сухими жердями и выпускают в разливочный ковш, нагретый до $400 \pm 10^\circ\text{C}$.

Отбирают пробу на химический анализ (содержание фосфора не должно быть выше 0,30–0,45 % во избежание растрескивания рабочего слоя вала). Одновременно берут пробу на макроструктуру, она должна иметь сквозной отбел, только вокруг усадочной раковины допустимы серые точки графита.

Пробу заливают в просушенную песчано-глинистую форму – стержень, имеющую температуру не ниже 40°C, установленную на чугунную плиту с обработанной поверхностью и температурой $90 \pm 20^\circ\text{C}$. Металл в нее заливают при температуре $1290 \pm 10^\circ\text{C}$ и засыпают верх формовочной смесью. Охлаждают на плите 5–7 мин, а затем 2–3 мин под воздушным душем и в воде многократным погружением до температуры 20°C.

Разбивают пробу по имеющейся канавке и осматривают на предмет отбела.

5. ВЫПЛАВКА ЧУГУНА В ИНДУКЦИОННЫХ ПЕЧАХ

В литейном производстве используют индукционные печи с частотой питающего тока от 50 Гц до 200 кГц, их характеристики приведены в табл. 2.2, 2.3. Обычно печь представляет собой цилиндрический кожух с рамой основания, внутри которого помещен узел установки водоохлаждаемого индуктора из медной профилированной трубки. Поворот печи осуществляется электро- или гидроприводом, тигель печи выполнен набивным. Футеровка печей может быть кислой или основной.

По сравнению с вагранкой и дуговой электропечью индукционная имеет существенные преимущества:

- возможность использования дешевой недефицитной шихты (дорогие чушковые чугуны можно заменить на стальной лом и ферросплавы);
- минимальный расход дефицитного литейного кокса (мелочь на науглероживание);
- минимальный угар элементов;
- хорошие экологические условия работы (незначительное выделение пыли и газов, не требуется газоочистка, невысокий уровень шума);

- достаточно высокие (до 15°С/мин) скорости нагрева жидкого металла (расход электроэнергии при перегреве металла на 100°С не превышает 60 кВтч/Мг);

- высокое качество выплаваемого металла, что позволяет получать чугуны марок СЧ 40–60 без дополнительного легирования;

- легко осуществить автоматизацию (хорошо регулируется энергетический и материальный балансы плавки);

- малое газопоглощение.

Главным недостатком индукционных печей является повышенный расход электроэнергии при расплавлении шихты (см. табл. 2.1), есть и другие недостатки, но во всем мире существует стойкая тенденция увеличения доли выплавки чугуна в индукционных печах. Основной способ выплавки металла в индукционных печах открытого типа – переплав металлической шихты.

В индукционных печах экономически выгодно выплавлять синтетический чугун. При этом в шихту вводят стальной лом, науглероживатель, а содержание марганца и кремния регулируют введением соответствующих ферросплавов. Выплавленный чугун получается чистым от содержания серы и фосфора.

Плавку чугуна в индукционной тигельной печи можно вести двумя способами: на твердой шихте или с «болотом». В первом случае в шихту используют чушковый чугун, стальной и чугунный лом, возврат собственного производства (отработавшие валки), стальную и чугунную стружку, стальную обрезь, ферросплавы. Размеры кусков лимитируются только габаритами тигля, например, для ИЧТ-6 размер кусков должен быть не менее 180 мм в поперечнике. Науглероживающие добавки применяют в дробленом виде с размером кусков 0,5–3,0 мм, но не более 10 мм, или в виде порошков.

Печь загружают с помощью бабьи (400–1000 кг). Крупную шихту желательно грузить на подстилку из нерасплавленной высечки, а ферросплавы подогреть.

Плавление шихты ведут при максимальной электрической нагрузке. По мере расплавления необходимо периодически осаживать шихту во избежание образования «мостов» и настывшей, что предохраняет футеровку от разрушения. Корректировку химического состава металла проводят мелкими порциями.

По ходу процесса металл хорошо перемешивается по всему объему тигля, но при этом происходит насыщение его газами, что, конечно, нежелательно. Во избежание этого на печах промышленной частоты снижают интенсивность перемешивания, отключив верхние витки индуктора.

Более эффективным способом является плавка с «болотом» – остаток чугуна от предыдущей плавки, масса которого должна составлять не

менее 25–30 % общей массы садки [23, 24]. Загрузку компонентов проводят в такой последовательности: карбюризатор (75–80 % расчетного количества); стальные отходы или стружка; лом стальной; лом чугунный или стружка; чушковый чугун; отходы собственного производства (можно шихту подогреть до 650°C), печь при этом отключают.

Расплавление шихты ведут на максимальной электрической нагрузке, регулярно осаживая металлозавалку. По мере расплавления мощность трансформатора уменьшают, а после полного расплавления вводят необходимые ферросплавы и оставшуюся часть карбюризатора нагревают до заданной температуры, берут пробу, если химический состав полученного металла соответствует требуемому, то осуществляют выпуск чугуна в хорошо подогретый ковш.

На ММК при выплавке промывочного чугуна для двухслойных валков в индукционной печи ИЧТ-10/2,5 металлическая шихта включает: передельный чугун (жидкий или в чушках), чугунный и стальной лом, обрезь проката и отходы собственного производства, ферросплавы. Из доменного цеха жидкий чугун доставляют в чугуновозных ковшах, переливают в специальный промежуточный ковш, из которого заливают в печь.

На дно тигля укладывают 1–2 кусковые болванки, отлитые в специальной форме оставшимся от заливки валков металлом. Сверху укладывают ферросплавы, стальной лом (отходы прокатного производства). Загрузку проводят как можно плотнее. Слив жидкого чугуна осуществляют либо после загрузки печи на 1/4 высоты шихтой и нагрева футеровки до 600–800°C, либо в горячую печь после выпуска предыдущей плавки с последующей загрузкой твердой шихты. Температура заливаемого металла должна быть не ниже 1220°C. Разогрев печи необходимо вести постепенно повышая температуру. После полного расплавления шихты отбирают пробу на химический анализ (для определения жидкотекучести, отбеливаемости и т.д.). При достижении температуры 1400–1450°C печь с силового трансформатора переключают на миксерный.

Доводку металла по химическому составу производят введением ферросплавов, стальной обрезки или электродного боя (графитизированного коксика). Содержание серы можно снизить, используя 0,3–0,5 % кальцинированной соды от массы обрабатываемого металла, помещенную на дно ковша перед выпуском чугуна. (После наполнения ковша металл перемешивают, а образовавшийся шлак засыпают мелкой известью для сгущения, затем его удаляют.) Сера можно удалить и карбидом кальция (расход 1–2 % от массы чугуна, температура которого должна быть не менее 1450°C, время обработки 10–15 мин). Для разжижения шлака целесообразно добавлять 0,3–0,5 % плавикового шпата (футеровка основная). Готовый металл выпускают в хорошо прогретый ковш.

Кроме индукционных тигельных печей для плавки чугуна применяют индукционные каналные печи.

Они имеют хорошие теплотехнические и электротехнические показатели. Производительность печей барабанного типа в два раза выше, чем у тигельных той же емкости. Но они имеют существенные недостатки: низкая стойкость футеровки канала, работающей в тяжелых условиях, трудность осуществления какого-либо рафинирования из-за невысокой температуры шлака над металлом. Главной особенностью таких печей является необходимость обязательного оставления «болота» перед следующей плавкой.

Печи такого типа нашли применение в качестве вторичных агрегатов при дулекс-процессе или в качестве раздаточных. Канальные печи выпускают двух серий: ИЧКМ и ИЧКР, здесь И – индукционный нагрев, Ч – перегрев чугуна, К – каналный тип, М – миксер, Р – раздаточная, цифрами обозначают полезную емкость печи.

Общий угар элементов в индукционных печах определяется номенклатурой шихтовых материалов и их окисленностью, способом ввода ферросплавов и карбюризатора, температурой нагрева и выдержкой расплава. Угар элементов при выплавке чугуна в индукционных печах приведен в табл. 5.1 [24].

Таблица 5.1

Угар элементов при выплавке чугуна в индукционных печах

Состав шихты	Способ ввода ферросплава и карбюризатора	Температура нагрева чугуна, °C	Угар (-) и пригар (+) элементов, %			
			C	Si	Mn	Cr
Стальная стружка	В завалку	1490–1510	-18,8	-9,8	-13,8	-
Стальная стружка	В жидкий металл	1500–1505	-12,1	-14,1	-11,2	-18,5
Чугунная стружка	В завалку	1510–1530	-11,7	-17,8	-18,2	-
Чугунная стружка	В жидкий металл	1520	-5,3	+0,5	-18,6	-

Степень и скорость усвоения углерода зависит еще и от размера кусков карбюризатора: если они больше 40 мм, скорость усвоения уменьшается на 20–25 %. Скорость усвоения углерода жидким металлом при 1400–1470°C достигает 0,12 % в минуту. Процент усвоения составляет 80–85 %, а общий угар углерода в этих условиях не превышает 17–19 %. Хорошо представлены вопросы науглероживания металла в научных работах ИПЛ АН УССР [25, 26].

6. РАСЧЕТ ШИХТЫ ДЛЯ ВЫПЛАВКИ ЧУГУНА В ВАГРАНКЕ

Для расчета шихты необходимо учитывать:

- какую марку чугуна (ГОСТ или ТУ предприятия) необходимо получить и какие механические свойства отливка будет иметь, какой толщины стенки будут у нее;
- какой средний химический состав будет иметь вами выбранная шихта, чтобы обеспечить выплавку требуемой марки чугуна;
- какое среднее соотношение шихтовых материалов вы выберете.

Для оценки фактической структуры и свойств чугуна в отливках с заданной толщиной стенки необходимо использовать справочные данные о значении механических свойств его [5, 41].

При пользовании структурной диаграммой для серого чугуна влияние изменения приведенной толщины отливки на содержание кремния для получения заданной структуры можно учесть по формуле

$$[Si]_R = [Si]_{7,5} + \lg \frac{7,5}{R}, \quad (6.1)$$

где $[Si]_R$ – содержание кремния в отливке с заданной приведенной толщиной (мм), %;

$[Si]_{7,5}$ – содержание кремния в отливке с $R=7,5$ мм (определяется по диаграмме);

R – приведенная толщина отливки, мм.

Если в структуре данного чугуна окажется структурно-свободный цементит, то необходимо повысить содержание кремния в чугуне, но в пределах рекомендованного состава. В случае невозможности – рекомендовать подходящий режим термообработки.

Содержание любого химического элемента в шихте, кроме содержания углерода при выплавке чугуна в вагранке, можно определить по формуле

$$[E]_{\text{ших}} = [E]_{\text{чуг}} \frac{100}{100 - U_E}, \quad (6.2)$$

где $[E]_{\text{ших}}, [E]_{\text{чуг}}$ – содержание элемента соответственно в шихте и жидком чугуне, %;

U_E – относительная величина изменения содержания элемента в процессе плавки, % («угар» или «пригар», можно найти по табл. 1.9 или 3.3).

При плавке в вагранке содержание углерода в шихте можно определить по формуле Гиршовича Н.Г. [5]

$$[C]_{\text{ших}} = \frac{[C]_{\text{ж}} - K}{\beta}, \quad (6.3)$$

где $[C]_{\text{ших}}$ – содержание углерода в шихте, %;

$[C]_{\text{ж}}$ – содержание углерода в жидком чугуна, %;

K – коэффициент науглероживания;

β – доля остаточного углерода после окисления.

Значение коэффициента науглероживания K можно принять по данным, приведенным в табл. 6.1 с соответствующей аппроксимацией. Значение коэффициента β изменяется от 0,4 до 0,6, причем, чем меньше доля стального лома в шихте, тем выше значение коэффициента K и наоборот.

Таблица 6.1

Значение коэффициента науглероживания

Доля стального лома в шихте, %	5	10	15	20	25	30	35	40	45
Коэффициент науглероживания	1,70	1,72	1,74	1,76	1,79	1,82	1,86	1,90	1,94

При определении среднего химического состава шихты чугунов, которые легируются ковшевыми добавками, необходимо уменьшить содержание соответствующего элемента в шихте на величину, введенную с ковшевой добавкой.

Например, в жидком чугуна после легирования должно быть 2,4 % кремния. Угар кремния в плавильном агрегате – 20 %. Причем 0,4 % кремния вносится с ковшевой добавкой в виде 75 % ферросилиция. Следовательно, в шихте кремния должно быть

$$Si_{\text{ших}} = (2,4 - 0,4) \frac{100}{100 - 20} = 2,5\% . \quad (6.4)$$

При расчете шихты для плавки дуплекс-процессом определение среднего химического состава шихты необходимо производить для каждого агрегата.

1. Аналитический метод расчета шихты

Чтобы рассчитать шихту, необходимо составить систему уравнений, в которых неизвестными являются компоненты шихты. Количество неизвестных должно быть не более трех.

Пример расчета

Необходимо получить в отливках чугун марки СЧ 20. Плавку будем осуществлять в вагранке с горячим дутьем с кислой футеровкой. В шихту введем 20 % стального лома и 20 % собственного возврата.

Расчет ведем на 100 кг шихты с помощью специальной таблицы (табл. 6.2).

Химический состав готового чугуна берем из ГОСТ и записываем его в соответствующие колонки табл. 6.2 (первая строка).

Определяем угар (пригар) элементов по табл.1.9 или 3.3 и вносим его значения в колонки строки 2.

По формуле (6.3) определим содержание углерода в шихте, приняв по табл. 6.1 коэффициент науглероживания равным 1,76, а долю остаточного углерода равной 0,5. Тогда

$$[C] = \frac{3,2 - 1,76}{0,5} = 2,88 \text{ \%}.$$

Эту величину вписываем в колонку строки 3 табл. 6.2.

По формуле (6.2) определяем содержание в шихте остальных элементов и полученные значения вписываем в колонки строки 3.

При плавке в вагранке количество серы в металле всегда увеличивается, поэтому, подбирая шихту, необходимо стремиться, чтобы в ней было серы меньше, чем в жидком чугуне.

В четвертую и пятую строки таблицы вписываем химический состав заданных компонентов шихты, принимая химический состав стального лома соответствующим стали марки 30Л, а химический состав возврата – соответствующим составу жидкого чугуна.

Найдем количество каждого элемента, вносимого в шихту стальным ломом и возвратом.

Для этого воспользуемся простым выражением

$$g_E = [E] \frac{q}{100}, \quad (6.5)$$

где g_E – количество элемента, вносимого в шихту, кг;

$[E]$ – содержание элемента в компоненте шихты, %;

q – содержание компонента в шихте, %.

Например, содержание углерода в стальном ломе 0,3 %, содержание стального лома в шихте – 20 %, тогда

$$g_C = 0,3 \cdot \frac{20}{100} = 0,06.$$

Таблица 6.2

Аналитический метод расчета шихты

№ п/п	Наименование	Содержание в шихте, %	Содержание элементов											
			Углерод		Кремний		Марганец		Фосфор		Сера		Хром	
			%	кг	%	кг	%	кг	%	Кг	%	кг	%	кг
1	Жидкий металл	100	3,2	3,2	1,8	1,8	0,8	0,8	0,4	0,4	0,12	0,12	0,2	0,2
2	Угар		-	-	-10		-20		-		30		-20	
3	Шихта		2,88	2,88	2,0	2,0	1,0	1,0	0,4	0,4	0,092	0,092	0,25	0,25
Заданные компоненты шихты														
4	Стальной лом	20	0,3	0,06	0,5	0,10	0,4	0,08	0,05	0,01	0,03	0,06	-	-
5	Возврат	20	3,2	0,64	1,8	0,36	0,8	0,16	0,2	0,04	0,10	0,02	0,2	0,04
6	Итого	40		0,70		0,46		0,24		0,05		0,026		0,04
7	Необходимо ввести	60		2,18		1,54		0,76		0,35		0,066		0,21
8	ЛК4-ХН	14	3,8	0,532	2,0	0,28	0,9	0,126	0,2	0,028	0,03	0,004	1,5	0,21
9	ЛК2-П-Г-4	38,9	3,6	1,40	1,5	0,584	0,7	0,272	0,5	0,194	0,05	0,019	-	-
10	ФС 10	5,3	2,0	0,106	12,0	0,636	2,5	0,133	0,2	0,011	0,04	0,002	-	-
11	ЗЧЗ	1,8	4,0	0,072	2,0	0,036	13,0	0,234	0,18	0,003	0,03	0,001	-	-
12	Итого внесено в шихту	60		2,11		1,536		0,765		0,236		0,026		0,21
13	Всего в шихте	100	2,8	2,81	2,0	1,996	1,0	1,005	0,23	0,285	0,05	0,052	0,25	0,25

Вписываем найденные значения в соответствующие колонки четвертой и пятой строк, а в шестой строке суммируем количество элементов, внесенных в шихту заданными компонентами.

В седьмой строке – количество элементов, которое необходимо ввести в шихту. Оно равно разности количеств элемента в исходной шихте (строка 3) и внесенного в шихту (строка 6).

Чугун СЧ 20 легируется хромом. Это можно сделать путем ввода в шихту либо феррохрома, либо природно-легированного чугуна. Примем последний вариант. Содержание хрома в чугуне марки ЛК4-ХН, которым мы воспользуемся, составляет 1,5 %. Количество хромоникелевого чугуна, вводимого в шихту, найдем из выражения

$$q = \frac{g_E}{[E]_{\text{фер}}} \cdot 100, \quad (6.6)$$

где Q – содержание легирующей добавки в шихте, %;

$[E]_{\text{фер}}$ – содержание легирующего элемента в ферросплаве или лигатуре, %.

В нашем случае $g_{Cr} = 0,21$ кг; $[E]_{\text{фер}} = 1,5$ %; $U_{Cr} = 20$ %. Тогда содержание чугуна ЛК4-ХН в шихте будет равно 14 %.

Вписываем состав хромоникелевого чугуна в соответствующие колонки восьмой строки, а количество внесенных элементов определим по формуле (6.5).

Примем, что кроме указанных выше компонентов в шихту входит литейный коксовый чугун марки ЛК2, доменный ферросилиций марки ФС10 и зеркальный чугун ЗЧЗ. Химический состав этих материалов вписываем в соответствующие колонки девятой, десятой и одиннадцатой строк таблицы.

Для определения содержания этих элементов в шихте составим три балансовых уравнения.

А. Балансовое уравнение шихты

$$X + Y + Z + 14 + 40 = 100 \quad (A)$$

или $X + Y + Z = 46$,

где X, Y, Z – содержание (количество) в шихте ЛК20, ФС10 и ЗЧЗ, % (кг);

14 – содержание (количество) в шихте хромоникелевого чугуна ЛК4-ХН, % (кг);

40 – то же заданных компонентов шихты, % (кг);

100 – общее количество шихты, % (кг).

Б. Балансовое уравнение для кремния шихты

$$1,5 X + 12,0 Y + 2,0 Z + 0,28 \cdot 100 + 0,46 \cdot 100 = 2,0 \cdot 100 \quad (\text{Б})$$

или $1,5 X + 12,0 Y + 2,0 Z = 126,$

где коэффициенты перед неизвестными равны содержанию кремния в компонентах шихты.

В. Балансовое уравнение марганца шихты

$$0,7X + 2,5Y + 13,0Z + 0,24 \cdot 100 + 0,126 \cdot 100 = 1,0 \cdot 100 \quad (\text{В})$$

или $0,7X + 2,5Y + 13,0Z = 63,4.$

Для трех неизвестных имеем три уравнения.

Следует отметить, что, во-первых, балансовые уравнения для элементов составляются только для кремния и марганца; во-вторых, компоненты шихты, входящие в уравнения, должны обеспечивать сходимость баланса элементов. Иначе говоря, содержание кремния и марганца в искоемых компонентах должно быть таким, чтобы компенсировать их недостаток в шихте.

Решим систему уравнений. Выразим Y через X и Z в уравнении (А) и подставим его значение в уравнения (Б) и (В).

После вычислений получим:

$$-10,5X - 10,0 Z = -426, \quad (\text{Б}')$$

$$1,8X + 10,5Z = -51,6. \quad (\text{В}')$$

Умножив уравнение (Б') на 1,05 и сложив его с уравнением (В'), получим:

$$-12,825X = -498,9,$$

$$X = 38,901 \approx 38,9 \% (\text{кг}).$$

Подставим найденное значение X в уравнения (Б') и (В') и получим

$$-10,0Z = -426 + 408,45, \quad (\text{Б}')$$

$$Z = 1,755 \approx 1,8 \% (\text{кг})$$

и

$$10,5Z = -51,6 + 70,02,$$

$$Z = 1,754 \approx 1,8 \% (\text{кг}).$$

Таким образом, значения Z , полученные из двух разных уравнений, совпадают.

Величину третьего неизвестного найдем из балансового уравнения шихты (А)

$$Y = 46 - X - Z = 46 - 38,9 - 1,8 = 5,3 \% (\text{кг}).$$

Следовательно, в шихту необходимо ввести чугуна ЛК2 38,9 %; доменного ферросилиция ФС10 5,3 %; зеркального чугуна ЗЧЗ 1,8 %.

Проверяем по формуле (6.5) количество химических элементов, вносимых в шихту этими компонентами, и просуммируем (строка 12 табл. 6.2).

Затем просуммируем количество элементов, внесенное всеми компонентами шихты. Как видно из табл. 6.2, рассчитанная шихта практически соответствует среднему химическому составу шихты, принятому нами в начале расчета.

2. Расчет шихты методом подбора

Метод подбора менее точен, чем аналитический, но более прост.

Суть его заключается в подборе шихты, примерно отвечающей среднему химическому составу заданной марки чугуна. Недостаток того или иного компонента компенсируется вводом в шихту ферросплавов или лигатур.

Метод подбора широко практикуется в производственных условиях, однако он требует определенных навыков в составлении шихт.

Рассмотрим метод, как и предыдущий, на примере. Все расчеты сведены в табл. 6.3.

Необходимо выплавить в кислой вагранке без подогрева дутья чугуна марки СЧ15. В качестве шихты использовать: возврат собственного производства 20 %, стальной лом 15 %, а также лом чугуна, чугун передельный марки М1 и чугуны литейные марок ЛКЗ и ЛК4.

Первые пять строк в табл. 6.3 заполняем так же, как и в предыдущем примере (аналитический метод расчета).

В последующих строках записываем химический состав лома чугуна, передельного и литейных чугунов. Содержание этих компонентов в шихте принимаем на основе подбора произвольно. Затем рассчитываем по формуле (6.5) количество элементов, вносимых в шихту, суммируем их по колонкам и сравниваем со средним химическим составом шихты. Как видно из табл. 6.3, необходимо внести в шихту еще 0,75 кг кремния и 0,23 кг марганца.

Внесем легирующие элементы с доменным ферросилицием ФС10 и зеркальным чугуном ЗЧЗ. Расчет количества легирующих добавок производим по формуле (6.6).

Затем сложим в соответствующих колонках количество элементов, вносимых в шихту, всеми ее компонентами, включая и легирующие добавки. Расчет показывает (см. табл. 6.3), что после добавки легирующих вес шихты стал равен 106,5 кг. Приняв это количество за 100 %, рассчитаем конечный химический состав шихты и сравним его со средним исходным химическим составом шихты. Совпадение вполне удовлетворительное.

Если расхождение велико, то расчет необходимо повторить, внося соответствующие коррективы в содержание тех или иных компонентов шихты.

Таблица 6.3

Расчет шихты методом подбора

Наименование	Содержание в шихте, %	Содержание элементов									
		Углерод		Кремний		Марганец		Фосфор		Сера	
		%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг
Жидкий металл		3,4		2,1		0,7		0,3		0,15	
Угар		-		-20		-30		-		+50	
Шихта	100	3,28	3,28	2,72	2,72	1,0	1,0	0,3	0,3	0,1	0,1
Компоненты шихты											
Возврат	20	3,3	0,66	2,7	0,540	1,0	0,200	0,3	0,060	0,1	0,020
Стальной лом	15	0,1	0,015	0,5	0,075	0,4	0,060	0,05	0,008	0,05	0,008
Чугунный лом	10	2,8	0,28	2,2	0,220	0,8	0,080	0,3	0,030	0,1	0,010
М1-Ш-Б-4	15	4,3	0,645	1,2	0,180	1,0	0,150	0,2	0,030	0,05	0,008
ЛК3-П-В-3	25	4,0	1,0	2,5	0,625	0,7	0,175	0,2	0,050	0,04	0,010
ЛК4-П-В-2	15	4,0	0,60	2,2	0,330	0,7	0,105	0,2	0,030	0,04	0,006
Итого	100		3,20		1,97		0,770		0,208		0,062
Необходимо ввести в шихту			0,08		0,75		0,23		-		-
ФС10	5,8	2,0	0,116	13,0	0,754	2,5	0,145	0,2	0,012	0,04	0,002
ЗЧЗ	0,7	4,0	0,028	2,0	0,014	13,0	0,091	0,2	0,001	0,03	-
Всего в шихте	106,5	3,15	3,344	2,6	2,738	1,0	1,006	0,21	0,221	0,06	0,064

7. РАСЧЕТ ШИХТЫ ДЛЯ ВЫПЛАВКИ ЧУГУНА В ДУГОВОЙ ЭЛЕКТРОПЕЧИ

Исходные данные для расчета

Исходные данные для расчета шихты можно найти в справочной литературе или в пособии. Необходимо иметь:

1. Химический состав выплавляемого чугуна.
2. Химический состав компонентов металлозавалки.
3. Угар элементов при плавке.
4. Химический состав флюсов, неметаллической части шихты.
5. Химический состав карбюризаторов.
6. Состав шихты в процентах.

Все расчеты ведутся на 100 кг металлошихты. Выбранные данные записываются в виде таблиц, образцы которых приведены в примерах расчета шихты.

Расчет содержания элементов в шихте

Содержание любого элемента в шихте в зависимости от его количества в ней определяют по формуле

$$[E]_{\text{ших}}^{\Sigma} = 10^{-2} \cdot (g_1[E]_1 + g_2[E]_2 + \dots + g_n[E]_n), \quad (7.1)$$

где $[E]_{\text{ших}}^{\Sigma}$ – содержание элемента в шихте, %;

$g_1, g_2 \dots g_n$ – количество (расход) шихтового материала, %;

$[E]_1, [E]_2 \dots [E]_n$ – содержание элемента в каждом из шихтовых материалов, %.

Количество карбюризатора определяют

$$g_{\text{карб}} = \frac{10^4 ([C]_{\text{гот}}^{\text{мин}} - [C]_{\text{ших}}^{\Sigma})}{[C]_{\text{карб}} (100 - U_C)}, \quad (7.2)$$

где $g_{\text{карб}}$ – количество карбюризатора в шихте, кг;

$[C]_{\text{гот}}^{\text{мин}}$ – минимальное содержание углерода в готовом чугуне, %;

$[C]_{\text{ших}}^{\Sigma}$ – суммарное содержание углерода в шихте, %;

$[C]_{\text{карб}}$ – содержание углерода в карбюризаторе, %;

U_C – угар углерода карбюризатора, %.

Расчет периода плавления

Содержание любого элемента после расплавления шихты, если он окисляется, определяют по формуле

$$[E]_{распл} = [E]_{ших}^{\Sigma} - \Delta[E]_{окисл}^{nl}, \quad (7.3)$$

где $[E]_{распл}$ – содержание элемента в металле по расплавлению, %;

$\Delta[E]_{окисл}^{nl}$ – количество удаленного элемента в период плавления, кг.

В свою очередь, $\Delta[E]_{окисл}^{nl}$ определяют

$$\Delta[E]_{окисл}^{nl} = 10^{-2} [E]_{ших}^{\Sigma} \cdot U_E, \quad (7.4)$$

где U_E – угар соответствующего элемента, %.

Расчет количества вводимых элементов (ферросплавов)

Количество необходимых ферросплавов определяют

$$g_{FeE} = \frac{10^4 ([E]_{зот} - [E]_{распл})}{[E]_{FeE} \cdot (100 - U_E)}, \quad (7.5)$$

где g_{FeE} – количество необходимого ферросплава, кг;

$[E]_{зот}$ – содержание элемента в готовом чугуна, %;

$[E]_{FeE}$ – содержание ведущего элемента в ферросплаве, %.

U_E – угар соответствующего элемента ферросплава, %.

Расчет количества металла после ввода всех легирующих элементов

С учетом угара всех имеющихся в металле элементов количество его может составлять не 100 кг, как было принято в исходных данных расчета, а несколько меньше (96–99 кг). Поэтому окончательное количество металла определяют пересчетом по формуле

$$g_m^{кон} = (97 - 99) + \Delta g_m, \quad (7.6)$$

где $g_m^{кон}$ – количество конечного металла, кг;

Δg_m – изменение количества металла от ввода в него раскислителей и легирующих сверх 100 %, кг.

Величину $\Delta g_m^{\text{кон}}$ определяют как сумму всех элементов, усвоенных чугуном.

Угар каждого элемента при этом определяют из данных табл. 1.7 по формуле, аналогичной (7.4), тогда

$$\Delta[E]_{\text{распл}} = 10^{-2} [E]_{\text{раск}} \cdot U_E, \quad (7.7)$$

$$\Delta g_m = \Sigma \Delta[E]_1 + \Sigma \Delta[E]_2 + \dots + \Sigma \Delta[E]_n, \quad (7.8)$$

где $\Sigma \Delta[E]_1, \Delta[E]_2 \dots \Sigma \Delta[E]_n$ – изменение содержания элементов после раскисления или легирования, %.

Суммарное содержание элемента в металле после раскисления (легирования) определяют по формуле

$$\Sigma \Delta[E] = 10^{-2} U_{Ei} (g_{FeEi} [E]_{FeEi}). \quad (7.9)$$

В формуле (7.9) все величины известны.

Расчет химического состава готового чугуна

Содержание любого элемента в готовом металле определяют по формуле

$$[E]_{\text{гот}} = \frac{10^{-2} \cdot ([E]_{\text{распл}} + \Sigma \Delta[E])}{g_m^{\text{кон}}}. \quad (7.10)$$

Расчет восстановительного периода

При необходимости снизить содержание серы в готовом чугуне проводится восстановительный период плавки. Количество серы, которое необходимо удалить, определяют

$$[S]_{\text{восст}} = 10^{-2} [S]_{\text{распл}} \cdot U_S, \quad (7.11)$$

где $[S]_{\text{восст}}$ – содержание серы в металле после восстановительного периода плавки, %;

$[S]_{\text{распл}}$ – содержание серы в металле после расплавления. %;

U_S – угар серы за восстановительный период, %.

Расчет изменений концентраций других элементов за восстановительный период осуществляют по формулам, приведенным выше.

Расчет состава и количества шлака по периодам плавки

Этот расчет по периодам плавки проводят по формуле

$$\Sigma(E_m O_n) = 10^{-2} \left[(E_m O_n)_1 g_1 + (E_m O_n)_2 g_2 + \dots + (E_m O_n)_n g_n \right], \quad (7.12)$$

где $\Sigma(E_m O_n)$ – содержание имеющегося оксида в шлаке, %;

$(E_m O_n)_1, (E_m O_n)_2 \dots (E_m O_n)_n$ – содержание одноименного оксида в неметаллической части шихты, %;

$g_1, g_2 \dots g_n$ – количество того или иного материала, участвующего в формировании шлака, кг (например, футеровка, зола электродов, мусор лома и др.).

Величины $g_1, g_2 \dots g_n$ принимаются в каждом случае, исходя из данных реальных плавков чугуна на конкретном заводе (цехе) или из справочной литературы. Например, расход электродов в период плавления составляет 0,0007 кг на 100 кг металлозавалки [27].

Количество шлака в любой период плавки определяется из условий, что шлак формируется из оксидов железа и оксидов неметаллической части шихты, внесенных извне, и из оксидов окислившихся элементов в процессе плавки. Количество первых принимается, а остальное рассчитывается по формуле (7.12). Суммарное количество шлака определяют по формуле

$$g_{\text{шл}}^{\Sigma} = \frac{\Sigma(E_m O_n) \cdot 100}{100 - \Sigma(FeO)}, \quad (7.13)$$

где $g_{\text{шл}}^{\Sigma}$ – суммарное количество шлака в любом периоде плавки, кг;

$\Sigma(FeO)$ – содержание оксидов железа в шлаке (принятое) в этом периоде плавки, %.

8. ВЫПЛАВКА СТАЛИ В ИНДУКЦИОННЫХ ПЕЧАХ

Хотя индукционные тигельные печи имеют существенные преимущества перед электродуговыми, их в основном применяют в цехах фасонного и мелкого литья [29]. Промышленность выпускает печи: высокочастотные (100–200 кГц); средней (500–10000 Гц) и низкой частоты (50 Гц). Емкость печей колеблется от 0,06 до 40 Мг. Принцип работы основан на поглощении электромагнитной энергии материалом шихты, которая заложена в тигель, помещенный в переменное электромагнитное

поле. Нагрев и расплавление происходят в результате наведения электрического тока и выделения тепла в кусках металла.

Для плавки стали в индукционных печах требуется относительно чистая по сере и фосфору шихта. Выплавку ведут чаще всего методом переплава-сплавления. Состав шихты должен обеспечивать по расплавлении содержание всех элементов, близкое к заданному в готовом металле. В этих печах выплавляют все марки сталей, легированные и высоколегированные с практически полным сохранением дефицитных легирующих элементов (никель, молибден, вольфрам и др.) [30]. Всю плавку можно разделить на два периода: расплавление и доводка, которая обычно не превышает 30 мин.

При производстве стального литья преимущественно применяют печи с кислой футеровкой. При этом первые 5–6 мин мощность печи увеличивают постепенно с учетом скачков тока на генераторе. Затем мощность устанавливают максимальной, добиваясь быстрого расплавления шихты. Его желательно вести под шлаком, состав которого подбирают таким образом, чтобы он не замешивался в расплавленном металле, т.е. шлак должен обладать высоким поверхностным натяжением. Нагревание шлака в индукционных печах осуществляется от металла, т.е. он холоднее его – это один из основных недостатков. Увеличение активности шлака достигается повышением его жидкотекучести присадками плавикового шпата [31].

Шлак наводят на протяжении всей плавки в соответствии с технологией, установленной для данной марки стали. Густой шлак удаляют с поверхности металла и наводят новый с помощью шлакообразующих материалов: для кислой печи используют смесь, состоящую из 70 % формовочной смеси, 25 % молотой извести и 5 % плавикового шпата или боя оконного стекла; для основной – 24–26 % кремнезема, 34–36 % глинозема и 38–42 % извести с добавками ферросилиция и алюминия. В печах емкостью до 1 Мг процесс идет очень быстро, поэтому окисляемость незначительна [32].

После расплавления всей шихты обычно мощность печи снижают на 70–80 %, берут первую пробу на химический анализ, скачивают шлак и наводят новый. Для получения стали заданной марки проводят легирование металла ферросплавами. Ферросилиций вводят не раньше, чем за 10 мин до выпуска, ферротитан – за 2–3 мин, а ферровольфрам и феррохром загружают в печь вместе с исходной шихтой.

Перед выпуском печь выключают. Можно давать выдержку в 5–10 мин. Металл выпускают в прогретый ковш, а сверху засыпают шлаковой смесью, состоящей из кварцевого песка и дробленой извести.

Плавку стали в кислых печах проводят форсированно. Шихтовыми материалами служат возврат собственного производства, покупной

стальной лом, электродный бой, ферросплавы или легирующие добавки. Углеродосодержащие материалы, никель, хром и вольфрам дают в завалку. Шлак наводят смесью состава: бой стекла, песок – 65 %, свежееобожженная молотая известь – 25 %, молотый плавиковый шпат – 10 %. Количество смеси не превышает 5–6 % от массы металлошихты. Состав конечного шлака может быть таким: 40–50 % SiO_2 , 15–25 % Al_2O_3 , 20–30 % MnO , 10–15 % FeO [30]. Учитывая, что кислые шлаки не обладают десульфуризирующей и дефосфорирующей способностью, следует применять особо чистые по сере и фосфору шихтовые материалы.

В случае ведения плавки методом окисления (преимущественно в основных печах) необходимо помнить, что в тигле окислительные процессы протекают довольно интенсивно из-за хорошего перемешивания металла.

Раскисление металла в индукционных печах может осуществляться тремя способами: введением твердых раскислителей в жидкую ванну (марганец, кремний, алюминий, титан, ванадий и др.); диффузионным раскислением (чаще для основных печей твердый углерод дают на шлак); фильтрацией жидкого металла, осуществляемой пропусканием его через слой шлака (жидкие свободные от FeO шлаки, находясь в металле в состоянии эмульсии, поглощают оксиды и освобождают ванну от углеродосодержащих веществ и газов, этот способ раскисления проводится в ковше).

9. ВЫПЛАВКА СТАЛИ В ДУГОВЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧАХ

Особенности выплавки стали в кислых электродуговых печах

При выплавке стали в любом агрегате стоят две задачи: получение заданной массы жидкой стали определенного химического состава; обеспечение требуемой температуры. Первая задача включает в себя рафинирование металла, раскисление и легирование, а вторая, в случае электроплавки, реализуется за счет тепла электрической дуги без особых затруднений.

Чаще всего печи имеют садку от 3–6 до 12–25 Мг. В основных печах выплавляют около 35 % всей литой стали (20 % высокомарганцевистой, 5 % высокохромистой и хромоникелевой, остальное – ответственные марки углеродистой и низкоуглеродистой). В кислых дуговых печах процесс ведут либо методом переплава, либо с окислением шихты.

Электрические печи с кислой футеровкой обладают рядом преимуществ перед основными [33]:

1. Нагрев металла осуществляется быстрее. Кислые шлаки менее электропроводны, часть мощности выделяется в шлаке, ванна глубже.

Так как процессы физико-химического взаимодействия шлака и металла несущественны, то количество шлака меньше. Тепловые потери через кислую кладку меньше, электрические дуги короче, т.е. лучше передают тепло металлу.

2. Меньшая длительность плавки и более низкий расход электродов.

3. Низкая стоимость и более высокая стойкость кислой футеровки.

4. Меньшие потери тепла металлом из-за низкой теплопроводности шлака.

Основной недостаток кислой электропечи - невозможность удаления фосфора и серы из металла, поэтому надо использовать низкофосфористую и низкосернистую шихту. Никогда не выплавляют в кислых печах высокомарганцовистые стали, так как из-за восстановления кремния марганцем резко возрастает содержание в стали кремния, разрушается футеровка.

При выплавке стали в кислой печи можно выделить основные периоды:

- завалка и расплавление;
- окислительный период;
- восстановительный период (по необходимости);
- раскисление и легирование.

Состав шихты подбирают так, чтобы содержание фосфора и серы в ней было ниже, чем в готовой стали, на 0,01 % и более [33], а углерода на 0,1–0,25 % выше. Количество возврата (литники и прибыли) не должно быть выше 50 %, так как он сильно загрязнен формовочной смесью (песком). В шихту вводят чугун передельный коксовый (ГОСТ 805-80), стальной лом (ГОСТ 2707-75). Наилучшие показатели достигают при использовании 60–75 % крупной шихты, можно использовать до 10–12 % стружки, а чугуна не более 5 % [27, 35]. В качестве флюсов применяют известняк или известь, плавиковый шпат, боксит, шамотный бой, шлак кислой плавки и т.д., а как окислитель – кислород, железную руду, агломерат, окатыши и др.

Выплавка стали в основных электродуговых печах

На современных дуговых печах шихту загружают сверху (убирают свод) при помощи загрузочной бады за 5–10 мин в один-два приема. На дно бады кладут мелкий лом, крупную шихту загружают, перемешивая со средней, в центр бады, по периферии распределяют куски средних размеров, а сверху засыпают мелочь. При этом тугоплавкие металлы помещают в центр, а легкоплавкие – по краям. По крупности соотношение в шихте такое: 35–40 % крупный, 40–45 % средний и 15–20 % мелкий лом.

В общем случае различают два способа плавки: с окислением и переплавом. В первом случае содержание углерода в шихте должно быть на 0,3–0,5 % выше нижнего предела в стали заданной марки (при необходимости добавляют чугун, кокс, электродный бой и др.). Во втором случае – на 0,05–0,10 % ниже, чем в готовой стали, но не менее 0,08–0,10 %, в шихту включают либо низкоуглеродистые отходы, либо мягкое железо.

Плавление с окислением должно происходить как можно быстрее (проводят его на максимальной мощности трансформатора и длительность его обычно 1–3 ч). Через 30–40 мин от начала плавления электроды опускают до жидкого металла, скорость плавления несколько снижается. Применение кислорода и топливно-кислородных горелок позволяет сократить период плавления и расход электроэнергии на 15–20 %.

В период плавления окисляются алюминий, титан, кремний почти полностью и большое количество хрома, марганца и др. После полного расплавления скачивают 3/4 первичного шлака, удаляя фосфор, и присаживают известь с плавиковым шпатом (1,5–2,0 % от массы металла). Когда шлак станет однородным, начинают окислительный период.

Основная задача этого периода – максимально снизить содержание фосфора в металле. Для этого вводят в шихту окислители (прежде всего железную руду) и известь, достигая основности более 1,6, содержания оксидов железа более 12 %. Это обеспечивает удаление более половины фосфора из шихты. В окислительный период достигают заданного содержания углерода, удаления растворенных в металле газов, нагрева металла до необходимой температуры.

По ходу плавки берут пробы металла на химический анализ, контролируя содержание углерода и фосфора. Окисление рудой прекращают при содержании фосфора менее 0,02 %. При этом основность шлака достигает 2,7–3,0, а содержание (FeO) 15–20 %, и может удаляться не менее 40 % серы. Скорость окисления углерода составляет 0,4–0,6 %/ч, но если для продувки применяют кислород, то скорость возрастает до 3–4 %/ч, а длительность окислительного периода сокращается на 5–10 %. Продувку можно вести на включенной печи.

После присадки последней порции железной руды или окончания продувки делают выдержку около 10 мин (берут пробу, измеряют температуру) и начинают, если есть необходимость, восстановительный период.

В конце окислительного периода содержание фосфора в стали не превышает 0,01 %, а шлак, количество которого составляет 1–6 % от массы металла, имеет состав, %: 40–50 CaO; 10–20 SiO₂; 15–20 FeO; 5–12 MnO; 6–10 MgO; 2–3 Al₂O₃; P₂O₅ до 1,5.

В случае организации процесса без восстановительного периода присаживают в печь 45- или 75 %-ный ферросилиций (0,1 % по массе) и ферромарганец (обеспечивает конечное содержание марганца в стали),

что дает глубинное (осаждающее) раскисление. Эти операции занимают 10–20 мин, после чего сталь выпускают в предварительно хорошо нагретый ковш, где производят окончательное раскисление ферросилицием и алюминием. Такой способ ведения плавки имеет достоинства: небольшая продолжительность плавки, малый расход электродов и раскислителей.

Восстановительный период обычно проводят при выплавке высококачественных сталей, имеющих в своем составе легкоокисляющиеся примеси (алюминий, титан, ванадий, вольфрам, хром и др.). В этот период можно обеспечить раскисление металла, удаление серы, отрегулировать температуру, корректировать химический состав и т.д. Содержание углерода перед началом периода должно составлять на 0,03–0,10 % меньше нижнего предела в готовой стали.

Шлак окислительного периода спускают и наводят известковый из смеси извести, плавикового шпата и шамотного боя в соотношении 5:1:1 (2,0–3,5 % от массы металла). На этот шлак вводят в виде порошков раскисляющую смесь (кокс, ферросилиций, алюминий). При этом оксиды железа шлака восстанавливаются – $(\text{FeO}) = 1,0 \%$, что вызывает переход кислорода из металла в шлак – диффузионное раскисление. Кроме оксидов железа восстанавливаются оксиды марганца, хрома и др.

Такое раскисление можно проводить под белым или карбидным шлаком. Белый шлак образуется в начале восстановительного периода под воздействием порошка кокса и смеси кокса с 75 %-ным ферросилицием. После выдержки 25–40 мин шлак светлеет. Расход кокса при этом 1–2 кг/Мг металла. При увеличении расхода кокса до 3 кг/Мг протекает реакция $\text{CaO} + 3\text{C} = \text{CaC}_2 + \text{CO}$ и образуется карбидный (серый) шлак, содержащий более 2 % CaC_2 . Под этим шлаком металл хорошо науглероживается, т.е. им можно раскислять лишь высокоуглеродистые марки стали.

Карбид кальция хорошо смачивает металл, попадая в него при разливке, способствует образованию грубых шлаковых включений в нем. Чтобы предотвратить это, за 20–30 мин до выпуска на шлак присаживают смесь материалов с повышенным содержанием плавикового шпата и шамота и приоткрывают рабочее окно. Приток воздуха окисляет углерод и карбид кальция, и карбидный шлак превращается в белый.

При диффузионном раскислении не только кислород переходит в шлак, но и углерод из шлака переходит в металл, где соединяется с кислородом (науглероживание под белым шлаком составляет 0,02–0,04 %, под слабокарбидным – 0,03–0,06 %, под карбидным – до 0,1 %) [35].

В крупных печах восстановительный период ведут несколько иначе. После скачивания окислительного шлака на зеркало металла присаживают ферросплавы: ферромарганец, ферросилиций, силикомарганец, алюминий и др., обеспечивая содержание марганца в металле на нижнем

пределе в готовой стали, кремния 0,15–0,20 % и алюминия 0,05–0,10 %. Затем присаживают шлаковую смесь для образования шлака и обрабатывают его раскислительной смесью. В печи образуется шлак с 50,0–60,0 % СаО и менее 0,6 % FeO. При этом резко снижается количество кислорода в металле, что способствует увеличению скорости десульфурации (шлак имеет хорошую жидкотекучесть и основность 2,5–3,0, а коэффициент распределения серы составляет 15–40 и даже 60). Перед выпуском шлак разжижают плавиковым шпатом и раскисляют порошком алюминия, а за 3–5 мин до выпуска в металлическую ванну вводят алюминий, доводя его содержание до 0,02–0,05 %. Длительность восстановительного периода 60–120 мин.

На металлургических предприятиях около половины выплавляемого металла возвращается в виде отходов (обрезь слитков, брак, отходы металлообработки, отработанные валки и т.д.), поэтому очень часто плавку в электропечах ведут методом переплава. Главной задачей этого способа плавки является максимальное сохранение в ломе легирующих элементов. Легкоокисляющиеся примеси (алюминий, титан) почти полностью окисляются в период плавления, а хром, вольфрам, ванадий переходят в шлак в окислительный период. Чтобы сохранить их, плавку ведут без присадок руды (твердых окислителей) и ограничивая окислительные процессы в период плавления. Так как при переплаве углерод и фосфор почти не окисляются, то в шихте содержание фосфора должно быть минимальным, а углерода - на уровне нижнего предела в готовой стали.

Феррохром и ферровольфрам, если выплавляют стали с содержанием соответствующих элементов, вводят во время завалки. Для раннего формирования шлака и защиты металла от кислорода атмосферы печи шлакообразующие вводят во время завалки и по мере прожигания в металлошихте колодцев от электродов. Так как ванна кипит очень слабо, то металл может насыщаться газами. Для предотвращения этого иногда в шихте известь заменяют известняком, что способствует некоторой дегазации металла за счет выделяющейся углекислоты.

Скачивание шлака периода плавления производят лишь после раскисления, если необходимо науглероживание, при получении магнезиального шлака или при повышенном содержании марганца. В таком процессе легирующие элементы усваиваются так (%): Al и Ti – 0, Si – 50–70, V и Mn – 70–80, Cr – 85–90, W – 90–95. Это способствует существенной экономии соответствующих ферросплавов при сокращении длительности восстановительного периода. В целом производительность печи возрастает при переплаве на 15–20 % [35].

Чтобы интенсифицировать переплав и обеспечить в нем удаление газов, плавку можно вести с частичным окислением, используя кислород в шихту. Содержание углерода в этом случае необходимо иметь на

0,1–0,2 % выше верхнего предела в готовой стали. Шихта состоит из отходов выплавляемой стали примерно на 80 % и углеродистых отходов с низким содержанием фосфора (менее 0,02 %). Для раннего шлакообразования в шихту вводят 1,5–2,0 % извести (известняка) и 0,3–0,5 % шамотного боя. По расплавлении шихты отбирают пробу металла и начинают продувку кислородом, снижая содержание углерода до требуемого. Собирают полностью шлак и ведут восстановительный период традиционным способом. При таком способе ведения плавки легирующие элементы усваиваются так (%): Si – 0, Mn – 20–30, W – 85–90, V – 30–40, Cr – 60–80. Чтобы увеличить усвоение вольфрама, ванадия и хрома, в шихту вводят отходы динамной стали или кремнистые ферросплавы.

10. ВЫПЛАВКА СТАЛИ В ДУГОВЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧАХ ПОСТОЯННОГО ТОКА

В настоящее время как в России, так и за рубежом разработаны конструкции дуговых печей постоянного тока для плавки чугуна, стали и сплавов на основе алюминия и меди.

Механическая (плавильная) часть печей по конструкции соответствует печам переменного тока. Футеровка может быть кислой, основной, нейтральной и выполненной в виде кирпичной кладки или набивной. Через отверстие в центре свода в печь вводится один сводовый электрод, в подине печи устанавливают два или более подовых электрода, например компании VAI с запатентованной анодной системой ребристого типа [36]. Тонкие стальные пластины, заделанные в монолитную магнезиальную набивную массу, вертикальными сварными швами соединены в горизонтальные пластины, установленные в виде колец на поде печи. Отношение толщины листа к его поверхности таково, что охлаждение пода не требуется. Уникальная конструкция анода обеспечивает плавное и равномерное прохождение тока через расплав, ребра, стальные пластины и токопроводящие элементы. Износ футеровки составляет менее 0,3 мм за одну плавку. Надежная работа гарантируется в течение более 2000 плавков без проведения ремонта. Для замены анода требуется всего 8 ч.

В состав источника электропитания входят: силовой трансформатор, тиристорный преобразователь, сглаживающие реакторы. Обозначают новые печи буквами ДППТНП – дуговая печь постоянного тока нового поколения.

В этих печах обеспечивается хорошее перемешивание расплава и низкий (1,5 %) угар шихты и графитированных электродов, а в отличие от ДСП в десятки раз снижены объемы пылегазовыбросов и шума.

ДППТНП обладают всеми достоинствами индукционных печей и имеют существенные преимущества перед ними при работе в плавильном и миксерном режимах [36, 37].

При замене действующего парка печей достигается экономия электроэнергии. Так, предприятия, оснащенные индукционно тигельными печами и канальными миксерами, в настоящее время имеют длительные простои, в течение которых печи и миксеры отключать нельзя. Это приводит к удельному расходу электроэнергии 1–3 тыс. кВт·ч/т. ДППТНП в конце любой плавки отключают, удельный расход электроэнергии не превышает 0,4–0,5 кВт·ч/т [36].

Основные преимущества по сравнению с печами переменного тока [38, 39]:

- расход электроэнергии снижается на 30 кВтч/т;
- расход электродов сокращается на 0,5 кг/т;
- эффект мерцания (скачки тока) уменьшается на 40 %;
- расход огнеупоров снижается на 1 кг/т.

Показатели производительности электродуговой печи на постоянном токе (DC EAF 120 т, Германия) приведены в табл. 10.1, технические характеристики новых дуговых печей на постоянном токе – в табл. 10.2.

В настоящее время в мире эксплуатируется более 1200 сталеплавильных электропечей, причем около 15 % из них работает на постоянном токе. Для повышения производительности дуговых печей их используют лишь для плавления, а регулирование химического состава и температуры металла производят в печах-ковшах.

Таблица 10.1

Показатели производительности электродуговой печи
на постоянном токе (DC EAF 120 т, Германия)

Наименование	Диапазон	Среднегодовые показатели
Электроэнергия	320–360 кВт·ч/т	348 кВтч/т
Электроды	1,1–1,4 кг/т	1,2 кг/т
Кислород	35–37 нм ³ /т	33,1 нм ³ /т
Природный газ	6,5–8,0 нм ³ /т	7,4 нм ³ /т
Уголь	5,5–7,5 кг/т	6,5 кг/т
Угольный порошок	5,5–8,0 кг/т	6,4 кг/т
Время включения	38–43 мин	40,1 мин
Длительность цикла плавки	55–63 мин	60 мин
Производительность	11 4–1 31 т/ч	120 т/ч

Любую электродуговую печь большой емкости можно переоборудовать в грейферную шахтную печь. Основные части имеющейся печи (подача электроэнергии, рама, площадка для электродов, электрододержатели, нижняя часть кожуха) останутся без изменения, а верхняя часть печи и свод реконструируются, чтобы установить шахту с грейферным устройством для лома.

Таблица 10.2

Технические характеристики новых дуговых печей
на постоянном токе

Тип печей	Переплавляемые металлы			
	Сталь, чугун		Сплавы на основе алюминия и меди	
	Емкость, Мг	Время расплавления, мин	Емкость, Мг	Время расплавления, мин
ДПШТУ-3	3,0-4,0	35-40	2,0-3,0	15-17
ДПШТУ-6	6,0-8,0	35-40	3,0-5,0	15-17
ДПШТУ-12	10,0-14,0	35-40	8,0-10,0	15-17
ДПШТУ-25	20,0-30,0	35-40	-	-
ДПШТУ-50	50,0-60,0	35-40	-	-
ДПШТУ-100	80,0-100,0	40-45	-	-

Такое изменение конструкции дает следующие преимущества:

- 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 нового оборудования;
- для реконструкции требуется один месяц.

11. РАСЧЕТ ШИХТЫ ДЛЯ ВЫПЛАВКИ СТАЛИ В ИНДУКЦИОННОЙ ПЕЧИ

Исходные данные для расчета шихты выбираются так же, как в разделе 7. В шихту обычно входят: стальной лом, отходы собственного производства (не более 30 %), а для науглероживания используют литейный кокс (электродный бой), ферросплавы (легирующие элементы). Шихта состоит на 70 % из крупных кусков лома, 30 % мелочи и кокса.

Все материалы должны быть относительно чистыми по содержанию серы и фосфора.

Состав кокса (пересчитанный на рабочую массу) может быть следующим, %: 83,6 С, 0,5 Н₂, 0,2 О₂, 0,15 N₂, 0,5 S, 12,8 Al, 2,7 W, а состав золы кокса, %: 15,4 FeO, 47,7 SiO₂, 29,4 Al₂O₃, 5,4 CaO, 2,0 MgO.

Расчет ведут на 100 кг металлошихты.

Содержания фосфора и серы в исходной шихте должны быть на 0,05–0,01 % меньше допустимого нижнего предела в готовом металле, а содержание углерода – близким к нижнему пределу. Принимают, что за время расплавления шихты окисляется 0,05–0,15 % углерода. Большее значение берут при большом содержании углерода в шихте. Усвоение углерода из электродного боя составляет 90 %, а из кокса – 70 % [31, 40].

Содержания углерода после расплавления определяют по формуле

$$[C]_{распл} = [C]_{л}^{возвр} \cdot \frac{g_{возвр}}{100} + [C]_{л}^{кр+мел} \cdot \frac{g_{л}}{100} - 0,05, \quad (11.1)$$

где $[C]_{распл}$ – содержание углерода в металле после расплавления, %;

$[C]_{л}^{возвр}$ – содержание углерода в возврате, %;

$[C]_{л}^{кр+мел}$ – содержание углерода в крупном и мелком ломе, %;

$g_{возвр}, g_{л}$ – количество возврата и лома, кг.

Содержания любых других примесей в шихте определяют по формуле

$$[E]_{ших}^{\Sigma} = 10^{-2} \cdot (g_1 [E]_1 + g_2 [E]_2 + \dots + g_n [E]_n). \quad (11.2)$$

Содержание любого элемента после расплавления определяют по формуле (7.3)

$$[E]_{распл} = [E]_{ших}^{\Sigma} - \Delta [E]_{окисл}^{пл}.$$

Кремний в печи с кислой футеровкой не угорает, а угар марганца может достигать 30 % из-за того, что закись марганца в кислом шлаке соединяется с кремнеземом, образуя прочные силикаты.

Если необходимо, то расход кокса определяют по формуле

$$g_{кокса} = \frac{[C]_{зот} - [C]_{распл}}{10^{-4} \cdot [C]_{кокса} \cdot U_{кокса}}, \quad (11.3)$$

где $[C]_{кокса}$ – содержание углерода в коксе, %;

$U_{кокса}$ – процент усвоения кокса.

Расчет количества шлака осуществляют по формуле (7.13), предварительно приняв содержание оксидов железа в шлаке исходя из марки стали, выплаваемой в печи: чем меньше содержание углерода в готовом металле, тем выше содержание оксидов железа в шлаке.

Обычно в основной печи угар вольфрама составляет 2 %, марганца, ванадия и хрома 5–10 %, кремния 10–15 % [41].

12. РАСЧЕТ ШИХТЫ ДЛЯ ВЫПЛАВКИ СТАЛИ В КИСЛОЙ ЭЛЕКТРОДУГОВОЙ ПЕЧИ

Расчет шихты производится по периодам, которые описаны выше. Значения неизвестных параметров, входящих в формулы, задают ориентировочно, исходя из практики и теории. Окончательные расчеты отдельных периодов плавки заканчиваются составлением материального баланса и определением основных показателей плавки.

Расходы материалов и продуктов плавки выражают в килограммах на 100 кг металлической шихты. Размерность кг/100 кг для краткости обозначают кг.

В исходные данные для расчета входят:

1. Химический состав металлических материалов.
2. Химический состав неметаллических материалов.
3. Дополнительные сведения, а именно:

- подина и откосы печи навариваются кварцевым песком из расчета 1,0–2,5 кг;

- из подины и откосов печи в период плавления переходит 50 % набивной массы, в окислительный – 25 % и столько же в период раскисления;

- общий расход динаса на ремонт свода составляет примерно 1,0 кг. 60 % этого количества расходуется в период плавления, 20 % – в окислительный и 20 % – в раскисление;

- электроды вносят обычно 0,2–1,5 % золы, а расход их составляет 0,4–0,6 кг и зависит от емкости печи: в период плавления расходуется 60 % электродов, в окислительный – 20 % и в период раскисления – 20 %;

- возврат содержит пригар в виде песка, количество его составляет 1 % от массы возврата.

Оксиды железа в шлаке образуются лишь за счет окисления железа из металла, а все железосодержащие неметаллические материалы свои оксиды железа восстанавливают в металл.

12.1. Завалка и расплавление шихты

Завалку шихты в современные дуговые печи обычно проводят бадьями сверху.

Содержание примесей в металлошихте рассчитывают по простой формуле

$$[E]_{ших}^{\Sigma} = 10^{-2} \cdot (g_1[E]_1 + g_2[E]_2 + \dots + g_n[E]_n), \quad (12.1)$$

где $[E]_{ших}^{\Sigma}$ – содержание элемента в шихте, %;

$g_1, g_2 \dots g_n$ – количество (расход) шихтового материала, %;

$[E]_1, [E]_2 \dots [E]_n$ – содержание элемента в каждом из шихтовых материалов, %.

После расчета содержания элементов в шихте необходимо оценить полученную шихту на пригодность выплавки из нее требуемой марки стали. Для этого необходимо помнить, что содержание в металле должно быть:

- фосфора не более 0,05 %;

- серы не более 0,05 %;

- марганца не менее 0,5 %;

- углерода после расплавления шихты на 0,2–0,3 % выше, чем в готовой стали.

Учитывая, что длительность периода плавления в печи составляет 50–70 мин, для получения жидкоподвижного шлака в печь можно ввести кислый шлак от предыдущей плавки, сухой песок, формовочную смесь или другие материалы.

Количество шлака периода плавления и его химический состав определяют, рассчитывая по формуле или заполняя специальную таблицу (см. разд. 13):

$$g_{шл}^{\Sigma} = \frac{100}{100 - (\Sigma FeO)} [\Sigma \beta_E \Delta[E]] + 10^{-2} \cdot g_i m_i + g_{ш.о}^{\partial p}, \quad (12.2)$$

где (ΣFeO) – содержание оксидов железа (FeO и Fe_2O_3) в шлаке, %;

$\Sigma \beta_E \Delta[E]$ – количество шлакообразующих оксидов, получающихся при окислении примесей металла, кг;

$10^{-2} \cdot g_i m_i$ – количество шлакообразующих без оксидов железа, вносимых неметаллической частью шихты (известью, твердым окислителем, флюсами), кг;

$g_{шл}^{\partial p}$ – то же из других источников (футеровка, электроды и т.п.), кг.

Для окислительного периода можно воспользоваться более простой формулой

$$g_{\text{шл}} = 100 \frac{2,14 \cdot \Sigma Si_{\text{ших}} + g_{SiO_2}^{\text{др}}}{(SiO_2)}, \quad (12.3)$$

где 2,14 – стехиометрический коэффициент, определяющий сколько получается оксидов кремния на 1 кг кремния;

(SiO_2) – содержание кремнезема в шлаке, %;

$g_{SiO_2}^{\text{др}}$ – поступление кремнезема в шлак из всех источников, кроме металлической шихты, кг.

Для определения $g_{SiO_2}^{\text{др}}$ необходимо заполнить графы 3–8 табл. 12.1.

Чтобы заполнить, например, графу 3, необходимо:

- принять количество набивной массы из подины и откосов равным 0,6 кг;

- из таблицы химического состава неметаллических материалов найти содержание SiO_2 в подине и откосах;

- произвести простейшие расчеты: $0,6 \cdot 96,0 / 100 = 0,576$ кг;

- полученное значение занести в графу 3.

Таким же образом заполняются остальные графы табл. 12.1.

При определении $g_{SiO_2}^{\text{др}}$ необходимо принять, что из подины печи и откосов в шлак переходит 0,6 кг набивной массы (химический состав приводится в перечне неметаллической части шихты).

В период плавления количество окислившегося углерода компенсируется поступлением его из электродов [41]. Остаточное содержание кремния в металле обычно не превышает 0,03–0,08 %, а остаточное содержание марганца можно принять равным 0,03–0,05 % или определить по формуле

$$[Mn]_{\text{ост}} = \frac{K_{Mn} \cdot (MnO)}{\Sigma(FeO)}, \quad (12.4)$$

где K_{Mn} – константа равновесия марганца в кислых шлаках, при температуре 1550–1700°C $K_{Mn} = 0,075–0,085$;

(MnO) – содержание оксидов марганца в кислом шлаке, %.

Обычно содержание $(MnO) + (\Sigma FeO)$ в кислых шлаках периода расплавления составляет 50 %, а (SiO_2) – 45–55 %.

Определив остаточное содержание кремния и марганца в металле, заполним графы 9 и 10 табл. 12.1, предварительно рассчитав количество окислившихся кремния и марганца шихты:

$$\Delta[Si]_{\text{шл}} = \Sigma Si_{\text{шл}} - [Si]_{\text{ост}};$$

$$\Delta[Mn]_{\text{шл}} = \Sigma Mn_{\text{шл}} - [Mn]_{\text{ост}}.$$

Оставшиеся графы табл. 12.1 заполняются, исходя из принятых содержаний в шлаке (FeO) и (Fe₂O₃). Принимаем, что 70 % оксидов железа шлака состоят из (FeO), а 30 % – (Fe₂O₃).

Определив количество шлака периода плавления по табл. 12.1, считаем массу металла в конце этого периода.

Таблица 12.1

Определение состава и количества шлака

Компоненты		Вносится, кг								Шлак	
Группа	Химическая формула	Подпункт и откосами	Стенками и сводом	Золой электролитов	Мусором возврата	Оборотным шлаком	Итого	Металлошхтой	Итого	кг	%
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Шлакообразующие без оксидов железа	CaO SiO ₂ MnO Al ₂ O ₃ Cr ₂ O ₃ — S										
Итого	-										
Оксиды железа	FeO Fe ₂ O ₃										
Итого	-										
Всего	-										100,00

Приход:

а) масса металлической части шихты в завалку

$$g_m^{зав} = \Sigma g_{me}^{зав};$$

б) масса железа, восстановленного из оксидов железа (см. табл. 12.1, графа 11)

$$g_{Fe}^{вос} = \frac{56}{72} g_{FeO} + \frac{112}{160} g_{Fe_2O_3}. \quad (12.5)$$

Расход:

а) масса окислившегося металла (см. табл. 12.1., графа 12)

$$g_{Fe}^{ок} = \frac{56}{72} g_{FeO} + \frac{112}{160} g_{Fe_2O_3}; \quad (12.6)$$

б) масса удаленных примесей

$$g_{\Delta[E]}^{\Sigma} = \Delta[C]^{ок} + \Delta[Si]^{ок} + \Delta[Mn]^{ок};$$

в) масса металла, теряемая с корольками в шлаке - принимаем среднее содержание корольков в шлаке 2,0 %, т.е.

$$g_{кор} = 0,02 \cdot g_{шл}. \quad (12.7)$$

В окислительный период в шлаке содержится 1 % корольков. Окончательно находим

$$g_m^{пл} = (g_m^{зав} + g_{Fe}^{восст}) - (g_{Fe}^{ок} + g_{\Delta E}^{\Sigma} + g_{кор}). \quad (12.8)$$

Определим остаточное содержание примесей в металле с учетом

$g_m^{пл}$

$$[E]_{ост}^{пл} = \frac{[E]_{ост} \cdot 10^{-2}}{g_m^{пл}}. \quad (12.9)$$

Определим потребность в кислороде из атмосферы печи в ванну

$$g_{O_2}^{атм} = g_{O_2}^{np} + g_{O_2}^{шл} - g_{O_2}^{окFe}, \quad (12.10)$$

где $g_{O_2}^{np}$ – количество кислорода, необходимое для окисления кремния и марганца, кг;

$g_{O_2}^{шл}$ – то же для формирования оксидов железа шлака, кг;

$g_{O_2}^{окFe}$ – то же выделившегося из других материалов, кг.

$$g_{O_2}^{np} = g_{E_m O_n}^{\Sigma} - g_{\Delta[E]}^{\Sigma}, \quad (12.11)$$

где $g_{E_m O_n}^{\Sigma}$ – количество образующихся оксидов, кг;

$g_{\Delta[E]}^{\Sigma}$ – сумма всех удаленных примесей, кг.

$$g_{O_2}^{шл} = \frac{16}{72} g_{(FeO)}^{\partial p} + \frac{48}{160} g_{(Fe_2O_3)}^{\partial p}, \quad (12.12)$$

где $g_{(FeO)}^{\partial p}$ и $g_{(Fe_2O_3)}^{\partial p}$ – поступление кислорода из всех источников, кг; (см. табл. 12.1, графа 10).

Составить материальный баланс периода плавления можно в виде таблицы (табл. 12.2).

12.2. Окислительный период

Исходя из содержания углерода в металле, определим температуру металла в печи

$$t_{me} = 1539 - 80[C] + \Delta t, \quad (12.13)$$

где Δt – перегрев металла над температурой ликвидус, °С;

$[C]$ – содержание углерода в металле, %.

Таблица 12.2

Материальный баланс периода плавления

Наименование статей			
Задано	кг	Получено	кг
Возврат		Металл	
Стальной лом		Шлак	
Стружка стальная		Корольки железа шлака	
Чугун переделный			
Футеровка печи			
Оборотный шлак			
Зола электродов			
Мусор возврата			
Кислород атмосферы печи			
ИТОГО		ИТОГО	

В период плавления перегрев металла можно принять равным 25–50°С, а в окислительный период – 50–150°С.

Окислительный период при выплавке углеродистой стали длится 20–30 мин, а легированной – 30–50 мин. За это время металл нагревается на 100–150°С, и обычно к концу периода температура $t_{ок}$ равна 1600–1620°С.

Для окисления углерода в печь дают твердый окислитель, а чтобы ограничить восстановление кремния, по ходу плавки присаживают известь или известняк.

За время окислительного периода необходимо снизить содержание углерода на 0,01–0,015 % ниже нижнего предела заданного химического состава, т.е. $[C]_{\text{ост}}^{\text{min}}$. Углерод окисляют, вводя в ванну твердый окислитель (железную руду). Одна порция не должна превышать 0,2 % от массы металла в ванне (для расчета на 100 кг металла – 0,2 кг).

Содержание оксидов железа в шлаке определим по формуле

$$(\Sigma FeO) = 39,5 - 1,2(MnO) - 4,8(CaO) + 0,4(CaO) \cdot (MnO). \quad (12.14)$$

Из опытных данных известно, что содержание (CaO) в окислительный период колеблется от 4,0 до 10,0 %, а (MnO) – от 10,0 до 15,0 %. 70 % железа в шлаке существует в виде (FeO) , а 30 % – в виде (Fe_2O_3) .

В окислительный период, если продолжают окисляться марганец (остаточное содержание его определим по форм. (12.4) и кремний, его остаточное содержание можно определить по формуле

$$[Si]_{\text{ост}}^{\text{ок}} = \frac{K_{Si}}{(FeO)^2}, \quad (12.15)$$

где K_{Si} – константа равновесия реакции окисления кремния (в интервале температур 1550–1650°C она равна 6–15).

Иногда содержание кремния может несколько увеличиться (на 0,15–0,20 %) по сравнению с периодом плавления, т.е. кремний восстанавливается из футеровки и шлака, так как в нем мало оксидов железа. Может восстанавливаться и марганец, но в кремнийвосстановительном процессе это происходит очень редко. Если это имеет место, то формулы теряют смысл и считается только окисленный углерод.

Количество окислившихся примесей определяем по формулам:

$$\Delta[C]^{\text{ок}} = [C]_{\text{ост}}^{\text{пл}} - [C]^{\text{ок}};$$

$$\Delta[Mn]^{\text{ок}} = [Mn]_{\text{ост}}^{\text{пл}} - [Mn]^{\text{ок}};$$

$$\Delta[Si]^{\text{ок}} = [Si]_{\text{ост}}^{\text{пл}} - [Si]^{\text{ок}}.$$

Количество твердого окислителя на окисление примесей определим по формуле

$$g_{m.o} = \frac{\sum g_{O_2}}{g_{O_2}^{m.o}}, \quad (12.16)$$

где $g_{O_2}^{\Sigma}$ – суммарная потребность в кислороде, кг;

$g_{O_2}^{m.o}$ – поступление кислорода из твердого окислителя, кг.

В свою очередь, $g_{O_2}^{\Sigma}$ и $g_{O_2}^{m.o}$ можно определить по формулам:

$$g_{O_2}^{\Sigma} = g_{O_2}^{\Sigma\Delta[E]} + g_{O_2}^{(\Sigma FeO)} - g_{O_2}^{атм} - g_{O_2}^{изв}, \quad (12.17)$$

где $g_{O_2}^{\Sigma\Delta[E]}$ – расход кислорода на окисление примесей, кг;

$g_{O_2}^{(\Sigma FeO)}$ – то же на формирование шлака, кг;

$g_{O_2}^{атм}$ – поступление кислорода из атмосферы печи, кг;

$g_{O_2}^{изв}$ – поступление кислорода из извести, кг.

$$g_{O_2}^{\Sigma\Delta[E]} = \alpha_C [C]^{ок} + 1,14 [Si]^{ок} + 0,29 [Mn]^{ок}, \quad (12.18)$$

где α_C – удельный расход кислорода на окисление углерода, %.

Эту величину легко определить по зависимости

$$\alpha_C = 1,33 + 1,34 \cdot 10^{-2} (CO_2), \quad (12.19)$$

где (CO_2) – содержание CO_2 в продуктах окисления углерода, %.

Для табл. 12.4 $g_{O_2}^{\Sigma\Delta[E]}$ можно определить по простой зависимости

$$g_{O_2}^{\Sigma\Delta[E]} = g_{O_2}^{[Si]} + g_{O_2}^{[Mn]} + g_{O_2}^{[C]}; \quad (12.20)$$

$$g_{O_2}^{[E]} = g_{(E_m O_n)} - \Delta[E], \quad (12.21)$$

где $g_{O_2}^{[E]}$ – потребность кислорода на окисление любой примеси металла, кг;

$\Delta[E]$ – количество удаленной примеси в окислительный период плавки, %.

$g_{(E_m O_n)}$ – количество оксида, образовавшегося от окисления любой примеси металла, кг (табл. 12.4, графа 10).

$$g_{O_2}^{\Sigma(FeO)} = 10^{-4} \left(g'_{шл} - g_{шл}^{nl} \right) \cdot \left(22,2 (FeO)^{ок} + 30,0 (Fe_2O_3)^{ок} \right), \quad (12.22)$$

где $g'_{шл}$ – количество шлака в окислительный период, кг (обычно $g'_{шл}$

на 0,7–1,5 кг больше $g_{шл}^{nl}$);

$(FeO)^{ок}$ и $(Fe_2O_3)^{ок}$ – содержание (FeO) и (Fe_2O_3) в шлаке окислительного периода, %.

$$g_{O_2}^{атм} = 0,1 \cdot \mu_{ок} \cdot \tau_{ок}, \quad (12.23)$$

где $\mu_{ок}$ – количество кислорода, поступающего из атмосферы печи, кг/(м²·ч);

$\tau_{ок}$ – продолжительность периода плавки, ч.

Для окислительного периода значения $\mu_{ок}$ выбрать по табл. 12.3 [42].

$$g_{O_2}^{m.o} = 10^{-4} \cdot 30,0 \cdot g_{Fe_2O_3}^{m.o} + 10^{-4} \cdot 22,2 \cdot g_{FeO}^{m.o}, \quad (12.24)$$

где $g_{Fe_2O_3}^{m.o}$ и $g_{FeO}^{m.o}$ – содержание (Fe_2O_3) и (FeO) в твердом окислителе, %.

Количество извести для присадки в ванну определим по формуле

$$g_{изв} = \frac{1}{(CaO)_{изв}} \cdot g_{шл}^{'}(CaO) - g_{CaO}^{op}, \quad (12.25)$$

где $(CaO)_{изв}$ – содержание CaO в извести, %;

(CaO) – то же в шлаке, %;

g_{CaO}^{op} – то же в других материалах, поступающих в ванну (обычно не превышает 0,1 кг).

Таблица 12.3

Величины значений $\mu_{ок}$

$\mu_{ок}$, кг/(м ² ·ч)	$\Sigma Mn_{шл}$, %	$\Sigma Si_{шл}$, %
3–5	0,4	0,3
5,1–6	0,6	0,4
6,1–7	0,8	0,6

Количество кислорода, поступающего из извести, определим по формуле

$$g_{O_2}^{изв} = 36,4 \cdot 10^{-4} \cdot g_{изв} \cdot r \cdot (CO_2)_{изв}, \quad (12.26)$$

где 36,4 – количество кислорода, освобождающегося при восстановлении CO_2 и CO , % от веса CO_2 ;

r – доля CO_2 извести, участвующей в окислении примесей;

$(CO_2)_{изв}$ – содержание CO_2 в извести, %.

Уточненное количество шлака и его состав определим, заполнив табл. 12.4. Далее составляем материальный баланс окислительного периода. Это делается аналогично расчетам периода плавления. Отличие состоит в том, что для составления материального баланса необходимо еще

определить количество CO и CO₂ в отходящих газах, так как имело место окисление углерода.

Количество CO₂ известно, участвующей в окислении примесей металла, определим по простым зависимостям:

$$g'_{CO_2} = g_{CO_2}^{изб} \cdot 0,8, \text{ при этом образуется CO;}$$

$$g'_{CO} = g'_{CO_2} \cdot \frac{28}{44}, \text{ всего выделяется;}$$

$$g_{CO_2} = g_{CO_2}^{[C]} - g'_{CO_2};$$

$$g_{CO} = g_{CO_2}^{[C]} + g'_{CO_2}.$$

Значения $g_{CO}^{[C]}$ и $g_{CO_2}^{[C]}$ находим в табл. 12.4 графа 11. После этого материальный баланс плавки сводится в таблицу, подобную табл. 12.2.

12.3. Раскисление стали

При выплавке углеродистых сталей диффузионное раскисление обычно не проводят. Для уменьшения угара элементов-раскислителей раскисление можно осуществлять в ковше. При кислой плавке порядок раскисления следующий:

- в печь вводится подогретый ферромарганец для получения в металле 0,2–0,3 % Mn;
- за 7–10 мин до выпуска в печь дают ферросилиций, если кремния в металле не хватает;
- за 3–5 мин до выпуска в печь вновь дают ферромарганец для корректировки содержания марганца в готовой стали;
- окончательное раскисление проводят в ковше алюминием, расход его – 1,0–2,0 кг на одну тонну металла.

Расход любого ферросплава (легирующего) можно рассчитать по формуле

$$g_{FeE} = \frac{100 g_m^{ок} ([E]_{гот} - [E]_{осм})}{[E]_{FeE} \cdot (100 - U_E)}, \quad (12.27)$$

где $g_m^{ок}$ – содержание железа в металле после окислительного периода, кг;

$[E]_{гот}$ – содержание элемента в готовой стали, %;

$[E]_{FeE}$ – содержание легирующего элемента в ферросплаве, %;

U_E – угар раскисляющего или легирующего элемента за время раскисления (легирования), %.

Таблица 12.4

Определение состава и количества шлака в любом периоде плавки

Компоненты		Вносится, кг								Шлак	
Группа	Химическая формула	Подинной и откосами	Стенками и сводом	Золой электродов	Мусором возврата	Оборотным шлаком	Итого	Металлошихтой	Итого	кг	%
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Шлакообразующие без оксидов железа	CaO SiO ₂ MnO Al ₂ O ₃ Cr ₂ O ₃ S										
Итого	-										
Оксиды железа	FeO Fe ₂ O ₃										
Итого	-										
Легучие	H ₂ O CO CO ₂										
Итого	-										
Всего	-										100,00

Угар марганца в период раскисления в кислой электродуговой печи составляет 15–20 %, а кремния – 7–15 % [33, 41, 42].

При проведении раскисления металла примеси, имеющиеся в раскислителях, переходят в металл, поэтому необходимо пересчитать химический состав готовой стали после раскисления в форме табл. 12.5.

Таблица 12.5

Угар и усвоение элементов раскислителей (легирующих)

Элемент	Количество элементов в ферросплаве, кг		
	всего	окисляется	остается в металле
Всего			

Для определения угара и усвоения элементов ферромарганца обычно принимают:

- количество углерода, окисляющегося за время раскисления в печи и выпуска, составляет 50 % углерода ферромарганца;
- кремний ферромарганца весь окисляется в печи;
- фосфор ферромарганца может перейти в металл, но в небольшом количестве;
- при введении в металл ферросилиция угорает только кремний (не более 5 %), а остальные примеси ферросилиция полностью переходят в металл.

Обычно принято считать, что примеси ферросплавов окисляются за счет кислорода воздуха. Его количество можно найти, используя данные табл. 12.5, по разности количества образовавшегося оксида и количества окислившихся элементов ферросплава.

Определение массы (выхода) металла после раскисления:

а) масса металла перед раскислением g_m^{OK} ;

б) масса элементов, вносимых ферросплавом:

$$M_{FeE} = \Sigma g_{FeE};$$

в) масса готовой стали

$$g'_m = g_m + M_{FeE}.$$

Определение состава и количества шлака после раскисления проводят в форме таблицы, аналогичной табл. 12.5. Необходимо в конце расчета привести таблицу состава выплавленного металла и полученного шлака по отдельным периодам плавки в виде табл. 12.6.

После этого составляют материальный баланс периода раскисления и всей плавки, который сводится в табл.12.7.

Таблица 12.6

Состав металла и шлака по периодам плавки

Период плавки	Состав металл, %					Состав шлака, %					
	C	Si	Mn	P	S	CaO	SiO ₂	MnO	Al ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃
По расплавлению											
Перед раскислением											
Готовая сталь											
Шлак конечный											

Таблица 12.7

Материальный баланс всей плавки

Задано		Получено	
Наименование статьи	Количество, кг	Наименование статьи	Количество, кг
Возврат		Готовая сталь	
Стальной лом		Шлак конечный	
Стружка		Корольки металла	
Чугун		Летучие: CO CO ₂ H ₂ O	
Футеровка			
Оборотный шлак			
Мусор возврата			
Кислород атмосферы			
Твердый окислитель			
Известь			
Ферромарганец			
Ферросилиций			
Итого		Итого	

13. ПРИМЕР РАСЧЕТА ШИХТЫ

Требуется выполнить расчет шихты и составить материальный баланс плавки для стали 35Л в кислой электродуговой печи емкостью 5 т при следующих условиях.

13.1. Исходные данные

Металлическая часть шихты, ее состав и количество приведены в табл. 13.1 и выбираются самостоятельно.

В качестве флюса в плавку используют известь, а твердого окислителя – железную руду или другие материалы. Состав неметаллической части шихты приведен в табл. 13.2 (выбирается самостоятельно).

Таблица 13.1

Химический состав и количество металлических материалов, %

Наименование	Количество	C	Si	Mn	P	S	Fe
Возврат	30	0,35	0,25	0,60	0,045	0,040	-
Стальной лом	60	0,30	0,30	0,55	0,040	0,030	-
Стружка	5	0,35	0,17	0,57	0,030	0,030	-
Чугун	5	4,00	1,00	0,95	0,150	0,025	-
Ферромарганец	Расчет	6,00	1,00	73,00	0,30	0,020	14,68
Ферросилиций	Расчет	0,15	45,00	0,55	0,030	0,020	54,25
Алюминий	Расчет	Al=98 %					2,00
Готовая сталь	ГОСТ	0,32-0,40	0,17-0,3	0,50-0,80	0,06	0,06	-

Таблица 13.2

Химический состав неметаллической части шихты, %

Материал	Шлакообразующие								
	CaO	SiO ₂	MnO	Al ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	H ₂ O	CO ₂	Σ
Песок	-	97,2	0,10	0,60	-	2,10	-	-	100
Динас	1,40	96,40	-	0,70	-	1,50	-	-	100
Твердый окислитель	-	7,99	0,36	3,05	8,00	79,60	1,00	-	100
Известь	91,0	2,00	-	2,00	-	-	1,00	4,00	100
Зола электродов	11,62	57,81	-	30,57	-	-	-	-	100
Шлак	8,0	53,0	12,0	10,0	15,0	2,0	-	-	100

Для наведения шлака в период плавания используют оборотный шлак кислой плавки в количестве 1 %.

Из подины и откосов печи в шлак переходит в период плавания 0,6–1,2 кг, в окислительный – 0,6 кг, в период раскисления – 0,6 кг.

Соответственно из футеровки и свода переходит в шлак 0,6, 0,3 и 0,3 кг материалов; из электродов – 0,004, 0,0007 и 0,0007 кг.

13.2. Завалка и расплавление

Рассчитаем содержание примесей в металлошихте

$$\Sigma C_{\text{ших}} = 0,30 \cdot 0,35 + 0,60 \cdot 0,30 + 0,05 \cdot 0,35 + 0,05 \cdot 4,00 = 0,5025 \%;$$

$$\Sigma Si_{\text{ших}} = 0,30 \cdot 0,25 + 0,60 \cdot 0,30 + 0,05 \cdot 0,17 + 0,05 \cdot 1,00 = 0,3135 \%;$$

$$\Sigma Mn_{\text{ших}} = 0,30 \cdot 0,60 + 0,60 \cdot 0,55 + 0,05 \cdot 0,57 + 0,05 \cdot 0,95 = 0,5860 \%;$$

$$\Sigma P_{\text{ших}} = 0,30 \cdot 0,045 + 0,60 \cdot 0,040 + 0,05 \cdot 0,03 + 0,05 \cdot 0,15 = 0,0465 \%;$$

$$\Sigma S_{\text{ших}} = 0,30 \cdot 0,04 + 0,60 \cdot 0,03 + 0,05 \cdot 0,03 + 0,05 \cdot 0,025 = 0,0328 \%.$$

Содержание серы и фосфора в шихте не превышает содержания их в готовой стали, т.е. можно продолжать расчет. Шихта подобрана правильно.

Определим остаточное содержание примесей в период плавания:

$[P]_{\text{ост}}^{nl}$ и $[S]_{\text{ост}}^{nl}$ не изменяются и будут равны $\Sigma P_{\text{ших}}$ и $\Sigma S_{\text{ших}}$. Содержание углерода уменьшится, но за счет сгорания углерода электродов увеличится. Принимаем, что эти величины примерно одинаковы, т.е.

$$C_{\text{ост}}^{nl} = \Sigma C_{\text{ших}}.$$

Принимаем $[Si]_{\text{ост}}^{nl} = 0,05 \%$, а остаточное содержание марганца определим по формуле, предварительно приняв содержания в шлаке: $(MnO) = 23,0 \%$, $(FeO) = 27,0 \%$. Известно, что константа равновесия реакции окисления марганца $K_{Mn} = 0,080$. Тогда

$$[Mn]_{\text{ост}}^{nl} = \frac{0,080 \cdot 23,0}{27,0} = 0,0682 \%$$

Определим количество окислившихся кремния и марганца в период плавания

$$\Delta[Si]^{nl} = 0,3135 - 0,050 = 0,2635;$$

$$\Delta[Mn]^{nl} = 0,5860 - 0,0682 = 0,5178.$$

Для определения количества образовавшегося шлака в период плавления заполним графы табл. 13.3.

Заполнение граф табл. 13.3

Определение компонентов шлака сводится к расчетам типа определения (SiO_2) подины и откосов. Известно, что (SiO_2) в песке содержится 97,2 % (см. табл.13.2), а подина и откосы вносят в шлак 0,6 кг материалов, т.е.

$$(\text{SiO}_2) = 0,6 \cdot 97,2 / 100 = 0,5832 \text{ кг.}$$

Таким же образом заполняются все графы табл. 13.3.

Содержание (FeO) и (Fe_2O_3) в шлаке определим, исходя из условия, что 70 % железа в шлаке присутствует в виде FeO , а 30 % – Fe_2O_3 . Принимаем содержание оксидов железа в шлаке: (FeO) = 21,484 %, (Fe_2O_3) = 5,516 %. Занесем эти значения в графу 12 табл. 13.3, тогда $g_{\text{шл}}^{\text{нл}} = 4,8481 \text{ кг.}$

Определим выход годного $g_{\text{м}}^{\text{нл}}$ по балансу железа.

Приход:

а) масса металлической завалки $g_{\text{м}}^{\text{зав}} = 100 \text{ кг;}$

б) масса железа, восстановленного из оксидов железа, $g_{\text{Fe}}^{\text{восст}}$ (см. табл. 13.3, графа 10)

$$g_{\text{Fe}}^{\text{восст}} = 0,150 \cdot \frac{56}{72} + 0,0479 \cdot \frac{112}{160} = 0,1502 \text{ кг.}$$

Расход:

а) масса железа, перешедшего в шлак в виде оксидов, $g_{\text{Fe}}^{\text{ок}}$ (см. табл. 13.3, графа 11)

$$g_{\text{Fe}}^{\text{ок}} = 1,0416 \cdot \frac{56}{72} + 0,2674 \cdot \frac{112}{160} = 0,9973 \text{ кг;}$$

б) масса удаленных примесей $g_{\Sigma\Delta[E]}^{\text{нл}}$

$$g_{\Sigma\Delta[E]}^{\text{нл}} = 0,5178 + 0,2635 = 0,7813 \text{ кг;}$$

в) масса корольков железа в шлаке $g_{\text{кор}}^{\text{нл}}$ – принимаем долю корольков в шлаке 2,0 %

$$g_{\text{кор}}^{\text{нл}} = 0,02 \cdot 4,8481 = 0,0970 \text{ кг.}$$

Окончательно определяем $g_{\text{м}}^{\text{нл}}$

$$g_{\text{м}}^{\text{нл}} = (100 + 0,1502) - (0,9973 + 0,7813 + 0,0970) = 98,2746 \text{ кг.}$$

Таблица 13.3

Определение состава и количества шлака периода плавления

Компоненты		Вносится, кг								Шлак	
Группа	Химическая формула	Подинной и откосами	Стенками и сводом	Золой электродов	Мусором возврата	Оборотным шлаком	Итого	Металлошихтой	Итого	кг	%
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Шлакообразующие без оксидов железа	CaO	-	0,0084	0,0005	-	0,0800	0,0889	-	0,0889	0,0889	1,83
	SiO ₂	0,5832	0,5784	0,0023	0,2916	0,5300	1,9855	0,5646	2,5501	2,5501	52,60
	MnO	0,0006	-	-	0,0003	0,1200	0,1209	0,6684	0,7893	0,7893	16,28
	Al ₂ O ₃	0,0036	0,0042	0,0012	0,0016	0,1000	0,1108	-	0,1108	0,1108	2,29
Итого	-	0,5874	0,5910	0,0040	0,2937	0,8300	2,3061	1,2330	3,5391		
Оксиды железа	FeO	-	-	-	-	0,1500	0,1500	-	0,1500	1,0416	21,484
	Fe ₂ O ₃	0,0126	0,0090	-	0,0063	0,020	0,0479	-	0,0479	0,2674	5,516
Итого	-	0,0126	0,0090	-	0,3000	0,1700	0,1979	-	0,1979	1,3090	27,00
Всего	-	0,6000	0,6000	0,0040	0,3000	1,0000	2,5040	1,2330	3,7370	4,8481	100,00

Определим остаточное содержание примесей в металле

$$[C]_{ост}^{nl} = \frac{0,5025 \cdot 100}{98,2746} = 0,5113 \text{ \%}; [Si]_{ост}^{nl} = \frac{0,05 \cdot 100}{98,2746} = 0,0509 \text{ \%};$$

$$[Mn]_{ост}^{nl} = \frac{0,0682 \cdot 100}{98,2746} = 0,0694 \text{ \%}; [P]_{ост}^{nl} = \frac{0,0415 \cdot 100}{98,2746} = 0,0423 \text{ \%};$$

$$[S]_{ост}^{nl} = \frac{0,0033 \cdot 100}{98,2746} = 0,0334 \text{ \%}.$$

Для составления материального баланса периода плавления необходимо определить поступление кислорода из атмосферы печи $g_{O_2}^{атм}$ из баланса кислорода.

Приход:

Из оксидов железа (см. табл.13.3, графа 10)

$$g_{O_2}^{окFe} = 0,150 \cdot \frac{16}{72} + 0,0479 \cdot \frac{48}{160} = 0,0477 \text{ кг}.$$

Расход:

На окисление примесей шихты (см. табл. 13.3, графа 9)

$$g_{O_2}^{np} = 1,2330 - 0,7813 = 0,4517 \text{ кг}.$$

На образование оксидов железа шлака (см. табл.13.3, графа 11)

$$g_{O_2}^{шл} = 1,0416 \cdot \frac{16}{72} + 0,2674 \cdot \frac{48}{160} = 0,3117 \text{ кг};$$

$$g_{O_2}^{атм} = (0,4517 + 0,3117) - 0,0477 = 0,7157 \text{ кг}.$$

Материальный баланс периода плавления сводим в табл. 13.4.

Таблица 13.4

Материальный баланс периода плавления

Наименование статей			
Задано	кг	Получено	кг
Возврат	30	Металл	98,2746
Стальной лом	60	Шлак	4,8481
Стружка стальная	5,0	Корольки железа шлака	0,0970
Чугун передельный	5,0		
Футеровка печи	1,2		
Оборотный шлак	1,0		
Зола электродов	0,0040		
Мусор возврата	0,3		
Кислород атмосферы печи	0,7157		
ИТОГО	103,2197	ИТОГО	103,2197

13.3. Окислительный период

За этот период необходимо снизить содержание углерода в металле на 0,02 % ниже нижнего предела в готовой стали.

Содержание углерода в этот период определим по формуле

$$[C]^{ок} = 0,32 - 0,02 = 0,30 \text{ \%}.$$

Изменение содержания углерода в этот период

$$\Delta[C]^{ок} = 0,5113 - 0,30 = 0,2113 \text{ \% (кг)}.$$

Содержание оксидов железа в шлаке окислительного периода определим по формуле, приняв, что в шлаке этого периода содержится 12,5 % (MnO) и 7 % (CaO), тогда

$$\Sigma(FeO) = 39,5 - 12,5 \cdot 1,2 - 4,8 \cdot 7,0 + 0,25 \cdot 12,5 \cdot 7,0 = 12,775 \text{ \%}, \text{ а}$$

$$(FeO)^{ок} = 12,775 \cdot 0,7 = 8,94\%, (Fe_2O_3)^{ок} = 3,84\%.$$

Принимаем остаточное содержание кремния и марганца в окислительном периоде соответственно $[Si]_{ост}^{ок} = 0,03 \text{ \%}$; $[Mn]_{ост}^{ок} = 0,03 \text{ \%}$, тогда количество окислившихся примесей за период:

$$\Delta[Si]^{ок} = 0,0509 - 0,030 = 0,0209 \text{ \%};$$

$$\Delta[Mn]^{ок} = 0,0694 - 0,030 = 0,0394 \text{ \%}.$$

Количество извести рассчитаем по формуле (12.25).

Известно, что в извести содержится 91 % CaO (см. табл. 13.2), а содержание (CaO) в шлаке принято равным 7,0 %. Принимаем количество шлака $g'_{шл}$, образовавшегося в окислительный период дополнительно к имеющемуся, равным 1,0 кг, т.е.

$$g'_{шл} = 4,8481 + 1,0 = 5,8481 \text{ кг}.$$

g_{CaO}^{dp} в кислом процессе не превышает 0,1–0,2 кг, принимаем

$$g_{CaO}^{dp} = 0,1 \text{ кг. Тогда}$$

$$g_{изв} = \frac{5,8481 \cdot 7,0}{91,0} - 0,1 = 0,3499 \text{ кг}.$$

Количество твердого окислителя на окисление примесей $g_{O_2}^{\Sigma}$ определим по формуле (12.16), но предварительно рассчитаем потребность в кислороде

$$g_{O_2}^{\Sigma} = g_{O_2}^{\Sigma\Delta(FeO)} + g_{O_2}^{\Sigma(FeO)} + -g_{O_2}^{атм} - g_{O_2}^{dp},$$

где $g_{O_2}^{\Sigma\Delta(FeO)}$ – потребность кислорода на формирование шлака, кг;

$g_{O_2}^{\Sigma(FeO)}$ – то же на окисление примесей, кг;

$g_{O_2}^{атм}$ – поступление кислорода из атмосферы печи, кг;

$g_{O_2}^{\partial p}$ – то же из других источников, кг.

Расчет количества шлака и газов, выделяющихся в окислительный период, сводим в табл. 13.5.

$$g_{O_2}^{\Delta[E]} = g_{O_2}^{[C]} + g_{O_2}^{[Si]} + g_{O_2}^{[Mn]}, \quad g_{O_2}^{\Sigma\Delta[E]} = g_{E_m O_n} - \Delta[E].$$

В табл. 13.5 (графа 10):

$$g_{SiO_2} = 0,0449 \text{ кг}, \quad g_{MnO} = 0,0509 \text{ кг}, \quad g_{CO, CO_2} = 0,5212 \text{ кг}.$$

$$\Delta[Si] = 0,0209 \%, \quad \Delta[Mn] = 0,0394 \%, \quad \Delta[C] = 0,2113 \%.$$

$$g_{O_2}^{\Sigma(FeO)} = 10^{-4} (g'_{шл} + g^{nl}_{шл}) \cdot [30(Fe_2O_3) + 22,2(FeO)];$$

$$g_{O_2}^{\Sigma\Delta[E]} = (0,0449 - 0,0209) + (0,0509 - 0,0394) + (0,5212 - 0,2113) = 0,3454 \text{ кг}.$$

В табл.13.5 (графа 13): $g'_{шл} = 1,0 \text{ кг}$, $g^{nl}_{шл} = 4,8481 \text{ кг}$, $(Fe_2O_3) = 3,84 \%$, $(FeO) = 8,94 \%$ (см. табл. 13.5 графа 13), тогда

$$g_{O_2}^{\Sigma(FeO)} = 10^{-4} \cdot 5,8481 (30 \cdot 3,84 + 22,2 \cdot 8,94) = 0,1834 \text{ кг}.$$

Количество кислорода, поступающего из атмосферы определим по формуле (12.23), приняв $\mu = 4,0 \text{ кг}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$; $\tau = 0,5 \text{ ч}$

$$g_{O_2}^{атм} = 0,1 \cdot 4,0 \cdot 0,5 = 0,2000 \text{ кг},$$

а из извести по формуле (12.26); принимаем $r = 0,5$, известно:

$$(CO_2)_{изб} = 4,0 \%, \quad g_{изб} = 0,3499 \text{ кг}.$$

$$g_{O_2}^{изб} = 36,4 \cdot 10^{-4} \cdot 0,3499 \cdot 0,5 \cdot 4,0 = 0,0026 \text{ кг};$$

$$g_{O_2}^{\partial p} = g_{O_2}^{FeO} + g_{O_2}^{Fe_2O_3};$$

$$g_{O_2}^{FeO} = 0,22 \cdot g_{FeO}^{\partial p}, \quad g_{O_2}^{Fe_2O_3} = 0,3 \cdot g_{Fe_2O_3}^{\partial p}.$$

В табл. 13.5 (графы 3–7): $g_{FeO}^{\partial p} = 1,0416 \text{ кг}$, $g_{Fe_2O_3}^{\partial p} = 0,2845 \text{ кг}$, тогда:

$$g_{O_2}^{FeO} = 0,22 \cdot 1,0416 = 0,2292 \text{ кг}; \quad g_{O_2}^{Fe_2O_3} = 0,3 \cdot 0,2845 = 0,0854 \text{ кг}, \text{ а}$$

$$g_{O_2}^{\partial p} = 0,2292 + 0,0854 = 0,3146 \text{ кг};$$

$$g_{O_2}^{\Sigma} = 0,3454 + 0,1834 - (0,200 + 0,0026 + 0,3146) = 0,0116 \text{ кг}.$$

Известно: $(Fe_2O_3)_{m.o} = 79,6 \%$; $(FeO)_{m.o} = 8,0 \%$, тогда

$$g_{O_2}^{m.o} = 10^{-4} \cdot 30 \cdot 79,6 + 10^{-4} \cdot 22,2 \cdot 8,0 = 0,2566 \text{ кг};$$

$$g_{m.o} = \frac{0,0116}{0,2566} = 0,0452 \text{ кг.}$$

Заполним оставшиеся графы табл. 13.5 и определим состав и количество газов и шлака.

В табл. 13.5 (графа 7): $g_{CO_2}^{изв} = 0,0140 \text{ кг};$

$$g_{CO_2}' = 0,0140 \cdot 0,8 = 0,0112 \text{ кг};$$

$$g_{CO}' = 0,0112 \cdot (28/44) = 0,0071 \text{ кг.}$$

Окончательное количество CO_2 и CO находим суммированием значений графы 10. Значения g_{CO_2}' , g_{CO}' , g_{H_2O} найдем в табл. 13.5 (графа 11):

$$g_{CO_2} = 0,0915 - 0,0112 = 0,0803 \text{ кг}; \quad g_{CO} = 0,4437 + 0,0071 = 0,4508 \text{ кг};$$

$$g_{H_2O} = 0,0040 \text{ кг}; \quad g_{шл} = 5,5676 \text{ кг.}$$

Определим выход годного металла перед раскислением g_M^{OK} .

Приход:

а) масса металла после расплавления

$$g_M^{пл} = 98,2746 \text{ кг};$$

б) масса железа, восстановленного (см. табл. 13.5 графа 11)

$$g_{Fe}^{восст} = 1,0452 \cdot (56/72) + 0,3205 \cdot (112/160) = 1,0373 \text{ кг};$$

в) масса железа, возвращающегося из шлака периода плавания в виде корольков:

$$g_{кор}^{OK} = 0,01 \cdot 5,5676 = 0,0557 \text{ кг};$$

$$g_{кор}' = 0,0970 - 0,0557 = 0,0413 \text{ кг.}$$

Расход:

а) масса окисленного железа (см. табл. 13.5 графа 12)

$$g_{Fe}^{OK} = 0,4977 \cdot (56/72) + 0,2138 \cdot (112/160) = 0,5368 \text{ кг};$$

б) масса удаленных примесей

$$g_{\Sigma\Delta[E]}^{OK} = 0,0209 + 0,0394 + 0,2113 = 0,2716 \text{ кг.}$$

Тогда

$$g_M^{OK} = 98,746 + 1,0373 + 0,0413 - (0,5368 + 0,2716) = 98,5448 \text{ кг.}$$

Таблица 13.5

Определение состава и количества шлака периода плавления

Компоненты		Вносится, кг									Шлак	
Группа	Химическая формула	Шлаком периода плавления	Подинной и откосами	Стенками и сводом	Золой электроудов	Известью	Твердым окислителем	Итого	Металлошихтой	Итого	кг	%
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Шлакообразующие без оксидов железа	CaO	0,889	-	0,0042	0,0001	0,3184	-	0,4116	-	0,4116	0,4116	7,3927
	SiO ₂	2,5501	0,5832	0,2892	0,0004	0,0070	0,0036	3,4335	0,0449	3,4784	3,4784	62,4757
	MnO	0,7893	0,0006	-	-	-	0,002	0,7901	0,0509	0,8410	0,8410	15,1052
	Al ₂ O ₃	0,1108	0,0036	0,0021	0,0002	0,0070	0,0014	0,1251	-	0,1251	0,1251	2,2468
Итого		3,5391	0,5874	0,2955	0,0007	0,3324	0,0052	4,7603	0,0958	4,8561	4,8561	87,220
Оксиды железа	FeO	1,0416	-	-	-	-	0,0036	1,0452	-	1,0452	0,4977	8,9400
	Fe ₂ O ₃		0,0126	0,0045	-	-	0,0360	0,3205	-	0,3205	0,2138	3,8400
Итого		0,2674	0,0126	0,0045	-	-	0,0396	1,3657	-	1,3657	0,7115	12,780
Газы	H ₂ O	-			-	0,0035	0,0005	0,0040	-	0,0040	-	-
	CO	-			-	-	-	-	0,4437	0,4437	-	-
	CO ₂	-			-	0,0140	-	0,0140	0,0775	0,0915	-	-
Итого						0,0175	0,0005	0,0180	0,5212	0,5392	-	-
Всего		4,8481	0,6000	0,3000	0,0007	0,3499	0,0452	6,1440	0,6170	6,761	5,5876	100,00

Определим остаточное содержание примесей в металле в конце окислительного периода, %:

$$[C]_{ост}^{ок} = \frac{0,300 \cdot 100}{98,5448} = 0,3044;$$

$$[Si]_{ост}^{ок} = \frac{0,030 \cdot 100}{98,5448} = 0,0304;$$

$$[Mn]_{ост}^{ок} = 0,3044;$$

$$[P]_{ост}^{ок} = \frac{0,0473 \cdot 100}{98,5448} = 0,0457;$$

$$[S]_{ост}^{ок} = \frac{0,034 \cdot 100}{98,5448} = 0,345.$$

Для составления материального баланса окислительного периода необходимо определить поступление кислорода из атмосферы печи

$$g_{O_2}^{атм}.$$

Приход:

а) из оксидов железа (см. табл. 13.5, графа 11)

$$g_{O_2}^{\Sigma(FeO)} = 0,22 \cdot 1,0452 + 0,3 \cdot 0,3205 = 0,3282 \text{ кг};$$

б) из извести

$$g_{O_2}^{изв} = 0,0026 \text{ кг}.$$

Расход:

а) на образование оксидов шлака (см. табл. 13.5, графа 12)

$$g_{O_2}^{шл} = 0,22 \cdot 0,4977 + 0,3 \cdot 0,2138 = 0,1746 \text{ кг};$$

б) на окисление примесей

$$g_{O_2}^{\Sigma\Delta[E]} = 0,3454 \text{ кг},$$

$$g_{O_2}^{атм} = 0,3454 + 0,1746 - (0,3282 + 0,0026) = 0,1892 \text{ кг}.$$

Материальный баланс окислительного периода сводим в табл.13.6.

13.4. Раскисление стали

Раскисление проводим в печи, присаживая в ванну сначала ферро-марганец до содержания марганца в металле 0,2–0,3 %, а затем ферросилиций – до необходимого содержания кремния в готовой стали, остатки ферромарганца вводят в печь за 2–3 мин до выпуска. Если есть необходимость, то металла дораскисляют в ковше алюминием.

Таблица 13.6

Материальный баланс окислительного периода

Наименование статей			
Задано	кг	Получено	кг
Металл периода плавления	98,2746	Металл	98,5448
Шлак периода плавления	4,8481	Шлак	5,5676
Корольки	0,0970	Корольки	0,0567
Футеровка печи	0,9000	Летучие:	
Зола электродов	0,0007	CO ₂	0,0803
Известь	0,3499	CO	0,4508
Твердый окислитель	0,0452	H ₂ O	0,0040
Кислород атмосферы печи	0,1892	Невязка	0,0015
ИТОГО	104,7047	ИТОГО	104,7047

Расчет количества ферромарганца и ферросилиция производим по формуле (12.27):

$$g_{FeMn} = \frac{100 \cdot 98,5448 \cdot (0,65 - 0,0304)}{78,0(100 - 15)} = 0,9209 \text{ кг};$$

$$g_{FeSi} = \frac{100 \cdot 98,5448 \cdot (0,32 - 0,0304)}{45,0(100 - 10)} = 0,7047 \text{ кг}.$$

Для определения усвоения и угара элементов ферромарганца и ферросилиция составим табл. 13.7.

Таблица 13.7

Усвоение и угар элементов ферросплавов

Элемент	Ферромарганец			Ферросилиций		
	Всего элементов	Из них, кг		Всего элементов	Из них, кг	
		окисляется	остается в металле		окисляется	остается в металле
C	0,0553	0,0277	0,0277	0,0011	-	0,0011
Si	0,0092	0,0092	-	0,3171	0,0317	0,2854
Mn	0,7183	0,1078	0,6105	0,0039	-	0,0039
P	0,0028	-	0,0028	0,0002	-	0,0002
S	0,0002	-	0,0002	0,0001	-	0,0001
Fe	0,1351	-	0,1351	0,3823	-	0,3823
Итого	0,9209	0,1447	0,7763	0,7047	0,0317	0,6730

Состав и количество шлака при раскислении изменяется в результате поступления оксидов, образующихся вследствие окисления элементов ферросплавов, количество оксидов железа в конечном шлаке уменьшается и его можно определить по формуле

$$(FeO) = \sqrt{\frac{K_{Si}}{[Si]_{ocm}}},$$

где K_{Si} – константа равновесия реакции окисления кремния, в интервале температур выпуска стали (1590–1650°C). Принимается $K_{Si}=10$;

$[Si]_{ocm}$ – остаточное содержание кремния в готовой стали, %.

$$(FeO) = \sqrt{\frac{10}{0,3163}} = 5,6228 \text{ \%}.$$

Обычно на долю (Fe_2O_3) приходится не более 1,5–2,0 % оксидов железа. Принимаем (Fe_2O_3) = 1,75 %, тогда $\Sigma(FeO) = 7,3728$ %. Полный состав шлака после раскисления определим, заполнив графы табл. 13.8.

Количество кислорода, поступающего в ванну из атмосферы печи за время раскисления, определим по зависимости

$$g_{O_2}^{атм} = g_{O_2}^{np} - g_{O_2}^{dp},$$

где $g_{O_2}^{np}$ – расход кислорода на окисление примесей, кг;

$g_{O_2}^{dp}$ – поступление кислорода из всех источников за вычетом кислорода на формирование нового шлака, кг.

$$g_{O_2}^{np} = g_{E_m O_n}^{\Sigma} - g_{\Delta[E]}^{\Sigma}.$$

$$g_{E_m O_n}^{\Sigma} = 0,2937 \text{ кг (см. табл. 13.8, графа 7);}$$

$[Si]=0,0092+0,0317=0,0409$ %; $[Mn]=0,1078$ %; $[C]=0,0277$ % (см. табл. 13.7). Тогда

$$g_{O_2}^{np} = 0,2937 - (0,0277 + 0,0409 + 0,1078) = 0,1173 \text{ кг;}$$

$$g_{O_2}^{dp} = 0,22 \cdot (g_{FeO}^{ок} - g_{FeO}^{раск}) + 0,3 \cdot (g_{Fe_2O_3}^{ок} - g_{Fe_2O_3}^{раск});$$

$$g_{FeO}^{ок} = 0,4977 \text{ кг; } g_{FeO}^{раск} = 0,3622 \text{ кг; } g_{Fe_2O_3}^{ок} = 0,2309 \text{ кг;}$$

$$g_{Fe_2O_3}^{раск} = 0,1173 \text{ кг (см. табл. 13.8, графы 8, 9).}$$

$$g_{O_2}^{dp} = 0,22 \cdot (0,4977 - 0,3622) + 0,3 \cdot (0,2309 - 0,1173) = 0,0653 \text{ кг.}$$

Тогда

$$g_{O_2}^{атм} = 0,1173 - 0,0653 = 0,0520 \text{ кг.}$$

Массу металла перед выпуском определим, приняв, что она увеличивается в результате раскисления на $0,7763 + 0,6730 = 1,4493$ кг (см. табл. 13.7). Кроме того, добавляется железо из шлака и других материалов

$$g_{Fe}^{доб} = 56/72 \cdot (0,4977 - 0,3622) + 112/160 \cdot (0,2309 - 0,1173) = 0,1881 \text{ кг.}$$

Таблица 13.8

Определение состава и количества шлака периода раскисления

Компоненты		Вносится, кг						Шлак после раскисления	
Группа	Химическая формула	Шлаком окислительного периода	Подиной и откосами	Стенками и сводом	Золой электродов	Продуктами раскисления	Итого	кг	%
Шлакообразующие без оксидов железа	CaO	0,4116	-	0,0042	0,0001	-	0,4159	0,4159	6,46
	SiO ₂	3,4784	0,5832	0,2892	0,0004	0,0876	4,4388	4,4388	68,91
	MnO	0,8410	0,0006	-	-	0,1392	0,9808	0,9808	15,23
	Al ₂ O ₃	0,1251	0,0036	0,0021	0,0002	-	0,1310	0,1310	2,03
Итого		4,8561	0,5874	0,2955	0,0007	0,2268	5,9665	5,9665	92,63
Оксиды железа	FeO	0,4977	-	-	-	-	0,4977	0,3622	5,6228
	Fe ₂ O ₃	0,2138	0,0126	0,0045	-	-	0,2309	0,1127	1,7500
Итого		0,7115	0,0126	0,0045	-	-	0,7286	0,4749	7,3728
Газы	CO	-	-	-	-	0,0608	0,0608	-	
	CO ₂	-	-	-	-	0,0061	0,0061	-	
Итого		-	-	-	-	0,0669	0,0669	-	
Всего		5,5676	0,6000	0,3000	0,0007	0,2937	6,7620	6,4412	100,0

Корольки металла в шлаке остаются на уровне окислительного периода, т.е.

$$g_{кор}^{раск} = 0,0537 \text{ кг.}$$

$$g_m^{вып} = 98,5448 + 1,4493 + 0,1881 = 100,1822 \text{ кг.}$$

Состав металла перед выпуском будет:

$$[C]_{зот} = (0,3044 + 0,0277 + 0,0011) (100/100,1822) = 0,334 \text{ \%};$$

$$[Si]_{зот} = (0,0304 + 0,2854) (100/100,1822) = 0,315 \text{ \%};$$

$$[Mn]_{зот} = (0,3044 + 0,6105 + 0,0039) (100/100,1822) = 0,648 \text{ \%};$$

$$[P]_{зот} = (0,0457 + 0,0028 + 0,0002) (100/100,1822) = 0,049 \text{ \%};$$

$$[S]_{зот} = (0,0345 + 0,0002 + 0,0001) (100/100,1822) = 0,035 \text{ \%}.$$

Материальный баланс периода раскисления приведен в табл. 13.9.

Таблица 13.9

Материальный баланс окислительного периода

Наименование статей			
Задано	кг	Получено	кг
Металл перед раскислением	98,5448	Металл	100,1822
Шлак перед раскислением	5,5676	Шлак	6,4412
Корольки	0,0557	Корольки	0,0557
Футеровка печи	0,9000	Летучие:	
Зола электродов	0,0007	CO ₂	0,0061
Ферромарганец	0,9209	CO	0,0608
Ферросилиций	0,7047	-	-
Кислород атмосферы печи	0,0520	Невязка	0,0004
ИТОГО	104,7464	ИТОГО	104,7464

13.5. Основные технологические параметры плавки

Результаты расчета: материальный баланс плавки в целом сведен в табл. 13.10, а состав металла и шлака по периодам плавки – в табл. 13.11.

Таблица 13.10

Материальный баланс всей плавки

Наименование статей			
Задано	кг	Получено	кг
Возврат	30,0000	Сталь готовая	100,1822
Стальной лом	60,0000	Шлак конечный	6,4412
Стружка стальная	5,0000	Корольки железа в конечном шлаке	0,0557
Чугун переплавный	5,0000	Летучие:	
Фугеровка печи	3,0000	СО	0,5116
Оборотный шлак	1,0000	СО ₂	0,0564
Зола электродов	0,0054	Н ₂ О	0,0040
Мусор возврата	0,3000		
Кислород атмосферы печи	0,9569		
Твердый окислитель	0,0452		
Известь	0,3499		
Ферромарганец	0,9209		
Ферросилиций	0,7047		
		Невязка	0,0019
ИТОГО	107,2830	ИТОГО	107,2830

Таблица 13.11

Состав металла и шлака по периодам плавки, %

Период плавки	Металл					Шлак					
	C	Si	Mn	P	S	CaO	SiO ₂	MnO	Al ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃
По расплавлению	0,511	0,051	0,069	0,047	0,033	1,83	52,60	16,28	2,29	21,48	5,52
Перед раскислением	0,304	0,03	0,03	0,046	0,035	7,39	62,48	15,10	2,25	8,94	3,84
Готовая сталь	0,33	0,32	0,65	0,059	0,035	-	-	-	-	-	-
Шлак конечный	-	-	-	-	-	6,46	68,91	15,23	2,03	5,62	1,75

14. РАСЧЕТ ШИХТЫ ДЛЯ ПЛАВКИ СТАЛИ В ЭЛЕКТРОДУГОВОЙ ПЕЧИ МЕТОДОМ ПЕРЕПЛАВА

Требуется выполнить расчет шихты и составить материальный баланс плавки стали 150ХНМЛ в основной электродуговой печи емкостью 45 т при следующих условиях. В плавке использовать легированные отходы, высокоуглеродистый стальной лом и перепельный чугун.

Данные по составу шихтовых материалов можно найти по литературным данным [34, 35, 46, 47], а для данного примера они приведены в табл. 14.1 и 14.2.

В качестве флюса в плавку используют известь, а твердого окислителя (при необходимости) – железную руду или другие материалы. Состав неметаллической части шихты приведен в табл. 14.2 (выбирается самостоятельно).

14.1. Исходные данные

Из электродов в период расплавления в шлак переходит 0,0007 кг.

Состав коксика принимаем, %: С = 89,65; S = 0,35; 10 золы.

Принимаем, что легированный лом содержит 1 % мусора, состоящего из 75 % SiO_2 и 25 % Al_2O_3 , а углеродистый лом содержит 1 % окарины в виде Fe_3O_4 .

Содержание легированного и углеродистого лома, а также перепельного чугуна можно произвольно принять, исходя из необходимости получить окончательное содержание углерода в готовой стали в пределах ГОСТ. Но это чревато ошибками, и поэтому лучше произвести некоторые предварительные расчеты, позволяющие достаточно точно определить соотношение шихтовых компонентов.

Таблица 14.1

Химический состав металлических материалов, %

Наименование	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo
Легированный лом	1,55	0,25	0,60	0,03	0,03	1,00	0	0
Высокоуглеродистый лом	1,50	0,30	0,55	0,03	0,03	-	-	-
Чугун перепельный	4,00	1,00	0,25	0,12	0,02	-	-	-
Ферромарганец ФМн75	6,00	1,00	75,0	0,30	0,02	-	-	-
Ферросилиций ФС45	0,02	45,0	0,55	0,04	0,03	0,35	-	-
Ферросилиций ФС75	-	75	0,47	0,03	0,03	0,2	-	-
Никель	-	-	-	-	-	-	100	-
Феррохром ФХ100	1,0	2,0	-	0,06	0,04	65,0	-	-
Ферромolibден ФМЗ	0,20	2,0	-	0,17	0,19	-	-	55,0
Алюминий	Al=98 %							
Готовая сталь 150ХНМ	1,40- 1,60	0,15- 0,35	0,50- 0,80	не> 0,04	не> 0,04	0,9- 1,25	0,8- 1,2-	0,1- 0,3

Таблица 14.2

Химический состав неметаллической части шихты

Материал	Шлакообразующие, %											
	CaO	SiO ₂	MnO	Al ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	MgO	H ₂ O	S	CaF ₂	CO ₂	Σ
Магнезитовый порошок	2,1	1,8	-	0,6	-	-	94,9	-			0,6	100
Плавиковый шпат	2,0	4,5	-	-	-	-	-	-	0,1	93,4	-	100
Твердый окислитель	1,0	7,99	0,36	3,05	8,00	79,60	-	-	-	-	-	100
Известь	86,0	2,00	-	2,00	-	-	1,0		0,1	-	8,9	100
Зола электродов	11,62	57,81	-	30,57	-	-	-	-	-	-	-	100
Зола кокса	4,50	42,50		23,00	-	28,5	1,5	-	-	-	-	100

14.2. Определение расхода чугуна в завалку

Составив балансовое уравнение углерода, можно определить расход чугуна в завалку

$$[C]_{\text{лом}} \cdot (100 - g_{\text{чуг}}) + [C]_{\text{чуг}} \cdot g_{\text{чуг}} = 100 \cdot \Sigma[C]_{\text{ших}},$$

где $[C]_{\text{лом}}$, $[C]_{\text{чуг}}$ – соответственно содержание углерода в ломе и чугуне, %;

$\Sigma[C]_{\text{ших}}$ – содержание углерода в шихте, %;

$g_{\text{чуг}}$ – расход чугуна в завалку, %.

Содержание углерода в шихте можно определить по формуле

$$\Sigma[C]_{\text{ших}} = [C]_{\text{гот}} + \Delta[C]_{\text{пл}} - \Delta[C]_{\text{в.п}},$$

где $[C]_{\text{гот}}$ – содержание углерода в готовой стали, %; $\Delta[C]_{\text{пл}}$ – угар углерода в период плавления, %;

$\Delta[C]_{\text{в.п}}$ – науглероживание металла в восстановительный период, %.

Угар углерода в период плавления составляет 0,2–0,3 %, науглероживание металла в восстановительный период составляет 0,02–0,08 % [43–45].

Принимаем: $[C]_{\text{гот}} = 1,50$ %; $\Delta[C]_{\text{пл}} = 0,25$ %; $\Delta[C]_{\text{в.п}} = 0,06$ %.

Известно: $[C]_{\text{лом}} = 1,50$ %; $[C]_{\text{чуг}} = 4,0$ %.

Определим содержание углерода в шихте

$$\Sigma[C]_{\text{ших}} = 1,5 + 0,25 - 0,06 = 1,69 \text{ \%}.$$

Содержание углерода в металле в начале восстановительного периода

$$1,5 - 0,06 = 1,44 \text{ \%}.$$

Теперь можно определить расход чугуна

$$1,50 \cdot (100 - g_{\text{чуг}}) + 4,00 \cdot g_{\text{чуг}} = 100 \cdot 1,69, \text{ откуда}$$

$$g_{\text{чуг}} = 7,60 \text{ \%}.$$

Расход лома составит

$$100 - 7,60 = 92,4 \text{ \%}.$$

Принимаем, что доля легированного лома составит 70 %, а высокоуглеродистого 30 %, тогда количество легированного лома в шихте

$$92,4 \cdot (70 / 100) = 64,68 \text{ \%},$$

количество высокоуглеродистого

$$92,4 \cdot (30 / 100) = 27,72 \text{ \%}.$$

Содержание примесей в металлической шихте рассчитаем по формуле (12.1)

$$\Sigma C_{\text{ших}} = 1,50 \cdot 0,2772 + 1,55 \cdot 0,6468 + 4,0 \cdot 0,076 = 1,7223 \%;$$

$$\Sigma Si_{\text{ших}} = 0,30 \cdot 0,2772 + 0,25 \cdot 0,6468 + 1,0 \cdot 0,076 = 0,3209 \%;$$

$$\Sigma Mn_{\text{ших}} = 0,55 \cdot 0,2772 + 0,60 \cdot 0,6468 + 0,25 \cdot 0,076 = 0,5595 \%;$$

$$\Sigma P_{\text{ших}} = 0,03 \cdot 0,2772 + 0,03 \cdot 0,6468 + 0,12 \cdot 0,076 = 0,0368 \%;$$

$$\Sigma S_{\text{ших}} = 0,03 \cdot 0,2772 + 0,03 \cdot 0,6468 + 0,02 \cdot 0,076 = 0,0292 \%;$$

$$\Sigma Cr_{\text{ших}} = 1,0 \cdot 0,6468 = 0,6468 \%;$$

примеси из мусора лома $1,0 \cdot 64,68/100 = 0,6468 \%$, причем

$$SiO_2 = (0,6468 \cdot 75)/100 = 0,4851 \%;$$

$$Al_2O_3 = (0,6468 \cdot 25)/100 = 0,1617 \%.$$

В ломе содержится окалины

$$g_{ок} = 10^{-1} \cdot 1,0 \cdot 27,72 = 0,2772 \text{ кг, причем}$$

$$g_{ок}^{FeO} = 0,2772 \cdot \frac{72}{232} = 0,0860 \text{ кг;}$$

$$g_{ок}^{Fe_2O_3} = 0,2772 \cdot \frac{160}{232} = 0,1912 \text{ кг.}$$

14.3. Определение расхода извести

Расход извести определим по формуле

$$g_{изв} = \frac{100 \cdot (B \cdot F - C)}{C_{изв} - B(SiO_2)_{изв}},$$

где $C_{изв}$ – содержание CaO в извести, %;

$(SiO_2)_{изв}$ – содержание SiO_2 в извести, %;

B – основность шлака по расплавлению;

F – количество $(SiO_2 + P_2O_5)$ в шлаке из всех источников, кроме извести, %;

C – количество CaO в шлаке из всех источников, кроме извести, %.

Основность шлака по расплавлению должна быть в пределах 1,8–2,5 для обеспечения удаления фосфора в период плавления шихты.

Принимаем $B=2,1$.

Для определения F и C заполняем графы 2–5 табл.14.3. В первом приближении F можно принять равным приходу SiO_2 из всех источников, кроме извести (см. табл.14.3, графа 5), так как в электродуговой плавке

никогда не используется высокофосфористая шихта, к тому же пока неизвестно количество окисляющегося фосфора металлической шихты.

В период плавления весь кремний металлической шихты окислится [43], т.е. $\Delta[Si]_{nl} = 0,3209 \%$.

$$g_{изв} = \frac{100 \cdot (2,1 \cdot 1,1749 - 0,0022)}{86 - 2,1 \cdot 2,0} = 3,0136 \text{ кг.}$$

14.4. Определение остаточного содержания примесей в металле по расплавлению

Остаточное содержание углерода в металле

$$[C]_{nl} = \Sigma[C]_{ших} - \Delta[C]_{nl} = 1,7223 - 0,25 = 1,4723 \%$$

Для определения остаточного содержания других примесей в металле по расплавлению необходимо определить количество шлака в печи после расплавления всей шихты. Ориентировочно его можно определить по зависимости

$$g_{nl}^{SiO_2} = \frac{100 \cdot g_{nl}^{SiO_2}}{(SiO_2)_{nl}},$$

где $g_{nl}^{SiO_2}$ – количество SiO_2 в шлаке по расплавлению, кг;
 $(SiO_2)_{nl}$ – содержание (SiO_2) в шлаке по расплавлению, %.

Количество SiO_2 в шлаке $g_{nl}^{SiO_2}$ можно определить, заполнив соответствующие строки в графах 6, 7 табл. 14.3. Содержание (SiO_2) в шлаке по расплавлению, как показывает практика, находится в пределах 20–25 %, принимаем $(SiO_2)_{nl} = 20,0 \%$, тогда

$$g_{nl}^{SiO_2} = \frac{100 \cdot 1,2352}{20,0} = 6,1760 \text{ кг.}$$

Остаточное содержание марганца можно определить по уравнению

$$[Mn]_{nl} = \frac{100 \cdot [Mn]_{ших}}{100 + 0,775 \cdot K_{Mn} \cdot (FeO)_{nl} \cdot g_{nl}^{шл}},$$

где K_{Mn} – константа равновесия реакции окисления марганца;
 $(FeO)_{nl}$ – содержание (FeO) в шлаке по расплавлению, %;
 $g_{nl}^{шл}$ – количество шлака по расплавлению, %.

Константу равновесия определим из уравнения

$$\lg K_{Mn} = 7406/T - 3,436,$$

где $T = t_{nl}^{шл} + 273$, в свою очередь $t_{nl}^{шл} = t_{nl} + \Delta t_{перезр}^M + \Delta t_{перезр}^{шл}$.

Таблица 14.3

Определение состава и количества шлака периода плавления

Компоненты		Вносится, кг							Шлак	
Группа	Химическая формула	Мусором и окальной	Магнезитовым порошком	Золой электродов	Металлошихтой	Итого	Известью	Всего	кг	%
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Шлакообразующие без оксидов железа	CaO	-	0,0021	0,0001	-	0,0022	2,5917	2,5939	2,5939	47,10
	SiO ₂	0,4851	0,0018	0,0004	0,6876	1,1749	0,0603	1,2352	1,2352	22,43
	MnO	-	-	-	0,4761	0,4761	-	0,4761	0,4761	8,64
	Al ₂ O ₃	0,1617	0,0006	0,0002	-	0,1625	0,0603	0,2228	0,2228	4,04
	MgO	-	0,0949	-	-	0,0949	0,0301	0,1250	0,1250	2,27
	P ₂ O ₅	-	-	-	0,0536	0,0536	-	0,0536	0,0536	0,97
	Cr ₂ O ₃	-	-	-	0,1872	0,1872	-	0,1872	0,1872	3,40
	S	-	-	-	0,0050	0,0050	0,0030	0,0080	0,0080	0,15
Итого		0,6468	0,0994	0,0007	1,4095	2,1564	2,7454	4,9018	4,9018	89,00
Оксиды железа	FeO	0,0860	-	-	-	0,0860	-	-	0,4406	8,00
	Fe ₂ O ₃	0,1912	-	-	-	0,1912	-	-	0,1652	3,00
Итого		0,2772		-	-	0,2772	-	0,2772	0,6058	11,00
Газы	H ₂ O	-		-	-	-	-	-	-	
	CO	-		-	0,5833	0,5833	-	0,5833	-	
	CO ₂	-	0,0006	-	-	0,0006	0,2682	0,2688	-	
Итого		-	0,0006	-	0,5833	0,5839	0,2682	0,8521		
Всего		0,9240	0,1000	0,0007	1,9928	3,0175	3,0136	6,0312	5,5076	100,00

Температуру плавления металла ориентировочно можно определить по формуле

$$t_{nl} = 1539 - 80 \cdot [C]_{nl}.$$

Известно $[C]_{nl} = 1,4723 \%$, тогда $t_{nl} = 1539 - 80 \cdot 1,4724 = 1421^{\circ}\text{C}$.

Обычно перегрев металла над температурой плавления составляет 40–80 град, принимаем перегрев металла 45 град.

Температура шлака обычно выше температуры металла на 40–80⁰С, принимаем перегрев 50⁰С, тогда

$$t_{nl}^M = 1421 + 45 = 1466^{\circ}\text{C};$$

$$t_{nl}^{шл} = 1466 + 50 = 1516^{\circ}\text{C};$$

$$T = 1516 + 273 = 1789 \text{ К}.$$

Теперь можно определить константу равновесия реакции окисления марганца: $\lg K_{Mn} = 7406/1789 - 3,436 = 0,7034$; $K_{Mn} = 5,052$.

Обычно при плавке методом окисления в шлаке находится примерно 8–10 % FeO и 1–4 % Fe₂O₃. Принимаем (FeO)= 8 %, (Fe₂O₃)=3 %. Тогда

$$[Mn]_{nl} = \frac{100 \cdot 0,5595}{100 + 0,775 \cdot 5,052 \cdot 8,0 \cdot 6,1760} = 0,1907 \%;$$

$$\Delta[Mn]_{nl} = 0,5595 - 0,1907 = 0,3688 \%.$$

Содержание фосфора в металле по расплавлению определим по формуле

$$[P]_{nl} = \frac{100 \cdot [P]_{шлх}}{100 + 0,437 \cdot L_P \cdot g_{nl}^{шл}},$$

где L_P – коэффициент распределения фосфора в шлаке. Обычно коэффициент распределения фосфора составляет 60–120, принимаем $L_P = 65$, тогда

$$[P]_{nl} = \frac{100 \cdot 0,0368}{100 + 0,437 \cdot 65 \cdot 6,1760} = 0,0134 \%;$$

$$\Delta[P]_{nl} = 0,0368 - 0,0134 = 0,0234 \%.$$

Содержание серы в металле по расплавлению определим

$$S_{nl} = \frac{100 \cdot \Sigma S}{100 + L_S \cdot g_{nl}^{шл}},$$

где L_S – коэффициент распределения серы между металлом и шлаком;

ΣS – количество серы, вносимое металлической частью шихты и известью, кг.

$$\Sigma S = 0,0292 + 3,0136 \cdot 0,1/100 = 0,0322 \text{ кг.}$$

Коэффициент распределения серы в период плавления может достигать 2–4. Принимаем $L_S = 3,0$, тогда

$$S_{nl} = \frac{100 \cdot 0,0322}{100 + 3,0 \cdot 6,1760} = 0,0272 \text{ \%,}$$

$$\Delta[S]_{nl} = 0,0292 - 0,0272 = 0,0020 \text{ \%.}$$

Содержание хрома в металле по расплавлению определим по формуле

$$[Cr]_{nl} = \frac{100 \cdot [Cr]_{шх}}{100 + L_{Cr} \cdot g_{nl}},$$

где L_{Cr} – коэффициент распределения хрома между металлом и шлаком, принимаем $L_{Cr} = 4$, тогда

$$[Cr]_{nl} = \frac{100 \cdot 0,6468}{100 + 4,0 \cdot 6,1760} = 0,5187 \text{ \%,}$$

$$\Delta[Cr]_{nl} = 0,6468 - 0,5187 = 0,1281 \text{ \%.}$$

Угар всех элементов составит:

$$\Delta[C]_{nl} = 0,25 \text{ кг;}$$

$$\Delta[Si]_{nl} = 0,3209 \text{ кг;}$$

$$\Delta[Mn]_{nl} = 0,3688 \text{ кг;}$$

$$\Delta[P]_{nl} = 0,0234 \text{ кг;}$$

$$\Delta[S]_{nl} = 0,0050 \text{ кг;}$$

$$\Delta[Cr]_{nl} = 0,1281 \text{ кг.}$$

Итого: 1,0962 кг.

14.5. Определение количества и состава шлака по расплавлению

Определение количества и состава шлака сводится к окончательному заполнению табл. 14.3. Количество шлака определяется, исходя из веса шлакообразующих без оксидов железа и процентного содержания в них оксидов железа.

$$g_{шл} = 4,9018 \frac{100}{100 - 11} = 5,5076 \text{ кг.}$$

14.6. Материальный баланс периода плавления

1. Расход кислорода на окисление примесей металлической части шихты определяем по массе оксидов (см. табл. 14.3, графа 6) и массе окислившихся элементов: $1,9928 - 1,0962 = 0,8966$ кг.

2. Принимаем, что за период плавления растворяется кислорода в металле в количестве 0,015 кг (обычно эта цифра колеблется в пределах 0,008–0,025 кг и более).

3. Испарение железа в период плавления шихты составляет 0,3–1,0 % от веса металлической шихты. Принимаем испарение железа в период плавления 1,0 %.

Потребность кислорода на окисление испарившегося железа составляет

$$1,0 \cdot \frac{16}{56} = 0,2857 \text{ кг.}$$

Образуется пыли виде FeO

$$1,0 \cdot \frac{72}{56} = 1,2857 \text{ кг.}$$

4. Расход кислорода на образование оксидов железа шлака определим, используя данные табл.14.3, графа 10:

$$0,4406 \cdot \frac{16}{72} + 0,1652 \cdot \frac{48}{160} = 0,1475 \text{ кг.}$$

5. Поступает кислорода с исходными материалами в виде FeO и Fe_2O_3 (см. табл. 14.3, графа 7)

$$0,0860 \cdot \frac{16}{72} + 0,1912 \cdot \frac{48}{160} = 0,0765 \text{ кг.}$$

6. Поступает кислорода из атмосферы

$$0,8966 + 0,015 + 0,2857 + 0,1475 - 0,0765 = 1,2683 \text{ кг.}$$

14.7. Определение выхода годного металла

1. Задано 100 кг металлической шихты.
2. Окислилось примесей 1,0962 кг.
3. Теряется с пылью 1 % металлической шихты (или 1 кг).
4. Мусор и окалина шихты составляют 0,9240 кг.
5. Угар железа составляет

$$(0,4406 - 0,0860) \cdot \frac{56}{72} + (0,1652 - 0,1912) \cdot \frac{112}{160} = 0,2576 \text{ кг.}$$

Получено металла

$$g_{пл}^м = 100 + 0,015 - (1,0962 + 1,0 + 0,9240 + 0,2576) = 96,7372 \text{ кг.}$$

Материальный баланс периода расплавления представлен в табл. 14.4.

Таблица 14.4

Материальный баланс периода расплавления

Наименование статей			
Задано	кг	Получено	кг
Легированный лом	64,6800	Металл	96,7372
Чугун перекдельный	7,6000	Шлак конечный	5,5076
Высокоуглеродистый лом	27,7200	Летучие: CO CO ₂	0,5833 0,2688
Зола электродов	0,0007	Пыль	1,2857
Кислород атмосферы печи	1,2683		
Известь	3,0136		
Магнетитовый порошок	0,1000		
ИТОГО	104,3826	ИТОГО	104,3826

15. РАСЧЕТ ВОССТАНОВИТЕЛЬНОГО ПЕРИОДА

15.1. Общие положения

После завершения периода плавления в ванну вводится никель и ферромолибден. Затем дается ферросилиций (из расчета введения в металл 0,10–0,15 % кремния), феррохром, ферромарганец и наводится белый шлак присадкой раскислительной смеси.

В конце восстановительного периода производится корректировка состава металла по содержанию кремния и окончательное раскисление алюминием из расчета 1 кг/т стали.

Обычно длительность восстановительного периода не превышает двух часов. Принимаем 1 ч.

15.2. Определение расхода ферросплавов

Расход никеля определим по формуле

$$g_{Ni} = 10^{-2} \cdot 100 \cdot ([Ni]_{зот} - [Ni]_{пл}),$$

где $[Ni]_{\text{гот}}$ – содержание никеля в готовой стали, %;

$[Ni]_{\text{пл}}$ – содержание никеля в металле после периода плавления, %.

Перед легированием никель в металле отсутствует, т.е. $[Ni]_{\text{пл}}=0$.

Принимаем $[Ni]_{\text{гот}}=1,0$ %. Тогда

$$g_{Ni} = 10^{-2} \cdot (100 \cdot 1,0) = 1,0 \text{ кг.}$$

Расход ферромolibдена рассчитываем по формуле (12.27).

В металле пока молибдена нет. При легировании молибден не будет окисляться. Примем содержание его в готовой стали 0,2 %. При таких условиях расход ферромolibдена составит

$$g_{FeMo} = \frac{100 \cdot 100 \cdot 0,2}{55,0 \cdot 100} = 0,3636 \text{ кг.}$$

После предварительного раскисления металла содержание кремния в нем должно быть в пределах 0,10–0,15 %. Обеспечить это можно введением в металл ферросилиция марки ФС45. Для упрощения расчета из практики принимаем расход ферросилиция 0,33 кг, а расход алюминия 0,1 кг. При этом ферросилиций внесет кремния $0,33 \cdot 45/100 = 0,1485$ кг.

50 % кремния (0,0743) усваивается металлом, оставшийся кремний окисляется (угорает). На окисление этого количества потребуется кислорода

$$0,0743 \cdot 32/28 = 0,0849 \text{ кг.}$$

При этом образуется SiO_2 в количестве

$$0,0743 \cdot 60/28 = 0,1592 \text{ кг.}$$

Вносится углерода

$$0,1592 \cdot 0,02/100 = 0,00003 \text{ кг.}$$

При окислении алюминия образуется Al_2O_3 в количестве

$$0,1 \cdot 102/54 = 0,1889 \text{ кг.}$$

На окисление алюминия необходимо потратить кислород

$$0,1 \cdot 48/54 = 0,0889 \text{ кг.}$$

Из ферросилиция ФС45 переходит в металл железа и других элементов

$$0,33 - 0,0743 = 0,2557 \text{ кг.}$$

Допустим, что в восстановительный период MnO остаточного шлака периода плавления восстановится до марганца. С учетом этого расход ферромарганца определим по формуле

$$g_{FeMn} = \frac{100 \cdot 100 \cdot ([Mn]_{\text{гот}} - [Mn]_{\text{ост}} - 0,775 \cdot g_{MnO}^{\text{ост.шл}})}{[Mn]_{FeMn} \cdot (100 - U_{Mn})}.$$

Принимаем содержание марганца в готовой стали 0,65 %, а угар марганца 2 %, другие необходимые данные имеются, а именно: $[Mn]_{\text{ост}} = 0,1907$ %; $[Mn]_{FeMn} = 75,0$ %, $g_{MnO}^{\text{ост}} = 0,4761$ кг (см. табл. 14.3, графа 6).

$$g_{FeMn} = \frac{100 \cdot 100 \cdot (0,65 - 0,1907 - 0,775 \cdot 0,4761)}{75,0 \cdot (100 - 2)} = 0,1229 \text{ кг.}$$

В восстановительный период хром окислится, необходимый расход феррохрома определим по формуле (12.27).

$$g_{FeCr} = \frac{100 \cdot 100 \cdot (1,1 - 0,5187)}{65,0 \cdot (100 - 4)} = 0,9316 \text{ кг.}$$

15.3. Определение расхода избыточного кислорода в ванне в начале периода

В восстановительный период за счет присадки шлакообразующих материалов и раскислительной смеси количество шлака может увеличиться на 2,0–4,0 %. Принимаем, что оно увеличится на 2,6 %, тогда

$$g_{восст}^{шл} = 5,5076 + 2,6 = 8,1076 \text{ кг.}$$

Принимаем, что для получения белого шлака необходимо иметь следующее содержание оксидов, %: FeO = 0,55; Fe₂O₃ = 0,2; MnO = 0,5; P₂O₅ = 0. Тогда в конце восстановительного периода в белом шлаке будет, кг:

$$\text{FeO} = 8,1076 \cdot 0,55/100 = 0,0446;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 8,1076 \cdot 0,2/100 = 0,0162;$$

$$\text{MnO} = 8,1076 \cdot 0,5/100 = 0,0405;$$

$$\text{P}_2\text{O}_5 = 0,0.$$

Избыток кислорода в шлаке в начале восстановительного периода

$$g_{O_2}^{изб} = (0,4406 - 0,0446) \cdot 16 / 72 + (0,1652 - 0,0162) \cdot 48 / 160 + \\ + (0,4761 - 0,0405) \cdot 16 / 71 + (0,0536 - 0,0) \cdot 80 / 152 = 0,2611 \text{ кг.}$$

После раскисления в металле может содержаться от 0,003 до 0,008 кг кислорода. Принимаем содержание кислорода в металле 0,005 %. Тогда по сравнению с периодом плавления оно уменьшится на 0,0150 – 0,0050 = 0,0100 кг.

Общее поступление кислорода из атмосферы в печь можно определить по формуле (12.23)

$$g_{O_2}^{атм} = 0,1 \cdot \mu_{ок} \cdot \tau_{ок}.$$

Обычно удельное поступление кислорода из атмосферы печи составляет 5,0–7,5 кг/(м²·ч). Принимаем продолжительность восстановительного периода 1,0 ч, а $\mu = 5,0 \text{ кг}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$, тогда

$$g_{O_2}^{атм} = 0,1 \cdot 5,0 \cdot 1,0 = 0,5000 \text{ кг.}$$

Общий приход кислорода в восстановительный период составляет 0,2611+0,0100+0,5000 = 0,7711 кг.

Кислород частично расходуется на окисление 50 % кремния ФС45, окисление марганца и хрома ферросплавов, а также алюминия, присаживаемого в ванну. Общий расход кислорода на окисление этих элементов определим по формуле

$$g_{O_2}^{прих} = \frac{32}{28} g_{FeSi} \cdot [Si]_{FeSi} \cdot \frac{50}{10^4} + \frac{16}{55} g_{FeMn} \cdot [Mn]_{FeMn} \cdot \frac{2}{10^4} + \frac{48}{104} g_{FeCr} \cdot [Cr]_{FeCr} \cdot \frac{4}{10^4} + \frac{48}{54} g_{Al}.$$

$$g_{O_2}^{прих} = 32/28 \cdot 0,33 \cdot 45/100 \cdot 50/100 + 16/55 \cdot 0,1229 \cdot 2/100 \cdot 75/100 + 48/104 \cdot 0,9316 \cdot 65/100 \cdot 4/100 + 48/54 \cdot 0,1 = 0,1855 \text{ кг.}$$

Избыток кислорода составит

$$\Delta g_{O_2} = 0,7711 - 0,1855 = 0,5856 \text{ кг.}$$

Это количество кислорода связывается вводимой в восстановительный период раскислительной смесью. Для наведения белого шлака принимаем следующий состав раскислительной смеси:

- известь 4 части;
- кокс 2 части;
- ферросилиций ФС75 1 часть;
- плакиковый шпат 1 часть;
- итого 8 частей.

В 1 кг раскислительной смеси содержится кремния $1 \cdot 75 \cdot 1 / (100 \cdot 8) = 0,0938$ кг, 50 % окисляется, оставшаяся часть переходит в металл (0,0469 кг).

Из 1 кг раскислительной смеси поступает углерода

$$1 \cdot 89,65 \cdot 2 / (100 \cdot 8) = 0,2241 \text{ кг.}$$

1,0 кг раскислительной смеси свяжет кислорода

$$0,0469 \cdot 32/28 + 0,2241 \cdot 16/12 = 0,3524 \text{ кг.}$$

Расход раскислительной смеси для связывания всего избыточного кислорода в ванне составит

$$g_{смеси} = 0,5856 / 0,3524 = 1,6617 \text{ кг.}$$

15.4. Определение восстановительной способности раскислительной смеси и ее расхода

Для получения такого количества раскислительной смеси потребуется, кг:

- извести $1,6617 \cdot 4/8 = 0,8308$;
- кокса $1,6617 \cdot 2/8 = 0,4154$;
- ФС75 $1,6617 \cdot 1/8 = 0,2077$;
- плакикового шпата $1,6617 \cdot 1/8 = 0,2077$.

15.5. Определение поступления элементов и оксидов с присадками

Поступление различных элементов с рассчитанным количеством ферросплавов, никеля, молибдена и ферросилиция в составе раскислительной смеси сведено в табл. 15.1.

С коксом раскислительной смеси в ванну вносится, кг:

- серы $0,4154 \cdot 0,35/100 = 0,0014$;

- золы $0,4154 \cdot 10/100 = 0,0415$;

- углерода $0,4154 \cdot 89,65/100 = 0,3724$.

Весь углерод, вносимый коксом в восстановительный период, окисляется до CO .

Образуется CO при окислении углерода кокса

$0,3724 \cdot 28/12 = 0,8689$ кг.

С золой кокса в ванну вносится, кг:

$\text{CaO} = 0,0415 \cdot 4,5/100 = 0,0019$;

$\text{SiO}_2 = 0,0415 \cdot 42,50/100 = 0,0176$;

$\text{Al}_2\text{O}_3 = 0,0415 \cdot 23,0/100 = 0,0095$;

$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 0,0415 \cdot 28,5/100 = 0,0118$;

$\text{MgO} = 0,0415 \cdot 1,5/100 = 0,0006$.

Из введенных элементов сразу же после введения окислились, кг:

$\text{Mn} - 0,02 \cdot 0,0950 = 0,0019$;

$\text{Si} - 0,5 \cdot 0,3314 = 0,1657$;

$\text{Cr} - 0,04 \cdot 0,6071 = 0,0243$.

Таблица 15.1

Количество элементов, внесенных в ванну ферросплавами

Элемент	ФС45	ФС75	ФХ100	ФМЗ	Никель	ФМн75	Итого
C	0,0001	-	0,0093	0,0007	-	0,0074	0,0175
Si	0,1485	0,1558	0,0186	0,0073	-	0,0012	0,3314
Mn	0,0018	0,0010	-	-	-	0,0922	0,0950
P	0,0001	0,0001	0,0006	0,0006	-	0,0004	0,0018
S	0,0001	0,0001	0,0003	0,0007	-	0,0	0,0012
Cr	0,0012	0,0004	0,6055	-	-	-	0,6071
Mo	-	-	-	0,1935	-	-	0,1935
Ni	-	-	-	-	1,0000	-	1,0000

При этом образуется, кг:

$\text{MnO} \quad 71/55 \cdot 0,0019 = 0,0024$;

$\text{SiO}_2 \quad 60/28 \cdot 0,1657 = 0,3551$;

$\text{Cr}_2\text{O}_3 \quad 152/104 \cdot 0,0243 = 0,0355$.

Полученные результаты вносят в табл.15.2 и используют в дальнейших расчетах.

Таблица 15.2

Образование конечного шлака

Оксиды	Источники поступления оксидов									Всего, кг	Конечный шлак	
	Шлак периода плавле- ния	Магне- зитовый поро- шок	Раскислительная смесь			Ферро- сплавы	Итого	Известь	Метал- liche- ская шихта		кг	%
			Коксик	Плави- ковый шпат	Известь							
CaO	2,5939	0,0021	0,0019	0,0042	0,7145	-	3,3166	2,2538	-	5,5704	5,5704	65,11
SiO ₂	1,2352	0,0018	0,0176	0,0093	0,0166	0,3551	1,6356	0,0524		1,6880	1,6880	19,73
P ₂ O ₅	0,0536	-	-	-	-	-	0,0536	-	-0,0536	0	0	0
MnO	0,4761	-	-	-	-	0,0024	0,4785	-	-0,4380	0,0405	0,0405	0,47
Al ₂ O ₃	0,2228	0,0006	0,0095	-	0,0166	-	0,2495	0,0524	0,1889	0,4908	0,4908	5,74
MgO	0,1250	0,0949	0,0006	-	0,0084	-	0,2289	0,0263	-	0,2552	0,2552	2,98
CaF ₂	-	-	-	0,1940	-	-	0,1940	-	-	0,1940	0,1940	2,27
Cr ₂ O ₃	0,1872	-	-	-	-	0,0355	0,2227	-	-	0,2227	0,2227	2,60
S	0,0080	-	0,0014	0,0002	0,0008	0,0012	0,0116	0,0026	0,0193	0,0335	0,0335	0,39
Итого	4,9018	0,0994	0,0310	0,2077	0,7568	0,3942	6,3909	2,3875		8,4951	8,4951	99,29
FeO	0,4406	-	-	-	-	-	0,4406	-	-	0,0446	0,0446	0,52
Fe ₂ O ₃	0,1652	-	0,0118	-	-	-	0,1770	-	-	0,1770	0,0162	0,19
Итого	0,6058	-	0,0118	-	-	-	0,6176	-	-	0,6176	0,0608	0,71
CO	-	-	0,8689	-	-	-	0,8689	-	-	0,8689		
CO ₂	-	0,0006	-	-	0,0739	-	0,0745	0,2333	-	0,3078		
Итого	-	0,0006	0,8689	-	0,0739	-	0,9434	0,2333	-	1,1767		
Всего	5,5076	0,1000	0,9117	0,2077	0,8307	0,3942	7,9519	2,6208	-0,2834	10,2893	8,5559	100,00

15.6. Предварительное определение содержания примесей в металле в конце периода

Углерод, кг:

Содержится в металле после расплавления	1,4723.
Внесено ферросплавами	0,0175.
Науглероживание за счет электродов	0,05.
<i>Итого</i> поступило	1,5398.

Кремний, кг:

Содержится в металле после расплавления	0,0.
Внесено ферросплавами	0,3314.
<i>Итого</i> поступило	0,3314.
Переходит в металл 50 %	0,1657.
Окисляется 50 % кремния	-0,1657.

При окислении кремния ферросплавов образуется SiO_2 в количестве $0,1657 \cdot 60/28 = 0,3551$ кг.

Марганец, кг:

Содержалось в металле после расплавления	0,1907.
Внесено ферросплавами	$0,0950 - 0,0019 = 0,0931$.
В шлаке по расплавлению содержится	0,4761 кг MnO .
Перешло в оксид при введении ферросплавов	-0,0024 кг.
<i>Итого</i> MnO	$0,4761 + 0,0024 = 0,4785$ кг.

Ранее было рассчитано, что в конечном шлаке содержится 0,0405 кг MnO , т.е. часть оксида марганца восстановится и количество MnO в шлаке уменьшится на $0,4785 - 0,0405 = 0,4380$ кг. В пересчете на марганец это будет $0,4380 \cdot 55/71 = 0,3393$ кг.

Всего марганца в металле будет $0,1907 + 0,0931 + 0,3393 = 0,6231$ кг.

Хром, кг:

В металле после расплавления	0,5187.
Внесено ферросплавами	$0,6071 - 0,0243 = 0,5828$.
<i>Итого</i> в металле содержится хрома	$0,5187 + 0,5828 = 1,1015$.
В шлаке периода плавления Cr_2O_3	0,1872 кг.
В шлак перешло Cr_2O_3 от окисления феррохрома	0,0355 кг.
<i>Итого</i> в шлаке Cr_2O_3	$0,1872 + 0,0355 = 0,2227$ кг.

В восстановительный период в металл переходит весь фосфор, содержащийся в ванне.

Фосфор, кг:

Содержится в металле после расплавления	0,0134.
Внесено ферросплавами	0,0018.
В остаточном шлаке содержалось P_2O_5 периода плавления	
0,0536 кг, в пересчете на фосфор это составляет	$0,0536 \cdot 62/142 = 0,0234$.
<i>Итого</i>	0,0386.

Сера, кг:

Содержится в металле после расплавления	0,0272.
Внесено ферросплавами	0,0012.
Коксом	$0,4154 \cdot 0,35/100 = 0,0014.$
Плавиковым шпатом	$0,2077 \cdot 0,001 = 0,0002.$
Известью раскислительной смеси	$0,8308 \cdot 0,001 = 0,0008.$
Содержится в шлаке по расплавлению	0,0080.
<i>Итого</i>	0,0388.

Из этого количества серы, содержащейся в ванне, металл по расплавлению и ферросплавы вносят $0,0272+0,0012=0,0284$ кг.

В случае проведения восстановительного периода под белым шлаком коэффициент распределения серы составляет 35–50 единиц, при наведении карбидного – 60, а иногда и больше. В конце восстановительного периода металл будет содержать

$$[S]_{восст} = \frac{100 \cdot \Sigma[S]_{восст}}{100 + L_S \cdot g_{восст}^{шл}},$$

где $g_{восст}^{шл}$ – количество шлака в конце восстановительного периода, кг; принято 8,0 кг.

L_S – коэффициент распределения серы в конце восстановительного периода, принимаем $L_S = 40$;

$\Sigma[S]_{восст}$ – количество серы в ванне, кг.

Тогда

$$[S]_{восст} = \frac{100 \cdot 0,0388}{100 + 40 \cdot 8,1076} = 0,0091 \text{ кг.}$$

Из металла в шлак в течение восстановительного периода переходит серы $0,0284-0,0091 = 0,0193$ кг.

15.7. Определение дополнительного расхода извести

В восстановительный период известь в шлак в основном поступает из раскислительной смеси. Однако часто этого бывает недостаточно для повышения основности шлака до требуемых значений (3,0–3,5). Принимаем в примере основность шлака $B_g = 3,3$ и рассчитаем необходимое количество извести по формуле

$$g_{изв} = \frac{100}{C_{изв} - B_g \cdot (SiO_2)_{изв}} (B_g \cdot F_g - C_g).$$

Значения $C_{изв}$ и $(SiO_2)_{изв}$ находим в табл.15.2, графа 7, а для определения F_g и C_g заполним графы 6 и 8 этой таблицы.

Поступает SiO_2 из всех источников, кроме дополнительной извести и ферросплавов, 1,2805 кг.

Образуется SiO_2 от окисления кремния ферросплавов 0,3551 кг.

Общий приход $\text{SiO}_2 : F_g = 1,2805 + 0,3551 = 1,6356$ кг.

$C_g = 3,3166$ кг (см. табл. 15.2, графа 6).

Подставляем полученные значения в формулу и определяем дополнительный расход извести

$$g_{изв} = \frac{100}{86,0 - 3,3 \cdot 2,0} (3,3 \cdot 1,6356 - 3,3166) = 2,6208 \text{ кг.}$$

15.8. Количество и состав шлака восстановительного периода

Производим уточненный расчет поступления кислорода из атмосферы в ванну печи.

В восстановительный период окислилось, кг:

углерода 0,3724;

кремния 0,1657;

марганца 0,0019;

алюминия 0,100;

хрома 0,0243;

Итого 0,6643.

При окислении алюминия в шлак переходит $0,1 \cdot 102/54 = 0,1889$ кг.

На окисление этих примесей потребовалось кислорода

$0,3724 \cdot 16/12 + 0,1657 \cdot 32/28 + 0,0019 \cdot 16/55 + 0,1000 \cdot 48/54 +$

$+ 0,0243 \cdot 48/104 = 0,7866$ кг.

Поступает кислорода от восстановления элементов из оксидов, кг:

марганца $0,4380 \cdot 16/71 = 0,0987$;

фосфора $0,0536 \cdot 80/142 = 0,0302$;

железа $(0,4406 - 0,0446) \cdot 16/72 + (0,1770 - 0,0162) \cdot 48/160 = 0,1362$.

Итого 0,2651.

Было принято, что уменьшение окисленности металла составляет 0,01 кг. Тогда из атмосферы печи в ванну поступает кислорода

$0,7866 - (0,2651 + 0,01) = 0,5115$ кг.

15.9. Определение массы металла в конце периода

Масса металла в начале восстановительного периода составляет 96,7372 кг.

Восстановилось из шлака Mn, P, Fe:

$0,4380 \cdot 55/71 + 0,0536 \cdot 62/142 + (0,4406 - 0,0446) \cdot 56/72 +$

$+ (0,1770 - 0,0162) \cdot 112/160 = 0,7833$ кг.

Переход из ферросплавов с учетом 50 % окисления кремния и 4 % хрома определим, используя данные предыдущих разделов:

$$g_{FeSi45} + g_{FeMe} + g_{FeMe} + g_{FeCr} + g_{FeSi75} + g_{Ni} - g_{USi} - g_{Cr} = 0,33 + 0,1229 + 0,3636 + 0,9316 + 0,2077 + 1,0000 - 0,1657 - 0,0243 = 2,7658 \text{ кг.}$$

Науглероживание металла за счет электродов 0,05 % (кг).

Окисленность металла снижается на 0,01 % (кг).

Количество металла в конце восстановительного периода составляет

$$g_m^{восст} = 96,7372 + 0,7833 + 2,7658 + 0,05 - 0,01 - 0,0193 = 100,3072 \text{ кг.}$$

15.10. Материальный баланс восстановительного периода и всей плавки

Материальный баланс восстановительного периода и всей плавки представлен в табл. 15.3 и 15.4.

Таблица 15.3

Материальный баланс восстановительного периода

Наименование статей			
Задано	кг	Получено	кг
Металл по расплавлению	96,7372	Металл	100,3072
Шлак по расплавлению	5,5076		8,5559
ФС 45	0,33		1,1767
Раскислительная смесь	1,6617	Шлак конечный	
Алюминий	0,1	Газы	
Известь	2,6208		
Магнезитовый порошок	0,1000		
Углерод электродов	0,0500		
Ферромарганец	0,1229		
Феррохром	0,9316		
Ферромolibден	0,3636		
Никель	1,0000		
Кислород атмосферы	0,5115		
Невязка	0,0029		0,1817
ИТОГО	110,0398	ИТОГО	110,0398

Таблица 15.4

Материальный баланс всей плавки

Наименование статей			
Задано	кг	Получено	кг
Легированный лом	64,6800	Металл	100,3072
Чугун передельный	7,6000	Шлак конечный	8,5559
Высокоуглеродистый лом	27,7200	Газы	2,0288
Раскислительная смесь	1,6617	Пыль	1,2857
Углерод электродов	0,05		
ФС45	0,33		
Алюминий	0,1		
Известь	5,6344		
Магнезитовый порошок	0,2000		
Ферромарганец	0,1229		
Феррохром	0,9316		
Ферромolibден	0,3636		
Никель	1,0000		
Кислород атмосферы печи	1,7798		
Невязка	0,0036		
ИТОГО	112,1776	ИТОГО	112,1776

15.11. Состав готовой стали

$$[C]_{\text{гот}} = 1,5398 \cdot 100/100,3072 = 1,5308 \%$$

$$[Si]_{\text{гот}} = 0,1657 \cdot 100/100,3072 = 0,1652 \%$$

$$[Mn]_{\text{гот}} = 0,6231 \cdot 100/100,3072 = 0,6212 \%$$

$$[P]_{\text{гот}} = 0,0386 \cdot 100/100,3072 = 0,0385 \%$$

$$[S]_{\text{гот}} = 0,0091 \cdot 100/100,3072 = 0,00907 \%$$

$$[Cr]_{\text{гот}} = 1,1015 \cdot 100/100,3072 = 1,0981 \%$$

$$[Mo]_{\text{гот}} = 0,1935 \cdot 100/100,3072 = 0,1929 \%$$

$$[Ni]_{\text{гот}} = 1,0000 \cdot 100/100,3072 = 0,9969 \%$$

Сравнив полученные данные химического состава стали 150ХНМ с заданными в табл. 14.1, убеждаемся в правильности проведенных расчетов.

Библиографический список

1. Кривошеев А.Е., Рудницкий Л.С., Белай Г.Е. Вопросы теории и практики производства чугунов с шаровидным графитом // Высокопрочный чугун. – Киев: Гостехиздат УССР, 1964. – С. 198–210.
2. Перedefьный доменный чугун в производстве чугунного литья / Н.М. Александров, А.Е. Лихачев, В.В. Курнавин и др. // Технология литейного производства. Сер. С–6–1. – М.: НИИМаш, 1980. – 40 с.
3. Экзотермическое модифицирование перedefьного чугуна / К.Н. Вдовин, И.В. Понурко, В.Е. Хребто и др. // Литейное производство. – 2000. – № 3. – С.27.
4. Гиршович Н.Г. Обобщенный критерий качества шихтовых материалов при производстве высокопрочного чугуна // Исследование литейных процессов и сплавов. – Липецк: ЛПИ, 1971. – №319. – 46 с.
5. Справочник по чугунному литью / под ред. Гиршовича Н.Г. – Изд.3–е. – Л.: Машиностроение, 1978. – 758 с.
6. Кривошеев А.Е. Литые валки. – М.: Metallургиздат, 1957. – 360 с.
7. Будагьянц Н.А., Карсский В.Е. Литые прокатные валки. – М.: Metallургия, 1983. – 175 с.
8. Гималетдинов Р.Х. Производство прокатных валков из высококачественных чугунов. – М.: Полтекс, 2000. – 329 с.
9. Стомахин А.Я. Тенденции в выборе шихтовых материалов для электроплавки стали // Бюл. Черная металлургия. – 1998, № 7. – С. 15–16.
10. Дорофеев Г.А. Состояние и перспективы развития производства новых видов металлошихты для сталеплавильного производства за рубежом и в России // Бюл. Черная металлургия. – 1998. – № 5–6. – С. 10–14.
11. Использование жидкого чугуна при выплавке стали в дуговых электропечах // Л.А. Годик, А.И. Катунин, Н.С. Анашкин и др. // Бюл. Черная металлургия. – 2000, № 11–12. – С. 40–41.
12. Соколов А.А., Ларионов В.И. Плавка и разливка стали. – М.: Metallургия, 1982. – 65 с.
13. Высококачественные чугуны для отливок / В.С. Шумихин, В.П. Кутузов, А.И. Храмченков и др. – М.: Metallургия, 1982. – 22 с.
14. Кривошеев А.Е. Литые валки. – М.: Metallургиздат, 1957. – 360 с.
15. Мариенбах Л.М., Юдкин А.К., Панов В.А. // Литейное производство. – 1967. – № 6. – С. 28–30.
16. Производство и эксплуатация валков на металлургическом предприятии. Т. 2: Эксплуатация валков / Р.С. Тахаутдинов, В.М. Салганик, А.Ю. Фиркович и др. – Магнитогорск: МГТУ, 1999. – 174 с.
17. Расулов С.А., Грачев В.А. Вторичная плавка чугуна. – Ташкент: ФАН УзССР, 1975. – 198 с.

18. Грачев В.А. Выбор перспективных процессов плавки чугуна // Литейное производство. – 1996. – № 5. – С. 20–25.
19. Габерцеттель А.И., Коростиленко А.И. Плавка и разливка чугуна. – 3-е изд. – Л.: Машиностроение, 1980. – 104 с.
20. Клецкин Я.Г. Ваграночная плавка чугуна в литейных цехах за рубежом // Литейное производство. – 1981. – № 12. – С.32–36.
21. Высококачественные чугуны для отливок / В.С. Шумихин, В.П. Кутузов, А.И. Храмченков и др. – М.: Металлургия, 1982. – 222 с.
22. Вдовин К.Н., Воронцов А.П., Хребто В.Е. Выплавка чугуна для производства валков // Пути развития машиностроительного комплекса Магнитогорского металлургического комбината. Вып. 2. Прокатные валки. – Магнитогорск: ПМП Мини Тип, 1996. – С. 56–61.
23. Выплавка чугуна для прокатных валков / К.Н. Вдовин, А.П. Воронцов, Г.Н. Резниченко и др. // Проблемы развития металлургии Урала на рубеже XXI века. Т. 1. – Магнитогорск: МГМА, 1996. – С. 85–86.
24. Расулов С.А., Грачев В.А. Вторичная плавка чугуна. – Ташкент: ФАН УзССР, 1975. – 198 с.
25. Лузан П.П., Шумихин В.С. // Литейное производство. – 1969. – № 5.
26. Шумихин В.С. Исследование процессов науглероживания и прочностных свойств синтетических чугунов при выплавке в индукционных печах промышленной частоты: автореф. дис. ... канд. техн. наук. – К.: ИПЛ АН УССР, 1969. – 18 с.
27. Еднерал Ф.П. Электрометаллургия стали и ферросплавов. – 4-е изд. – М.: Металлургия, 1977. – 487 с.
28. Габерцеттель А.И., Коростиленко А.И. Плавка и разливка чугуна. – 3-е изд. – Л.: Машиностроение, 1980. – 104 с.
29. Альбинский В.А., Ключнев Н.И. Металлические примеси в чушковом чугуне и их влияние на микроструктуру высокопрочного чугуна. – М.: ЦНИИТмаш, 1976. – 56 с.
30. Фарбман С.А., Колобнев И.Ф. Индукционные печи для плавки металлов и сплавов. – М.: Металлургия, 1968. – 494 с.
31. Шульте Ю.А. Электрометаллургия стального литья. – М.: Металлургия, 1970. – 220 с.
32. Шульте Ю.А. Прогресс в электрометаллургии сталелитейного производства // Литейное производство. – 1980. – № 11. – С. 1–3.
33. Крамаров А.Д. Производство стали в электропечах. – М.: Металлургия, 1963. – 820 с.
34. Еднерал Ф.П., Вилиппов А.Ф. Расчеты по электрометаллургии стали и ферросплавов. – М.: Металлургия, 1963. – 231 с.
35. Поволоцкий Д.Я., Рошин В.Е., Мальков Н.В. Электрометаллургия стали и ферросплавов. – М.: Металлургия, 1977. – 485 с.

36. Малиновский В.С. Дуговые печи постоянного тока нового поколения для литейного производства // IV съезд литейщиков России: тез. докл. – М.: Радуница, 1999. – С.60–62.
37. Перевод дуговых печей переменного тока ДС–5МТ ОАО «Курганмаш» на питание постоянным током / А.В. Афонаскин, Т.Ю. Бажова, В.А. Бегма и др. // IV съезд литейщиков России: тез. докл. – М.: Радуница, 1999. – С. 63–64.
38. Дукмасов В.Г., Агеев Л.М. Состояние и развитие технологий и оборудования в мировой черной металлургии. – Челябинск: ЮУрГУ, 2002. – 187 с.
39. Малиновский В.С. Техничко-экономические возможности дуговых печей постоянного тока нового поколения // Литейное производство. – 1997. – № 5. – С. 53–54.
40. Соколов А.Н. Скоростные плавки в дуговых электропечах. – М.; Л.: Машгиз, 1963. – 272 с.
41. Строганов А.И., Рысс М.А. Производство стали и ферросплавов. – М.: Металлургия, 1974. – 400 с.
42. Гиршович Н.Г. Кристаллизация и свойства чугуна в отливках. – М.;Л.: Машиностроение, 1966. – 230 с.
43. Крамаров А.Д. Соколов А.Н. Электрометаллургия стали и ферросплавов. – М.: Металлургия, 1976. – 357 с.
44. Сперанский В.Г. В помощь электросталеплавильщику. Справочные материалы. – М.: Металлургиздат, 1962. – 200 с.
45. Морозов А.Н. Современное производство стали в дуговых печах. – М.: Металлургия, 1983. – 184 с.
46. Поволоцкий Д.Я., Гудим Ю.А., Зиннуров И.Ю. Устройство и работа сверхмощных дуговых сталеплавильных печей. – М.: Металлургия, 1990. – 176 с.
47. Каблуковский А.Ф. Производство стали и ферросплавов. – М.: Металлургия, 1991. – 335 с.
48. Марочник стали и сплавов / М.М. Колосков, Е.Г. Долбенко, Ю.В. Каширский и др.; под общ.ред. А.Д. Зубченко. – М.: Машиностроение, 2001. – 672 с.