

К.И. ВАЩЕНКО, В.С. ШУМИХИН

ПЛАВКА
И ВНЕПЕЧНАЯ
ОБРАБОТКА
ЧУГУНА
ОТЛИВОК
для

Допущено
Министерством высшего
образования Украины
в качестве учебного пособия
для студентов вузов, обучающихся
по специальности
«Машины и технология
литейного производства»

ББК 34.323
В23
УДК 621.745.5(07)

Рецензенты: д-р техн. наук проф. *Д. Н. Художков* (Белорусский политехнический институт), канд. техн. наук *Л. А. Щегловитов* (Мариупольский металлургический институт)

Редакционная группа литературы по химии и горному делу
Редактор *Л. Е. Канивец*

Ващенко К. И., Шумихин В. С.

В23 Плавка и внепечная обработка чугуна для отливок: Учеб. пособие.— К. : Вища шк., 1992.— 246 с. : ил.

ISBN 5-11-002511-8

В пособии изложены физико-химические основы процессов плавки, рафинирования и модифицирования чугуна; рассмотрены основные технологические схемы получения высококачественного чугуна для отливок в индукционных и дуговых электропечах, вагранках металлургического типа; приведены рекомендации по интенсификации и оптимизации процессов, рациональному применению шихтовых и огнеупорных материалов, модификаторов и ферросплавов. Значительное внимание уделено современным методам модифицирования чугуна. Приведены справочные данные о составах конструкционных и специальных чугунов, составах и расчетах шихты, характеристиках плавильных агрегатов, величине угара и усвоения элементов и др.

Для студентов высших учебных заведений, обучающихся по специальности «Машины и технология литейного производства».

В 270402000—001 106—91

M211(04) — 92

ISBN 5-11-002511-8

ББК 34.323

© К. И. Ващенко,
В. С. Шумихин,
1992

Отливки из чугуна широко применяются в машиностроении и других отраслях народного хозяйства: повышение их качества и эффективности производства является важной народнохозяйственной задачей. Методы плавки и внепечной обработки чугуна существенно влияют на формирование его свойств, по некоторым технологическим и экспериментальным характеристикам чугун можно отнести к уникальным конструкционным материалам. В перспективе чугун останется одним из основных применяемых в промышленности материалов, поскольку выявляются все новые возможности улучшения его свойств, создаются новые марки сплавов, расширяется номенклатура изделий.

В настоящее время накоплен большой теоретический и практический материал по плавке и внепечной обработке чугуна, в которых заложены большие возможности целенаправленного воздействия на процессы, протекающие в жидком чугуне и при последующей его кристаллизации в отливках, что обеспечивает реализацию необходимых фазовых и структурных превращений и придание заданных эксплуатационных свойств литому металлу. Имеются также значительные неиспользованные резервы повышения качества чугунного литья.

В предлагаемом учебном пособии представлены основные технологические процессы плавки и внепечной обработки чугуна, а также приведены справочные данные, необходимые в практической деятельности. В пособии изложен материал по ваграночной, индукционной и дуговой плавке, рассмотрены основные методы получения высококачественных марок высокопрочного чугуна с шаровидным и вермикулярным графитом, сплавов ферритного, перлитного и бейнитного классов, приведены результаты технико-экономического сравнения различных методов плавки.

Учитывая, что в основе рассматриваемых технологических процессов лежат физико-химические закономерности, в пособии изложены основные понятия о плавлении сплавов, растворении металлосодобавок, взаимодействии компонентов сплавов с футеровкой, шлаками и модификаторами.

Вопросы структурообразования и свойств средне- и высоколегированных чугунов в данной работе не рассматриваются, так как они относятся к материаловедческим учебным курсам подготовки студентов.

Авторы выражают благодарность проф. Л. М. Софрони, канд. техн. наук Б. Л. Кузнецову, канд. техн. наук А. Н. Фирстову, инженеру П. Я. Беликову, а также всем, кто оказал помощь в подготовке и оформлении рукописи.

Литейное производство является основной заготовительной базой машиностроения, интенсификация развития которого существенно зависит от прогресса в области производства отливок, получения и применения высококачественных сплавов. Повышение качества чугуновых отливок имеет первостепенное значение для всех отраслей современного машиностроения, так как позволяет увеличить срок службы изделий, снизить их металлоемкость, сократить потребность в стальных поковках, сортоном прокате и отливках из стали и цветных сплавов. При этом ориентация промышленности на преимущественное производство отливок из высокопрочного чугуна, рациональное применение электроплавки позволит не только поднять на качественно новую ступень развитие отечественного литейного производства, но и существенно улучшить структуру металлопотребления в целом по стране.

В настоящее время во многих машинах и механизмах литые детали составляют около 60 % их массы, а в металлообрабатывающих станках, двигателях внутреннего сгорания, компрессорах, насосах и редукторах — 80—85 % их массы. На долю отливок приходится 20—25 % себестоимости и трудоемкости изготовления машин.

Сквозной коэффициент полезного использования металла (при совместном рассмотрении заготовительных и обрабатывающих переделов) составляет: при получении деталей из чугунных отливок 0,56, из стальных отливок — 0,51, путем сварки из проката — 0,55, из поковок и слитков — 0,3—0,4.

Повышение конкурентоспособности отливок по сравнению с другими видами заготовок состоит в возможности использования для изготовления отливок самых разнообразных сплавов, в том числе труднодеформируемых или не поддающихся механической обработке, а также в возможности получения методами литья композиционных материалов.

Чугун как конструкционный материал широко применяется в машиностроении; его свойства связаны с фазовым составом структуры, формированием которой зависит от химического состава, процессов плавки, модифицирования, скорости охлаждения отливки и режима термической обработки. Стандартизированные классы и марки чугуна отражают лишь то, что уже вошло в практику производства. Однако сочетания структурных составляющих, их свойства могут быть настолько разнообразны, что и для оптимизации эксплуатационных характеристик

чугуна применительно к конкретным условиям работы имеются неограниченные возможности. В настоящее время правильное использование процессов плавки, модифицирования, легирования, изотермической закалки настолько повышают служебные свойства чугуна в отливках, что они заменяют отливки из стали, цветных сплавов, расширяется область применения чугунного литья.

Возможные свойства чугуна как конструкционного материала определяются прежде всего содержанием в его структуре графита и карбидных фаз. Прочность и другие свойства чугуна с включениями графита шаровидной формы значительно выше, чем чугуна с включениями пластинчатой формы. Благодаря наличию в структуре чугуна графита циклическая вязкость чугуна в 5—10 (пластинчатый графит) или в 3—7 (шаровидный графит) раз выше, чем стали. Эта уникальная способность материала гасить вибрацию необходима для блоков цилиндров двигателей, станин и других деталей станков, узлов трения и т. п. Чугун зачастую обеспечивает меньшую чувствительность детали к концентрации напряжений, высокие усталостную прочность и контактную выносливость.

Чугун с графитом вермикулярной формы обладает удачным сочетанием высокой теплопроводности и демпфирующей способности с повышенной прочностью (до 450 МПа) и пластичностью (удлинение 2—5 %), этот материал выдерживает значительные динамические нагрузки без образования трещин, хорошо работает при тепловых нагрузках — головки блока цилиндров, крышки, кронштейны и т. п.

Чугун с шаровидным графитом сочетает хорошие литейные свойства с высокой прочностью, износостойкостью, герметичностью, усталостной прочностью. Из него изготавливают коленчатые валы, маховики, корпуса компрессоров, гидрораспределителей, арматуру различного назначения, тормозные диски, детали насосов высокого давления, корпуса трансмиссий, коробок передач, турбокомпрессоров и других нагруженных деталей.

Наличие графита в структуре способствует проявлению самосмазывающего эффекта при сухом трении, а при наличии смазки — ее удержанию в зоне трения и хорошей прирабатываемости. Как антифрикционный материал чугун широко применяется для различных подшипников скольжения, цилиндров и гильз различного назначения.

Хорошая теплопроводность, термостойкость и окалиностойкость чугуна позволяют применять его для деталей, работающих при повышенных температурах, в узлах, где требуется обеспечить хороший теплоотвод. Чугуны аустенитного класса отличаются высокой коррозионной стойкостью, немагнитными свойствами. Применение чугунов аустенитного класса для деталей химического, электротехнического и энергетического машиностроения неуклонно возрастает.

Различные детали из чугуна бейнитного класса, полученного путем изотермической закалки (зубчатые колеса, шестерни, звездочки, ступицы, пальцы, детали трансмиссий), имеют ряд преимуществ по сравнению со стальными цементированными: примерно на 10 % меньшую массу при тех же размерах, лучшую обрабатываемость, больший

ресурс работы, противозадирные свойства, более высокую демпфирующую способность.

Наличие карбидных фаз и фосфидной эвтектики в структуре чугуна обеспечивает высокую износостойкость, особенно в условиях абразивного износа. Широко применяется для изготовления износостойких деталей белый высокохромистый чугун, легированные ванадием сплавы с инвертированной структурой, микролегированные и другие сплавы. Выбор технологии плавки и литья, обеспечивающий ориентированное перпендикулярно к поверхности трения расположение карбидов в структуре чугуна, позволяет максимально увеличить износостойкость деталей.

Широкий диапазон прочностных и специальных эксплуатационных свойств чугуна, его высокая технологичность позволяют экономично решать задачи повышения надежности и долговечности различных деталей машин, снижать их металлоемкость. Большое значение в производстве чугунного литья имеют технологические процессы плавки и внепечной обработки, которые определяют формирование первичной структуры и стабильность свойств литого металла.

1.1. ТЕРМОДИНАМИКА ПРОЦЕССОВ ПЛАВЛЕНИЯ СПЛАВОВ

Чистые металлы переходят из твердого состояния в жидкое при определенной температуре, которая является различной для разных металлов, зависит от внешнего давления и остается при плавлении постоянной. Сплавы эвтектического типа имеют интервал ликвидус — солидус, зависящий от состава сплава и внешнего давления

Теплота, необходимая для расплавления металла, расходуется на преодоление межатомных сил притяжения и увеличение объема, а при затвердевании металла опять выделяется. Энтальпия плавления соответствует количеству теплоты, необходимой для расплавления вещества при постоянном давлении.

Как правило, энтальпия плавления металла тем больше, чем выше его температура плавления. На теплоту плавления оказывает влияние как внешнее давление, так и наличие других элементов. Связь между энтальпией и температурой плавления выразится уравнением Клаузиуса:

$$\frac{dT}{dP} = \frac{T(V_{ж} - V_{тв})}{\Delta H_{пл}}, \quad (1.1)$$

где $\Delta H_{пл}$ — энтальпия плавления, Дж/моль; $V_{ж} - V_{тв}$ — разность молярных объемов в жидком ($V_{ж}$) и твердом ($V_{тв}$) состояниях, м³/моль; dT/dP — дифференциальный коэффициент, отражающий зависимость температуры плавления от давления.

Влияние других элементов на изменение теплоты плавления зависит прежде всего от концентрации этих элементов и их химической природы.

Примеры влияния некоторых элементов на снижение температуры плавления сплавов железа приведены в табл. 1.1

Плавление веществ связано с изменением энтропии. Этот процесс для чистых веществ является обратимым, поэтому изменение энтропии выражается соотношением

$$\Delta S_{пл} = \Delta H_{пл}/T_{пл}, \quad (1.2)$$

где $\Delta S_{пл}$ — изменение энтропии при плавлении вещества, Дж/(моль · К); $T_{пл}$ — температура плавления, К.

Такое же выражение справедливо для затвердевания вещества. При плавлении, как правило, энтропия увеличивается (снижается)

степень упорядоченности частиц структуры вещества), при затверждении — уменьшается.

Плавление металлов всегда сопровождается их испарением. Для испарения металлов расходуется энергия в виде теплоты, необходимой как для преодоления межатомных сил, так и для выполнения внешней работы, затрачиваемой на увеличение объема при переходе расплава в пар.

Количество теплоты, необходимой для испарения 1 моль расплава, называется *молярной скрытой теплотой испарения*. Соответственно,

Таблица 1.1. Снижение температуры плавления чистого железа при добавке 1 % элемента

Элемент	ΔT , К	Элемент	ΔT , К	Элемент	ΔT , К
Хром	1	Алюминий	3	Фосфор	28
Ванадий	2	Никель	3,5	Сера	30
Молибден	2	Кремний	12	Углерод	73
Марганец	2	Титан	18	Бор	90

количество теплоты, необходимой для испарения 1 кг расплава, называется *удельной скрытой теплотой испарения*. Энтальпия и удельная скрытая теплота испарения связаны между собой уравнением:

$$\Delta H_{\text{исп}} = -h_{\text{исп}}M, \quad (1.3)$$

где M — молярная (атомная) масса вещества, кг/моль.

Испарение расплава происходит до тех пор, пока давление его паров над расплавом не достигнет давления насыщенного пара. В этот момент между расплавом и его парами наступает равновесие: количество молекул, переходящих из расплава в пространство над ним, равно количеству молекул, переходящих в расплав из окружающего пространства. Давление насыщенного пара для различных веществ различно. Его значение зависит от температуры — при повышении температуры давление насыщенного пара увеличивается. Однако скрытая теплота испарения с повышением температуры снижается. Если давление насыщенного пара достигает величины внешнего давления, то происходит кипение во всем объеме расплава. При повышении внешнего давления возрастает температура кипения расплава, и наоборот.

Зависимость между энтальпией испарения, изменением давления насыщенного пара и температурой выражается уравнением Клаузиуса — Клапейрона:

$$\frac{dP}{dT} = \frac{\Delta H_{\text{исп}}}{T(V_{\text{п}} - V_{\text{ж}})}, \quad (1.4)$$

где T — температура, К; $\Delta H_{\text{исп}}$ — молярная скрытая теплота испарения, Дж/моль; $V_{\text{п}}$ — молярный объем пара, м³/моль; $V_{\text{ж}}$ — молярный объем расплава, м³/моль.

Если, учитывая большой объем пара, пренебречь объемом расплава и предположить, что пар по своим свойствам при данных условиях приближается к идеальному газу, то можно, используя уравнение со-

стояния идеальных газов $PV = PT$, подставить в уравнение (1.4) вместо молярного объема пара выражение $V = RT/P$:

$$\frac{dP}{dT} = \frac{\Delta H_{\text{исп}} P}{RT^2}. \quad (1.5)$$

После преобразования этого уравнения получим

$$\frac{d \ln P}{dT} = \frac{\Delta H_{\text{исп}}}{RT^2}. \quad (1.6)$$

После интегрирования и перевода натуральных логарифмов в десятичные, а также выразив R в Дж/(моль · К), получим

$$\log P = -\frac{\Delta H_{\text{исп}}}{4,575T} + C. \quad (1.7)$$

Элементы с низкой температурой парообразования (например, цинк, свинец), содержащиеся в чугунах в виде примесей, способствуют быстрому разрушению футеровки печей вследствие проникновения паров внутрь слоя футеровки. Значения температур плавления и испарения ряда таких элементов приведены в табл. 1.2.

Таблица 1.2. Температуры плавления и испарения некоторых элементов

Элемент	Температура, °С		Давление пара, Па
	плавления	испарения	
Медь	1083,0	1227	66,5
Алюминий	659,0	1206	1,4
Свинец	327,4	1172	1330
Кальций	845,0	1207	13 400
Магний	650,0	1102	99 800
Цинк	419,4	906	99 930

Теоретический расход энергии для перевода твердого сплава в жидкое состояние и последующего нагрева его до заданной температуры можно представить как сумму энтальпий нагрева, смешения и фазовых переходов всех компонентов шихты:

$$Q = \sum_{i=1}^N n_i (\Delta H_{T_0}^T + \Delta H_i^{\text{пл}} + \Delta H_i^{\text{см}}), \quad (1.8)$$

где N — количество компонентов в системе; n_i — количество молей i -го компонента; $\Delta H_i^{\text{пл}}$ — суммарная энтальпия плавления и других фазовых переходов компонента, Дж/моль; $\Delta H_i^{\text{см}}$ — энтальпия смешения i -го компонента, Дж/моль; $\Delta H_{T_0}^T$ — энтальпия нагрева i -го компонента от начальной температуры T_0 до технологической температуры T , Дж/моль.

Энтальпия нагрева компонента или сплава может быть определена по справочным табличным данным или рассчитана по усредненным значениям удельной теплоемкости в твердом состоянии — $c_{\text{тв}}$ и в жидком состоянии — $c_{\text{ж}}$:

$$\Delta H_i^{\text{см}} = M c_{\text{тв}} (T_{\text{л}} - T_0) + M c_{\text{ж}} (T - T_{\text{л}}), \quad (1.9)$$

где M — молярная масса; $T_{\text{л}}$ — температура ликвидуса металла или сплава, К.

Значения удельной теплоемкости твердых металлов близки между собой и составляют около 25 Дж/(кг · К). Удельная теплоемкость металлов в жидком состоянии равна около 30 Дж/(кг · К).

Зная тепловой коэффициент полезного действия плавильной печи и теоретический расход энергии, можно определить технологические затраты энергии на плавление и перегрев металлов и сплавов. В конце главы приведен пример расчета энергозатрат при плавке чугуна из различных шихтовых материалов.

1.2. ОКИСЛЕНИЕ И ВОССТАНОВЛЕНИЕ ЭЛЕМЕНТОВ В ПРОЦЕССАХ ПЛАВКИ

Кислород в железоуглеродистых сплавах содержится главным образом в виде оксидов: FeO, SiO₂, MnO, Al₂O₃, Ti(O)_x, MgO, ZrO₂. Кроме того, в сплавах могут находиться сложные силикаты, шпинели и тому подобные соединения. Металлографическим методом с помощью поляризованного света в чугунах обнаруживаются оксидные изотропные и анизотропные неметаллические включения: изотропные — FeO, FeO · Al₂O₃, FeO · Cr₂O₃, FeO · MnO; анизотропные — SiO₂, Cr₂O₃, 3Al₂O₃ · 2SiO₂, MnO · SiO₂, 2FeO · SiO₂.

С повышением температуры оксиды восстанавливаются углеродом расплава в такой последовательности: FeO, MnO, SiO₂, Ti(O)_x, Al₂O₃ × × SiO₂, Al₂O₃, MgO, ZrO₂.

Температурный режим плавки, интенсивность взаимодействия расплава с атмосферой, шлаками и футеровкой, наличие примесей в шихтовых материалах оказывают большое влияние на изменение состава и количества неметаллических включений в чугуне.

Массовая доля кислорода в чугуне, равная 0,0040 — 0,0060 %, считается нормальной и обеспечивает получение бездефектных отливок. Выплавка чугуна может сопровождаться изменением концентрации кислорода в интервале 0,0015—0,012 % из-за колебаний в составе шихтовых материалов, температуры расплава и других факторов. Нестабильность концентрации кислорода приводит к таким дефектам в отливках, как отбел, газовые раковины, шлаковые включения.

Указанные дефекты зависят не только от общего количества кислорода, но и от формы, в которой он содержится в расплаве чугуна. Фазовый состав оксидов также существенно влияет на качество отливок. Если повышенное содержание кислорода в расплаве обусловлено наличием кремнезема и глинозема, то это не всегда является причиной образования дефектов; в то же время пониженное содержание кислорода в расплаве серого чугуна часто приводит к отбелу. Повышенное содержание низкотемпературных оксидов (FeO, MnO) в большинстве случаев обеспечивает появление дефектов в отливках, что может быть устранено переводом кислорода в высокотемпературные оксиды. При переливах металла обычно увеличивается содержание низкотемпературных оксидов, при модифицировании — высокотемпературных. Образование тех или иных оксидов в процессе плавки определяется термодинамикой и кинетикой окислительных процессов.

Интенсивное влияние на изменение окисленности расплава оказывают кинетические факторы, в том числе перемешивание или продувка газами. При интенсивном перемешивании расплава количество неметаллических включений в нем быстро увеличивается, причем число изотропных и анизотропных включений изменяется идентично. При последующей выдержке расплава в печи содержание включений постепенно уменьшается и может прийти к первоначальному за счет всплывания оксидов.

Существенное изменение количества неметаллических включений при интенсивном перемешивании расплава свидетельствует об активизации взаимодействия оксидов с металлом на контактных поверхностях. При этом большое влияние на содержание кислорода в расплаве должны оказывать температурные и шлаковые режимы плавки чугуна.

Содержание кислорода в расплаве чугуна в предельно всего зависит от температуры, концентрации имеющихся раскислителей (углерода, кремния, марганца, алюминия) и для равновесных условий может характеризоваться зависимостями, представленными на рис. 1.1. При низких температурах чугуна содержание кислорода определяется в основном реакцией окисления кремния, а с повышением температуры — окислением углерода. Преимущественное окисление углерода или кремния связано с перегревом расплава относительно температуры равновесия реакции восстановления кремнезема углеродом расплава.

Теоретически за счет увеличения массовой доли кремния от 1 до 2 % или углерода от 3 до 4 % можно снизить при температуре 1400 °С содержание кислорода всего лишь на 0,002 %. Температурная зависимость реакций окисления в печах с кислой футеровкой такова, что главным фактором ограничения содержания кислорода является концентрация углерода в расплаве.

Точно так же получению качественного металла будет способствовать увеличение концентрации в расплаве элементов-раскислителей — алюминия, марганца, кремния, хрома и др. Вероятность реакций раскисления возрастает по мере увеличения сродства элементов к кислороду. Элементы можно расположить по увеличению стойкости образующихся оксидов в ряд:

Cu, Ni, Co, Mo, W, Fe, Cr, Mn, V, Si, Ti, Mg, Al, Ca.

Этот ряд действителен для температурного интервала 1500—1700 °С, с понижением температуры он несколько изменяется.

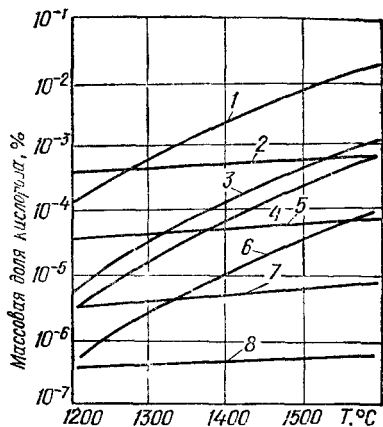
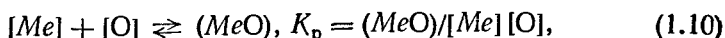


Рис. 1.1 Температурные зависимости концентрации кислорода при выплавке чугуна в печах с различной футеровкой:

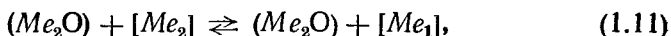
1 — SiO_2 , 3 — Al_2O_3 ; 4 — MgO , 6 — CaO ; 2, 5, 7, 8 — реакция $\text{C} + \text{O} = \text{CO}$ при давлениях соответственно $10^5, 10^6, 10^7, 10^8$ Па

Процессы ошлакования и угара элементов характеризуются определенной направленностью:



где Me — металл, причем окисление зависит также от концентрации металла. Например, марганец при продувке расплава кислородом начинает окисляться позже, чем расположенный левее его хром, если концентрация последнего выше концентрации марганца.

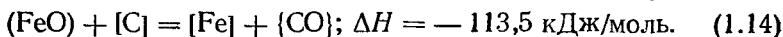
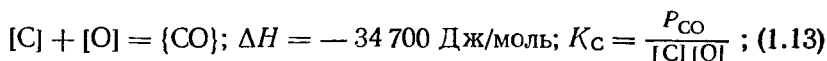
Таким образом, каждый элемент стремится восстановить оксиды менее активного элемента, сам переходя в оксид по реакции:



$$K_p = \frac{(Me_2O)[Me_1]}{(Me_1O)[Me_2]}. \quad (1.12)$$

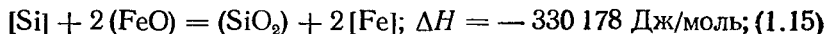
Однако, согласно закону действующих масс, возможна такая ситуация, когда менее активный элемент при высокой концентрации может восстановить оксиды более активного элемента.

Окисление углерода относится к важнейшим реакциям в производстве железоуглеродистых сплавов:



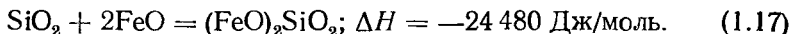
Поскольку образуется газообразный продукт реакции, то равновесие процессов окисления углерода сильно зависит от давления. С повышением температуры сродство углерода к кислороду увеличивается, поэтому при высоких температурах углерод может восстанавливать почти все оксиды. При нагреве чугуна углерод расплава начинает активно восстанавливать SiO_2 (кремнезем), Al_2O_3 (глинозем), MnO из неметаллических включений, а также из материалов футеровки печей. В последнем случае наблюдается пристеночное кипение. Если плавка производится в условиях вакуума, температуры начала реакции и кипения резко снижаются, поэтому следует учитывать повышенное окисление углерода и переход элементов в расплав из футеровки печей.

Окисление кремния происходит по реакции



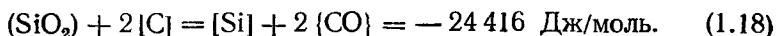
$$K_{Si} = \frac{(SiO_2)[Fe]^2}{[Si](FeO)^2}. \quad (1.16)$$

Кремнезем SiO_2 в расплавах чугуна является одним из основных соединений, которые длительное время могут находиться в расплаве, давая дисперсную взвесь. Если имеется избыточное содержание FeO , то может образоваться легкоплавкий силикат железа (файялит):



Эти реакции окисления кремния являются экзотермическими, поэтому их протеканию способствует пониженная температура чугуна, характерная периоду расплавления шихты. При достаточно высокой

температуре кремний может восстанавливаться углеродом жидкого чугуна по следующей реакции:



$$K_p = \frac{[\text{Si}] f_{\text{Si}} P_{\text{CO}}}{[\text{C}]^2 f_{\text{C}}^2}, \quad (1.19)$$

где f_{Si} и f_{C} — коэффициенты активности кремния и углерода в жидком чугуне.

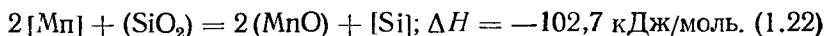
В результате этой реакции может происходить увеличение концентрации кремния в расплаве за счет восстановления его из шлака, футеровки тигля, ковша. Поэтому иногда эту реакцию называют «тигельной», температура ее равновесия для наиболее употребляемых составов чугуна находится в пределах 1450—1470 °С.

Окисление марганца является экзотермическим процессом и также происходит с участием оксидов железа:

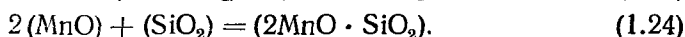
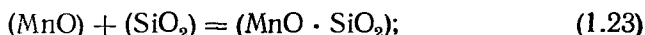


$$K_{\text{Mn}} = \frac{(\text{MnO}) [\text{Fe}]}{[\text{Mn}] (\text{FeO})}. \quad (1.21)$$

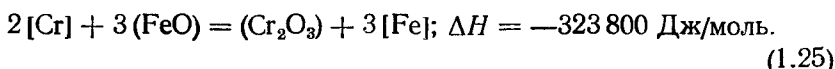
Ошлакование марганца наиболее активно при наличии в составе шихты окисленных материалов, при низкотемпературном режиме плавки. Оксид марганца является основным, температура плавления составляет 1785 °С, поэтому он может длительное время находиться в расплаве. Следует отметить, что в силу большего сродства к сере окисление марганца начинается только после связывания определенного его количества в сульфид марганца. Чем выше в металле содержание кремния и углерода, тем меньше окисление марганца при расплавлении шихты, с повышением температуры расплава становится возможным восстановление марганца углеродом чугуна. В печах с кислой футеровкой при выплавке низколегированного чугуна может идти реакция окисления марганца кислородом кремнезема:



Повышение температуры смещает равновесие этой реакции в сторону низкого содержания марганца, а также ведет к образованию низкоплавящихся силикатов — родонита и тефрита:

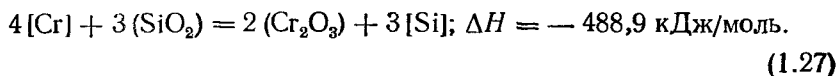


Окисление хрома и перевод его в шлаковую фазу при плавке чугуна затруднительны, так как хром образует с железом раствор. Тем не менее добавкой окалины или железорудного концентрата можно реализовать окисление хрома, поскольку его сродство к кислороду больше, чем железа:



$$K_{\text{C}} = \frac{(\text{Cr}_2\text{O}_3) [\text{Fe}]^3}{[\text{Cr}]^2 (\text{FeO})^3}. \quad (1.26)$$

Как правило, для удаления хрома необходимо осуществлять основной процесс плавки при пониженных температурах, однако имеются примеры проведения операции удаления хрома в электропечах с кислой футеровкой при использовании шлакообразующей добавки, состоящей из железной руды (70 %), кварцевого песка (25 %) и плавленого шпата (5 %). Обработка производится в два-три приема при активном перемешивании расплава. Общая продолжительность обработки — не менее 15 мин. При содержании хрома в чугунах свыше 0,5 %, наличии кислых шлаков или футеровки из кремнезема окисление хрома осуществляется по следующей реакции:



1.3. СОСТАВ И СВОЙСТВА РАСПЛАВЛЕННЫХ ШЛАКОВ

Шлак имеет большое значение для большинства металлургических процессов, его рафинирующее действие связано с удалением нежелательных примесей из расплавленного металла, например серы, кислорода, фосфора и др. Шлак предохраняет расплавленный металл от непосредственного воздействия окружающей атмосферы.

Существуют две теории строения шлаков:

1. Молекулярная теория, которая предполагает, что шлак содержит различные соединения — силикаты, фосфиды, алюминаты, сульфиды, соединения железа и т. п.

2. Ионная теория, которая предполагает, что шлак состоит из заряженных частиц — катионов и анионов, т. е. представляет собой ионный расплав. В настоящее время общепризнанной является ионная теория строения шлаков.

В шлаках содержатся следующие важнейшие катионы и анионы: 1) катионы — Ca^{2+} , Mg^{2+} , Mn^{2+} , Fe^{2+} , Fe^{3+} и др.; 2) анионы — O^{2-} , S^{2-} , PO_4^{3-} , FeO_2^{2-} , OH^- , SiO_4^{4-} , $\text{Si}_2\text{O}_7^{6-}$ и др.

Свойства шлака, а значит и эффективность его действия на расплавленный металл, зависят в первую очередь от его химического состава и температуры.

Наиболее важными свойствами шлака с металлургической точки зрения являются основность, окислительная способность и вязкость. Первые два свойства относятся к химическим, последнее — к физическим свойствам шлака. *Основность* шлака, согласно молекулярной теории, обычно выражается отношением

$$B = \% \text{ CaO} / \% \text{ SiO}_2. \quad (1.28)$$

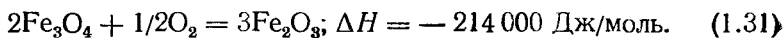
При выплавке чугуна с высоким содержанием фосфора (художественное литье), когда шлак содержит значительное количество P_2O_5 , имеющего кислый характер, основность рассчитывают по соотношению

$$B = \% \text{ CaO} / \% \text{ SiO}_2 + \text{P}_2\text{O}_5. \quad (1.29)$$

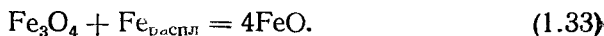
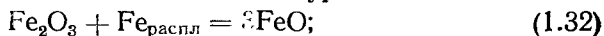
В зависимости от значения приведенного соотношения, шлак может быть кислым ($B = 1,3 \dots 1,5$), среднеосновным ($B = 1,8 \dots 2,2$) и сильноосновным ($B = 2,5$).

Окислительная способность шлака определяется количеством кислорода, которое шлак способен передать расплавленному металлу. Окислительная способность шлака соответствует содержанию свободных (т. е. химически не связанных) оксидов железа, прежде всего FeO.

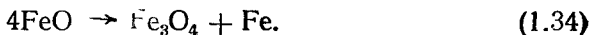
Кислород образует с железом три оксида: оксид железа (II) FeO, который имеет основной характер, смешанный оксид железа Fe₃O₄, имеющий слабокислотный характер, и оксид железа (III) Fe₂O₃ кислотного характера. Таким образом, оксидом с высшей степенью окисления является оксид железа (III), с низшей — оксид железа (II). Оксид железа (II), содержащийся в шлаке, может окисляться до более высоких оксидов по уравнениям:



При контакте с расплавом железа эти более высокие оксиды постепенно восстанавливаются железом до FeO по уравнениям



При температуре ниже 570 °С оксид железа (II) неустойчив и может распадаться по реакции:



В шлаке оксид железа (II) диффундирует в жидкий чугун и растворяется в нем до тех пор, пока между содержанием FeO в шлаке и в расплавленном металле не наступит равновесие, при этом, в соответствии с законом распределения, определенной концентрации FeO в шлаке при данной температуре всегда соответствует определенная концентрация FeO в расплавленном металле. Поскольку шлаки, с которыми обычно имеют дело в металлургии, не являются идеальными растворами, то вместо концентрации оксида железа (II) учитывается активность. Активность FeO в шлаке рассчитывают по соотношению:

$$a_{(\text{FeO})} = [\text{FeO}]/[\text{FeO}]_{\text{max}}, \quad (1.35)$$

где [FeO] — содержание оксида железа (II) в металле, находящемся под слоем шлака; [FeO]_{max} — содержание оксида железа (II) в металле под шлаком из чистого FeO.

Массовая доля оксида железа (II) в ванне, находящейся под шлаком из чистого FeO, задается растворимостью FeO в расплавленном металле, которая с повышением температуры увеличивается прямо пропорционально. На содержание FeO в чугуне большое влияние оказывает концентрация углерода, кремния, марганца, алюминия, являющихся сильными окислителями. Обычная концентрация оксидов железа в чугуне, полученная на основе анализа неметаллических включений, определяет массовую долю кислорода $(2 - 8) \cdot 10^{-3} \%$.

По закону распределения Нернста, отношение активностей FeO в шлаке и расплаве при данной температуре есть величина постоянная:

$$a_{[\text{FeO}]} / a_{(\text{FeO})} = K_0, \quad (1.36)$$

где a_{FeO} — активность FeO в металлическом расплаве; a_{FeO} — активность FeO в шлаке; K_0 — коэффициент распределения. Иногда коэффициент распределения обозначают L_0 или L_{FeO} .

Вязкость шлака оказывает большое влияние на протекание реакций между шлаковой фазой и металлом. От вязкости шлака зависит скорость диффузии элементов из шлака в металл и обратно, а значит, и скорость реакций, протекающих в системе шлак — металл. Как правило, шлак должен быть очень текучим, т. е. маловязким. Только в некоторых случаях специально работают со шлаком большой вязкости.

Вязкость шлаков зависит от их химического состава и температуры. Вязкость основных шлаков повышают добавки CaO и в особенности MgO; снижают ее добавки CaF₂, Al₂O₃, SiO₂ и оксидов железа. Вязкость кислых шлаков повышает SiO₂ при содержании его свыше 55 %. Массовая доля CaO более 6 % и повышенное содержание оксидов железа делают шлак жидкотекучим.

Влияние температуры на вязкость шлаков, как и других жидкостей, описывается уравнением Френкеля:

$$\eta = A e^{E/KT}, \quad (1.37)$$

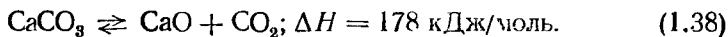
где A — постоянная, м²/с; E — энергия активации вязкого течения, Дж/моль.

Это уравнение справедливо, если под воздействием температуры не изменяется строение шлака.

Следует отметить, что вязкость основных шлаков в значительно большей степени зависит от температуры, чем кислых. Во время расплавления шихтовых материалов на их поверхности образуются так называемые первичные шлаки из неметаллических включений, вносимых шихтой, и продуктов окисления печными газами. Как правило, первичные шлаки имеют достаточно высокое содержание оксидов железа, однако при высокотемпературном режиме углерод образующегося расплава чугуна является сильным раскислителем, поэтому достаточно быстро идет восстановление оксидов железа, кремния и других элементов. Общее количество шлаков в этом случае уменьшается, их состав сдвигается в сторону повышенного содержания основных оксидов — Al₂O₃, CaO и др.

При низкотемпературном режиме расплавления чугуна основным раскислителем является кремний, который в этих условиях недостаточно активен. Шлаки образуются вязкие, имеют кислотный характер.

Основной добавкой, снижающей вязкость шлаков, является известняк, который в печах подвергается термическому разложению:



Оксид кальция взаимодействует с примесями, образуя легкоплавкую шлаковую фазу из силикатов и алюминатов кальция типа CaO · FeO × SiO₂; 3CaO · Al₂O₃ · SiO₂ и др. Эвтектика, состоящая из 62 % SiO₂, 14,75 % Al₂O₃ и 23,75 % CaO, имеет температуру плавления 1155 °С.

Применяется также плавиковый шпат CaF_2 , полевой шпат $(\text{K}_2\text{O}, \text{NaO}) \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{SiO}_2$. В последнем содержится около 12 % щелочных оксидов, которые обеспечивают снижение температуры плавления шлаков.

1.4. ПРОЦЕССЫ РАСТВОРЕНИЯ ДОБАВОК В ЧУГУНЕ

Многие процессы плавки и обработки чугуна сопровождаются введением в расплав твердых металлических и неметаллических добавок: ферросплавов, карбюризаторов, рафинирующих реагентов и т. п. В этом случае происходит тепловое, гидродинамическое, химическое взаимодействие добавки с жидким чугуном до тех пор, пока не установится равновесное состояние. Подавляющее большинство процессов плавки и обработки являются необратимыми вследствие рассеяния теплоты, образования газообразных и других удаляемых продуктов реакции и т. п. Все процессы, протекающие в открытых емкостях, относятся к изобарическим процессам.

Рассмотрим растворение добавок с позиций изменения теплосодержания или энтальпии расплава. Прежде всего, это связано с нагревом добавки. Изменение теплоемкости реагирующей системы ΔC_p рассчитывают как разность между суммарной теплоемкостью конечного и исходного состояний:

$$\Delta C_p = \sum_{i=1}^n n_i (C_{pi})_{\text{пр.р.}} - \sum_{i=1}^n n_i (C_{pi})_{\text{исх.в.}}, \quad (1.39)$$

где n — количество реагирующих веществ; индексы «пр. р» и «исх. в» соответственно означают «продукты реакции» и «исходные вещества».

Удельная теплоемкость сплавов и шлаков может быть рассчитана по уравнению:

$$C_p = \frac{\sum (\% X_i) C_{pi}}{100} \quad (1.40)$$

где X_i — молярная доля отдельных элементов в сплаве или шлаке, %; C_{pi} — молярная теплоемкость отдельных составляющих сплава или шлака, Дж/(моль · К).

Теплоемкость зависит как от состава вещества, так и от температуры. Значения теплоемкости приводятся в справочниках термодинамических величин.

Изменение теплосодержания добавки определяется как

$$Q_i = n_i \int_{T_1}^{T_2} \Delta C_{pi} dT = \Delta H_i, \quad (1.41)$$

где n_i — количество вещества; изменение теплосодержания вещества равно изменению его энтальпии ΔH_i . В данном случае нагрев добавки идет за счет температуры жидкого металла.

При растворении происходит разрушение химических связей между атомами твердого вещества и образование новых связей с атомами растворителя вследствие разности химических потенциалов компонен-

гоз в твердой фазе и в растворе. Поскольку процессы образования и разрушения химических связей в этом случае неравнозначны в энергетическом отношении, то растворение сопровождается выделением или поглощением теплоты, которую называют *тепловым эффектом реакции*. Если тепловой эффект больше нуля, процесс называется *экзотермическим*, меньше нуля — *эндотермическим*. Растворение добавок в чугуна может быть как эндотермическим, так и экзотермическим процессом.

Согласно закону Гесса, общий тепловой эффект процесса не зависит от промежуточных этапов между исходным и конечным состояниями системы, а зависит только от начального и конечного состояния веществ:

$$\Delta H_T^0 = \sum_{i=1}^n (n_i \Delta H_i)_{\text{пр.р}} - \sum_{i=1}^n (n_i \Delta H_i)_{\text{исх.в}}, \quad (1.42)$$

где n_i — количество молей вещества i ; ΔH_i — изменение энтальпии вещества i ; ΔH_T^0 — общее изменение энтальпии процесса.

В соответствии с законом Гесса, растворение твердого тела в жидкости приближенно можно представить как плавление и последующее смешение жидкого растворяемого вещества с растворителем.

Для каждого компонента изменение энтальпии можно представить как сумму энтальпии нагрева от температуры T_1 до температуры T_2 , энтальпии химического взаимодействия (смешения) ΔH_i^m и энтальпии фазовых переходов ΔH_i^{fn} , как было показано ранее.

При изменениях фазового или агрегатного состояния вещества в рассматриваемом интервале $T_1 - T_2$ необходимо учитывать резкие изменения теплоемкости в точках фазовых переходов. В общем случае процесс растворения необратим, исключение составляет растворение в насыщенном растворе, когда устанавливается равновесие раствора с твердым телом. В этом частном случае бесконечно малое повышение температуры вызывает растворение твердого тела, а понижение температуры ведет к выделению твердого вещества из раствора.

Тепловые эффекты растворения некоторых добавок в чугуне и стали приведены в табл. 1.3, изменения энтальпий растворения элементов в различных расплавах — на рис. 1.2.

Числовые значения парциальных энтальпий растворения элементов в жидком железе следующие:

$$\Delta H_C^{-\infty} = (28,8 \pm 4,0) \text{ кДж/моль}; \quad (1.43)$$

$$\Delta H_{Si}^{-\infty} = (-144 \pm 7,2) \text{ кДж/моль}; \quad (1.44)$$

$$\Delta H_{Cr}^{-\infty} = (47,9 \pm 2,4) \text{ кДж/моль}; \quad (1.45)$$

$$\Delta H_{Mn}^{-\infty} = (34,9 \pm 1,8) \text{ кДж/моль}. \quad (1.46)$$

Растворение углерода сопровождается значительным поглощением теплоты, а растворение кремния является экзотермическим процессом.

Повышение концентрации кремния и серы в железоуглеродистых расплавах затрудняет растворение углерода, затраты теплоты повы-

шаются. Это объясняется тем, что кремний повышает активность углерода, ослабляя силы его связи с железом. Повышение содержания углерода в расплаве способствует растворению стали и ферросплавов, поэтому чугун является одним из лучших растворителей среди металлических расплавов.

Таблица 1.3. Влияние состава расплава на тепловые эффекты растворения шихтовых материалов

Массовая доля элементов в расплаве, %			Температура, °С	Добавка	Тепловой эффект растворения, кДж/кг
C	Si	S			
3	—	—	1440	Графит	—2200
3	—	—	1565	То же	—2170
3	1	—	1565	»	—3500
3	2	—	1565	»	—3700
3	2	0,1	1565	»	—4800
3	—	—	1440	Кремний	4900
3	—	—	1565	То же	5000
3	1	—	1565	»	4600
3	2	—	1565	»	4700
3	—	—	1565	Хром	—400
3	1,0	—	1565	То же	—170
3	2,0	—	1565	»	—210
3	—	—	1557	Марганец	—330
3	1	—	1557	То же	—330
3	2	—	1557	»	—130
3	—	—	1565	ФС75	3900
3	0,5	—	1565	То же	3400
3	1,0	—	1565	»	3000
3	1,5	—	1565	»	2600
3	2,0	—	1565	»	2200
0,7	0,05	—	1527	Сталь: C = 0,6; Si = 0,03	—1500
0,7	0,05	—	1527	Чугун: C = 3,5; Si = 1,5; S = 0,1	1800
3,3	0,80	—	1527	Сталь: C = 0,6; S = 0,03	—1400

На рис. 1.3 приведены тепловые эффекты нагрева и растворения добавок ферритного и белого чугунов в зависимости от концентрации углерода в расплаве, показана разность тепловых эффектов при переходе в расплав ферритного чугуна вместо белого. Растворение сплавов с цементитной структурой требует меньших затрат энергии, чем ферритных сплавов. Разность теплот затрат при использовании в плавке ферритного или белого чугуна увеличивается с повышением концентрации углерода в расплаве и достигает 80—85 кДж/кг, если исходный расплав имеет эвтектический состав.

Увеличение концентрации углерода или кремния в жидком чугуне сопровождается уменьшением тепловых эффектов растворения хрома, марганца, молибдена или железоуглеродистых сплавов. Наблюдается

повышение энтальпии растворения углерода при наличии кремния или серы и другие изменения термодинамических параметров, обусловленные взаимным влиянием элементов.

При постоянном подводе теплоты к расплаву в единицу времени изменение тепловых эффектов растворения материалов вызывает изменение времени полного растворения добавки. Сокращение длительности процессов обеспечивает значительное уменьшение теплотерь и повышение производительности плавки. Кроме того, данные по тепловым эффектам растворения шихтовых материалов дают возможность определить расход энергии на выплавку жидкого чугуна различных марок и подобрать экономичные составы шихты.

По экспериментальным данным, для цементитной эвтектики теплота плавления составляет 220 кДж/кг, для аустенито-графитной эвтектики — 260 кДж/кг. Энтальпия растворения графита в жидком железе при температуре эвтектической кристаллизации составляет около 3700 кДж/кг. Эти значения в дальнейшем можно использовать не только

для определения энергозатрат на выплавку чугуна, но и при анализе процессов кристаллизации сплавов, исходя из того положения, что в

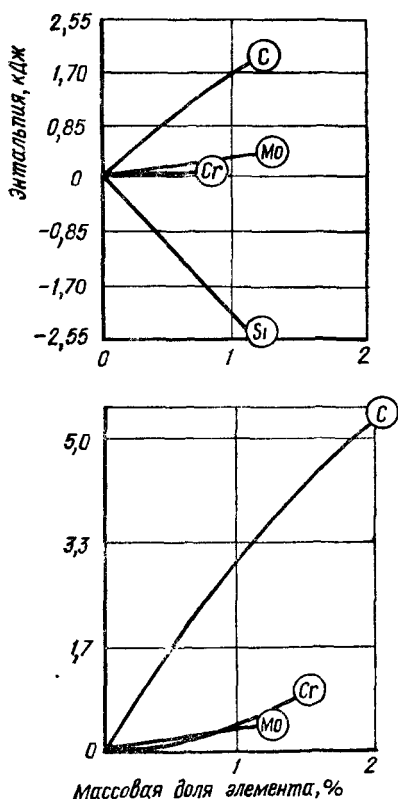


Рис. 1.2. Изменение энтальпий растворения элементов в различных расплавах
вверху — Fe + 3% C; внизу — Fe + 3% C + 2% Si

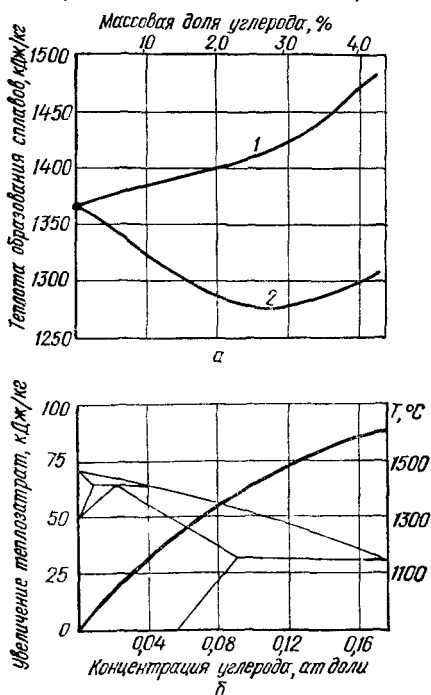


Рис. 1.3. Тепловые эффекты нагрева и растворения добавок ферритного (1) и белого (2) чугуна в железоуглеродистых расплавах

идеальном случае теплота плавления фазы равна теплоте ее кристаллизации.

Для характеристики степени необратимости процесса используется функция состояния системы — *энтропия* S , изменение которой определяется соотношением $dS = dQ/T$, причем изменение энтропии соответствует необратимым процессам, энтропия остается постоянной только в случае обратимого адиабатического процесса. При переходе частиц из твердой фазы в раствор энтропия системы увеличивается вследствие разупорядочения системы в целом. Исходя из термодинамических закономерностей, изменение энтропии системы может быть определено по уравнению

$$\Delta S_T^0 = \frac{\Delta H_T^0 - \Delta G_T^0}{T}, \quad (1.47)$$

где ΔH_T^0 — значение молярной энтальпии системы при температуре T , Дж/моль; ΔG_T^0 — свободная энтальпия (энергия Гиббса), Дж/моль.

Определение ΔH_T^0 как разности теплот образования продуктов реакции и исходных веществ рассмотрено выше. Подобно этому изменение энтропии процесса растворения, как и любого другого процесса, будет представлять собой разность энтропий конечного и исходного состояний.

Учитывая длительность процессов растворения металлических и неметаллических добавок, целесообразно обеспечивать энергичное перемешивание расплава, чтобы усилить кинетические процессы и сократить тем самым тепловые потери. Время растворения добавок можно рассчитать по формуле Нернста — Шукарева:

$$g = \frac{\rho d}{\tau} = \beta (C_H - C_0), \quad (1.48)$$

где g — удельная скорость растворения, кг/(м² · с); τ — время растворения, с; ρ — плотность вещества, кг/м³; d — средний размер (толщина, диаметр) добавки, м; C_0, C_H — массовая доля элемента (в растворе насыщения), кг/м³.

Например, на рис. 1.4 приведены зависимости удельной скорости и времени растворения стальной пластины в чугунах от массовой доли углерода. Наблюдается линейное увеличение скорости растворения пластины; время растворения уменьшается при увеличении массовой доли углерода в расплаве. Здесь рассмотрен изотермический режим растворения, т. е. стальная пластина уже нагрета до температуры расплава.

Движущей силой диффузии, или самопроизвольного выравнивания концентрации вещества по всему объему системы, является градиент концентрации. Скорость диффузии определяется законом Фика:

$$V_D = -D \frac{dc}{dx}, \quad (1.49)$$

где D — коэффициент диффузии, м²/с; dc — изменение концентрации на расстоянии dx , моль/м³.

Количество вещества, переносимого за счет диффузии, равно:

$$d_m = D \frac{dc}{dx} S dt, \quad (1.50)$$

где S — площадь контактной поверхности, m^2 ; dt — отрезок времени, с.

Таким образом, скорость массопереноса зависит от градиента концентрации, температуры и площади контактной поверхности добавки с расплавом.

Если бы коэффициенты теплопроводности расплава λ (Вт/(м · К)) и диффузии вещества D (m^2/c) были бесконечно велики, то растворение добавки было бы мгновенным. В действительности эти коэффициенты малы, и в производственных условиях эффективными мерами для усиления массопереноса являются измельчение добавок, повышение температуры расплава, интенсивное перемешивание добавок с расплавом. Перемешивание приводит к уменьшению толщины пограничного слоя жидкости вокруг частиц добавки, в котором перенос вещества продолжает осуществляться диффузионным путем. В этом случае лимитирующим фактором является диффузия. Чем интенсивнее перемешивание, тем больше массообмен.

Параметром, определяющим диффузионный перенос, является диффузионное число Нуссельта:

$$Nu = \frac{ql}{D(C_0 - C)}, \quad (1.51)$$

где q — удельный поток вещества, моль/($m^2 \cdot c$); l — характерный размер системы (например, радиус частицы), м; C — средняя массовая доля вещества в расплаве; C_0 — массовая доля вещества на поверхности контакта.

Параметром, определяющим конвективный массоперенос, будет число Пекле:

$$Pe = \frac{vl}{D}, \quad (1.52)$$

где v — средняя скорость потока, м/с

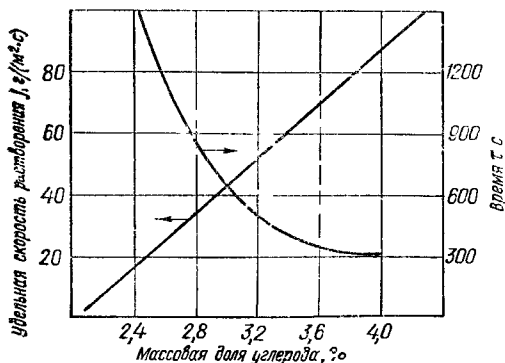


Рис. 1.4. Удельная скорость и длительность растворения стальной пластины в чугуне в Φ -термических условиях

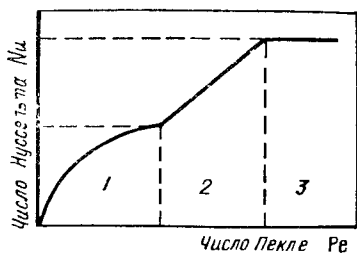


Рис. 1.5. Взаимосвязь диффузионного и конвективного переносов вещества в жидких средах: 1 — область ламинарного течения; 2 — область турбулентного течения; 3 — область кинетического режима реакций

Взаимосвязь диффузионного и конвективного переносов вещества представлена на рис. 1.5. При ламинарном течении основную роль играет диффузионный перенос, при турбулентном — количество растворившегося вещества приблизительно пропорционально средней скорости потока. Достижение некоторой очень высокой интенсивности перемешивания обеспечивает такое возрастание массопереноса, что ограничивать дальнейшее его увеличение начнет уже химическая природа реакции растворения. Поэтому дальнейшая интенсификация перемешивания уже не ускорит процесс массопереноса и окажется бесполезной. Такие случаи наблюдаются крайне редко.

1.5. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ МОДИФИЦИРОВАНИЯ ЧУГУНА

При охлаждении расплава энергия частиц уменьшается и, в соответствии с законами статистики, возникают области упорядоченного расположения атомов, так называемый «ближний порядок». Количество микронеоднородных областей может быть отражено вероятностью образования флуктуаций. Это состояние имеет динамический характер, при последовательном снижении температуры может произойти выделение твердой фазы. В случае образования гомогенных зародышей изменение свободной энергии, необходимой для образования раздела фаз заданной площади, зависит от величины поверхности раздела фаз и межфазной энергии (поверхностного натяжения):

$$\Delta F_s = A\sigma_{т-ж}, \quad (1.53)$$

где A — площадь поверхности раздела фаз, m^2 ; $\sigma_{т-ж}$ — поверхностная энергия на границе твердой и жидкой фаз, $Дж/m^2$.

Значения свободной энергии твердой и жидкой фаз различны, поэтому при температуре кристаллизации разность молярных свободных энергий этих фаз F_T (Дж) является отрицательной и пропорциональной теплоте кристаллизации L (Дж/моль). Критическая величина гомогенного зародыша, устойчивого в расплаве, определяется следующим образом:

$$r_k = 2\sigma_{т-ж} \frac{V}{\Delta F_T} = \frac{2\sigma_{т-ж}MT}{l\rho\Delta T}, \quad (1.54)$$

где V — объем, m^3 ; M — молярная масса, $кг/моль$; ρ — плотность, $кг/m^3$; L — теплота кристаллизации, $Дж/моль$; T , ΔT — температуры кристаллизации и переохлаждения, $К$

В реальных условиях кристаллизации в расплаве уже имеются различные включения, газы, которые могут быть инициаторами кристаллизации раньше, чем будет достигнуто переохлаждение, необходимое для самостоятельного выделения гомогенных зародышей из расплава. Процесс образования твердой фазы с участием имеющихся в расплаве чужеродных включений называется *гетерогенной кристаллизацией*. В жидком чугуне содержатся оксиды, нитриды, карбиды, сульфиды, окисульфиды, силикаты. Чем больше их структурное сходство с кристаллической структурой затвердевающего сплава, тем мень-

ше межфазное натяжение с расплавом, тем скорее эти включения станут активными центрами кристаллизации. Определенное переохлаждение жидкого сплава необходимо и при наличии включений, способных быть центрами кристаллизации. Перегрев расплава приводит к диссоциации включений и устойчивости жидкой фазы и способствует в дальнейшем переохлаждению при затвердевании сплава. При большем переохлаждении критический размер зародышей меньше, количество их больше, что обеспечивает мелкозернистую структуру сплава.

Увеличить количество центров кристаллизации и получить мелкозернистую структуру можно также искусственным путем — модифицированием сплава. Все разнообразие модифицирующих добавок сведено академиком П. А. Ребиндером к двум группам. К *модификаторам первого рода* относятся такие, которые образуют в расплаве высокодисперсную фазу и резко увеличивают число центров кристаллизации. Несмотря на уменьшение переохлаждения, а следовательно, увеличение критического размера зародышей, обеспечивается мелкозернистая структура затвердевания сплава. Такими модификаторами могут быть образующиеся соединения (оксиды, нитриды, сульфиды, карбиды, силикаты), главным образом тугоплавкие, которые могут устойчиво находиться в дисперсном состоянии в предкристаллизационном периоде.

К *модификаторам второго рода* относятся поверхностно-активные вещества, которые концентрируются на поверхности растущих кристаллов и тормозят их рост. Это вызывает увеличение переохлаждения перед фронтом кристаллизации и создает условия для возникновения новых центров кристаллизации. Такие модификаторы не только измельчают зерно, но и изменяют форму роста кристаллов, препятствуют развитию игольчатых и пластинчатых кристаллов, придавая им округлые формы. Обычно такие модификаторы имеют невысокие температуры плавления, часто более низкие, чем температура плавления сплава. Введение модификаторов второго рода снижает поверхностное натяжение расплава и тем самым облегчает условия возникновения центров кристаллизации, уменьшает интервал метастабильности.

Модифицирование чугуна заключается в изменении степени дисперсности и морфологии фазовых составляющих в результате введения в жидкий чугун небольших количеств активных добавок. Соответственно фазовым и структурным превращениям существенно изменяются технологические и эксплуатационные свойства чугуна.

Если модифицирование серого чугуна имеет целью увеличение количества центров кристаллизации, измельчение структуры, повышение однородности и свойств металла в отливках, устранение отбела, то модифицирование в технологии высокопрочного чугуна означает получение включений графита шаровидной формы. Поэтому следует различать графитизирующее, сфероидизирующее и стабилизирующее модифицирование. Кроме того, применительно к добавкам, которые ликвидируют модифицирующее действие, используют название *демомодификаторы*, или *деглобуляризаторы*; добавки, которые устраняют действие демодификаторов, иногда называют *ремодификаторами*. На-

пример, сера ликвидирует модифицирующее действие магния и является по отношению к нему демодификатором; отрицательное воздействие серы снимается, если наряду с магнием вводится церий, который более активно взаимодействует с серой и нейтрализует ее влияние. В этом случае церий выступает как ремодификатор.

Графитизирующие добавки. Для графитизирующего модифицирования серого чугуна, очевидно, наиболее изоморфной добавкой является графит. Действительно, введение графита в жидкий чугун эффективно снижает отбел и способствует высокой степени графитизации чугуна при затвердевании отливок. Длительность модифицирующего действия графита невелика, так как часть его достаточно быстро растворяется в перегретом чугуне, а часть всплывает. Действие модификаторов, дающих устойчивые соединения, которые могут быть подложками для кристаллизации графита из расплава (например CeO_2 , CaO , Al_2O_3), более длительное. Тем не менее, многие эффективные многокомпонентные модификаторы содержат в своем составе графит. К ним относятся Инокулин, Инокарб, Инотак, Эскаллой и др.

Согласно принципу размерного и ориентационного соответствия Данкова, наиболее близки к графиту следующие соединения, которые можно расположить в ряд: SiO_2 , Al_2O_3 , CeO_2 , CaO , MnS , SiC , TiC . Эти соединения могут служить подложкой при первоначальном выделении углерода из раствора.

Следует отметить важную роль в модифицировании расплава высокотемпературных оксидов, карбидов, нитридов, сульфидов и оксисульфидов, устойчивых в жидком чугуне и образующих так называемую *зародышевую фазу*. Соединения алюминия, титана, циркония, редкоземельных металлов (РЗМ), кальция, бария дают дисперсные образования и способны играть роль зародышевой фазы. Учитывая небольшие концентрации азота, кислорода и серы в чугуне, необходимых для образования этих соединений, количество вводимых для модифицирования таких активных элементов, как титан, иттрий, магний, лантан, церий и другие РЗМ, должно составлять 0,01—0,1 % массы чугуна. Избыточное содержание этих элементов приводит к образованию карбидов и к метастабильной кристаллизации чугуна. Таким образом, ряд указанных выше элементов может иметь двойное влияние на графитизацию: при малых концентрациях они образуют нерастворимые дисперсные оксиды и сульфиды, оказывающие зародышевое воздействие на кристаллизацию графита, при высоких — проявляют карбидостабилизирующее действие.

Основными графитизирующими модификаторами являются ферросилиций, силикокальций и комплексные лигатуры на их основе: ферросиликобарий, ферросиликостронций, ферросилиций, содержащий 1,5—2,5 % РЗМ, ферросиликохром и др. Обычно применяемый для модифицирования серого чугуна 75 %-й ферросилиций содержит также примеси алюминия и кальция, которые усиливают его модифицирующее действие. Действие ферросилиция связывают также с образованием в расплаве обогащенных кремнием зон и появлением карбида кремния, что подтверждается экспериментально: модифицирование чистым SiC вызывает эффективное образование в расплаве

зародышевой фазы. Ряд зарубежных графитизирующих модификаторов содержат в своем составе карбид кремния.

Сфероидизаторы включают магний, иттрий, кальций, церий и другие элементы группы лантаноидов. Наибольшее распространение в качестве сфероидизирующей добавки получили чистый магний, а также магний в смесях с ферросилицием, силикокальцием; кокс, пропитанный магнием; никель-магниевого лигатуры, лигатуры на основе ферросилиция и силикокальция, содержащие 3—9 % магния, иногда дополнительно барий или РЗМ. Учитывая совместное влияние различных элементов на образование зародышевой фазы и на сфероидизацию графита при затвердевании чугуна, массовая доля РЗМ в комплексных магниесодержащих лигатурах должна составлять не более 2—3 %; кальция — не более 3—4 %. Увеличение массовой доли кальция вызывает усиление шлакообразования при обработке чугуна и ряд технологических затруднений. Оптимальным содержанием сфероидизаторов в чугуне после обработки является следующее: 0,03—0,06 % Mg; 0,08—0,12 % Ce; 0,18—0,22 % Y.

На использовании малых добавок элементов, интенсивно взаимодействующих с кислородом и серой и дающих зародышевую фазу, основана технология *предмодифицирующей обработки*, или так называемого «двойного» модифицирования, когда первоначально в жидкий чугун вводят небольшое количество РЗМ, графита или силикоциркония, образующих дисперсную зародышевую фазу, а затем осуществляют обработку магниесодержащими лигатурами для получения включений графита шаровидной формы. При такой предмодифицирующей обработке расходуется меньше магния на раскисление и десульфурацию расплава, наличие зародышевой фазы усиливает модифицирующее действие магния и приводит к образованию при затвердевании большого количества мелких включений графита.

Двойное влияние РЗМ, иттрия на графитизацию чугуна было установлено и обосновано профессором Я. Е. Гольдштейном, который также показал, что и в комплексных лигатурах при увеличении количества РЗМ наблюдается изменение графитизирующего действия на карбидостабилизирующее, несмотря на высокую концентрацию в лигатурах других элементов. Так, повышение массовой доли РЗМ в комплексной лигатуре Fe — Si — Mg до 3 %, а бария до 8 % значительно усиливает сфероидизирующее действие лигатуры, однако при содержании РЗМ свыше 1,0—1,5 %, а бария свыше 3 % одновременно возрастает склонность чугуна к отбелу при затвердевании. Поэтому, если барий или РЗМ входят в состав сфероидизирующего модификатора, то они должны быть исключены из состава предмодифицирующей добавки или вторичного графитизирующего модификатора.

К демодификаторам (деглобуляризаторам) графита относятся висмут, мышьяк, свинец, титан, сурьма, олово, алюминий. Как указывает Я. Е. Гольдштейн, их влияние заметно уже при массовой доле 0,005—0,015 % Bi; 0,01—0,012 % Sb; 0,025—0,030 % Pb; 0,02—0,025 % Sn; 0,03—0,04 % Ti. Учитывая сильное демодифицирующее влияние этих элементов, ряд шведских и японских фирм поставляют для производства отливок с шаровидным графитом доменные чугуны с низким со-

держанием примесей: менее 0,1 % Ti, Cr, V, Sn, Mo, Al, менее 0,01 % Zn, Pb, Sb; менее 0,005 % S; остальные элементы — следы.

Основной особенностью элементов-демодификаторов является их способность активно взаимодействовать с магнием, иттрием, церием и нейтрализовать их сфероидизирующее действие в результате образования прочных химических соединений.

Демодификаторы используют для обеспечения метастабильного затвердевания в производстве отливок из ковкого чугуна или для получения отбела с целью повышения износостойкости (размольное оборудование, прокатные валки и т. п.). Чаще всего для стабилизирующей обработки применяют висмут, висмут совместно с сурьмой, алюминием или марганцем либо теллур. В производстве отливок из ковкого чугуна для сокращения длительности отжига применяют также добавки серы в комбинации с алюминием и бором.

В качестве **ремодификаторов** чаще всего используют церий или иттрий для предотвращения расхода основного элемента-сфероидизатора — магния на взаимодействие с демодифицирующими примесями. В практике применяют лигатуры с РЗМ цериевой группы типа ЦеМиш 1 (10 % РЗМ, 60 % Si, 10 % Al, 0,5—1,0 % Ca); или ЦеМиш 2 (20 % РЗМ цериевой группы); а также лигатуры, содержащие элементы иттриевой группы: СиитМиш 1 (более 20 % РЗМ, до 60 % Si), СиитМиш 2 (более 25 % РЗМ). Широко используют мишметалл марок МЦ 5 (более 45 % Се), МЦ 40 (более 40 % Се) и МЦ 65 (более 65 % Се). Обычная добавка мишметалла для предварительной десульфурации и нейтрализации десфероидизирующего влияния других примесей составляет 0,1—0,15 % массы чугуна.

Механизм образования включений графита шаровидной формы в чугуне недостаточно ясен и представляет одну из наиболее интересных областей в чугунном литье.

При рассмотрении механизма образования шаровидных включений необходимо учитывать особенности строения графита, являющегося анизотропным слоистым веществом (рис. 1.6). В отдельных слоях атомы углерода имеют сильные гомеополлярные связи и располагаются в углах правильных шестиугольников со стороной, равной $1,42 \cdot 10^{-10}$ м. Плотные атомные слои расположены в плоскостях, параллельно друг другу, на расстоянии $3,39 \cdot 10^{-10}$ м; четные плоскости симметричны, нечетные плоскости сдвинуты относительно четных на $1,4 \cdot 10^{-10}$ м. Между отдельными слоями имеются ковалентные связи, поэтому графит легко разделяется по плоскостям. Природный графит образует слоистые кристаллы пластинчатой формы, которые подобны включениям графита в серых чугунах. Плотные атомные слои в кристаллах графита образуют так называемые базисные поверхности.

Можно привести ряд необходимых обстоятельств образования шаровидного графита в неравновесных условиях затвердевания чугуна:

1) высокая чистота сплава, обеспечиваемая либо за счет подбора шихтовых материалов и условий плавки, либо за счет глубокого рафинирования при введении модификаторов, что обеспечивает устойчивость жидкой фазы при охлаждении;

2) значительное переохлаждение чугуна при эвтектической кристаллизации, что может достигаться как за счет устойчивости жидкой фазы, так и за счет высокой скорости охлаждения чугуна;

3) высокий уровень поверхностного натяжения чугуна (обычно более 1200 мДж/м^2), который должен превышать уровень межфазного натяжения базисной поверхности графита с расплавом, что обеспечивает выделение и направленный рост графитных включений;

4) рост включений графита происходит в условиях диффузионного подвода атомов углерода из жидкой фазы через образующуюся вокруг включений графита оболочку первичного аустенита;

5) шаровидное включение графита всегда ограничивается базисными поверхностями, имеет секториальное строение (рис. 1.7); это соответствует снижению уровня межфазного натяжения на базисных поверхностях по сравнению с торцевыми гранями графита (кристалл ограничивается теми гранями, которые лучше смачиваются расплавом: угол смачивания больше, межфазная энергия — меньше).

Большинство сфероидизирующих элементов являются донорными. Элементы второй и третьей групп таблицы Менделеева — Mg, Ca, Sr, Ba, Y, La имеют s^2 -конфигурацию электронной оболочки, что обеспечивает высокую вероятность взаимодействия с σ -нескомпенсированными связями графита. Элементы-сфероидизаторы имеют одно общее свойство — электроотрицательность.

В то же время стабилизирующие элементы, в основном пятой и шестой групп — O, S, Se, Te, Bi, являются акцепторами, имеют $s^n p^m$ -конфигурацию электронных оболочек, которую стремятся достроить до наиболее стабильной $s^2 p^6$ -конфигурации, и способствуют получению карбидных структур. Интенсивность их отбеливающего влияния соответствует расположению элементов по периодам таблицы Менделеева и увеличивается в указанной выше последовательности.

Подтверждением наличия взаимодействия донорного типа элементов-сфероидизаторов с графитом служит то обстоятельство, что они способствуют резкому изменению формы графита только при некотором их избытке сверх необходимого количества на раскисление и десульфурацию.

Одним из основных этапов действия магния, кальция, иттрия и других элементов является раскисление, десульфурация и общее рафинирование чугуна и связанные с этим изменения физико-химических свойств — повышение поверхностного натяжения и вязкости сплава, устойчивости жидкой фазы при затвердевании

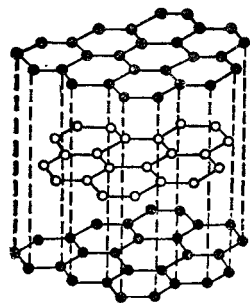


Рис. 1.6. Схема строения графита

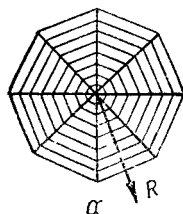
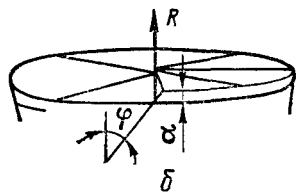


Рис. 1.7. Секториальное строение шаровидных включений графита и схема роста одного из секторов в радиальном направлении



и склонности к переохлаждению. С кислородом и серой эти элементы образуют прочные химические соединения — оксиды и сульфиды, что способствует усилению связей Fe—Fe в жидком чугуна, повышению его поверхностного натяжения. Вероятность сферолитной кристаллизации повышается с увеличением поверхностного натяжения в расплаве в целом и на границе кристаллизующейся фазы с жидким сплавом.

Склонность высокопрочного чугуна к метастабильному затвердеванию является следствием значительного переохлаждения при эвтектической кристаллизации. Это вызвано тем, что при высоком поверхностном натяжении невозможно обеспечить рост кристаллов без значительного переохлаждения.

Повышенным поверхностным натяжением и большим переохлаждением можно объяснить возможность образования графита шаровидной формы при выплавке высокопрочного чугуна в вакууме, при ускоренном охлаждении (закалке) чугуна без введения модификаторов. Не только железоуглеродистые, но и другие эвтектические сплавы при высоком переохлаждении дают сферолитные кристаллы. Увеличение поверхностного и межфазного натяжения является необходимым, но не достаточным условием получения шаровидного графита. Так, алюминий, титан, марганец интенсивно раскисляют и десульфуруют чугун, однако не являются сфероидизаторами, несмотря на увеличение поверхностного натяжения. В данном случае обращает на себя внимание тот факт, что эти элементы являются по отношению к углероду слабыми акцепторами, в противоположность тому, что сфероидизирующие элементы являются донорами.

Исследованиями Б. С. Мильмана, Н. Н. Александрова и других было установлено, что в случае кристаллизации чугуна с пластинчатым графитом межфазное натяжение между базисной поверхностью графита и расплавом больше, чем на торцевых гранях: $\sigma_{00l} > \sigma_{hko}$; в случае кристаллизации чугуна с графитом шаровидной формы после обработки магнием, церием это соотношение меняется на обратное: $\sigma_{00l} < \sigma_{hko}$ (мДж/м²). При увеличении поверхностного натяжения чугуна на 300—500 мДж/м² в результате глубокого рафинирования становится энергетически выгодным рост включений графита на базисных поверхностях, где межфазное натяжение более низкое. Энергия системы в целом уменьшается. Торцевые грани включений графита могут даже растворяться, если межфазное натяжение на них больше, чем поверхностное натяжение чугуна.

Д. Н. Худокормов правильно отмечает, что дендритная и сферолитная кристаллизации относятся к неравновесным условиям роста кристаллов и процесс образования графита шаровидной формы в чугуна не является уникальным явлением. Пластинчатая форма включений графита отвечает условиям дендритной кристаллизации. При небольших переохлаждениях вследствие резко выраженной анизотропии свойств графита сохраняется рост пластинчатой формы. С увеличением переохлаждения наблюдается измельчение включений, образование междендритного точечного графита. При значительном переохлаждении жидкой фазы увеличивается скорость роста кристаллов, при-

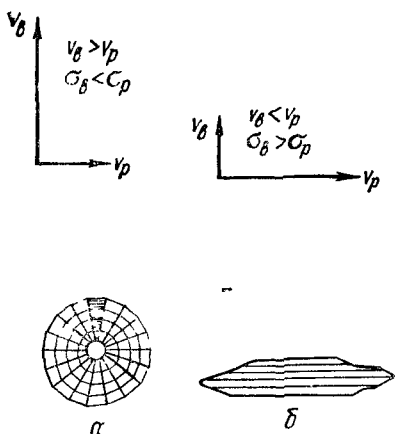


Рис. 1.8. Соотношения скоростей роста v_b и v_p межфазного натяжения σ_b и σ_p соответственно на базисной и призматической гранях включений графита при шаровидной (а) и пластинчатой (б) формах его роста

чем наибольшей скоростью роста обладают базисные грани графита, где межфазное натяжение значительно меньше (рис. 1.8).

В неравновесных условиях кристаллизации происходит наложение двух тенденций: стремление к минимуму свободной энергии системы и стремление к максимальной скорости процесса. В этих условиях скорость роста дендритов первичного аустенита значительно выше скорости роста кристаллов графита, вследствие чего уже в начальный момент кристаллизации вокруг включений графита образуется аустенитный барьер (оторочка), дальнейшее поступление атомов углерода к включению графита идет через аустенит.

При малых переохлаждениях скорость роста дендритов аустенита и дендритов графита сопоставима, поэтому крошки пластинчатых включений

графита контактируют непосредственно с жидкой фазой, образуя при эвтектическом превращении бикристаллический конгломерат.

Пример расчета энергозатрат на плавление шихты и перегрев жидкого чугуна. Для оценки теоретического расхода энергии на выплавку чугуна рассчитаем изменение теплосодержания сплавов при получении жидкого чугуна следующего состава: углерода — 3,0 %, кремния — 1,80 %. Расчеты выполним для трех вариантов шихты (табл. 1.4).

Таблица 1.4. Составы шихты для расчета расхода энергии на плавку чугуна и его перегрев

Вариант состава шихты	Стальной лом, %	Передельный чугун, %	Возврат, %	ФС75 (свыше 10 %)	Графит (свыше 100 %)
1	100	—	—	2	3,3
2	70	—	30	1,40	2,31
3	30	70	—	1,80	—

В расчетах теоретического расхода энергии на получение различных марок чугуна для определения количества отдельных компонентов (железа, цементита и др.) в шихтовых материалах приняты следующие условия:

1) количество углерода в стальном ломе составляет в среднем 0,2 % и он весь находится в виде твердого раствора;

2) возврат представляет собой серый чугун того же состава, что задан для выплавки, и имеет структуру графит + перлит. При мас-

своей доле углерода в перлите 0,8 % количество цементита в нем составит $\frac{0,8 \cdot 180}{12} = 12 \%$;

3) структура передельного чугуна в основном состоит из цементита, массовая доля которого в чугуне будет равна 64,5 %;

Рассмотрим первый вариант шихты, состоящей из стального лома, графита и ферросилиция.

Для расчета теплосодержания шихты необходимо знать общую массовую долю Fe, Si, Fe₃C, свободного углерода. Примем количество стального лома, равное 1000 кг, остальные компоненты — пропорционально составу. Количество углерода из расчета на 1000 кг стального лома составляет 2 кг.

Находим количество железа в цементите

$$Fe_{Fe_3C} = 2 \cdot \frac{168}{12} = 28 \text{ кг.}$$

Определяем количество свободного железа, которое содержится в стальном ломе:

$$1000 - (28 + 2 + 4) = 966 \text{ кг;}$$

общее количество железа (с учетом железа ферросилиция) составит

$$\frac{100 \cdot (966 + 5)}{1049,7} = 92,5 \%$$

общая массовая доля Fe₃C в сплаве равна

$$\frac{100 \cdot 30}{1049,7} = 2,85 \%$$

общее количество свободного углерода, вводимого с графитом, составит

$$\frac{100 \cdot 29,7}{1049,7} = 2,82 \%$$

С помощью справочника определим теплосодержание железа, цементита и значение теплоты смешения углерода в железе и кремния в железе при температуре жидкого чугуна, равной 1450 °C:

$$\Delta H_{Fe} = 318,326 \text{ (кВт} \cdot \text{ч)/т;}$$

$$\Delta H_{Fe_3C} = 316,326 \text{ (кВт} \cdot \text{ч)/т;}$$

$$\Delta H_{C \rightarrow Fe} = 1784,106 \text{ (кВт} \cdot \text{ч)/т;}$$

$$\Delta H_{Si \rightarrow Fe} = -302,466 \text{ (кВт} \cdot \text{ч)/т.}$$

Определяем теплосодержание шихты с учетом количества отдельных компонентов в расплаве (на 1049,7 кг жидкого чугуна):

$$\begin{aligned} \Delta H &= 318,326 \cdot 0,925 + 316,326 \cdot 0,0285 + 1784,106 \times \\ &\times 0,0282 - 302,466 \cdot 0,0181 = 294,4515 + 9,05 + 50,311 - \\ &- 5,474 = 348,337 \text{ кВт} \cdot \text{ч.} \end{aligned}$$

На 1 т жидкого чугуна оно составит

$$\Delta H = 332 \text{ (кВт} \cdot \text{ч)/т.}$$

Рассмотрим второй вариант шихты. Для определения количества отдельных компонентов в стальном ломе используем соответствующие данные из расчета для первого варианта шихты, умножая их на 70 %.

Примем, что возврат представляет собой серый чугун, имеющий структуру графит + перлит.

Принимаем, что массовая доля углерода в перлите равна 0,8 %. Тогда количество структурно-свободного углерода равно

$$3,019 - 0,8 = 2,219 \%,$$

чему соответствует

$$\frac{300 \cdot 2,219}{100} = 6,657 \text{ кг углерода.}$$

Количество цементита составляет

$$\frac{300 \cdot 0,8}{100} \cdot 15 = 36 \text{ кг.}$$

Примем массовую долю кремния в возврате равную 1,80 %, что составляет 5,43 кг.

Количество чистого железа в возврате составит

$$300 - (30 + 5,43 + 6,657) = 251,9 \text{ кг;}$$

массовая доля железа в расплаве будет равна

$$\frac{100 (676,2 + 3,5 + 251,9)}{1034,79} = 90,03 \%;$$

количество кремния в расплаве составит

$$\frac{100 (2,8 + 10,5 + 5,43)}{1034,79} = 1,81 \%;$$

количество цементита равно

$$\frac{100 (21 + 36)}{1034,79} = 5,5 \%;$$

массовая доля структурно-свободного углерода будет равна

$$\frac{100 (20,791 + 6,657)}{1034,79} = 2,65 \%.$$

Теплосодержание шихты № 2 в расчете на 1034,79 кг жидкого чугуна составит:

$$\begin{aligned} \Delta H &= 318,326 \cdot 0,9003 + 316,326 \cdot 0,055 + 1784,106 \times \\ &\times 0,0265 - 302,466 \cdot 0,0181 = 288,56 + 17,397 + 47,278 - \\ &- 5,474 = 345,78 \text{ кВт} \cdot \text{ч,} \end{aligned}$$

или на 1 т жидкого чугуна

$$\Delta H = 334,16 \text{ (кВт} \cdot \text{ч)/т} \approx 334 \text{ (кВт} \cdot \text{ч)/т.}$$

Рассчитаем третий вариант шихты. Шихта состоит из передельного чугуна, основной фазой которого является цементит стехиометрического состава Fe_3C . Тогда количество связанного углерода составит 30,19 кг.

Количество Fe_3C равно

$$30,19 \cdot 15 = 452,85 \text{ кг;}$$

количество кремния составит 18,1 кг; количество железа —

$$1000 - (452,85 + 18,1) = 529,05 \text{ кг.}$$

Определим массовую долю компонентов:

$$\text{Fe} = \frac{329,05}{1000} \cdot 100 = 52,905 \text{ \%};$$

$$\text{Fe}_3\text{C} = \frac{452,85}{1000} \cdot 100 = 45,285 \text{ \%};$$

$$\text{C} = \frac{18,1}{1000} \cdot 100 = 1,81 \text{ \%}.$$

Теплосодержание шихты № 3 составит:

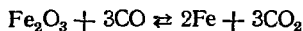
$$\Delta H = 318,326 \cdot 0,52905 + 316,326 \cdot 0,45285 - 302,466 \times \\ \times 0,181 = 168,41 + 143,1482 - 5,474 = 306,18 \text{ (кВт} \cdot \text{ч)/т.}$$

Разделив полученные значения теоретического расхода энергии на КПД плавильного агрегата, получим практический расход энергии на плавление и перегрев чугуна до 1450°C . Если, например, примем КПД электродуговой печи равным 0,5, то расход энергии для шихты состава № 1 составит 664 (кВт · ч)/т, для шихты № 2 — 668 (кВт · ч)/т и для шихты № 3 — около 612 (кВт · ч)/т.

В производственной деятельности расход энергии может быть выше за счет простоев печи, теплотеря при завалке и разливке жидкого металла, нагрева шлака, футеровки и других причин.

Вопросы для самоконтроля

1. Какие реакции называются окислительно-восстановительными?
2. Укажите, в каком направлении будет смещаться равновесие в обратимом процессе



- а) при снижении температуры; б) при увеличении давления. Напишите константу равновесия реакции.
3. Определите степень окисления железа в соединениях: FeO ; Fe_2O_3 ; Fe_3O_4 .
4. Напишите уравнение для определения теплового эффекта процесса по значениям теплот образования исходных веществ и конечных продуктов.
5. Напишите и проанализируйте уравнение для определения теплосодержания жидкого чугуна.
6. Как изменяется тепловой эффект процесса при увеличении температуры, если при этом теплоемкость системы увеличивается?
7. Напишите уравнение свободной энтальпии процесса при произвольной температуре T .
8. Какая взаимосвязь между молярной и удельной скрытыми теплотами плавления? Напишите уравнение изменения энтропии при плавлении, учитывая, что процесс изотермический.

9. В чем различие между кислыми и основными шлаками? Как изменится формула для определения основности шлака, если переплавке подвергается чугун, содержащий значительное количество фосфора?
10. Что определяет переход компонентов из твердого тела в раствор? Как изменяется энтальпия смешения, если между атомами добавляемого вещества и растворителя взаимодействие усиливается?
11. Как влияет на растворение металлодобавок в чугуне а) интенсивное перемешивание; б) увеличение концентрации углерода; в) увеличение концентрации кремния?
12. В чем отличие модификаторов первого и второго рода, графитизирующего и стабилизирующего модифицирования?
13. Назовите типичные модификаторы для серого чугуна и для чугуна с шаровидными включениями графита.
14. Какие элементы относятся к деглобуляризаторам?
15. Какова роль алюминия, кальция, РЗМ в комплексных модификаторах? За счет каких добавок можно увеличить длительность сохранения модифицирующего эффекта?
16. Что такое вторичное модифицирование? Какие модификаторы и в каком количестве используются для вторичного модифицирования?
17. Перечислите основные этапы и условия получения высокопрочного чугуна с включениями графита шаровидной формы.
18. Чем объясняется склонность высокопрочного чугуна к метастабильному затвердеванию? Какие могут быть приняты меры для предотвращения карбидообразования?
19. Какая форма включений графита в чугуне является равновесной? Укажите соотношение скоростей роста графита на базисной и торцевой поверхностях в случаях кристаллизации чугуна с включениями графита шаровидной и пластинчатой форм.

ГЛАВА 2. МАТЕРИАЛЫ, ПРИМЕНЯЕМЫЕ ПРИ ПЛАВКЕ ЧУГУНА

2.1. МЕТАЛЛИЧЕСКИЕ ШИХТОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ И ФЕРРОСПЛАВЫ

В качестве исходных материалов при выплавке чугунов применяются металлическая шихта, ферросплавы, присадочные материалы, топливо и флюсы.

Металлическая шихта состоит из первичных и вторичных материалов. К первичным материалам относятся чушковые доменные чугуны различных марок, поставляемые металлургическими заводами в соответствии с действующими государственными стандартами (ГОСТами) и техническими условиями. Вторичными материалами являются чугунный и стальной лом, брикетированная чугунная и стальная стружка, поставляемая Вторчерметом, а также отходы и возврат собственного производства (брак, литники, скрап, стружка, обрезь, высечки). В последнее время проводятся опыты по применению железорудных окатышей.

Различные ферросплавы и присадочные материалы (никель, медь, олово, сурьма, титан, магний, иттрий, РЗМ, смеси и лигатуры) применяют для доводки чугуна по химическому составу и легирования пу-

тем присадки в плавильный агрегат или в жидкий чугун, а также для модифицирования.

Литейные чушковые чугуны. В зависимости от назначения различают *доменный чугун литейный*, предназначенный для производства отливок, и *чугун передельный*, применяемый для передела на сталь, хотя в настоящее время последний также широко используется для получения отливок. В зависимости от вида топлива, используемого в доменной печи, различают литейный чугун коксовый и древесно-угольный. Количество высококачественного доменного древесно-угольного чугуна невелико (менее 1 %).

Основное значение при плавке чугуна имеет химический состав исходных шихтовых материалов.

Литейные чушковые чугуны в зависимости от содержания кремния подразделяются на марки, при этом каждая марка коксового чугуна в свою очередь делится в зависимости от содержания марганца на группы, от содержания фосфора — на классы и от содержания серы — на категории. Количество углерода в чушковых коксовых литейных чугунах регламентируется факультативно и обычно растет с уменьшением содержания кремния.

Всестороннее изучение доменных литейных чугунов показало, что при одном и том же химическом составе по обычно контролируемым элементам (C, Si, Mn, S, P) качество получаемого литья может быть различным. Свойства доменного чугуна существенно зависят от качества шихтовых материалов (руды, кокса и флюса), температуры и давления дутья, основности шлака, условий разливки и других факторов.

В связи с этим в доменных чугунах одних и тех же марок, но выплавленных на разных металлургических заводах форма и количество графита, структура металлической основы, количество и состав неметаллических включений и газов, состав и содержание примесных микроэлементов различны.

Микропримеси попадают в чугун в основном из руды и оказывают влияние на процессы структурообразования. Массовые доли микропримесей в доменных литейных чугунах следующие: 0,01—0,05 % Al; 0,01—0,10 % Cr; 0,005—0,12 % Ni; 0,004—0,3 % Ti; 0,001—0,1 % Cu; 0,01—0,11 % V; 0,004—0,02 % Mo; 0,003—0,01 % Sn; 0,0001—0,002 % Pb; 0,0001—0,03 % B; 0,001—0,005 % Cd; 0,005—0,02 % Co; 0,001—0,02 % Mg; 0,005—0,01 % Zn; 0,001—0,06 % As; сумма микропримесей составляет 0,15—0,5 %.

Неметаллические включения состоят из оксидов, сульфидов и нитридов; преобладают оксиды, в основном SiO₂; кроме того, имеются FeO, Al₂O₃, MnO, CaO, MgO, Cr₂O₃. Содержание газов в чушковом чугуне оказывает существенное влияние на свойства отливок. Газы (N₂, H₂, O₂ и др.) могут растворяться в жидком и твердом чугуне; при этом важно как абсолютное содержание газов, так и форма их существования. Количество азота в чушковом чугуне редко превышает 0,006 %, кислорода — 0,025 %, водорода — 0,009 %.

Часть доменного чугуна с целью повышения его качества подвергают внедоменному рафинированию магнием. Благодаря этому общее

количество неметаллических включений и содержание газов уменьшаются примерно в 3 раза.

В рафинированном чугунае графитные включения более мелкие и однородные, а графитная спель не допускается. В древесно-угольных чугунах неметаллических включений содержится в 4—8 раз меньше, чем в коксовых. Содержание газов в древесно-угольном чугунае значительно меньше, чем в коксовом. Например, при остывании коксовый чугун выделяет до 70 см³ газа, а древесно-угольный — только 30—40 см³ на 100 г чугуна.

Доменные литейные чугуны значительно проще использовать для получения отливок, чем передельные, в связи с повышенным содержанием кремния, меньшим количеством углерода и спели, пониженной склонностью к отбелу и т. д. Качество и однородность свойств металла в отливках, как правило, выше при использовании доменных литейных чугунов по сравнению с передельными.

Для производства отливок из чугуна с шаровидными включениями графита по требованию потребителя изготавливают литейный чугун с массовой долей серы до 0,03 % и хрома до 0,05 %, для отливок из ковкого чугуна — с массовой долей хрома до 0,04 %, для отливок из серого чугуна — с массовой долей хрома до 0,1 %.

Для производства поршневых колец по требованию потребителя литейный чугун марок 12, 13 и 14 изготавливается с массовой долей марганца 0,6—0,8 % и фосфора 0,4—0,6 %.

При заказе чугуна должны быть указаны его марка, группа, класс и категория. На заводе-потребителе чугун складывают в штабеля или кучи повагонно с соответствующими бирками. Допускается складирование чугуна по маркам с соблюдением группы и класса чугуна.

Чугун поставляют с приложением сертификата, в котором дается полный анализ чугуна. На заводе-потребителе для контрольного анализа пробу отбирают от массовой единицы чугуна. За массовую единицу принимают 5 т чугуна при погрузке в вагоны до 20 т и 10 т — при погрузке в вагон более 20 т. На каждую массовую единицу из разных мест штабеля или вагона отбирают по одной чушке, от которой и берут пробу для химического анализа.

Кроме простых чугунов с целью повышения качества отливок для подшихтовки (добавки хрома, никеля, меди, титана) применяют литейные природно-легированные чугуны — хромоникелевый и бокситовый, титановый и титаномедистый.

Выпуск литейных чушковых чугунов металлургическая промышленность сокращает, в настоящее время их выпуск составляет около 7 % общей выплавки чугуна. В связи с этим в литейном производстве широко используются передельные чугуны (ГОСТ 805—80 (СТ СЭВ 3288—81)), классификация которых приведена в приложениях. В зависимости от назначения передельный чугун изготавливают: для сталелитейного производства — марок П1 и П2, для литейного производства — марок ПЛ1 и ПЛ2, фосфористый чугун марок ПВК1, ПВК2 и ПВК3. Передельный чугун марок ПЛ1 и ПЛ2 должен изготавливаться с указанием массовой доли углерода, меди и хрома.

Следует отметить, что на качество отливок особенно отрицательно влияет наличие в чушках чугуна крупных выделений графита и графитной спели, поскольку последние при плавке в вагранке не успевают полностью раствориться и служат зародышами графитных включений. При этом графитные включения в отливках получаются крупными, прямолинейными, т. е. от чушек они как бы «по наследству» передаются отливкам. Структура металлической основы таких чушек ферритная или ферритно-перлитная.

Во избежание зависания при плавке в вагранке размеры чушек и кусков лома должны составлять не более $\frac{1}{3}$ диаметра вагранки. Поэтому при плавке в небольших вагранках чушки чугуна ломают или разбивают по пережиму. Чем меньше размеры кусков чугуна, тем более равномерно происходит загрузка вагранки, процесс плавления протекает быстрее, угар элементов и расход кокса меньше, отливки имеют более однородные состав и свойства; количество дефектов, газовых и шлаковых включений более низкое, перегрев чугуна более высокий.

Чугунный и стальной лом и отходы черных металлов (металлолом). В зависимости от химического состава, назначения, качества и габаритов, в соответствии с ГОСТ 2787—86, металлолом подразделяется:

- а) по содержанию углерода — на два класса: стальные лом и отходы и чугунные лом и отходы;
- б) по наличию легирующих элементов — на две категории: А — углеродистые, Б — легированные;
- в) по показателям качества — на 28 видов;
- г) по содержанию легирующих элементов — на 67 групп.

Колебания состава внутри каждой группы могут быть значительны, но при шихтовке пользуются средним анализом. Для ответственного литья следует использовать однородный лом, предварительно определяя его состав. Лом должен поставляться в разделанном виде и в состоянии, исключающем возможность загорания и взрыва. Пустотелые цилиндры и баллоны должны быть разрезаны, снаряды и другой военный лом осмотрены пиротехником. Лом не должен быть проржавленным, горелым, разъеденным кислотами, щелочами и т. п., так как жидкий чугун будет насыщен газами и неметаллическими включениями. Количество загрязнений не должно превышать 3 % массы металла. Загрязненный или окисленный лом повышает угар металла. Угар зависит также от габаритов кусков шихтовых материалов. Например, при плавке в вагранке угар металла доменного чугуна составляет 2,0—2,5 %, автомобильного лома — 3—4 %, радиаторов — 5—7 %, ржавого лома — 20 % и более.

Стальной лом не должен содержать легирующих элементов. Однако при плавке легированного чугуна возможно использование некоторого количества легированного стального лома, что дает экономию в расходе ферросплавов. При этом следует знать химический состав лома и применять его с осторожностью. В тех случаях, когда содержание легирующих примесей недопустимо (например, при производстве ковкого чугуна), необходима особенно тщательная сортировка стального лома во избежание брака литья.

Собственные отходы производства (литники, брак, стружка) могут заменять металллом

С целью уменьшения угара и окисления металла стружку подвергают брикетированию на гидропрессах при высоком давлении — 400—500 МПа. Такие брикеты имеют объемную массу $(5-6) \cdot 10^3$ кг/м³ и дают угар 6,0—8,0 %, их может быть введено в шихту до 20—25 %. Худшие результаты дают брикеты, изготовленные при низком давлении (0,3—0,6 МПа) с добавкой связующих материалов (угар 12—15 %).

Наилучшие результаты получают при горячем прессовании стружки в цилиндрической матрице, предварительно нагретой до 900—1000 °С. Объемная масса таких брикетов из чугунной и стальной стружки составляет $(6-7) \cdot 10^3$ кг/м³, угар — менее 5 %.

Делались попытки ввести стружку в плавильную зону вагранки с помощью шнека или пневмоустройства, но из-за сложности обслуживания этот способ распространения не получил.

При плавке в индукционных печах подогретая стружка может быть использована в большем количестве насыпью, что в настоящее время используется при получении синтетического чугуна.

Ферросплавы и модификаторы. Чушковый чугун (простой и легированный), возврат и лом не всегда могут обеспечить необходимый химический состав жидкого металла. В этом случае недостающее количество того или иного элемента вводят в шихту или в ковш в виде соответствующего ферросплава. Ферросплавы используют также для модифицирования чугуна. Практическое применение при плавке чугуна получили следующие ферросплавы: ферросилиций, силикокальций, ферромарганец, силикомарганец, феррохром, ферросиликохром, ферротитан, феррованадий, ферромolibден, ферробор, ферровольфрам, феррофосфор и др. Их состав и технические условия на поставку регламентируются соответствующими ГОСТами (см. приложения). Ферросплавы выплавляют доменным, электро- или металлотермическим способом. Поставляются ферросплавы в чушках или кусках, в гранулированном или размолотом виде, навалом или в упакованном виде и снабжаются сопроводительным документом или биркой

Ферросилиций (ГОСТ 1415—78 Е) делится на марки в зависимости от содержания кремния (ФС92, ФС90, ФС75, ФС70, ФС65, ФС45, ФС25, ФС20). В обозначении марок дополнительные буквы указывают на основное назначение: л — для литейного производства; э — для выплавки электротехнической стали.

Низкопроцентный сплав предпочтительнее давать в шихту, а высокопроцентный, во избежание большого угара, — в ковш или в ванну жидкого металла. В последнем случае ферросилиций дробят на куски размером 5—12 мм в зависимости от вместимости ковша и присаживают в количестве не более 0,5—1,0 %, чтобы обеспечить растворение. Подогрев ферросилиция не применяется, так как вызывает окисление поверхности и ухудшает его усвоение. Хранить ферросилиций необходимо в крытых, хорошо вентилируемых помещениях

Силикокальций (ГОСТ 4762—71 (СТ СЭВ 496—87)) применяют обычно следующих марок: СК20, СК25, СК30. Содержание кремния

определяют по разности содержания кальция, железа и алюминия (в сумме). Силикокальций присаживают обычно в ковш, предварительно измельчив, чтобы обеспечить усвоение. Наиболее часто его используют для модифицирования серого чугуна. Силикокальций поставляют в металлических барабанах.

Силикомарганец (ГОСТ 4756—77 (СТ СЭВ 3474—81)) содержит 60—65 % Mn, 10—26 % Si. Силикомарганец изготавливают в кусках массой не более 20 кг, количество кусков массой более 20 кг не должно превышать 5 % массы партии. Количество мелочи, проходящей через сито с отверстиями 20 × 20 мм, не должно превышать 15 % массы партии.

При одновременной присадке кремния и марганца можно использовать силикомарганец.

Увеличения содержания фосфора в чугуне можно достичь за счет чушкового фосфористого чугуна или присадки феррофосфора доменного по ТУ 15-4-72—80, который производится трех марок в зависимости от содержания фосфора: ФФ14, ФФ16 и ФФ18. Кроме фосфора в лигатуре содержится от 1,5 до 3,0 % марганца, 1—2 % кремния.

Феррохром (ГОСТ 4757—89 Е (СТ СЭВ 265—85)) содержит 60—70 % Cr и классифицируется на марки в зависимости от содержания углерода. Различают низкоуглеродистый феррохром — 20 марок (от ФХ 001 до ФХ 005), среднеуглеродистый — 6 марок (от ФХ 1000 до ФХ 400) и высокоуглеродистый — 8 марок (от ФХ 650 до ФХ 900). При производстве чугуна используют в основном углеродистый феррохром, поскольку он дешевле, имеет более низкую температуру плавления и обеспечивает получение более однородного чугуна.

Выпускается также азотированный феррохром восьми марок, содержащий от 1 до 6,0 % азота (ФХН 100А, ФХН 200А, ФХН 400А и др.).

Ферросиликохром (ГОСТ 11861—77) поставляется шести марок: ФСХ13, ФСХ20, ФСХ26, ФСХ33, ФСХ40, ФСХ48 с содержанием хрома от 28 до 55 % и используется в качестве модификатора, раскислителя и легирующей присадки.

Ферротитан (ГОСТ 4761—80 (СТ СЭВ 989—78)) поставляется 12-ти марок. Содержит от 20 до 68 % Ti и различается по содержанию примесей, особенно Al и Si (5—8 %), а также фосфора (0,04—0,20 %). В чугунолитейном производстве используются обычно три марки ферротитана — ФТн20, ФТн30, ФТн35. При плавке в вагранке во избежание большого угара следует производить добавку на желоб или в ковш (лучше в составе экзотермической смеси). Однако целесообразнее применять более дешевые титанистые природно-легируемые чугуны. Применяют также титан губчатый (ГОСТ 17746—79) семи марок, который поставляется в виде брикетов в герметичной таре.

Феррованадий содержит 35 % V и разделяется на марки (Вд1, Вд2, Вд3) в зависимости от содержания углерода и других примесей; применяется для легирования чугуна и измельчения зерна.

Ферромolibден (ГОСТ 4759—79 (СТ СЭВ 495—87)) содержит 52—60 % Mo и разделяется на марки (ФМо52, ФМо58, ФМо60, ФМо55А, ФМо55Б) в зависимости от содержания примесей; применяется (так же,

как и феррованадий) для легирования и улучшения структуры чугуна.

Ферровольфрам (ГОСТ 17293—82 (СТ СЭВ 2630—80)) содержит 65—80 % W и разделяется на 6 марок (ФВ80А, ФВ75а, ФВ70а, ФВ70, ФВ70Б, ФВ65) в зависимости от содержания вольфрама и примесей. В обозначении марок буква В указывает на различие в массовой доле фосфора.

Феррованадий, ферромolibден и ферровольфрам следует выбирать более низких марок, хотя при этом увеличивается содержание примесей, в частности серы и фосфора. Однако при производстве чугунных отливок это не имеет значения, поскольку указанные ферросплавы вводятся всегда в очень ограниченном количестве и имеют целью улучшение структуры отливок. Их вводят в ковш либо в виде экзотермических лигатур, либо в измельченном состоянии. Подогревать их перед присадкой не рекомендуется.

Ферробор (ГОСТ 14848—69 (СТ СЭВ 998—78)) выпускается четырех марок, которые различаются по содержанию бора, кремния, алюминия и других примесей (ФБ20, ФБ17, ФБ10, ФБ6).

Используется в качестве модификатора при производстве ковкого чугуна или для микролегирования. Ферробор поставляется в кусках массой не более 10 кг. Количество мелочи, проходящей через сито с отверстиями 10 × 10 мм, не должно превышать 5 % массы ферробора.

Литейный ферроникель получают из окисленных никелевых руд. Марка ФН09 используется в любых плавильных агрегатах для легирования чугуна и дает лучшие результаты, чем обычный никель.

Никель (ГОСТ 849—70 Е (СТ СЭВ 952—78)) в зависимости от чистоты поставляется шести марок (Н-0, Н-1, Н-1у, Н-2, Н-3, Н-4). При плавке чугуна применяют никель менее дорогих марок — Н-3, Н-4, в которых содержание никеля и кобальта в сумме составляет 98,6 и 97,6 % соответственно. Никель марок Н-3 и Н-4 поставляется в виде слитков или гранул.

Медь (ГОСТ 859—78 (СТ СЭВ 226—75)) в зависимости от содержания примесей поставляется в слитках одиннадцати марок. При плавке чугуна обычно применяют медь наиболее дешевой марки МЗ с массовой долей меди 99,5 %. Слитки или листы меди и никеля разрезают на пластины размером 100 × 160 × 20 мм.

Алюминий обычно используют не чистый, а применяемый для модифицирования и раскисления (ГОСТ 295—79 Е) марок АВ97, АВ92, АВ91, АВ88, АВ86. Содержит примеси магния, меди, цинка, кремния, свинца, олова и других элементов

Присадка никеля, меди и алюминия чаще всего производится в чистом виде в ковш или на желоб в количестве до 1,5—2,0 %.

Магний (ГОСТ 804—72 (СТ СЭВ 1268—78)) поставляется в зависимости от степени чистоты трех марок — Мг96 (99,96 % Mg), Мг95 (99,95 % Mg), Мг90 (99,90 % Mg) в чушках массой 8 кг. Чушки должны храниться в сухих, закрытых, вентилируемых помещениях.

Гранулированный магний содержит активного магния в гранулах марки МГП-1 не менее 92 % и марки МГП-2 — не менее 90 %, хлора — соответственно не более 2,5 и 4,0 %. Величина гранул составляет 0,5—

1,6 мм. Гранулированный магний упаковывается в герметичную тару. В помещениях для его хранения нельзя пользоваться открытым огнем, не допускается попадание влаги; он не токсичен, не взрывоопасен, обладает хорошей сыпучестью, имеет температуру самовоспламенения 850—1000 °С. Применяется для десульфурации и модифицирования чугуна. Для модифицирования можно использовать также порошкообразный магний, но он взрывоопасен, поэтому необходимо соблюдать правила техники безопасности.

Олово (ГОСТ 860—75) поставляется в виде чушек и прутков. Масса чушек равна 24—26 кг. Для присадки в чугун рекомендуется олово марок 03 и 04 с массовой долей Sn соответственно не менее 98,40 и 96,35%.

Сурьму (ГОСТ 1089—82 Е) для присадки в чугун рекомендуется применять марок Су0, Су1, Су2 с массовой долей 99,6; 99,4; 98,8 % Sb соответственно. Суммарная доля примесей составляет не более 1,12%. Поставляется в чушках и слитках массой до 4 кг.

Сплавы свинцово-сурьмянистые (ГОСТ 1292—81 Е (СТ СЭВ 1256—78)) применяются пяти марок с массовой долей сурьмы от 20 до 12%. Поставляются в виде чушек массой 25—40 кг.

Висмут (ГОСТ 10928—90) применяют марок Ви1, Ви2 с массовой долей Vi не ниже 97,7 и 96,5%. Основная примесь — свинец (в Ви1 до 2%, в Ви2 — до 3%). Поставляется в виде слитков массой до 16 кг или гранул с поперечным сечением 1—5 мм и длиной до 10 мм.

Теллур технический (ГОСТ 17614—80 Е) выпускается четырех марок: Т00, Т0, Т1 и Т2 с массовой долей Те 99,9; 99,8; 99,0 и 96,0% соответственно, в виде слитков массой 5—10 кг либо порошка темно-серого или серого цвета с насыпной плотностью 2,9 г/см³. Теллур токсичен, поэтому работающие с ним должны обеспечиваться средствами индивидуальной защиты.

Кроме ферросплавов и чистых металлов при плавке чугуна (для модифицирования, рафинирования и получения чугуна с шаровидным и вермикулярным графитом) широко используют магниевые, цериевые, иттриевые и другие лигатуры разнообразного состава, а также комплексные модификаторы, которые могут содержать кальций, барий, РЗМ и другие элементы.

2.2. ТОПЛИВО

Литейный кокс. В качестве топлива для печей при плавке чугуна применяют кокс литейный каменноугольный, коксовые брикеты, антрацит и термоантрацит, древесный уголь и дрова, мазут, природный газ и литейный карбид кальция. Твердое ваграночное топливо должно удовлетворять следующим требованиям: 1) обладать большой плотностью (пористость не более 35%); 2) иметь малую реакционную способность как в размельченном состоянии, так и в кусках; 3) обладать высокой механической прочностью при рабочих температурах; 4) иметь низкую сернистость (менее 1,0% S) и малую зольность (менее 9%); 5) размеры кусков должны составлять 50—120 мм.

Чем выше пористость, тем больше реакционная способность и ниже прочность кокса. Реакционная способность — это способность кокса восстанавливать CO_2 до CO . Высокореакционное топливо, не доходя до зоны горения, газифицируется в шахте вагранки, не только не выделяя при этом теплоты, но поглощая ее. В связи с этим плавки на высокореакционном топливе сопряжены с повышенным его расходом и с понижением производительности вагранки.

Более всего указанным требованиям к твердому ваграночному топливу удовлетворяют литейный каменноугольный кокс и термоантрацит.

Литейный кокс отличается от кокса доменного (металлургического) большей плотностью и значительно меньшей реакционной способностью. Это достигается соответствующим подбором шихты (использование углей с меньшим содержанием летучих) и режима коксования.

В доменной печи кокс служит источником теплоты и получения CO (для создания восстановительной атмосферы), а поэтому должен обладать большой реакционной способностью. В вагранке кокс является только источником теплоты, поэтому должен иметь малую реакционную способность. Известно, что при сгорании углерода до CO_2 выделяется 33,9 МДж/кг, тогда как при сгорании углерода до CO выделяется всего 10,2 МДж/кг, т. е. в три раза меньше. Плотный малопористый кокс, с малой реакционной способностью дает сосредоточенный пояс плавления и больший перегрев металла.

По размеру кусков кокс делится на классы: более 80 мм, более 60, более 40, 60—80 и 40—60 мм. Механическая прочность кокса должна быть достаточной как при нормальной, так и при высоких температурах. Прочность при нормальной температуре необходима при транспортировке. Прочность при высоких температурах нужна потому, что в вагранке топливо попадает в зону высокой температуры, выдерживает сначала удары заваливаемой шихты, а затем трение и давление при повышающейся температуре (опускание шихты). Если топливо раскрошится и превратится в мелочь, то нарушится нормальный процесс плавки. Мелкие куски дают холодный чугун, повышенное насыщение металла серой, повышенное науглероживание металла и понижение производительности вагранки. В связи с этим необходим отсев мелочи и мусора. Более крупный кокс имеет меньшую суммарную поверхность кусков при одинаковой насыпной массе. Кроме того, крупные куски создают меньшее сопротивление потоку воздуха, проходящему сквозь столб шихты в вагранке. Все это способствует уменьшению содержания CO в отходящих газах и повышает тепловой КПД вагранки. Установлено, что размеры кусков применяемого кокса должны увеличиваться с увеличением диаметра вагранки. Для вагранок среднего диаметра рекомендуются куски размером 80—120 мм. Для холостой колоши следует отбирать только крупные куски. Очень крупные куски кокса надо дробить до размера 120 мм.

Насыпная масса кокса составляет 400—500 кг/м³. Удельная теплота сгорания равна 28—30 МДж/кг и уменьшается при большом количестве золы. Температура воспламенения — 550—730 °С. Внешний вид кусков кокса дает хотя и грубое, но во многих случаях достаточное

представление о его качестве. Наличие большого числа ржавых пятен (FeS) на поверхности излома свидетельствует о повышенном содержании серы. Плотность, звонкий звук при падении, серебристый или светло-серый цвет являются признаками высокого качества кокса. Наличие темных (черных) пятен свидетельствует о недожоге и повышенном количестве летучих веществ.

Кокс необходимо хранить в крытом помещении, исключающем попадание атмосферной влаги.

Синтетический, или пекотощий, кокс (коксовые брикеты) получают путем спекания 79—88 % тощих углей (марка Т) или антрацита с 5—12 % жирных углей (марка Ж) и добавкой 7—9 % каменноугольного пека, битумов (нефтяные отходы) или смол. Такой кокс содержит: серы до 0,9 %; золы 11—12 %; влаги до 1 %; летучих 2,0—2,2 % и обладает такой же прочностью, как литейный кокс, низкой реакционной способностью, высокой теплостойкостью. Насыпная масса кокса составляет около 830 кг/м³, удельная теплота сгорания — 33,5 МДж/кг, размер кусков 58 × 42 мм, пористость — 20—28 %. Пекотощий кокс (брикеты) является удовлетворительным топливом для вагранок

Антрацит и термоантрацит. Запасы антрацита намного превосходят запасы коксующихся углей и стоимость его в два раза меньше, чем кокса. Антрацит имеет малую зольность, высокую удельную теплоту сгорания и большую плотность. Однако существенным его недостатком является низкая термостойкость, т. е. способность рассыпаться на мелкие куски и нарушать ход плавки.

Высокая массовая доля серы (до 2,5 %) не так опасна, как в коксе, поскольку в антраците она содержится в основном в виде пиритной серы, которая легче удаляется с газами.

Термоантрацит в зависимости от содержания серы поставляется двух сортов: в антраците первого сорта серы содержится не более 1,0 %, второго — не более 1,75 %. В зависимости от размера кусков термоантрацит поставляют двух классов: 40—80 и 80—120 мм. Зольность термоантрацита первого сорта не превышает 6 %, второго — 10 %. Массовая доля влаги составляет не более 2 %, выход летучих веществ — не более 40 см³/г, мелочь — не более 5 %, пористость — 2—5 %, реакционная способность низкая, теплостойкость высокая, удельная теплота сгорания равна 28—32 МДж/кг, насыпная масса — 850—950 кг/м³.

При ваграночной плавке масса топливной колоши из антрацита почти в два раза больше, чем из литейного кокса, поэтому соответствие должна быть изменена и масса металлической колоши. Требуется повышенное давление дутья и увеличение количества воздуха (150—180 м³/мин). Термоантрацит — хорошее топливо для вагранок, он обеспечивает более высокий перегрев чугуна, чем кокс. Чаще всего термоантрацит применяют как добавку к коксу в количестве до 20 %, что на 15—20 °С повышает перегрев чугуна. При этом расход условного топлива снижается на 10 %, кокса — на 30 %, ход плавки стабилизируется, остановки до 45 мин не оказывают существенного влияния на дальнейший ход плавки.

Литейный карбид кальция предназначается как добавка к основному топливу в количестве 2—4 % массы металлической колоши для повышения температуры чугуна. При расходе 2 % литейного карбида кальция температура чугуна повышается на 30—50 °С по сравнению с плавкой на одном коксе. Для вагранок с диаметром шахты 500—700 мм применяют литейный карбид кальция с размером кусков 8—15 мм и для вагранок большего диаметра 15—20 мм. Применение карбида кальция в более крупных кусках недопустимо, так как они не всегда успевают сгореть и, попадая в ваграночный провал, выделяют ацетилен при охлаждении водой. Применение кусков до 8 мм также недопустимо из-за возможных хлопков (взрывов карбидной пыли в смеси с воздухом). Широкое применение карбида кальция для плавки чугуна нередко ограничивается трудностями, связанными с хранением и транспортировкой барабанов с карбидом. На литейный карбид кальция распространяются все правила и нормы по технике безопасности и промышленной санитарии, что и на сварочный карбид кальция.

Карбид кальция применяется в литейной практике также для десульфурации чугуна.

Древесный уголь содержит очень мало серы (0,05—0,2 %) и золы (1—4 %), но обладает очень большой пористостью (75—85 %) и реакционной способностью, сравнительно высокой удельной теплотой сгорания (27—32 МДж/кг). Насыпная масса угля составляет 100—200 кг/м³ (березового — 170—200 кг/м³, соснового — 115—150 кг/м³, елового — 100—120 кг/м³); сопротивление раздавливанию — вдоль волокон 10—20 МПа, поперек волокон 1,0—2,0 МПа, размеры кусков — 50—100 мм. Температура воспламенения равна 520—570 К.

Наилучшие сорта угля дают твердые породы (береза, бук, дуб). Как топливо для вагранок уголь распространен мало, но достаточно широко используется в литейном производстве для других целей (припылы, присыпки и др.).

Мазут, по ГОСТ 10585—75, в зависимости от содержания серы разделяют на малосернистый (до 0,5 % S), сернистый (до 2 % S) и высокосернистый (до 3,5 % S).

В литейном производстве обычно используют мазут марок 40 и 100. Перед паспылением в форсунке мазут подогревают паром до 70 °С. Мазут вводят в фурмы (1—2 %) для улучшения работы вагранки и используют в сушилах и других печах.

Количество золы в мазуте марки 40 составляет не более 0,1 %, марки 10 — не более 0,14 %, механических примесей — не более 0,8 и 1,5 % соответственно. Удельная теплота сгорания в пересчете на сухое топливо — 39—40 МДж/кг.

Природный газ применяется в коксогазовых и газовых вагранках, для розжига коксовых вагранок, в сушилах и других печах. Горючими составляющими являются метан и другие углеводороды, негорючими — CO₂, N₂ и H₂S. Состав газов различных месторождений различен: средние объемные доли составляющих таковы: CH₄ — 85—95 % сумма горючих углеводородов — 87—99 %; CO₂ — 0,1—0,6 % N₂ 0,5—10 %. Удельная теплота сгорания природного газа составляет 32—38 МДж/м³.

2.3. КАРБЮРИЗАТОРЫ

При выплавке чугуна в индукционных и дуговых электропечах применяются различные углеродсодержащие добавки — карбюризаторы. Данные по составам карбюризаторов, усвоению из них углерода приведены в табл. 2.1. Чистая стружка от обработки электродов, а также бой электродов, образующийся при их производстве и у потребителя, являются источниками ресурсов высококачественных карбюризаторов для литейного производства. Природный графит для науглероживания чугуна используется мало из-за высокой стоимости и большого разброса значений его параметров.

Таблица 2.1. Карбюризаторы, используемые для науглероживания чугуна

Наименование	Массовая доля элементов и примесей, %					Усвоение углерода при вводе в шихту, %
	углерод	летучие вещества и примеси	зола	влага	сера	
Электродный бой	95—97	До 3,0	1,0—1,5	0,5—1,2	0,02—0,03	90—85
Графитированный коксик	85—90	» 4,0	8,0—10,0	3,0—5,0	До 0,5	75—80
Графитовая стружка	95—97	» 3,0	1,0—1,5	0,5—1,2	» 0,03	90—95
Отсев пекового кокса	90—95	» 3,0	3,0—6,5	3,0—5,0	0,06—0,08	80—85
Графит гранулированный	95—99	0,3—0,5	До 0,2	0,5—0,7	0,04—0,09	85—92
Карбюризатор каменноугольный	90—95	1,0—2,5	5,0—8,0	3,0—4,0	0,4—0,5	85—90
Графит измельченный	95—99	До 3,0	До 0,9	0,5—1,2	До 0,05	80—90

Из коксов, полученных на основе углей (металлургический, литейный, буроугольный), наиболее подходящим для применения в электроплавке является буроугольный, получаемый обжигом брикетов бурого угля при температуре 800 °С. В буроугольном карбюризаторе содержится минимальное количество влаги, летучих веществ и серы; наиболее широко он применяется в Европе и Австралии.

Особо ценным для металлургии является карбид кремния, содержащий 60—65 % кремния и 25—30 % углерода. Этот карбюризатор содержит минимальное количество серы, обеспечивает практически полное усвоение углерода и одновременно позволяет вводить в чугун кремний. Металлургический карбид кремния содержит 90 % карбида кремния, около 4 % свободного углерода, 0,07 % серы, 0,01 % водорода и 0,03 % азота, золы — меньше 6 %. Размер зерен находится в пределах 0—20 мм, максимальное количество зерен приходится на размер 10 мм, хотя оптимальными при электроплавке являются зерна карбида кремния размером 0,3—4 мм.

Таким образом, все карбюризаторы, применяемые в электроплавке, можно разделить на три группы: 1) графитированные материалы; 2) коксы; 3) химические соединения. Наиболее предпочтительными являются карбюризаторы первой группы. Они обладают минимальным

количеством примесей, быстро растворяются и хорошо усваиваются расплавом. Материалы второй группы содержат значительное количество примесей и золы, скорость их растворения существенно ниже, чем графитов, а усвоение хуже, угар углерода больше. К последней группе в настоящее время можно отнести только карбид кремния.

По мере снижения зольности карбюризатора увеличивается усвоение углерода и уменьшается количество шлака. В свою очередь уменьшение количества шлака благоприятно сказывается на стойкости футеровки.

В производстве серого и ковкого чугунов обычных марок содержание серы в карбюризаторе не имеет существенного значения, поэтому при их выплавке используют главным образом карбюризаторы с повышенным содержанием серы ввиду их более низкой стоимости и большей доступности. Для получения высокопрочного чугуна необходимо, чтобы содержание серы в расплаве не превышало 0,03 %, применять высокосернистые карбюризаторы не рекомендуется.

Степень усвоения карбюризатора тесно связана с его структурой и скоростью растворения. При малых скоростях растворения увеличивается время контакта карбюризатора с кислородом воздуха при высокой температуре, а с ним и угар углерода. Карбюризаторы с неупорядоченной структурой углерода (кокс) имеют более высокую реакционную способность, чем с упорядоченной (графиты), что усиливает окисление углерода. На скорость растворения влияет наличие различных элементов в металле. Замедляют растворение кремний и углерод, а также фосфор и сера, поэтому при выплавке чугуна в электропечах на твердой шихте необходимо загружать печи так, чтобы карбюризатор растворялся жидкой сталью и затем уже смешивался с расплавленным чугуном.

Немалое влияние на скорость растворения, а значит, и на степень усвоения оказывает зерновой состав карбюризатора. Оптимальный размер частиц карбюризатора для науглероживания чугуна в низкочастотных (60—180 Гц) тигельных индукционных печах, по различным данным, находится в пределах 10—0,2 мм. В таких печах металл интенсивно перемешивается. В канальных индукционных и высокочастотных (1—3 кГц) тигельных печах интенсивность перемешивания меньше, поэтому лучше использовать более мелкие фракции — от 3 до 0,2 мм.

За рубежом производятся специальные углеродистые материалы для науглероживания чугуна. Например, фирма «Richard Anton KG» (ФРГ) производит карбюризаторы шести типов, различающихся по зернистости, химическому составу, структуре, условиям поставки. Массовая доля углерода в карбюризаторах различных типов колеблется от 85 до 99,7 %; серы — 0,01—0,6 %; азота 0,01—0,06 %. Зернистость составляет от 0,5 до 8 мм. Исходными материалами, в зависимости от типа карбюризатора, являются электродный и натуральный графиты, карбид кремния различного происхождения.

Фирма «Superior Graphite Co» (США) производит низкосернистые карбюризаторы (не выше 0,03 % S) с высокой массовой долей углерода — не ниже 99,5 %. Материал поставляется в различных упаковках —

от 50 до 350 фунтов, с широким диапазоном фракционного состава. Контролируемые параметры поставляемых материалов: зола — не выше 0,5 %; углерод — не менее 99,5 %; влажность и летучие вещества — менее 0,2 %; сера — не более 0,03 %; фракционный состав — в зависимости от типа материала.

2.4. ФЛЮСЫ

Флюсы предназначены для понижения температуры плавления шлаков, увеличения подвижности, жидкотекучести шлаков, предохранения металла от насыщения серой, окисления, а также для очистки металла от неметаллических включений.

В золе топлива преобладают кислые оксиды, металлическая шихта содержит примеси кремнезема в виде оксидов железа, футеровка печи обычно кислая. В связи с этим флюсы почти всегда имеют основной характер.

В качестве флюсов применяют известняк металлургический, известь, обожженную в кусках, доломит, доломитизированный известняк, плавиковый шпат, основной мартеновский шлак, апатито-нефелиновую руду (apatит), соду кальцинированную, криолит, содовые брикеты, карбид кальция.

Чаще всего применяют известняк, качество которого оценивают по внешнему виду и по химическому составу. Рекомендуются применять плотный и однородный известняк, от светло-серого до темно-серого цвета, в изломе чистый, без прослоек глины или песка. Количество примесей, особенно SiO_2 и Al_2O_3 , должно быть минимальным (SiO_2 — до 0,8 %, Al_2O_3 — до 0,5 %), поскольку они не только уменьшают количество CaO , но и требуют его для собственного ошлакования. Примесями также являются MgCO_3 , Fe_2O_3 и FeO , P_2O_5 , SO_3 . Массовая доля CaCO_3 должна составлять не менее 97 %. Размеры кусков известняка — 25—100 мм.

Известняк кусковой выпускают, по ГОСТ 23671—79, трех марок, отличающихся содержанием оксида кальция: 51, 53 и 54 % (см. приложения).

Для быстрого контроля качества известняка можно пользоваться испытанием по способу «прокаливания и гашения». Потери при прокаливании хорошего известняка должны при этом составлять 41—44 %, а при гашении известь быстро распадается на сухой белый порошок. При 800 °C известняк разлагается по реакции $\text{CaCO}_3 = \text{CaO} + \text{CO}_2$, образуя известь.

Известь содержит 88—93 % CaO , 2 % MgO , не более 2 % SiO_2 , не более 3 % ($\text{FeO} + \text{Al}_2\text{O}_3$) и не более 0,2 % S. Ее применяют в кусках в свежееобожженном состоянии.

Доломит дает подвижные ваграночные шлаки при содержании в шлаке 6—8 % MgO . Массовая доля $\text{CaO} + \text{MgO}$ в доломите составляет не менее 52 %, количество примесей должно быть минимальным.

Доломит сырой металлургический поставляется двух классов. Доломит первого класса содержит: MgO — не менее 19 %; SiO_2 — не более 3 %; ($\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{Mn}_3\text{O}_4$) — не более 3 %; второго класса:

MgO — не менее 17 %; SiO_2 — не более 5 %; ($Al_2O_3 + Fe_2O_3 + Mn_3O_4$) — не более 4 %.

Доломит обожженный металлургический бывает четырех марок, две из них (отличающиеся размерами зерен) содержат не менее 32,5 % MgO , не более 7 % SiO_2 и не более 7 % ($Al_2O_3 + Fe_2O_3 + Mn_3O_4$); две другие — соответственно 29, 11 и 9 %.

Доломитизированный известняк различают обычный (не свыше 0,01 % P) и малофосфористый (не более 0,005 % P); массовая доля в нем CaO составляет не менее 40—35 %, MgO — не менее 10 %, SiO_2 — не более 1,6 %, нерастворимого остатка (включая SiO_2) — не более 2 %. Размер кусков доломита и доломитизированного известняка равен 25—100 мм, количество мелочи — не более 16 %. Действие доломитизированного известняка примерно такое же, как доломита.

Плавленый шпат (флюорит), применяемый в чугунолитейном производстве, согласно ГОСТ 7618—83, в зависимости от технологии производства и физико-химических свойств делят на такие виды: ФР — флюорит рядовой (руда); ФК — флюорит кусковой сортированный; ФГ — флюорит концентрат гравитационный; ФФ — флюорит концентрат флотационный; ФО — флюорит окатыши обожженные. Кроме того, в зависимости от содержания основного компонента и примесей флюорит подразделяют на 23 марки, где цифра после обозначения вида плавленого шпата означает массовую долю основного компонента CaF_2 , буквы А и Б — соответственно пониженное и повышенное содержание SiO_2 , буква М — разновидность продукции по крупности (мелкий продукт). Например, флюорит марок ФК85, ФГ85 и ФО85 содержит не менее 85 % CaF_2 и не более 10 % SiO_2 ; марок ФК75, ФГ75 и ФГМ75 — не менее 75 % CaF_2 , не более 20 % SiO_2 и марок ФК65 и ФГ65 — соответственно не менее 65 % CaF_2 и не более 30 % SiO_2 . Остальные примеси — $CaCO_3$, FeO . В литейном производстве можно применять флюорит всех марок, но предпочтительнее ФК85 и ФК75, размельченный до фракции 3—10 мм. При плавке флюорит разлагается с выделением ядовитых газов. Плавленый шпат применяют в качестве присадки для разжижения густых шлаков. Не допускается использовать шпат с прозрачным зеленым, розовым или палевым изломом.

Мартеновский шлак (основной) должен содержать не менее 40 % $CaO + MgO$; не менее 20 % $FeO + MnO$; не более 25 % SiO_2 ; 6—8 % Al_2O_3 ; не более 0,9 % P; не более 0,5 % S. Ценность шлака возрастает с увеличением содержания CaO и MnO . Повышенное содержание P_2O_5 может привести к насыщению металла фосфором. Не допускается использовать мартеновский шлак с кристаллическим и стекловидным изломом красного или зеленого цвета. Может использоваться также основной шлак электропечей.

2.5. РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ИСПОЛЬЗОВАНИЮ ШИХТОВЫХ МАТЕРИАЛОВ

Шихтой называется определяемая расчетом совокупность материалов, предназначенных для расплавления и обработки в плавильных печах.

Расчет шихт производят исходя из требуемого химического состава чугуна, с учетом применяемых плавильных агрегатов и фактически имеющихся шихтовых материалов, при этом расход дорогостоящих материалов стремятся по возможности уменьшить.

Получение чугуна необходимого состава возможно на основе различного сочетания разных марок чушкового чугуна, чугунного и стального лома, ферросплавов. Подбирают наиболее выгодный с технической и экономической точек зрения вариант. Прежде всего, необходимо возможно полнее использовать собственные отходы (возврат), поскольку состав их хорошо известен, а стоимость наиболее низкая. Однако следует учитывать, что при многократной переплавке возврата в вагранке металл насыщается не только серой, но и газами. В связи с этим количество возврата в шихте обычно составляет 30—60 %, что в большинстве случаев достаточно для его полного использования.

Другим дешевым шихтовым материалом является чугунный лом, степень использования которого при шихтовке зависит от количества применяемого возврата. Некоторые производства (производящие отбеленные валки, изложницы, ковкий чугун) пользуются специальным ломом соответствующего происхождения. Обычно же применяется разнородный сортированный лом и брикетированная стружка. Количество этого лома тем больше, чем меньше возврата в шихте.

При плавке в электропечах, где имеется широкая возможность перегрева, раскисления и дегазирования металла, можно применять шихту, состоящую из металлоотходов и ферросплавов (синтетический чугун).

Составление шихты только на базе чугунного и стального лома и чушкового чугуна не всегда возможно. Для компенсации недостающего элемента в шихте применяют ферросплавы, которые вводят либо с шихтой в вагранку или печь, либо в ковш. При вводе в вагранку предпочитают низкопроцентные ферросплавы, поскольку это приводит к меньшему угару элементов и повышает однородность жидкого чугуна. В ковш вводят только высокопроцентные ферросплавы и лигатуры.

При расчете шихты следует учитывать также металлургический угар металлозавалки, который составляет: при плавке в вагранке — 2,0—5,0 %; при плавке в электродуговой печи — 1,5—3,0 %; при плавке в индукционной печи — 1,0—2,0 %.

При подготовке исходных шихтовых материалов к плавке следует придерживаться следующих рекомендаций:

литейные и переделные доменные чугуны при необходимости разделять по пережигам на чушколомах;

ферросплавы применять в измельченном состоянии, кусками массой 0,5—5 кг;

известняк металлургический применять в кусках размером от 25 до 100 мм;

размеры кусков чугунного или стального лома не должны превышать 0,33 диаметра вагранки или тигля, а по массе — 40 кг;

возврат собственного производства применять очищенным от формочной смеси, пригара и стержней и разделанным до частей, размеры которых не превышают 0,33 диаметра вагранки или тигля;

разделанный лом рассортировать по маркам и классам, после чего отправить на шихтовой склад литейного цеха;

отходы собственного производства предприятия (тонколистовая обрезь, стальная и чугунная стружка) соответственно спакетировать и сбрикетировать в цехе подготовки шихты;

чугунную и стальную (дробленую) стружку, применяемую в шихте россыпью, подвергнуть предварительной очистке (от масел и эмульсий) и сушке;

засоренность примесями при плавке в индукционных печах не должна превышать 1 %;

окисленность чугунной и стальной стружки не должна превышать 5—6 %; масла должно содержаться не более 0,5 %;

при плавке в индукционных электропечах стальную стружку нельзя смешивать с чугунной и стружкой цветных металлов, длина витка стружки не должна превышать 50 мм.

2.6. РАСЧЕТ ШИХТЫ

Для наиболее рационального составления шихты следует исходить из баланса металла, учитывающего доленое образование отходов металла непосредственно в литейном цехе и их использование в составе шихты.

Исходными данными для расчета шихты являются: 1) требуемый химический состав чугуна; 2) химический состав составляющих металлошихты; 3) угар элементов при плавке.

При расчете шихты следует учитывать особенности отдельных составляющих металлической части шихты, их химический состав, степень окисленности, физико-химические свойства, тип футеровки плавильного агрегата, вид топлива, технологический процесс плавки, степень перегрева чугуна и длительность выдержки жидкого металла в печи, поскольку от указанных факторов зависит величина угара.

Наиболее существенно в процессе плавки изменяется содержание углерода и кремния. Например, при плавке в индукционных печах промышленной частоты с применением чушковых чугунов угар углерода минимален при основной футеровке и составляет около 2 %, тогда как при кислой и нейтральной футеровках достигает 12 %.

Пример расчета шихты. Задача расчета — исходя из требуемого химического состава чугуна определить массовую долю каждого из компонентов шихты.

Допустим, что шихта состоит из пяти компонентов, а именно: чушкового чугуна трех марок, возврата собственного производства (литники, скрап, бракованные отливки) и лома стали. Состав материалов приведен в табл. 2.2. Выплавляемый чугун должен содержать 3,2 % C; 2,0 % Si; 0,7 % Mn; до 0,1 % S; 0,2 % P. Примем, что угар элементов при плавке составит: Si — 10 %; C — 0 %; S и P — 0 %; Mn — 20 %.

Исходя из значений угара, определим требуемое содержание элементов в расплаве по формуле

$$K_{i(\text{шт})} = K_{i(\text{ж})} [100 / (100 \pm \Delta x_i)], \quad (2.1)$$

где $K_{i(ж)}$ — требуемое содержание i -го элемента в жидком сплаве; Δx_i — угар (—), пригар (+) i -го элемента во время плавки, % первоначального количества.

Подставляя значения x_i в формулу, получим для ряда элементов:

$$K_{Si(ш)} = 2,0 \frac{100}{100 - 10} = 2,22 \%;$$

$$K_{C(ш)} = 3,2 \% ; K_{Mn(ш)} = 0,7 \cdot \frac{100}{100 - 20} = 0,875 \% ;$$

$$K_{S(ш)} = 0,1 \% ; K_{P(ш)} = 0,2 \% .$$

Таблица 2.2. Материалы, применяемые в шихте

Состав шихты	Химический состав, %					Массовая доля в шихте, %
	C	Si	Mn	S	P	
Литейные чугуны						
Л1 класс В	3,2	3,5	1,0	0,03	0,15	x_1
Л3 класс В	3,2	2,5	0,6	0,03	0,20	x_2
Л6 класс В	3,4	1,5	1,3	0,05	0,30	x_3
Возврат (литники)	3,2	2,0	0,7	0,10	0,20	$x_4 = 25 \%$
Лом стали	0,3	0,6	0,6	0,04	0,04	x_5

Массовую долю каждого из компонентов определяем путем решения системы линейных уравнений, которую в общем виде можно записать так:

$$x_1 K_{1(1)} + x_2 K_{1(2)} + \dots + x_n K_{1(n)} = K_{1(ш)}; \quad (2.2)$$

$$x_1 K_{p(1)} + x_2 K_{p(2)} + \dots + x_n K_{p(n)} = K_{p(ш)}; \quad (2.3)$$

$$x_1 + x_2 + \dots + x_n = p, \quad (2.4)$$

где x_i — массовая доля компонента шихты, %; $K_{p(i)}$ — массовая доля элемента p в i -м компоненте шихты, %.

Для решаемой задачи система уравнений будет иметь вид:

$$3,2x_1 + 3,2x_2 + 3,4x_3 + 3,2x_4 + 0,3x_5 = 3,2;$$

$$3,5x_1 + 2,5x_2 + 1,5x_3 + 2,0x_4 + 0,6x_5 = 2,22;$$

$$x_1 + 0,6x_2 + 1,3x_3 + 0,7x_4 + 0,6x_5 = 0,875; \quad (2.5)$$

$$0,03x_1 + 0,03x_2 + 0,05x_3 + 0,10x_4 + 0,04x_5 \leq 0,1;$$

$$0,15x_1 + 0,20x_2 + 0,30x_3 + 0,2x_4 + 0,04x_5 \leq 0,2.$$

Исходя из того, что массовая доля возврата собственного производства в шихте известна (она определяется выходом годного литья в данных условиях и равна 25 %), эту систему уравнений можно упростить до следующей:

$$3,2x_1 + 3,2x_2 + 3,4x_3 + 0,8 + 0,3x_5 = 3,2;$$

$$3,5x_1 + 2,5x_2 + 1,5x_3 + 0,5 + 0,6x_5 = 2,22;$$

$$x_1 + 0,6x_2 + 1,3x_3 + 0,175 + 0,6x_5 = 0,875; \quad (2.6)$$

$$0,03x_1 + 0,03x_2 + 0,05x_3 + 0,025 + 0,04x_5 \leq 0,1;$$

$$0,15x_1 + 0,20x_2 + 0,3x_3 + 0,05 + 0,04x_5 \leq 0,2.$$

Дальнейшее решение этой системы не представляет особых трудностей с точки зрения математического анализа, однако проведение необходимых вычислений вручную трудоемко, поэтому целесообразно использовать программируемые калькуляторы или персональные компьютеры.

Таблица 2.3. Ввод данных по компонентам при расчете шихты

Компонент шихты	Массовая доля компонента в шихте, доли единицы	Регистр	Массовая доля элемента в компоненте, %	Регистр	Массовая доля элемента в шихте, %
1	0,40	П1	6,0	П8	2,400
2	0,25	П2	2,0	П9	0,500
3	0,12	П3	0,3	П0	0,036
4	0,09	П4	0,2	ПА	0,018
5	0,08	П5	1,1	ПВ	0,088
6	0,05	П6	0,0	ПС	0,000
7	0,01	П7	0,0	ПД	0,000
Σ	1,00	—	—	—	3,042

Использование вычислительной техники ускоряет и уточняет расчеты шихты. Для этой цели применяют программированные микрокалькуляторы типа «Электроника МК-54» или «Электроника БЗ-34». В расчетах всю массу шихты принимают равной единице, а массу отдельных составляющих выражают в долях единицы. Количество элементов

Таблица 2.4. Пример расчета состава чугуна по углероду и кремнию

Компонент шихты	Массовая доля		
	компонента в шихте, доли единицы	C, %	Si, %
Передельный чугун	0,35	4,0/1,400	1,5/0,525
Возврат	0,20	3,0/0,600	2,3/0,460
Лом	0,35	3,5/1,225	2,0/0,700
ФС45	0,07	0,3/0,021	45,0/3,150
ФМн75	0,03	7,0/0,210	1,5/0,045
Σ	1,00	—/3,456	—/4,880

Примечание: в числителе — массовая доля элемента в компоненте, в знаменателе — массовая доля элемента в шихте.

в отдельных компонентах выражается в процентах. Количество элементов, по которым может быть выполнен расчет, не ограничено.

По данным Н. М. Арсирия, программа расчета шихты состоит из 62 команд и предназначена для расчета по семи компонентам шихты. Для корректировки количества какого-либо компонента шихты расчет производят методом приближения к необходимому его значению.

С этой целью переходят к ручному вводу новых значений содержания компонентов шихты, сохраняя их общее количество, равное единице, т. е. вводят новые данные в соответствующие регистры памяти, как показано в табл. 2.3.

При расчете шихты, содержащей менее семи компонентов, нужно принять, что массовая доля отсутствующих элементов в шихте равна нулю, не забывая при этом вводить эти данные при пользовании программой, иначе следует изменить текст программы с учетом наличия реального количества компонентов. Пример расчета для реальной шихты по углероду и кремнию приведен в табл. 2.4.

После получения требуемых значений массовой доли каждого элемента рассчитывают компоненты шихты на всю массу завалки.

Программированный расчет шихты позволяет в 4—5 раз сократить время расчета. При использовании микрокалькуляторов с внешней памятью расчет может быть ускорен и дополнен данными о стоимости шихты в том или ином варианте. Программа для расчета шихты, состоящей из шести элементов, приведена в приложениях.

2.7. ОГНЕУПОРНЫЕ МАТЕРИАЛЫ И РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ИХ ПРИМЕНЕНИЮ

Огнеупорные изделия и материалы применяются для футеровки печей и ковшей, подвергаются одновременному воздействию высоких температур, давления вышележащего столба кладки и шихтовых материалов, химическому разъеданию шлаками, металлом и газами, механическому истиранию под влиянием опускающейся шихты (в вагранке). Кроме того, в огнеупорных изделиях могут возникать напряжения и трещины в результате процессов расширения или усадки, протекающих при нагревании и охлаждении кладки. Поэтому огнеупоры должны обладать огнестойкостью, термической и химической стойкостью, пластичностью, прочностью и объемной стабильностью.

В зависимости от степени огнеупорности материалы подразделяются на огнеупорные (стойкие при температуре от 1580 до 1770 °С), высокоогнеупорные (от 1770 до 2000 °С) и высшей огнеупорности (выше 2000 °С).

В зависимости от химико-минералогического состава огнеупоры классифицируются следующим образом:

- а) кремнеземистые (динасовые) с массовой долей SiO_2 не менее 93 %;
- б) алюмосиликатные (полукислые, шамотные, муллитокремнеземистые, муллитовые, муллитокорундовые и корундовые) с массовой долей Al_2O_3 от 28 до 93 % и более;
- в) магнезиальные (магнезитовые) с массовой долей MgO свыше 80 %;
- г) магнезиально-известковые (магнезитодоломитовые, доломитовые, известковые) с массовой долей MgO от 35 до 65 % и CaO от 10 до 70 и более;
- д) магнезиально-шпинельные (магнезитохромитовые, хромомagneзитовые, хромитовые, периклазошпинельные, шпинельные) с массовой долей MgO от 25 до 60 % и Cr_2O_3 от 5 до 70 %;

е) магнезиально-силикатные (периклазофорстеритовые, форстеритовые и форстеритохромитовые) с массовой долей MgO от 40 до 80 % и SiO_2 — от 10 до 35 %;

ж) углеродистые (графитированные, неграфитированные, углеродсодержащие) с массовой долей C от 5 до 98 %;

з) карбидокремниевые с массовой долей SiC от 20 до 90 % и выше;

и) циркониевые с массовой долей ZrO_2 от 35 до 90 % и выше;

к) оксидные (из оксидов BeO_2 , CaO , MgO , Al_2O_3 , ZrO_2 и др.);

л) бескислородные — нитриды, бориды, карбиды (за исключением SiC), силициды и другие неокислородные соединения.

В зависимости от пористости огнеупоры делятся на особо плотные (пористость открытая — кажущаяся), т. е. количество пор, которые могут заполняться водой, составляет до 3 %, высокоплотные (пористость открытая, 3—10 %), плотные (пористость 10—16 %), уплотненные (пористость 16—20 %), обычные I подгруппы (пористость 20—24 %), обычные II подгруппы (пористость 24—30 %), легковесные (пористость 45—85 %), ультралегковесные (пористость ≥ 85 %).

Кроме того, огнеупорный кирпич различают по форме на прямой и клиновой, большого и малого формата. Комбинация прямого и клинового кирпича дает возможность производить кладку с минимальными по толщине швами.

Фасонные огнеупоры разделяют на простые, сложные, особо сложные и специальные промышленного и лабораторного назначения (трубки, тигли, лодочки и т. п.).

Для футеровки вагранок применяют шамотные и полуокислые изделия. Средний состав шамотного кирпича может быть принят: 60—62 % SiO_2 и 35—37 % Al_2O_3 , полуокислого — 74 % SiO_2 и 22 % Al_2O_3 . Изготавливают эти кирпичи методом пластической формовки или полусухого прессования. В зависимости от состава и огнеупорности эти изделия делят на марки: ШАВ — шамотные изделия с огнеупорностью не ниже 1730 °С, предназначенные для футеровки горна, плавильного пояса и фурменной зоны; ШБВ — шамотные изделия с огнеупорностью не ниже 1670 °С и ПБВ — полуокислые изделия с такой же огнеупорностью (1670 °С), предназначенные для футеровки остальных частей вагранок. Дополнительная усадка этих огнеупоров при 1400 °С составляет не более 5 %, кажущаяся пористость — не свыше 22 %, предел прочности при сжатии — не менее 125 кг/см². Срок службы футеровки, а следовательно, и продолжительность работы вагранки в значительной степени зависят от качества огнеупоров и качества выполнения футеровки. Поэтому при футеровке необходимо применять огнеупоры, которые строго согласуются с технологией выполнения футеровки. При этом исключительно большое значение имеет толщина швов, которая должна составлять 1—2 мм. Связующий материал шва должен по своему составу соответствовать применяемому огнеупору.

Шамотные и полуокислые огнеупоры применяются преимущественно для кладки пламенных печей и футеровки ковшей.

Диннасовые материалы характеризуются высокой огнеупорностью, но недостаточной термостойкостью, т. е. не выдерживают резких изменений температур, неизбежных в периодически действующих печах.

Поэтому динас применим для футеровки в вагранке лишь тех зон, где кирпич заменяется после каждой плавки. Динас с массовой долей $\text{SiO}_2 = 95\text{—}97\%$ широко используется для футеровки кислых дуговых печей. При изготовлении динасового кирпича в качестве связующего материала применяют известковый раствор (2,0—2,2%) и раствор сульфитного шелока.

Кроме кислой футеровки, которая выполняется из шамотных и полукислых огнеупоров, вагранки могут иметь основную футеровку. Такие вагранки используются в тех случаях, когда надо получить из вагранки малосернистый чугун за счет применения основных шлаков. В этом случае футеровка вагранок выполняется из магнезитовых, хромомagneзитовых и доломитовых материалов, которые характеризуются высокой огнеупорностью (температура плавления — 2000 °С, размягчения — 1500 °С) и химической стойкостью по отношению к основным шлакам. Вместе с тем они отличаются повышенной пористостью (30 %) и низкой термостойкостью при резких изменениях температуры. Нельзя также допустить их соприкосновения с алюмосиликатными материалами.

Хромомagneзитовые и высокоглиноземистые огнеупоры применяют еще и для футеровки газовых вагранок и электропечей. Применение доломитовых материалов затрудняется тем, что в условиях переменных температур они поглощают влагу и рассыпаются, поэтому кладку их производят на горячей смоле. Доломит можно стабилизировать против гидратации. Для этого его обжигают с кремнеземистым материалом, чтобы связать свободную известь. Кладку стабилизированного доломита производят на воде, а не на смоле. Кирпичи из стабилизированного доломита имеют огнеупорность от 1450 до 1560 °С, пористость — 20 % и плотность — 2,4 кг/см³

Для теплоизоляции зон печей, не подвергающихся действию металла и шлака, могут применяться огнеупорные легковесные изделия.

Разрушение кладки легче всего происходит по швам между кирпичами, поэтому для повышения длительности работы вагранок, печей (индукционных) и ковшей применяют набивную футеровку, т. е. делают ее монолитной. В этом случае пользуются соответствующими огнеупорными массами (кварцевыми, магнезитовыми, хромомagneзитовыми, дистен-силлиманитовыми, доломитовыми, алюмосиликатными, углеродистыми и др.). Набивную футеровку вагранок чаще всего выполняют кварцевой смесью, состоящей из кварцевого песка (70—80 %) и глины (10—30 %) с добавкой воды, а иногда жидкого стекла (~3 %). Такая смесь имеет следующий состав, %: SiO_2 — 77—91; Al_2O_3 — 4,5—10,0; Fe_2O_3 — 0,8—5,0; CaO — 0,3—0,4; MgO — 1,0—1,6; H_2O — 5,0—6,0.

Магнезитовые и доломитовые смеси состоят из соответствующих обожженных и размолотых материалов с примесью 1—2 % жидкого стекла (для магнезита), 6—8 % смолы, нагретой до 80—90 °С (для доломита), или 6—7 % воды для стабилизированного доломита.

Углеродистые материалы в виде набивной массы или блоков применяют для футеровки отдельных зон вагранок с водяным охлаждением, имеющих длительный цикл работы.

Монолитная футеровка из высокоглиноземистого цемента успешно применяется для газовых чугуноплавильных печей. Кирпичная кладка имеет более высокую прочность, но при ее использовании неизбежны швы, с которых обычно начинается разрушение футеровки. Кроме того, кирпичная кладка относительно дорогостояща, особенно для небольших печей.

Физические свойства масс ниже, чем у кирпича. Если плотность высокоглиноземистого кирпича (90 % Al_2O_3) составляет $(3,01-3,03) \times 10^3$ кг/м³, а пористость — 12—15 %, то плотность набивной и пластичной масс равна $(2,95-3,04) \cdot 10^3$ кг/м³, а пористость — 14—19 %; плотность наливной массы того же химического состава — $(2,74-2,80) \cdot 10^3$ кг/м³, пористость — 22—26 %. Однако применение масс обеспечивает монолитность футеровки, упрощает и удешевляет ее изготовление.

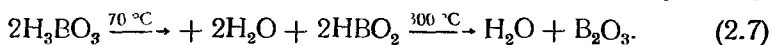
Из растворов наиболее предпочтительным является раствор на фосфатной связке, не разъедаемой металлом и шлаком.

Обычно применяют огнеупорные материалы на основе SiO_2 и ZrO_2 (кислые), на основе MgO , CaO и BaO (основные) и на основе Al_2O_3 и Cr_2O_3 (нейтральные).

Для производства кремнеземистой футеровки имеются большие запасы дешевого сырья — кварцита и кварцевого песка. Чистый кремнезем имеет довольно высокую температуру плавления (1704 °С). Однако наличие небольших количеств примесей приводит к образованию легкоплавких эвтектик, что снижает его огнеупорность, и к фазовым превращениям с изменением объема при нагревании, что затрудняет производство плотных динасовых кирпичей и ограничивает их применение.

В практике чугунолитейного производства кремнеземистая футеровка получила широкое применение в виде набивных кварцитовых масс для индукционных тигельных печей в основном по следующим причинам: кремнезем имеет исключительные характеристики термического расширения (по существу, он не расширяется при температурах выше 538 °С); термически обработанная футеровка имеет высокую стойкость; восстановление футеровки нетрудоемко: содержание влаги минимально — 0,3—0,4 %.

Кремнеземистую массу в процессе гермообработки нагревают до определенной температуры с целью оплавления зерен кремнезема и получения монолитной системы. Поскольку температура плавления кремнезема относительно высока, в набивную массу вводят химический активатор — борную кислоту H_3BO_3 . Обычный состав новой футеровки: 98,3 % кремнезема и 1,7 % борной кислоты. При повышении температуры борная кислота разлагается, теряя гидролизованную воду:



При температуре 582 °С оксид бора плавится и оплавляет зерна кремнезема. Образуется стекловидная фаза (силикат бора), в результате чего происходит сплавление мелких зерен в более крупные. При дальнейшем повышении температуры стекловидная фаза распространяется по сечению футеровки к наружным слоям. При правильно

проведенном спекании по сечению футеровки образуются три зоны, сохраняющиеся до конца кампании тигля: 1) внутренняя — с интенсивным спеканием кварцевых зерен в стекловидную массу (~30 % толщины стенки тигля); 2) переходная — с керамически связанными и частично свободными зернами кварцита (~30—40 % толщины тигля); 3) свободная, амортизационная — с частично свободными зернами и мелкими фракциями (20—30 % толщины стенки тигля), придающая тиглю некоторую эластичность при температурных изменениях массы и предохраняющая слой футеровки от сквозных трещин.

Одновременно с процессом агломерации кремнезем претерпевает фазовые превращения:



При температуре 870 °С происходит объемное расширение (примерно на 15 %) кремнезема, которое способствует формированию более плотной структуры огнеупорной массы футеровки. При спекании футеровки расплав обычно нагревается на 50—100 °С выше рабочей температуры. Сухая масса до спекания содержит около 0,3 % влаги и, кроме этого, влагу борной кислоты.

В футеровке стенок печи в результате циклических изменений температуры возникают циклические термические напряжения (как правило, при температурах выше 538 °С). Следовательно, выбранный огнеупорный материал должен иметь высокую стойкость к таким изменениям и способность к самовосстановлению в случае образования трещин. Графики теплового расширения огнеупорных материалов в зависимости от температуры приведены на рис. 2.1. Для работы футеровки наиболее благоприятное расширение при рабочей температуре выше 200 °С имеет кремнезем. Термическое расширение огнеупорной футеровки при высоких температурах приводит к значительным напряжениям в футеровке и каркасе печи и может вызвать трещины в облицовочном и более глубоких слоях футеровки.

Кирпичная футеровка имеет минимальное самовосстановление, так как ее целостность зависит от напряженности соединительных швов кирпичей, где и могут возникнуть трещины. Сырая набивная и литая монолитная футеровки также имеют тенденцию к спеканию по всей глубине, и в случаях возникновения трещин жидкий металл может проникнуть в индукционную катушку.

Если трещина возникает в сухой монолитной футеровке, то жидкий металл проникает в стекловидную зону, может проникнуть в зону сплавления и останавливается в свободной, амортизационной зоне. Аналогично самовосстанавливаются трещины и в комбинированной футеровке, когда жидкий металл, пройдя кирпичную футеровку, попадает в зону набивной футеровки.

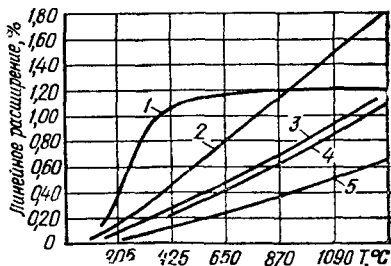


Рис. 2.1. Линейное расширение огнеупорных материалов:

1 — SiO₂; 2 — MgO; 3 — Cr₂O₃; 4 — Al₂O₃; 5 — ZrO₂.

Набивная масса готовится на заводах-потребителях непосредственно перед футеровкой или поставляется с введенной спекающей добавкой, что более чем в два раза сокращает затраты времени на футеровку и обеспечивает высокое качество перемешивания. Оптимальный гранулометрический состав массы — 20—30 % мелкой фракции (0,05—0,16 мм), 30—35 % средней (0,16—1,0) и 40—50 % крупной (1—6 мм) значительно удлиняет срок службы тигля.

Для обеспечения поставки массы с минимальной влажностью (до 0,2 %) производится замена борной кислоты, содержащей 43 % кристаллической воды, на борный ангидрид. Применение борного ангидрида повышает качество уплотнения футеровки и сокращает время ее спекания.

Применение футеровочных материалов для индукционных канальных печей имеет свои особенности. Составы и способы футеровки канальных индукционных печей остаются неизменными в течение длительного времени. Футеровка состоит из слоя изоляции, слоев постоянной и изнашивающейся футеровки. В качестве изоляции применяется слой асбеста толщиной 5—10 мм и слой теплоизоляционного кирпича объемной массой 600—1200 кг/м³, толщиной 65 мм или слой из плит силиката кальция. Постоянная футеровка представляет собой слой шамотного кирпича толщиной 65—125 мм с объемной массой 2000—2200 кг/м³, содержащего 37—40 % Al₂O₃. Изнашивающийся слой толщиной 300—400 мм — это эластичная набивная масса из электрокорунда (80—95 % Al₂O₃ и 6,5 % SiO₂) с размерами зерен до 6 мм на керамическом глиноземо-фосфатном связующем. Тепловое расширение массы при 1500 °C составляет 1,2 %, теплопроводность при температуре 1200 °C — 2,24 Дж/(с · м²), объемная масса — 3000—3100 кг/м³. Рабочая температура — до 1600 °C. Время на замену футеровки для печей вместимостью 30—50 т составляет четыре недели, в том числе четыре-пять дней — на выбивку изношенной футеровки, четыре-пять дней — на кладку изоляционного слоя и слоя постоянной футеровки и семь-девять дней — на выбивку массы.

В целях сокращения потерь времени и материальных затрат на замену футеровки индукционных миксеров в последние годы ведутся работы по замене теплоизоляционного кирпича массой, а также по замене кирпичной постоянной футеровки высокоглиноземистым бетоном и пластичной корундовой массы — наливными массами.

Наливные массы на основе электрокорунда (размеры зерна — до 3 мм) на химическом связующем содержат около 93 % Al₂O₃ и 1 % SiO₂, а на основе чистого глинозема (размеры зерна — до 6 мм) на гидропонном связующем — 96,5 % Al₂O₃ и 0,2 % SiO₂. Тепловое расширение этих масс при температуре 1500 °C составляет 1 и 1,2 %, теплопроводность — 2,24 и 1,86 Дж/(с · м²), рабочая температура — 1650 и 1700 °C соответственно.

Пониженное содержание SiO₂ по сравнению с его содержанием в пластичной набивной массе повышает устойчивость наливных масс к воздействию основных шлаков и чугуна с высокой массовой долей

углерода и низкой массовой долей кремния, например, при производстве расплава для получения высокопрочного чугуна. Наличие в футеровке SiO_2 приводит к износу футеровки при температуре около 1500°C , а во время плавки с основными шлаками при температуре выше 1500°C керамическая связка пластичной массы образует с силикатом алюминия легкоплавкую эвтектику.

Наливная масса с гидропонным связующим (алюминатом кальция) весьма устойчива к перепадам температуры и применяется в основном для небольших канальных печей. Основное условие стойкости массы — оптимальный зерновой состав, исключающий расслаивание и обеспечивающий максимальную плотность при уплотнении вибратором.

При сушке и нагреве футеровки из пластичной массы на керамической связке после 2—6-дневной выдержки при температуре 150°C температуру повышают со скоростью $5\text{—}25^\circ\text{C}/\text{ч}$ во избежание паробразования, которое может привести к растрескиванию и расслоению футеровки. На сушку и нагрев такой футеровки в печах вместимостью 6—40 т требуется 10—16 сут, в печах вместимостью 40—70 т — 16—20 сут. Футеровка из наливной массы с химическим твердением сушится 1—3 дня, допустимая скорость нагрева $25\text{—}50^\circ\text{C}/\text{ч}$, общие затраты времени и время на нагрев футеровки для печей вместимостью 6—40 т составляет 6—9 сут, для печей вместимостью 40—70 т — 9—14 сут.

При использовании в качестве футеровки наливных масс на химическом и гидропонном связующих, уплотняемых вибраторами, скорость нагрева составляет $20\text{—}50^\circ\text{C}/\text{ч}$. Однако за счет более высокой влажности время на сушку футеровки из наливных масс составляет 2—4 сут, а весь цикл сушки и нагрева для печей вместимостью 6—40 т составляет 7—10 сут, для печей вместимостью 40—70 т — 12—16 сут.

В практике чугунолитейного производства взамен постоянной кирпичной футеровки широко применяется высокоглиноземистый бетон двух видов: на основе плотного шамота и с добавкой боксита или корунда. Массовая доля Al_2O_3 соответственно составляет 50 и 65 %, объемная масса — $2200\text{—}2500\text{ кг}/\text{м}^3$, теплопроводность при $600\text{—}800^\circ\text{C}$ — $1\text{—}1,2\text{ Дж}/(\text{с}\cdot\text{м}^2)$, температура применения — 1450 и 1550°C . Оба вида бетона содержат зерна размером до 0—6 мм и 11—30 % воды. Уплотнение бетона, как и наливной корундовой массы, ведется вибратором. Слой постоянной футеровки изготовляется по промежуточному шаблону.

Схема футеровки типовой дуговой печи представлена на рис. 2.2. Нижнюю часть подины печи выкладывают, как правило, огнеупорным кирпичом (ступеньками). Однако имеются печи, в которых кирпичную кладку подины выполняют в виде обратного свода. Верхнюю рабочую часть футеровки ванны делают монолитной. Стены типовых дуговых печей выкладывают из кирпича, хотя возможно применение монолитной футеровки.

Зазор между футеровкой и кожухом печи заполняют слегка уплотненным засыпным материалом или раствором. Рамы окон обычно

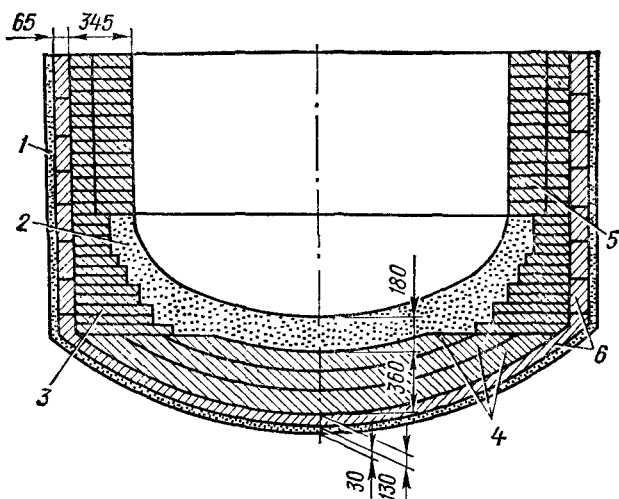


Рис. 2.2. Схема футеровки кислой дуговой печи:

1 — стальной кожух; 2 — набивная, поднина из SiO_2 на жидком стекле; 3 — первый слой динасового кирпича; 4 — сухой кварцевый песок с огнеупорной глиной; 5 — второй и третий слои фасонного динасового кирпича; 6 — теплоизоляция шамотным порошком и асбестом

выполняются водоохлаждаемыми и, следовательно, имеют тонкую футеровку.

Свод печи опирается на стальное водоохлаждаемое кольцо. Кладку футеровки свода выполняют концентрическими кругами по направлению к центру. В середине секции располагается так называемая дельта-секция, в которой предусмотрены отверстия для электродов. Футеровку этой части свода выполняют монолитной из набивных или наливных масс.

Для кислой футеровки дуговых печей используют динасовый фасонный и нормальный кирпич, а подину делают набивной из кварцевого песка на жидком стекле с едким натром. Основную футеровку выполняют из магнезитового фасонного или нормального кирпича, а подину — набивной из магнезитового порошка. Теплоизоляцию в обоих случаях осуществляют шамотным кирпичом или порошком и асбестом.

Для набивки откосов и подины, а также летки кислой печи применяют сухой кварцевый песок, просеянный через сито с ячейками размером не более 2 мм (100 %), и едкий натр технический с плотностью $\gamma = 1,31 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$ марок А или Б (1 %). Песок и едкий натр перемешивают на бегунах в течение 2—3 мин, затем добавляют жидкое натриевое стекло с $\gamma = (1,43—1,51) \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$ в количестве 5—6 % и весь состав перемешивают на бегунах в течение 10—15 мин. Иногда набивной слой пода изготовляют из кварцевого песка и огнеупорной глины, взятых в соотношении 9 : 1.

Своды дуговых печей выкладывают вне печи на специальном дере-

вянном, обитом листовой сталью, или на отлитом из чугуна шаблоне, имеющем форму внутренних очертаний свода. В местах, где должны находиться отверстия для электродов, на шаблоне устанавливают цилиндрические болванки. На шаблон кладут сводовое кольцо и выкладывают из фасонных динасовых кирпичей. Взамен динасы применяют термостойкий хромомagneзит, стойкость сводов из которого в 1,5—2 раза выше, чем из динасы.

После окончания кладки стен, набивки откосов и подины печь накрывают сводом и приступают к сушке. Вначале, в течение 2—4 ч, сушку ведут медленно, затем в течение 4—6 ч ускоренно, после чего проваривают подину и откосы электрическими дугами и положенными на подину кусками электродного боя. Проварку подины продолжают в течение 6—12 ч (в зависимости от вместимости печи) с периодическим выключением печи на 15—20 мин. Стойкость подины кислых и основных печей составляет от 150 до 500 плавов, стен и свода кислых печей — 150—200, основных — 100—150 плавов. После каждой плавки производят осмотр подины, очищают ее от остатков шлака и металла и заправляют поврежденные участки футеровки в кислых печах смесью кварцевого песка с жидким стеклом, в основных — сухим или смоченным жидким стеклом магнезитовым порошком.

Перед загрузкой шихты заправленное место на подине прикрывают железным листом, чтобы предохранить от повреждения. Период заправки и загрузки печи должен быть минимальным по времени с целью сокращения тепловых потерь и обеспечения быстрого прогрева шихты.

Расход огнеупорных материалов в дуговых электропечах ниже, чем в вагранках, и выше, чем в индукционных печах, в среднем он составляет: в вагранке — 25 кг, в дуговой электропечи — 15 кг, в индукционной печи — 3 кг на тонну жидкого чугуна.

Вопросы для самоконтроля

1. На каких признаках основывается классификация литейных и передельных чугунов? Назовите основные группы и классы литейных чугунов.
2. Назовите ферросплавы, наиболее часто употребляемые в литейном производстве, их основные марки.
3. Укажите основные добавки, применяемые в качестве флюсов для уменьшения вязкости шлаков. Напишите уравнения реакций, в которых участвуют флюсы.
4. Для получения карбида кальция из угля и извести использовали 117,9 кг технической негашеной извести. Сколько получится CaC_2 , если массовая доля CaO в извести составляет 95 %? (Ответ: 89,6 кг).
5. Перечислите основные требования к ваграночному топливу.
6. Какие отличия имеет термоантрацит от кокса по физико-механическим характеристикам?
7. Какими преимуществами обладает газообразное топливо?
При сгорании метана CH_4 образуются оксид углерода (IV) и вода. Сколько воды образуется при сгорании 8 г метана? (Ответ: 18 г).
8. Каков основной принцип классификации огнеупоров? Перечислите огнеупоры, наиболее часто применяемые для футеровки: а) вагранки; б) индукционной тигельной печи; в) основной дуговой печи.
9. Доломит имеет состав $3\text{CaCO}_3 \cdot 2\text{MgCO}_3$. Вычислите массовую долю в нем кальция в процентах.

10. Назовите преимущества и недостатки набивной футеровки по сравнению с футеровкой из огнеупорного кирпича и фасонных элементов.
11. Как влияет изменение содержания SiO_2 в иалливной футеровке на основе электрокорунда для канальных индукционных печей на ее термостойкость и устойчивость к воздействию основных шлаков?

ГЛАВА 3. ПЛАВКА ЧУГУНА В ВАГРАНКАХ

3.1. ОСНОВНЫЕ ТИПЫ КОКСОВЫХ И ГАЗОВЫХ ВАГРАНОК

Вагранка как самостоятельный плавильный агрегат для переплавки чугуна используется со второй половины XVIII столетия. Первоначально чугунные отливки производились исключительно из чугуна первой плавки, т. е. непосредственно из доменных печей, что, естественно, ограничивало в значительной степени и область применения чугуна, и возможности самостоятельного развития литейного производства.

В XVIII столетии были изобретены и нашли применение небольшие шахтные печи, т. е. вагранки. А. Спасский в своем «Словаре для русских горных людей» (1847) дает определение вагранки: «Вагранкой называется небольшая шахтная печь, изнутри круглая и обложена снаружи жестью или плитами». По мнению Н. Н. Рубцова, это была шести- или восьмигранная печь — печь «вогранех», отсюда пошло название «вогранок», а в дальнейшем «вагранка».

Вагранка (рис. 3.1) — шахтная печь непрерывного действия, в которой загружаемая шихта движется навстречу потоку горячих газов. Сверху через колошниковое окно загружается шихта, состоящая из чередующихся металлических, топливных и флюсовых колош. Через фурмы снизу подается воздух для горения топлива, за счет чего плавится металлическая шихта. При этом плавление происходит несколько выше фурм в плавильном поясе, ниже которого располагается слой топлива, называемый холостой колошей. При установившемся процессе плавки верхний уровень холостой колоши совпадает с поясом плавления и остается все время неизменным по высоте, так как убыль кокса холостой колоши восполняется рабочей топливной колошей, расходуемой на расплавление металла. При этом весь столб материалов в шихте вагранки опускается, а в освободившееся сверху место загружаются следующие колоши.

Расплавившийся металл каплями стекает вниз, проходит всю холостую колошу, в том числе фурменный пояс и область горна ниже фурм. Затем чугун стекает в специально устроенный сборник — передний горн (копильник), откуда выпускается через летку и желоб в подставленный ковш. Следовательно, вагранка представляет собой непрерывно действующий агрегат, вполне приспособленный как для обычных, так и для конвейерных литейных цехов.

Вагранки классифицируются по типу применяемого топлива (коксовые, коксогозовые, газовые), по футеровке (кислые и основные), по теплотехническим особенностям (без подогрева и с подогревом

дутья), по степени очистки газов (открытые, полузакрытые и закрытые). В открытых вагранках производится только грубая очистка от крупных частиц пыли, в полузакрытых очищается только часть газов и в закрытых эффективной очистке подвергаются все газы.

В соответствии с ГОСТ 24774 — 81, вагранки изготавливают следующих типов, исполнений и модификаций:

Типы: 1) открытые, со свободным выходом ваграночных газов в атмосферу за счет естественной тяги; 2) закрытые, с принудительным отсосом ваграночных газов через систему очистки.

Исполнения: 1) с воздушным дутьем без подогрева; 2) с воздушным дутьем с подогревом до температуры 350—500 °С.

Модификации: 1) с длительностью межремонтного цикла 24 ч; 2) с длительностью межремонтного цикла до 80 ч; 3) с длительностью межремонтного цикла свыше 80 ч.

Вагранки модификаций 2 и 3 должны иметь поливное водяное охлаждение плавильного пояса и водоохлаждаемые фурмы.

Открытые вагранки холодного дутья не могут быть рекомендованы к применению по экологическим соображениям и в связи с низким КПД. Вагранки с частичной очисткой газов от пыли в мокрых искрогасителях (пылесадителях) допускается применять только диаметром до 1300 мм при условиях длительности непрерывной работы не более 7 ч и значительной удаленности от жилых помещений.

Вагранки с высокотемпературным подогревом дутья в выносном рекуператоре с использованием теплоты отходящих ваграночных газов и полной их очисткой рекомендуются для высокопроизводительных литейных цехов заводов индивидуального и мелкосерийного производств, а также цехов металлургических предприятий.

При крупносерийном и массовом производстве отливок должны применяться вагранки с высокотемпературным подогревом дутья, без футеровки, с применением эффективных рекуператоров и полной очисткой ваграночных газов.

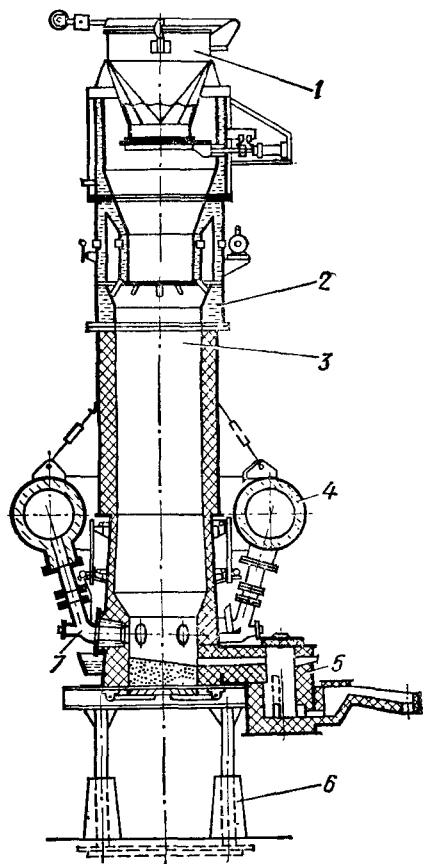


Рис. 3.1. Коксовая вагранка:

1 — герметичное загрузочное устройство; 2 — водоохлаждаемое колошниковое устройство с боковым отсосом газов; 3 — шахта; 4 — воздушный коллектор; 5 — сифонный шлакоотделитель; 6 — опорное устройство; 7 — фурмы

3.1.1. Коксовые вагранки

Схема современного плавильного агрегата с системой очистки ваграночных газов представлена на рис. 3.2. Установка состоит из вагранки, весовых и загрузочных устройств для подачи металлических и неметаллических шихтовых материалов, комплекса оборудования для улавливания и очистки отходящих газов и пыли в две стадии (пылеосадитель, скруббер, рекуператор, фильтры и т. п.), устройств для подачи и подогрева дутья, оборудования для отбора жидкого металла и удаления шлака, системы автоматического управления и контроля за процессом плавки, различных вспомогательных устройств.

Очистка отходящих ваграночных газов может также осуществляться в три стадии, включая мокрую очистку.

Кожух вагранки и его футеровка. Кожух вагранки представляет собой цилиндр из листового железа толщиной 6—12 мм, состоящий из нескольких обечаек высотой 1—2 м, сваренных или склепанных между собой. В кожухе вырезают отверстия для рабочего и завалочного окон, фурм и леток. Размеры рабочего окна должны составлять не менее 0,4 × 0,5 м. Размеры завалочного окна зависят от способа завалки (ручного или механизированного) и габаритов загрузочных устройств.

Цилиндрическая труба вагранки является обычно продолжением кожуха шахты. Для увеличения жесткости конструкции и поддержания футеровки на внутренней поверхности кожуха на расстоянии 0,5—1,0 м друг от друга прикрепляются уголки, на которые затем укладывают металлические кольца, поддерживающие кладку.

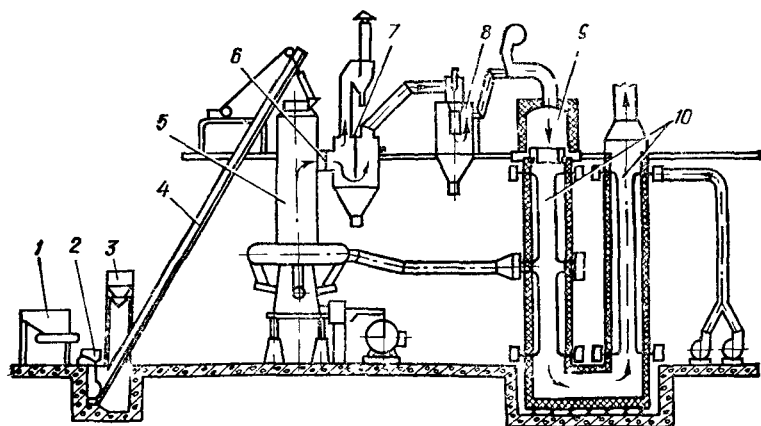
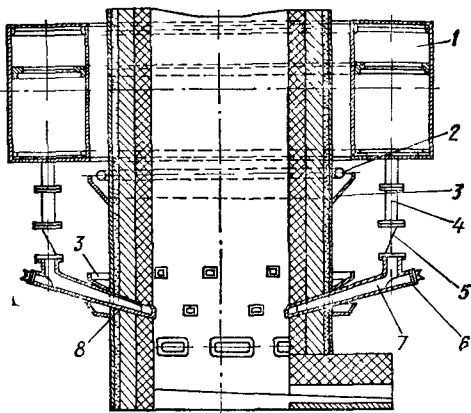


Рис. 3.2. Схема ваграночной установки закрытого типа конструкции Гипростанка:

1 — бункерная эстакада для металлической шихты; 2 — весовая тележка; 3 — установка для дозирования кокса, известняка и феррославоов; 4 — подъемник для шихты; 5 — вагранка; 6 — шлюзовая камера; 7 — пылеосадительная камера; 8 — эжекторный скруббер; 9 — камера дожигания; 10 — радиационный рекуператор

Рис. 3.3. Фурменный пояс вагранки:

1 — воздушный коллектор, 2 — водяное охлаждение; 3 — направляющий конус; 4 — воздухопроводы; 5 — шиберы; 6 — смотровое отверстие; 7 — фурма; 8 — водоохлаждаемый наконечник фурмы



Во избежание деформации при нагреве между кладкой и кожухом оставляют зазор шириной 15—20 мм, заполняемый мелким шлаком или чистым песком. Толщина футеровки составляет 112—250 мм, а в больших вагранках — до 300 мм.

Кирпичи кладут в 2—3 ряда. Кладку следует производить с большой тщательностью, оставляя минимальные зазоры между кирпичами, так как по ним начинается разъедание футеровки. Применяют также набивную футеровку, которую осуществляют по разъемному шаблону. Набивку ведут послойно, с тщательной трамбовкой каждого слоя, или торкретированием. Текущий ремонт футеровки плавильного пояса производят после каждой плавки. Стенки шахты вблизи завалочного окна футеруют обычно чугунными пустотелыми кирпичами, поскольку обычная кирпичная кладка быстро разрушается от ударов кусков загружаемой шихты.

В настоящее время широкое распространение получили вагранки с водяным охлаждением либо всей шахты, либо только плавильного пояса. Вагранки с водяным охлаждением плавильного пояса, с горном из углеродистых материалов работают в течение длительного периода времени без выбивки и ремонта. Недостатком этих вагранок является опасность образования настывей на водоохлаждаемых стенках в начальный период плавки при низком качестве кокса и флюса.

Доменный профиль шахты в значительной степени выравнивает распределение дутья по сечению вагранки и устраняет зависание шихты. Такой профиль вагранки удобен для наружного поливного охлаждения и встроенных водоохлаждаемых быстросменных медных фурм по типу применяемых в доменных печах, что улучшает газодинамику и теплообмен в вагранке.

Фурменный пояс и подвод воздуха в вагранку (рис. 3.3). Вся система, подводящая в вагранку воздух (воздухопровод, фурменный пояс и фурмы) имеет целью снабдить область горения нужным количеством воздуха. При этом необходимо обеспечить равномерное распределение воздуха по периметру вагранки, а также достаточно глубокое проникновение его к центру. С этой целью использовалось

множество различных по конструкции фурм (круглые, квадратные, прямоугольные, эллиптические, щелевые по всему сечению вагранки), расположенных в один или несколько рядов, под разным (10—15 градусов) углом наклона к горизонту и т. д. Можно, однако, считать установленным, что, если достигнуто постоянство количества и давления подаваемого воздуха, форма сечения и количество фурм не имеют большого значения. В последнее время возобновился интерес к использованию многорядных фурм с регулируемым распределением между ними воздуха.

Постоянство режима работы вагранки в известной мере зависит от чистоты фурм, бесперебойного и полного их использования. Для прочистки и наблюдения за процессом в фурмах предусмотрены отверстия, закрытые прозрачными пластинками. Очистка фурм возможна также путем временного прекращения доступа воздуха, вследствие чего температура у закрытой фурмы повышается и шлак расплавляется. Временное прекращение доступа воздуха в ту или иную фурму осуществляется путем устройства в них соответствующих шиберов. В современных вагранках диаметром более 1300 мм фурмы выполняются подобно фурмам доменной печи — медными, выдвигаемыми, с водяным охлаждением.

Воздухопровод должен подводить воздух к фурменному поясу кратчайшим путем и с наименьшим количеством поворотов при достаточных радиусах закругления, чтобы возможные потери воздуха были минимальными. С этой целью воздухопровод и все его соединения должны быть герметичными.

Равновесное распределение воздуха по фурмам осуществляется расположенной вокруг корпуса вагранки фурменной или воздушной коробкой круглого или прямоугольного сечения из листового железа толщиной 5 мм. При подаче горячего воздуха фурменная коробка и воздухопровод футеруются изнутри. Воздух в фурменную коробку подводится тангенциально или сверху. Подача воздуха осуществляется воздуходувкой или вентилятором.

Устройства для накопления и выпуска чугуна и шлака. Накопление чугуна и шлака производится либо в горне вагранки, либо в специальных *копильниках* разной конструкции. В копильнике иногда производят модифицирование, легирование и другую металлургическую обработку. Применение копильников способствует более равномерному сходу колош и дает возможность уменьшать расстояние от пода до фурм для получения малоуглеродистого чугуна.

Копильники и миксеры для жидкого чугуна могут быть стационарными, поворотными или поворотными и передвижными, с подогревом и без подогрева. Стационарные копильники применяются в цехах крупного литья, где выдача металла на разливку осуществляется не чаще двух-трех раз в час. В стационарные копильники металл и шлак непрерывно поступают из вагранки через летку. Выпуск металла и шлака из такого копильника обычно производят периодически.

В необогреваемом копильнике температура чугуна понижается на 20—40 °С. Поэтому иногда применяют вагранки с отводом части образующихся газов в копильник, что позволяет не только устранить

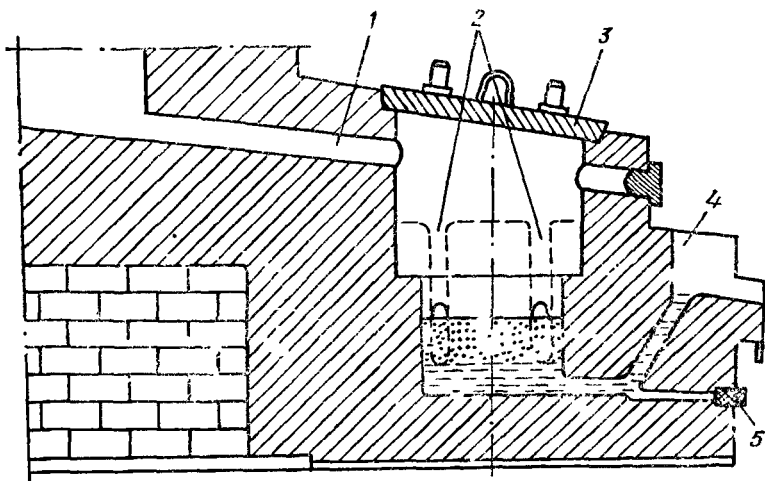


Рис. 3.4. Компрессионный шлакоотделитель:

1 — металлопровод, 2 — шлаковые каналы; 3 — крышка, 4 — открытый желоб; 5 — сливной канал с пробкой

потери температуры чугуна, но и получить дополнительное повышение температуры на 50—80 °С.

Поворотные *копильники-миксеры* имеют обычно конструкцию наклоняющихся ковшей чайникового или барабанного типа, чаще всего с газовым или индукционным обогревом. Иногда в целях экономии блок из двух-трех вагранок снабжается одним передвижным копильником. Вместимость копильников выбирают в зависимости от массы литья, серийности производства и требований к стабильности состава чугуна.

Для непрерывного выпуска металла и шлака применяют различные устройства, действующие по принципу простого сифона и отделяющие шлак от более тяжелого чугуна. Вагранки с длительным циклом работы снабжаются, как правило, двумя *компрессионными шлакоотделителями* (рис. 3.4), имеющими металлический и шлаковый сифоны высотой соответственно 300 и 400 мм для вагранок диаметром 830—1350 мм и 340 и 540 мм для вагранок диаметром 1600—2000 мм. Такие шлакоотделители работают попеременно и обеспечивают эффективное отделение шлака от чугуна, полное выведение шлака из горна вагранки, благодаря чему устраняется его воздействие на футеровку горна.

Компрессионный шлакоотделитель герметически закрыт крышкой и газ в нем находится под тем же давлением, что и в вагранке. Чугун и шлак вытекают по отдельным желобам. Размещение двух шлакоотделителей на одной вагранке с водяным охлаждением позволяет организовать непрерывный режим плавки и обеспечить продолжительную работу вагранки.

Желоб вагранки во избежание лишнего охлаждения чугуна должен иметь минимальную длину (не более 0,7—1,2 м). Его изготов-

ляют из листовой стали и обмазывают огнеупорной глиной, а в больших вагранках выкладывают вначале лещадкой. Крепят желоб к кожуху шарнирно, на клиньях. Иногда желоб изготовляют из двух частей, чтобы направить чугун в один копильник, установленный для двух вагранок, работающих поочередно. Для лучшего стока чугуна желоб имеет угол наклона 3—5°.

Шлаковый желоб устанавливают сбоку или с противоположной стороны от чугунного. Он имеет еще меньшую длину (0,2—0,5 м), но больший угол наклона, иногда его делают литым чугунным (без футеровки).

Летки для выпуска чугуна и шлака должны быть выполнены так, чтобы они «не замерзали», легко открывались и сохраняли свои размеры в течение всей плавки. В зависимости от размеров вагранки диаметр чугунной летки колеблется от 12 до 40 мм, шлаковой — от 35 до 50 мм. Чугунная летка располагается на уровне пода вагранки и копильника. Под для обеспечения хорошего стока металла имеет угол наклона от 4 до 8°. У стенок вагранки или копильника делают закругления радиусом около 50 мм.

При установке леточного кирпича целесообразно иметь в нем два отверстия, из которых одно (верхнее) является запасным и открывается в случае застывания металла в нижней летке. Через некоторое время подина вагранки или копильника прогреется и создается возможность пробить и нижнюю («замерзшую») летку. Летку рекомендуется делать с конусообразными расширениями с обеих сторон и цилиндрической частью достаточной длины (более 40 мм) между ними, чтобы она не разрушалась в течение плавки, иначе струя чугуна становится слишком большой и в этом случае необходимо переходить на вторую запасную летку. Наружный конус в летке необходим также для того, чтобы легче было закрывать летку глиняной пробкой, так как в противном случае края отверстия срезают глину. Разъедание шлаковой летки приводит к нарушению нормального стока плавки и выбросу большого количества газов и кокса. Поэтому в тех случаях, когда осуществляется длительная плавка или непрерывный выпуск шлака, для выпуска шлака применяют водоохлаждаемую металлическую летку.

Шлаковая летка располагается всегда выше чугунной, это расстояние зависит от количества накапливаемого металла. Шлак спускают в специальный короб, установленный на вагонетке. В современных литейных цехах шлак подвергают грануляции струей воды на желобе или в специальной яме с водой, в которой установлен короб с отверстиями, пропускающими воду и задерживающими гранулированный шлак. По мере заполнения короба его вынимают из ямы, шлак выгружают и отправляют по назначению для изготовления шлакоблочных кирпичей, используемых для бытового и промышленного строительства.

Опорные устройства. Опорными устройствами вагранки являются днище, подовая плита, колонны и фундаментная плита. Вся масса вагранки (кожух, футеровка, шихта) полностью воспринимается колоннами и фундаментной плитой, которой обычно служит чугун-

ная плита толщиной 20 мм, равномерно передающая давление на фундамент. Однако иногда обходятся без плиты, устанавливая колонны непосредственно на фундаменте. Материалом для колонн, имеющих тавровое, двутавровое или полое цилиндрическое сечение, служит сталь или чугун. Высота колонн для удобства обслуживания вагранки должна составлять не менее 0,8—1,0 м.

Подовая плита обычно изготавливается из чугуна и имеет толщину около 30 мм. Днище вагранки изготавливают из мягкой стали. В больших и даже средних вагранках днище состоит из двух створок. По соображениям техники безопасности, днище больших вагранок кроме рычажных затворов укрепляется еще подпорками.

Искрогасители и пылеуловители. Продукты горения, выходящие из трубы вагранки, несут большое количество искр, пыли и вредных газов. Искры представляют опасность в пожарном отношении, пыль и газы ухудшают санитарное состояние окружающей местности. Количество пыли в неочищенных ваграночных газах составляет от 3 до 12 г/м³ в зависимости от условий плавки и применяемых шихтовых материалов. Особенно вредными составляющими ваграночных газов являются СО и SO₂.

Для отбора ваграночных газов в систему газоочистки большинство вагранок закрытого типа имеют специальные приспособления, которые должны препятствовать проникновению из атмосферы в систему газоочистки кислорода и не допускать выхода газов в помещение цеха через отверстие для загрузки шихты. Достигается это двумя способами.

По первому способу, шахта вагранки загружается шихтой выше узла отбора газов. На уровне отбора газов в шихте автоматически поддерживается минимальное положительное давление, препятствующее проникновению воздуха в систему газоочистки через шихту из загрузочного окна. Надежность работы этой системы обеспечивается только при строгом соблюдении уровня загрузки шихты. При снижении уровня шихты в конце плавки шахта вагранки перекрывается специальной крышкой. Автоматическая система контроля постоянно ведет наблюдение за давлением в узле отбора газов и содержанием кислорода в газах, поступающих в систему газоочистки, и в случае обнаружения кислорода или разрежения отключает газоочистку от вагранки.

По второму способу, изоляция системы очистки от атмосферы достигается за счет загрузки шихты через герметичные шлюзовые камеры закрытого типа.

Очистку ваграночных газов в вагранках закрытого типа производят обычно в многоступенчатых системах. На первой ступени для осаждения наиболее крупных частиц пыли применяют сухие или мокрые инерционные пылесадители: одинарные или батарейные циклоны, мокрые камерные пылесадители и скрубберы различных конструкций.

Если температура ваграночных газов выше 400 °С, то циклоны футеруют. Они задерживают 99,9 % пыли, размер частиц которой превышает 40 мкм, и лишь 20 % пыли с размером частиц менее 1 мкм. Коэффициент полезного действия при очистке ваграночных газов

составляет около 80 %. Мокрые пылеосадители — полые скрубберы, камеры с форсуночным орошением и другие устройства применяются обычно в тех цехах, где имеются устройства гидрошламоудаления.

Ваграночная пыль содержит 30—40 % частиц размером свыше 10 мкм и 60—70 % частиц размером меньше 1 мкм. Для тонкой очистки наиболее широко используются турбулентные скоростные мокрые пылеуловители, дезинтеграторы, а также сухие и мокрые электрофильтры, КПД которых определяется остаточной концентрацией пыли в газах.

Скоростные мокрые пылеуловители с трубами Вентури, КПД которых составляет 97—98 %, а остаточное количество пыли $P_{ост}$ — $(0,1—0,05) \cdot 10^{-3}$ кг/м³, состоят из коагулятора мелких частиц пыли, каплеосадителя и газодувки (дымососа). Вода подается в горловину трубы Вентури. Газовый поток, движущийся со скоростью 80—100 м/с, дробит воду на мелкие капли, обеспечивает хорошее перемешивание газов с каплями воды и осаждение на каплях воды мельчайших частиц пыли. Пыль, скоагулировавшая на каплях воды, улавливается в каплеосадителях инерционного типа.

Высокая степень очистки достигается при скорости газового потока в горловине 150—200 м/с; при этом гидравлическое сопротивление пылеуловителя, преодолеваемое за счет газодувки, составляет $(0,15—0,2) \cdot 10^5$ Па (1500—2000 мм вод. ст.). Преимущества этих пылеуловителей: они просты в эксплуатации, имеют небольшие габаритные размеры. Недостатки их состоят в больших затратах электроэнергии, повышенной трудоемкости и малой надежности работы газодувки, опасности образования хлопков в системе газоочистки из-за подсоса воздуха.

Мокрые пылеуловители с эжекторными трубами Вентури, имеющие КПД = 96—97 % и $P_{ост} = (0,15—0,10) \cdot 10^{-3}$ кг/м³, состоят из коагулятора мелких частиц пыли, каплеосадителя и водяных насосов высокого давления. Газы проходят через горловину трубы Вентури с невысокой скоростью (10—15 м/с), а вода подается с большой скоростью (40—150 м/с) в направлении перемещения газов. За счет разности скоростей воды и газов, раскрытия водяного факела обеспечивается коагуляция пыли на каплях воды и эжекция газового потока. Преимущества этих пылеуловителей состоят в высокой надежности, простоте эксплуатации, отсутствии разрежения в системе газоочистки, исключении газодувки из тракта газоочистки. Недостатки: ограниченные возможности в бездымососном варианте для преодоления гидравлического сопротивления устройств, обеспечивающих дожигание и использование теплоты ваграночных газов.

Тканевые фильтры, имеющие КПД = 99 % и остаточное количество пыли $(0,05—0,07) \cdot 10^{-3}$ кг/м³, состоят из пучка матерчатых труб или мешков, размещенных в герметичном металлическом каркасе, в нижней части которого расположен бункер для сбора пыли. Запыленные газы через бункерную часть каркаса поступают внутрь труб или мешков, фильтруются через ткань и выходят из фильтра через

клапан чистого газа. Ткань очищается от пыли путем периодического встряхивания или обратной продувки воздухом. При температуре газов 100—300 °С применяют синтетические волокна или стеклоткань. Преимущества тканевых фильтров: высокая степень очистки, низкий расход электроэнергии, низкое гидравлическое сопротивление. Недостатки: большие габариты, высокие капитальные затраты, температура очищаемых газов не должна превышать 300 °С.

Дезинтеграторы, имеющие КПД = 85—98 % и остаточное содержание пыли $(0,5—0,05) \cdot 10^{-3}$ кг/м³, состоят из улиткообразного корпуса, ротора с разбрызгивателем и лопатками. Газы подаются в центральную часть корпуса и за счет вращения ротора с лопатками и неподвижных прутьев, укрепленных на корпусе, перемешиваются с водой, подаваемой через разбрызгиватель. Центробежной силой капли воды, насыщенные пылью, отбрасываются на стенки корпуса и по ним стекают в шламоотстойник. Окончательное осаждение производится в каплеотстойнике инерционного типа. Преимущества этих пылеуловителей: небольшие габаритные размеры, совмещение в одном аппарате коагулятора пыли и дымсоса, возможность регулирования степени очистки за счет изменения мощности двигателя. Недостатки: сложность ремонта, высокое разрежение, создаваемое в системе газоочистки, и связанная с этим опасность подсоса воздуха, вызывающего хлопки и взрывы.

3.1.2. Вагранка с горячим дутьем без футеровки

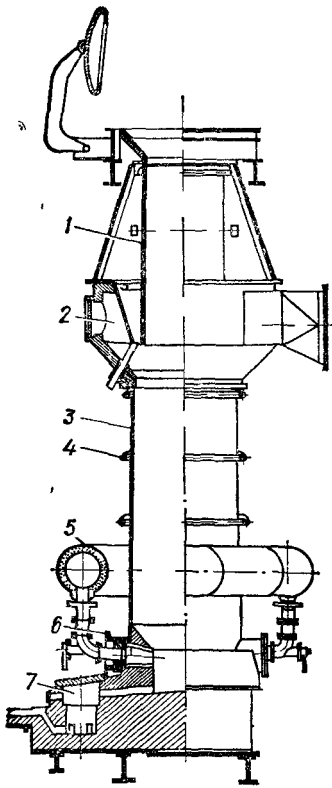
Вагранка с горячим дутьем без футеровки относится к агрегатам длительного действия и обладает следующими преимуществами: небольшим расходом кокса — 9—12 %; высокой температурой чугуна — 1500—1600 °С; возможностью использования значительного количества стального лома — до 70—80 %; полным отсосом колошниковых газов; использованием колошниковых газов в рекуператоре для подогрева дутья; возможностью изменения производительности плавки.

Разработанная фирмой GHW (ФРГ) вагранка с горячим дутьем без футеровки дает возможность вести как кислый, так и основной процессы плавки (рис. 3.5). Требуемое количество углерода определяется в зависимости от высоты медных водоохлаждаемых фурм 6 над подом вагранки. Чугун и шлак стекают по наклонному каналу в расположенный вне вагранки шлакоотделитель 7. Расход огнеупорной футеровки горна составляет 1—3 кг на 1 т выплавленного чугуна, что обеспечивает работу печи без ремонта футеровки горна в течение нескольких недель.

Вагранки этого типа имеют расширение шахты печи выше зоны плавления, чем достигается предварительный нагрев шихтовых материалов. Конусообразная часть защитных плит 1 в зоне загрузки шихты предотвращает зависание шихтовых материалов, а кольцеобразная камера 2, находящаяся ниже загрузочного отверстия, обеспечивает полный отсос колошниковых газов. Разрежение отсоса

Рис. 3.5. Вагранка с горячим дутьем без футеровки:

1 — защитный блок загрузочного устройства; 2 — газостовбы; 3 — водоохлаждаемый кожух вагранки; 4 — водяное охлаждение; 5 — воздушный коллектор; 6 — водоохлаждаемые фурмы; 7 — сифонный шлакоотделитель



регулируется, чем достигается бездымная работа вагранки. При плавке серого чугуна дутьевой воздух должен нагреваться до температуры не ниже 400°C , при плавке ковкого и высокопрочного чугунов — до 500°C . При основном процессе плавки температура дутья должна достигать $600\text{--}750^{\circ}\text{C}$.

Излучающий рекуператор, применяемый фирмой GHW, представляет собой простую систему «труба в трубе». Колошниковые газы смешиваются в нижней части с воздухом, дожигаются и, проходя вверх по огнеупорной внутренней трубе, отдают ей теплоту. Дутьевой воздух поступает сверху вниз по зазору между трубами и нагревается от горячей внутренней трубы.

Большим достоинством вагранки «GHW» с горячим дутьем без футеровки является высокая автоматизация всех процессов, совершенство процессов пыле- и газоочистки, экономичность, что обеспечило ее распространение.

3.1.3. Коксогазовые вагранки

Частичная или полная замена в вагранках кокса природным газом имеет целью снижение содержания серы, регулирование содержания углерода, в частности, получение малоуглеродистого чугуна, и экономию кокса.

Конструкция коксогазовой вагранки представлена на рис. 3.6. В ней дополнительно предусматриваются двухпроводные газовые горелки предварительного смешения с камерами для газовых туннелей и коллектор для подачи природного газа. Имеются две фурменные коробки для раздельной подачи воздуха в фурмы и газовые горелки. В обе фурменные коробки воздух может поступать как от одной, так и от двух воздуходувок. Газовые горелки размещают на расстоянии $600\text{--}900$ мм от оси фурм в зависимости от диаметра шахты

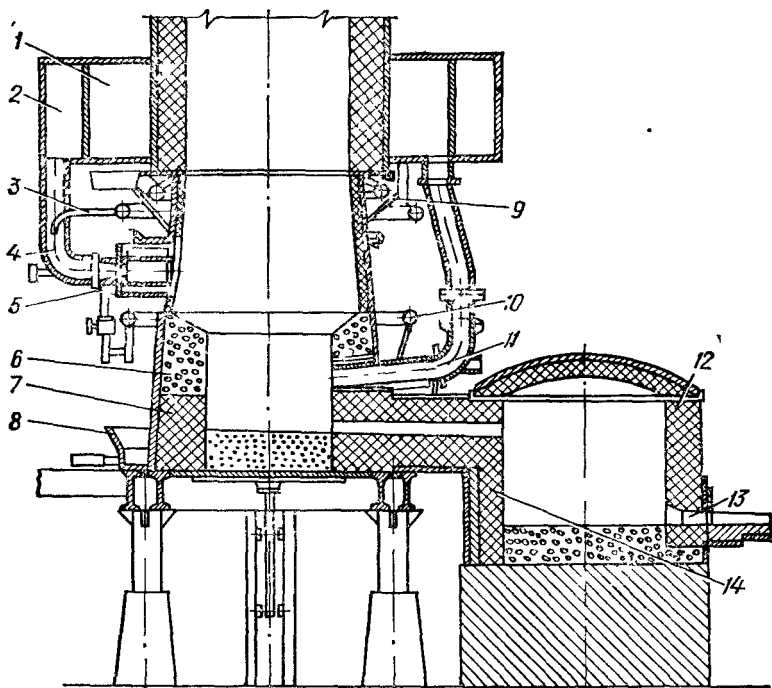


Рис. 3.6. Конструкция коксогововой вагранки:

1 — коллектор для воздушных фурм, 2 — воздушный коллектор для газовых фурм; 3 — газовая горелка; 4 — подвод газовой смеси, 5 — газовая фурма, 6 — огнеупорная футеровка плавильной зоны, 7 — горн, 8 — устройство для грануляции шлака; 9 — водяное охлаждение плавильной зоны; 10 — коллектор водяного охлаждения, 11 — фурмы для воздуха; 12 — копыльник; 13 — летка; 14 — футеровка металлопровода

вагранки и высоты холостой колоши. Это расстояние имеет существенное значение для правильной работы вагранки. Для обеспечения полного сгорания газа рекомендуются следующие размеры газовых туннелей: длина $L = 6D + 30$ мм; диаметр горелок $D = (2,0-2,5) D_c$ (D_c — диаметр выходного сопла).

Наилучшие показатели достигаются при определенном удельном расходе газа, примерно 20—25 м³ на 1 т выплаваемого чугуна. При этом расход кокса на рабочие колоши снижается на 25—30 %, производительность вагранки повышается на 10 %, массовая доля серы в чугуне уменьшается на 0,02—0,03 %. При сжигании природного газа воздушное дутье в фурмы следует подавать в количестве сверх оптимального, а сжигание газа в горелках производить с некоторым избытком воздуха.

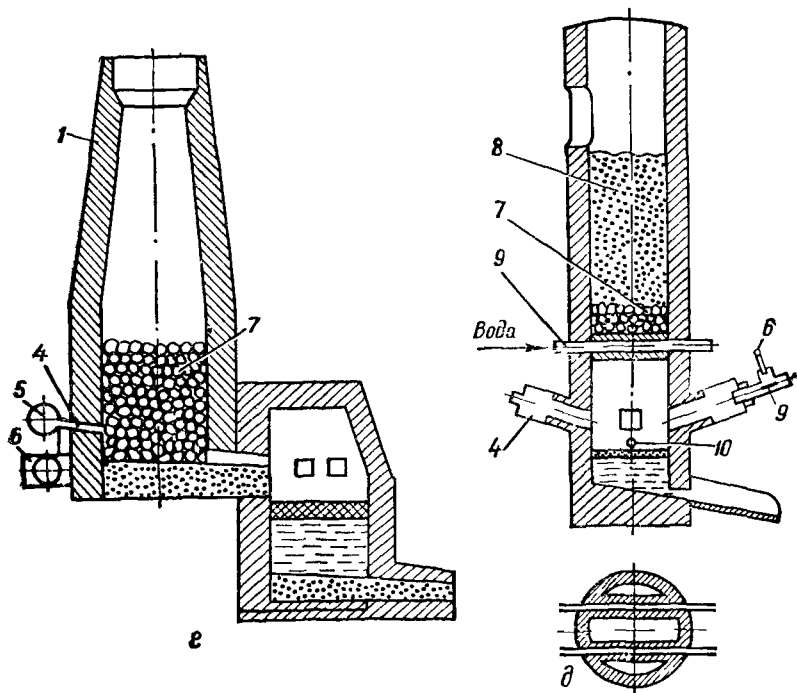
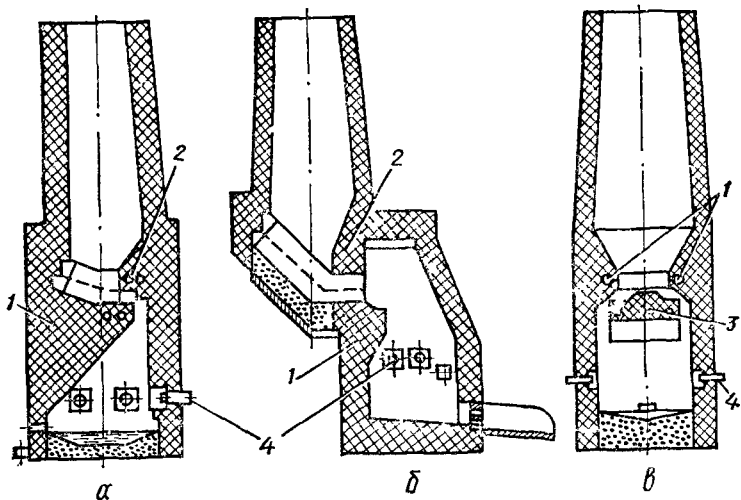


Рис. 3.7. Различные типы газовых вагранок:

a — с уступами в шахте; *б* — с выносной камерой перегрева; *в* — с перегородкой в шахте; *г* — с огнеупорной насадкой; *д* — с колосниками и огнеупорной насадкой (по данным В. А. Грачева), 1, 2 — нижние и верхние уступы в шахте, 3 — перегородка; 4 — газовые горелки; 5 — газовый коллектор, 6 — воздушный коллектор; 7 — огнеупорная насадка; 8 — шихтовые материалы, 9 — охлаждение; 10 — шлаковая летка

3.1.4. Газовые вагранки

В нашей стране впервые работающими на жидком или газообразном топливе чугуноплавильными печами были вагранки конструкции Петрашевского или их модификации, приспособленные для работы на газовом топливе. Вагранка работает на природном газе и подогревом дутья. Для этой цели служит воздухонагреватель, установленный в трубе вагранки, откуда воздух поступает в коллектор, а затем в горелки. Газ поступает в горелки из другого коллектора. Угар углерода составляет 5 %, кремния 15—18 %, марганца 20 %, пригара серы практически нет.

Созданы газовые вагранки различных типов: с уступами в шахте, с выносной камерой нагрева, с перемычкой в шахте, с огнеупорной насадкой, с колосниками и насадкой (рис. 3.7).

Все конструкции газовых вагранок имеют в своей основе один и тот же принцип — разделение плавильного агрегата с помощью различных конструктивных решений на шахту и камеру перегрева.

Наиболее распространенной является конструкция газовой вагранки с холостой огнеупорной колошей (рис. 3.7, з), состоящей из смеси огнеупора и кокса или другого углеродистого материала. Газ в горелки подается через газовый коллектор 5, а горячий воздух из отдельно стоящего воздухоподогревателя — в воздушный коллектор 6. В копильнике для удаления шлака имеются шлаковые летки, для выпуска жидкого чугуна — металлические летки и желоб.

Нижняя часть вагранки после розжига горелок и разогрева футеровки шахты заполняется огнеупорной колошей 7, которая состоит из двух частей. Пространство от подины до уровня туннелей газовых горелок заполняется углеродистой колошей высотой 200 мм, от углеродистой колоши до уровня 900—1000 мм от подины — огнеупором и углеродсодержащим материалом, для чего применяются куски электродного боя, шамотного или высокоглиноземистого огнеупора.

Куски кокса или другого углеродсодержащего материала, находясь между кусками огнеупора, создают локальные зоны, разъединяющие эти куски, что не позволяет им слипаться и оседать. В то же время кокс или электродный бой способствует восстановлению оксидов из шлака, раскислению металла, его науглероживанию.

Техническая характеристика вагранки с огнеупорной колошей производительностью 5—7 т/ч:

Расход, м ³ /ч	
природного газа	500—700
воздуха	4900—7350
Число горелок, шт.	8
Давление газа, кПа	40—60
Объем огнеупорной колоши, м ³	
общая	1,0—2,0
в том числе:	
шамотных кирпичей	0,35—0,42

высокоглиноземистых огне-	
упоров	0,35—0,42
электродного боя	0,30—0,36

Схема газовой вагранки с колосниковой решеткой и насадкой представлена на рис. 3.7, д. Отличительной особенностью этой вагранки являются патентованные фирмой Hayes Shell Cast, LTD (Великобритания) конструкции топливных горелок и колошниковой решетки, поддерживающей огнеупорную насадку из шаров (диаметром 7,5—15 % диаметра шахты) и металлическую шихту. В этих вагранках можно плавить любые марки чугунов, если в шахте содержится не более 50 % стального скрапа, что ограничивается температурой, достигаемой при сжигании обычного топлива. При этом чем выше содержание в шихте стального скрапа, тем меньше углерода в жидком чугуне и тем больше карбюризатора необходимо инжестировать. Расход карбюризатора в зависимости от количества углерода в шихте и требуемого содержания его в жидком чугуне составляет от 1 до 3 %. Расход огнеупорной насадки колеблется от 1,5 до 3 % массы выплавленного металла в зависимости от требуемой температуры расплава.

Водоохлаждаемые ребристые трубы, из которых состоит колосниковая решетка, применяются как с огнеупорным покрытием, так и без него. Трубы легко удаляются из вагранки, что облегчает нанесение на них огнеупорного покрытия, их ремонт и замену. Огнеупорное покрытие выдерживает плавку чугуна в вагранке в течение 60 ч. При соответствующей замене огнеупорного покрытия трубы используются многократно. Средняя стойкость водоохлаждаемых труб без покрытия составляет несколько недель.

Существенным преимуществом газовых вагранок является низкий уровень загрязнения атмосферы, что устраняет необходимость использования сложных газоочистительных установок, а также выплавка чугуна с низким содержанием серы (менее 0,02 %). Жидкий чугун можно выпускать в обогреваемый или необогреваемый копильник. Наиболее экономично применять дуплекс-процесс газовая вагранка — индукционная печь проходного типа.

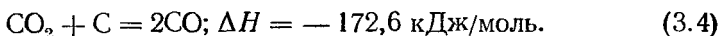
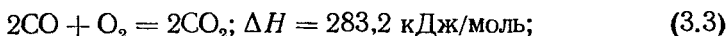
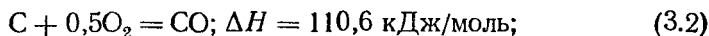
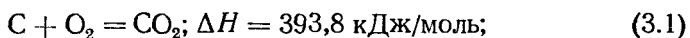
При нормальной производительности газовой вагранки, составляющей 10 т/ч, вместимость канальной индукционной печи может быть выбрана равной 2,5 т.

Эксплуатационные характеристики газовой вагранки производительностью 10—12 т/ч: удельная производительность — 6 т/(м² · ч); температура чугуна на желобе сифонного шлакоотделителя — 1300—1380 °С; расход топлива при разогреве вагранки — около 600 кг, при плавлении — 35—45 кг; расход топлива холостой колоши — 0,8—1,5 кг/т. Внутри вагранки на высоте расположения горелок футеровка выдерживает 10-суточную кампанию, в течение которой выплавляется около 800 т жидкого чугуна. Жидкий чугун с температурой 1300—1350 °С, непрерывно стекающий из вагранки, перегревается до 1500—1550 °С в индукционном канале печи и выдвигается в ковш при наклоне печи. Такой режим плавки чугуна обеспечивает высокий срок службы керамических шаров в огнеупорной насадке.

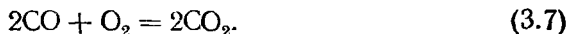
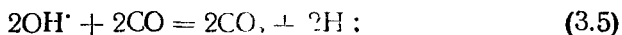
Эксплуатационные данные индукционной канальной печи, работающей в паре с газовой выгранкой: регулируемая конечная температура чугуна — от 1350 до 1580 °С; вместимость ванны — 2,5 т; подключаемая мощность индуктора — 700 кВт; расход охлаждающей воды — 5 м³/ч; мощность, необходимая для поддержания металла в жидком состоянии, — 160 кВт; расход энергии при перегреве металла на 200 °С — 54 кВт · ч.

3.2. ТЕПЛОВЫЕ ПРОЦЕССЫ ПЛАВКИ В ВАГРАНКЕ

Тепловые процессы при плавке в вагранке определяются горением топлива, теплообменом между топливом, продуктами его сгорания и шихтовыми материалами, а также химическим взаимодействием между металлическими составляющими, шлаком и газовой фазой. Горение топлива в вагранке происходит в верхней части холостой колоши за счет вдувания в фурмы воздуха (рис. 3.8). Образующиеся продукты горения проходят через весь столб шихты и после очистки удаляются в атмосферу. Загруженная в вагранку металлическая часть шихты перемещается в направлении, противоположном движению газов, подогревается, плавится и перегревается, контактируя с горячими газами и раскаленным коксом. Следовательно, горение происходит в небольшом объеме, а процессы теплообмена развиваются по всей высоте шахты вагранки и особенно в полезной ее высоте. Основной горючей составляющей ваграночного топлива является углерод, горение которого может протекать по следующим реакциям:



Третья реакция практически осуществляется при активном участии $OH\cdot$ и определяется наличием водяного пара:



Происходит также горение водорода, содержащегося в коксе, но эта реакция не имеет особого значения в тепловом балансе.

Высокое содержание кислорода у фурм постепенно снижается за счет образования CO_2 и CO . Выше границы использования кислорода концентрация CO в газе возрастает за счет понижения содержания CO_2 в результате реакции восстановления (четвертая реакция). Затем состав газов почти не меняется вследствие понижения температуры и малой скорости реакций.

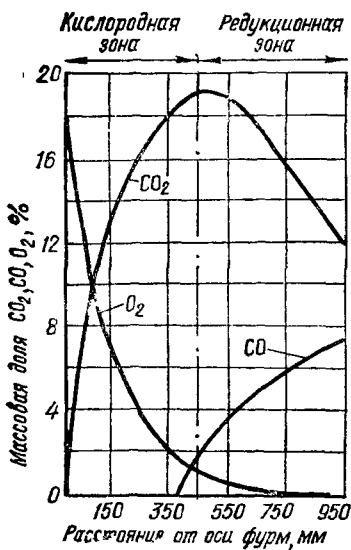


Рис. 3.8. Горение топлива в кислородной и восстановительной зонах вагранки (по данным Л. М. Мариенбаха)

Термодинамические зоны. С термодинамической точки зрения шахту вагранки по высоте делят на несколько зон, отличающихся некоторыми основными параметрами процессов горения и теплообмена: температуры газов, их состава (O₂, CO, CO₂, H₂O), коэффициента горения η_0 и других факторов.

Исходя из этого, в вагранке различают следующие четыре зоны горения (рис. 3.9).

1. **Нейтральная зона**, в которой не происходит горения, за исключением небольшой верхней части, куда попадает вдуваемый воздух. Лишь во время открытия летки, когда воздух из фурм частично направляется вниз через выпускные отверстия для металла или шлака, или в случае пропускания части воздуха через копильник вагранки, в горне происходит горение топлива. В обычных же условиях газы в горне находятся в равновесии с углеродом топлива и состоят почти исключительно из

CO. Эта зона расположена между подиной и уровнем фурм.

II. **Кислородная зона**, или зона горения или окисления, в которой происходит интенсивное горение топлива, отличается наличием свободного кислорода. Газы этой зоны состоят из O₂, CO₂, CO, N₂, SO₂ и H₂ и имеют окислительный характер. В этой зоне вследствие реакций горения происходит одновременное повышение содержания CO₂ и CO при постоянном уменьшении O₂. Зона распространяется от уровня фурм, где содержание кислорода максимально, а количество CO и CO₂ практически равно нулю, до уровня рабочей топливной коло-

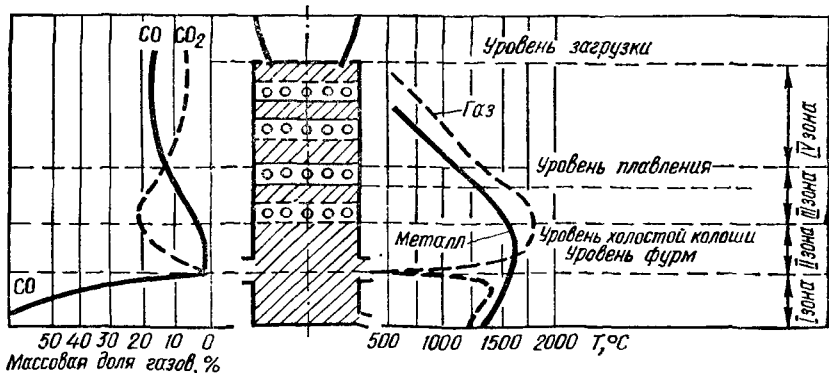


Рис. 3.9. Схема изменения состава газов, температуры газов и металла по высоте коксовой вагранки

ши, где кислород фактически исчезает (количество менее 0,1 %), содержание CO_2 достигает максимального значения (16—20 %), а CO — незначительно. Высота этой зоны составляет 400—600 мм и при холодном дутье равна 6—8 диаметрам кусков кокса, а при подогреве до 500 °С — 4—6 диаметрам. Изменение расхода дутья не оказывает заметного влияния на высоту зоны. Коэффициент горения, определяемый из соотношения

$$\eta_v = \frac{\text{CO}_2}{\text{CO} + \text{CO}_2} \cdot 100 \%, \quad (3.8)$$

находится в пределах 70—80 %, что приводит к максимальной температуре газов в верхней части этой зоны. Как и в предыдущей зоне, чугун находится здесь в жидком состоянии.

III. Восстановительная, или редуцирующая, зона характеризуется реакцией восстановления CO_2 до CO за счет углерода, содержащегося в раскаленном топливе. Это ведет к уменьшению количества CO_2 от 16—18 % до 6—8 % и к увеличению CO . Поскольку указанная реакция эндотермическая, то температура газов падает с 1650—1750 °С до 1300—1400 °С. Реакция восстановления CO_2 зависит от высоты рабочей коксовой колоши и реакционной способности кокса. По сравнению с доменной печью, где CO необходим для восстановления руды, в вагранке стремятся к получению CO_2 , чтобы достичь максимальной полноты сгорания топлива и повышения температуры. Именно поэтому ваграночный кокс должен обладать меньшей реакционной способностью, чем доменный.

Горение углерода в этой зоне происходит за счет CO_2 , газовая фаза состоит, главным образом, из CO_2 , CO и N_2 и носит окислительный характер. В этой зоне реакции восстановления CO_2 протекают как в кинетической области (в верхней части зоны с относительно невысокой температурой), так и в диффузионной (в нижней части зоны с высокой температурой). Следовательно, на эти реакции влияет температура газов, содержание кислорода и качество кокса.

В этой зоне располагается и пояс плавления металла. Поэтому в нижней части зоны чугун находится в жидком состоянии, в верхней — в твердом. В связи с интенсивным поглощением теплоты газов процессами плавления и перегрева чугуна реакция восстановления CO_2 идет не полностью и практически прекращается при температуре газов около 1000 °С. Восстановительная зона занимает область выше верхнего уровня холостой коксовой колоши, содержащей раскаленный кокс (примерно 1100 °С), и при нормальной работе вагранки составляет 500—700 мм.

IV. Зона подогрева, или подготовительная зона, в которой происходит подогрев шихтовых материалов, имеет уже настолько низкую температуру, что реакции протекают только в кинетической области и в сравнительно ограниченных масштабах. В этой зоне происходит удаление влаги, металл находится в твердом состоянии. Давление газов внутри вагранки постепенно понижается в соответствии с уменьшением столба материалов и его сопротивления, а у самого загрузочного окна обнаруживается иногда даже разрежение. Коэффициент

горения сначала понижается, а затем снова несколько повышается из-за обратного протекания реакции взаимодействия углерода с CO_2 . Температура в шахте вагранки постепенно понижается от фурм к завалочному окну.

Состав и температура газов в кислородной и редуционной зонах изменяется не только по высоте шахты вагранки, но и по ее сечению. Это объясняется неравномерным прохождением воздуха и газов. Вследствие неравномерного распределения кусков кокса при загрузке, а также из-за большого сечения газоотводящих каналов у стенки шахты вагранки газы движутся по периферии. Поскольку газы распределяются неравномерно по сечению шахты, то поверхности между термодинамическими зонами (с одинаковыми температурами горения) будут не плоскими, а вогнутыми, коническими, с вершиной на оси вагранки.

В зависимости от скорости движения воздуха и газов изменяются условия теплообмена и физико-химические реакции.

В кислородной и редуционной зонах размеры кусков кокса уменьшаются, его общая поверхность значительно уменьшается, что влияет на развитие основных металлургических процессов в этих зонах.

Температура металла находится в прямой зависимости от размера третьей зоны — зоны плавления $h_{\text{пл}}$ и при подогреве дутья, например до 450°C , рассчитывается по уравнению

$$T_{\text{Me}} = 1380 + 0,215 (h_{\text{пл}} - 200),$$

которое справедливо для $h_{\text{пл}} = 200 \dots 600$ мм, причем высота зоны плавления зависит от условий теплообмена в зоне нагрева и температуры газов в кислородной зоне вагранки.

Процесс нагрева металлической части шихты, начиная от температуры при загрузке и до температуры плавления, происходит в зоне, расположенной над холостой колошей. Шихта проходит эту зону со скоростью $0,1-0,2$ м/мин. Эта скорость опускания шихты определяется скоростями горения кокса и плавления металла.

Подогрев шихты сопровождается расширением металлических кусков, фазовыми превращениями железа с изменением объема ($\alpha \rightarrow \gamma$, $\gamma \rightarrow \delta$; $\text{Fe}_3\text{C} \rightarrow \text{Графит} + \text{Аустенит}$) и в некоторых случаях появлением трещин вследствие зарождающихся напряжений. Например, при нагревании кусков серого чугуна трещины появляются из-за разности между коэффициентами расширения основной металлической массы ($\alpha = 13 \cdot 10^{-6}$) и графита ($\alpha = 0,63 \cdot 10^{-6}$). Появление трещин способствует уменьшению градиента температуры по сечению металлических кусков. Технологические затраты теплоты для подогрева металлических кусков составляют в среднем 720 Дж/кг (табл. 3.1).

Высота холостой колоши должна поддерживаться постоянной в течение всей плавки за счет рабочих колош. При пуске вагранки высоту холостой колоши берут несколько большей, учитывая расход кокса во время розжига. Если высоту холостой колоши несколько уве-

личивают при увеличении диаметра вагранки, то это делается для компенсации неравномерности дутья по сечению шахты. При диаметре вагранки более 1000 мм высоту холостой колоши устанавливают практически всегда одинаковой — 400—600 мм над верхним рядом фурм. Рекомендуемые значения расхода воздуха и кокса приведены в табл. 3.2.

Часовой расход кокса может быть приблизительно оценен в зависимости от диаметра вагранки:

$$P_k = (5 \dots 9) D^2, \quad (3.9)$$

где P_k — расход кокса, кг/ч; D — внутренний диаметр вагранки, мм.

Таблица 3.1. Технологические затраты теплоты на нагрев и плавление металлической шихты в вагранке

Этапы плавки	Средние затраты теплоты, Дж/кг	Средняя продолжительность процесса, мин	Тепловой КПД, %
Подогрев от 20 до 1125 °С	700—730	20—25	50—60
Плавление при ~1125 °С	190—210	4—6	30—40
Нагрев в жидком состоянии от 1125 до 1500 °С	260—280	0,5—0,6	10—15
Всего	1160—1220	25—30	Усредненный КПД 35—30

В указанной формуле меньшие значения относятся к малому расходу воздуха, и наоборот. Расход кокса зависит от необходимой температуры перегрева чугуна и определяет термический коэффициент полезного действия вагранки. В вагранках с кислой футеровкой тепловой КПД равен 30 %. Основные потери составляют: 30—40 % в результате неполного сгорания кокса; 10—15 % на излучение и теплопотери; 2—5 % на шлакообразование и перегрев шлака. Необходимое количество кокса для вагранок с подогревом воздуха составляет 10—14 %, однако в производственной практике в некоторых случаях (науглероживание, создание восстановительной среды, постоянный перегрев чугуна и т. д.) расход кокса достигает 20 % массы металла.

Если холостая колоша имеет недостаточную высоту, то чугун будет холодным, поскольку уровень зоны плавления смещается вниз, ближе к фурмам, и зона перегрева уменьшается.

В зависимости от условий работы для каждой вагранки существует оптимальный уровень холостой колоши. Для стабильной работы вагранки размеры как коксовой, так и металлической колош должны быть оптимальными, а загрузка их в вагранку ритмичной.

При выборе массы и частоты загрузок коксовой и металлической колош следует учитывать, что уровень холостой колоши между загрузками не должен опускаться более чем на 200 — 250 мм, так как при этом уменьшаются зоны плавления и перегрева чугуна.

Влияние качества кокса. Качество литейного кокса определяется его удельной теплотой сгорания, реакционной способностью, химическим составом (содержанием углерода, летучих веществ, золы, серы,

Таблица 3.2. Рекомендуемые массы кокса и металлозавалки в рабочей колоше и расход дутьевого воздуха в зависимости от диаметра вагранки в свету

Диаметр вагранки в свету, мм	Площадь шалты вагранки в области фурм, м ²	Масса кокса в рабочей колоше, кг	Масса металлозавалки в рабочей колоше, кг, при расходе кокса			Расход воздуха, м ³ /ч	Соотношение расхода воздуха между вторым и первым рядами фурм, %	Удельный расход воздуха на 1 м ² сечения вагранки, м ³ /мин
			10 %	12 %	14 %			
500	0,196	20	200	170	140	1200—1300	40/60	100—110
600	0,283	30	300	250	215	1700—2000	40/60	100—110
700	0,385	40	400	330	295	2500—3000	40/60	100—110
800	0,502	50	500	420	360	3000—4000	40/60	100—110
900	0,633	65	650	540	460	4000—5000	40/60	110—120
1000	0,785	80	800	670	570	5000—6000	35/65	110—120
1100	0,950	95	950	800	680	6000—7000	35/65	110—120
1200	1,130	115	1150	960	820	7000—8000	35/65	120—130
1300	1,325	135	1350	1125	960	8000—10 000	35/65	120—130

фосфора, влаги), а также физико-механическими свойствами (размерами кусков, механической прочностью, пористостью, насыпной массой).

Большое влияние на процесс плавки в вагранке оказывает реакционная способность кокса R , т. е. его способность восстанавливать CO_2 до CO . Известно, что протекание этой реакции различно в зависимости от температуры. При низких температурах (900—1000 °C), свойственных зоне подогрева шихты в вагранке, реакция протекает медленно, причем размеры кусков кокса существенного влияния на скорость реакции не оказывают. В этом интервале температур восстановление CO_2 зависит только от реакционной способности кокса.

При температуре 1100 — 1350 °C, свойственной верхней части восстановительной зоны и нижней части зоны подогрева, реакция протекает значительно быстрее, в основном в поверхностном слое кусков кокса, и зависит не только от размеров кусков, но и от пористости кокса.

При более высоких температурах (выше 1350 °C), свойственных зоне горения и нижней части восстановительной зоны, реакция становится еще более интенсивной, но протекает только на поверхности кусков кокса и зависит, в первую очередь, от размеров кусков кокса и концентрации CO_2 на их поверхности, следовательно, от режима прохождения газов через слой кокса. В этом случае влияние температуры на скорость протекания реакции практически незначительно. Повышенная реакционная способность кокса способствует уменьшению зоны горения и увеличению восстановительной зоны, что ведет к понижению температуры чугуна. Следовательно, литейный кокс должен обладать малой реакционной способностью.

Зола, как уже указывалось, уменьшает теплотворную способность кокса. Увеличение содержания золы приводит к некоторому расширению зоны горения, понижению температуры газов и чугуна, уменьшению производительности вагранки. Считают, что повышение содержания золы в коксе на 1 % пропорционально увеличению расхода кокса на 2—3 %. Поэтому количество золы в коксе должно быть минимальным (не более 8—9 %).

Содержание летучих веществ оказывает вредное влияние на физические и механические свойства кокса (увеличивает пористость и уменьшает его прочность), поэтому количество летучих не должно превышать 1 %. Чем больше размер кусков кокса, тем меньше контактная поверхность между газами и коксом, т. е. интенсивность горения понижается. С увеличением размеров кусков кокса максимальная температура газов повышается, при этом производительность вагранки понижается, а температура чугуна растет. Оптимальные размеры кусков кокса составляют 1/7 — 1/10 диаметра вагранки. Качественный кокс имеет обычно куски размером от 8 до 120 мм. При использовании больших кусков расширяется кислородная зона и атмосфера становится окислительной. При использовании меньших по размеру кусков сильно увеличивается редуцирующая зона и атмосфера в вагранке становится восстановительной.

Влияние расхода воздуха. В современных вагранках количество подаваемого через фурмы воздуха колеблется в пределах $10-2,5 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{с})$. Оптимальный удельный расход воздуха, обеспечивающий максимальную высоту среднего уровня зоны плавления и, соответственно, максимальную температуру металла, эмпирически зависит от высоты холостой колоши и среднего размера кусков кокса. Для того чтобы уменьшить высоту зоны плавления и сохранить преимущества высокого удельного расхода дутья, целесообразно применять вагранки с доменным профилем шахты. При таком профиле зона плавления находится в наиболее широкой части шахты.

С увеличением расхода воздуха, при сохранении постоянными остальных параметров плавки, повышаются давление и скорость дувяемого в вагранку воздуха (скорость воздуха от 1 до 6 м/с, а продуктов горения — от 10 до 25 м/с) между кусками кокса рабочих коксовых колош. Это усиливает процесс горения, а также процессы диффузии и передачи теплоты во всем столбе шихты в вагранке.

При недостаточном количестве подаваемого воздуха кислород израсходуется раньше, чем воздух достигает центра вагранки, и температура в этой зоне понизится. При достаточном количестве дутья воздух доходит до центра вагранки, усиливая процесс горения в этой зоне, что приводит к выравниванию температуры и снижению потерь теплоты.

Увеличение количества воздуха вызывает расширение кислородной и сужение восстановительной зон. Температура ваграночных газов, коэффициент горения, производительность вагранки при этом также увеличиваются.

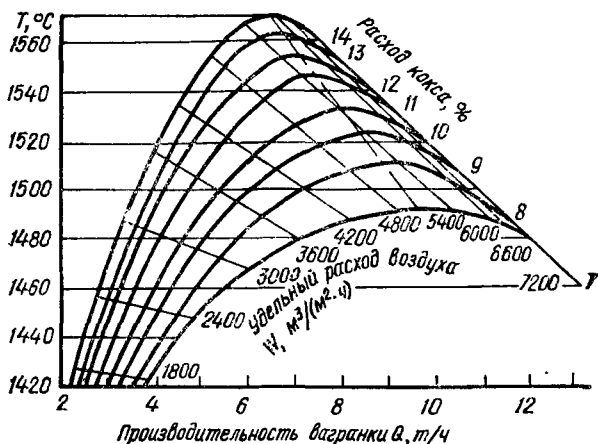
С увеличением количества дутья линейно повышается скорость горения кокса и плавления металлической шихты. Если скорость горения кокса и его часовой расход равны, то вагранка работает в устойчивом режиме.

При чрезмерном расходе воздуха кислородная и восстановительная зоны поднимаются и расширяются, производительность вагранки значительно возрастает, однако температура чугуна начинает падать, так как перегреться чугун не успевает. Регулирование температуры чугуна за счет количества подаваемого воздуха проще и экономичнее, чем путем излишнего расхода топлива.

Скорость воздуха должна обеспечивать проникновение его до оси вагранки, она находится в пределах $12-30 \text{ м/с}$ и регулируется при одинаковом расходе воздуха количеством и сечением фурм. Обычно имеется от 4 до 8 фурм в зависимости от диаметра вагранки ($500-2000 \text{ мм}$), а суммарное их сечение составляет $1/4-1/6$ поперечного сечения вагранки. С этой же целью при расчете воздухопровода скорость воздуха в трубе принимают равной $10-18 \text{ м/с}$, в фурменной коробке — $2,5-4,0 \text{ м/с}$.

Управление процессом плавки в вагранке. Технология плавки должна обеспечить получение чугуна нужного и стабильного состава с высокой температурой при заданной производительности вагранки. Эти требования выполняются путем определения соответствующего

Рис. 3.10. Сетчатая номограмма для определения удельного расхода кокса и воздуха в зависимости от производительности вагранки и температуры жидкого чугуна (по данным Л. М. Марнебаха)



расхода топлива и воздуха (а также за счет изменения температуры подогрева воздуха).

Сложность управления процессами заключается в том, что изменение расхода топлива или воздуха одновременно влияет как на температуру металла, так и на производительность вагранки. Поэтому для изменения только производительности или только температуры металла, как правило, необходимо изменить расход и кокса, и воздуха, как это следует из сетчатой номограммы (рис. 3.10). Номограмма имеет в основном качественный характер; она дает возможность определить мероприятия, которые необходимо принять для изменения ваграночного процесса в желательном направлении (изменение количества и температуры воздуха, расхода кокса, добавка карбида кальция и др.).

Оперативное регулирование процесса плавки обеспечивается только путем изменения температуры или расхода воздуха и содержания в нем кислорода. Изменение расхода кокса влияет на ваграночный процесс с задержкой в 30—60 мин, т. е. после того как измененная порция кокса достигнет холостой колоши. В определенном интервале производительность вагранки можно регулировать только за счет изменения расхода воздуха. При этом температура металла остается практически стабильной.

Применение подогрева дутья, а также доменный профиль шахты вагранки позволяют значительно увеличить диапазон допустимых изменений производительности вагранки за счет подачи воздуха. Уменьшить колебания производительности вагранки можно применением миксеров большой вместимости, выравнивающих неравномерность потребления чугуна в течение всей смены и его химического состава.

Получение чугуна с высокой температурой в вагранке требует повышенного расхода кокса и высокотемпературного дутья, поэтому экономичнее использовать для перегрева чугуна электрические печи и миксеры. Тепловой коэффициент полезного действия работы ва-

гранки имеет наибольшее значение в зоне нагрева шихты (50—60 %), в зоне плавления он составляет 30—40 % и в зоне перегрева капель жидкого чугуна — всего 10—15 %; в среднем общий КПД вагранки составляет 30—35 %.

Особое внимание следует обращать на тщательность подготовки шихты. От кокса должна быть отсеяна мелочь. Размеры кусков кокса для рабочих колош должны составлять 40—100 мм, причем для больших вагранок куски кокса должны быть больше, чем для небольших. Чугун должен быть разбит на достаточно мелкие куски; стальной и чугунный лом — разделан до нужных размеров (свыше $\frac{1}{3}$ диаметра вагранки и массой не более 35—40 кг) во избежание зависания; известняк — размельчен на куски от 20 до 50 мм для облегчения процесса флюсования, поскольку крупные куски медленно диссоциируют. Соотношение масс топливной и металлической колош устанавливается в зависимости от требуемой температуры металла. Кроме того, следует учитывать размер кусков металлической шихты, качество топлива и количество подаваемого воздуха. Масса металлической части колоши принимается равной $\frac{1}{10}$ — $\frac{1}{12}$ часовой производительности вагранки, масса коксовой колоши — 8—14 % металлической.

Большое значение имеет не только относительная, но и абсолютная масса коксовой и металлической колош. Наименьшую массу рабочей колоши кокса определяют исходя из того, что для нормального хода плавки металлические завалки должны быть разделены слоем кокса не менее 150—200 мм. Например, объем рабочей колоши кокса для вагранки диаметром 1200 мм ($D = 1,2$ м) равен

$$V = \frac{\pi D^2}{4} \delta = \frac{3,13 \cdot 1,2^2}{4} \cdot 0,2 = 0,226 \text{ м}^3. \quad (3.10)$$

Если насыпная масса 1 м^3 кокса составляет 450 кг, то масса одной рабочей колоши кокса составит $450 \cdot 0,226 = 102$ кг, или примерно 10 % массы металлической колоши (1000 кг).

Если, согласно требованиям к литью, необходимо повысить температуру металла, этого можно достичь двумя путями: либо уменьшить массу металлической, либо увеличить массу рабочей коксовой колоши. Однако чрезмерное увеличение расхода кокса уменьшает производительность вагранки, а при большой массе колош работа вагранки ухудшается, понижается температура, даже если расход кокса установлен правильно. Ухудшение качества топлива и подготовки шихты также может привести к увеличению расхода кокса.

Односторонняя загрузка, односторонний подвод воздуха и другие причины, способствующие местному выгоранию кокса в холостой колоше и местному понижению пояса плавления, вынуждают вносить дополнительные порции кокса («пересыпки»). Это является признаком нарушения режима плавки. Частые «пересыпки» для восполнения недостатка кокса создают временный его избыток и вызывают нарушение режима плавки, кратковременное снижение производительности вагранки. Некоторый избыток кокса при этом сгорает бесполезно и приводит только к замедлению плавки. Давление дутья

вначале рекомендуется устанавливать равным 40—50 % оптимального, а после появления первых капель чугуна у фурм (через 15—20 мин) — увеличивать до оптимального. Первый выпуск металла производят в зависимости от конструкции вагранки, вместимости горна или копильника через 15—40 мин после появления первых капель у фурм. При выпуске первого металла через сифонный шлакоотделитель необходимо кратковременно уменьшить давление дутья в вагранке во избежание выброса металла из металлоприемника под воздействием давления газов.

Для нормального хода плавки большое значение имеет шлак, с которым выводятся тугоплавкие оксиды, вносимые в вагранку вместе с шихтовыми материалами, главным образом, с оборотным металлом, оксиды, образующиеся при разрушении футеровки, из золы топлива и при окислении составляющих металла. Это в основном песок на литниках, песок, пригоревший к отливкам, остатки стержней в бракованных отливках. Для оптимизации состава шлака применяют известняк, основной шлак электро- и мартеновских печей в количестве 3—4 % массы металлической колоши. При загрязненной шихте и повышенном содержании золы и серы в коксе количество известняка должно быть увеличено до 5—6 %.

Нормальный ваграночный шлак при выпуске из вагранки должен иметь жидко-вязкую консистенцию, при охлаждении вытягиваться в нити, а после затвердения становится стекловидным, полупрозрачным, красноватого и зеленоватого оттенка. Для улучшения текучести шлака в шихту добавляют плавиковый шпат в количестве 0,5—1,0 % массы металлической колоши. Кристаллический излом шлака свидетельствует об избытке кремниевой кислоты, камневидный — об избытке извести. В обоих случаях текучесть шлака уменьшается. Анализ состава шлака производится периодически.

В газовых вагранках для получения максимальной температуры при стабильном протекании процесса горения необходимо тщательное перемешивание газа и воздуха перед сжиганием, а также сжигание смеси с оптимальным коэффициентом расхода воздуха. Наилучшее перемешивание достигается при предварительном введении многоструйного потока газа в закрученный поток воздуха под максимально возможным углом движения потоков. Максимальная температура достигается при коэффициенте расхода воздуха $\alpha = 0,98 - 1,0$.

С увеличением коэффициента расхода воздуха возрастает содержание свободного кислорода в продуктах сгорания, что может привести к увеличению угара, и уменьшается содержание CO и H₂; количество CO при повышении коэффициента расхода воздуха до $\alpha = 1$ растет, а затем снижается. Если же увеличивается скорость выхода газозадушной смеси из сопла горелки, то в связи с некоторым повышением температуры в факеле и диссоциацией продуктов сгорания угар элементов возрастает и при постоянном коэффициенте расхода воздуха.

При сжигании газозадушной смеси с $\alpha = 0,98 - 1,0$ и при подаче газа в количестве, равном 2—5 % его расхода через верхний ряд многосопловой горелочной системы, угар углерода составляет 5—

12 %, кремния — 8—12 % и марганца — 15—20 % в зависимости от компонентов шихты и ее химического состава. При обычной шихте массовая доля углерода в чугуна, выплавленном в газовой вагранке, колеблется в пределах 2,9—3,3 %. Для повышения количества углерода в состав шихты рекомендуется вводить литейные и перелдельные чугуны.

3.3. ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ПЛАВКИ

Обычные коксовые вагранки не всегда удовлетворяют требованиям по температуре и качеству чугуна. Поэтому с целью повышения температуры и получения малоуглеродистого чугуна совершенствуют конструкции вагранок, применяют природный газ, кислород и т. д.

Вагранки с несколькими рядами фурм. Благодаря работам Л. М. Мариенбаха, В. П. Чернобровкина и других доказано, что дополнительный подвод воздуха в вагранку путем устройства добавочных одного — трех рядов фурм способствует в ряде случаев более равномерному распределению потока газов по сечению вагранки и более полному их сжиганию (рис. 3.11). При этом большое значение имеет правильное распределение воздуха между основным и добавочным рядами фурм и оптимальное расположение этих рядов по высоте вагранки. Нижний ряд является основным, через него проходит большая часть воздуха (около 70 %). Остальная часть воздуха подается в вагранку через дополнительные ряды фурм.

Применение кислорода. Интенсификация процесса плавки в вагранке с применением кислорода может осуществляться двумя путями: 1) добавкой кислорода к воздушному дутью для повышения в нем количества O_2 примерно до 23 % и 2) подачей кислорода в вагранку в виде острого дутья. Первый способ требует большого расхода кислорода, а поэтому не экономичен. Более целесообразна плавка с кислородным наддувом, когда кислород под давлением 0,2—0,5 МПа

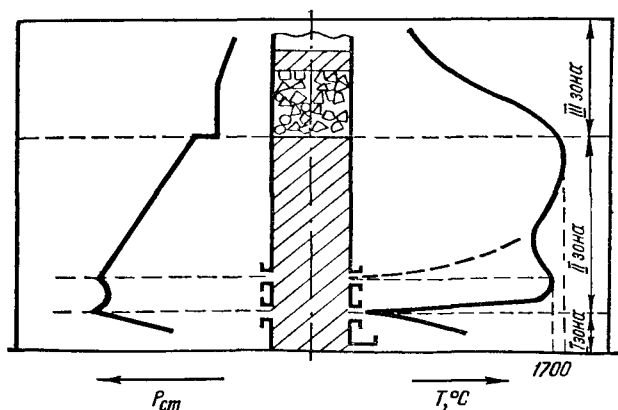


Рис. 3.11. Схема изменения статического давления газов и температуры в шахте вагранки при наличии двух рядов фурм

подается непосредственно в зону горения топлива по трубкам-соплам, введенным в фурмы вагранки. Кислород поступает по трубке из баллонов через редуктор или из кислородной станции.

Средний расход кислорода составляет от 4 до 10 м³ на 1 т чугуна. При этом температура чугуна повышается примерно на 50 °С, расход кокса снижается на 12 % (включая холостую колошу). Иногда кислород вдувают в металл, находящийся в копильнике вагранки, для подогрева чугуна за счет окисления кремния и углерода.

Наиболее рациональным является периодическое использование кислорода, в первую очередь для быстрого (5—10 мин) восстановления нормального хода вагранки. Отмечено, что ввод кислорода в фурменный коллектор малоэффективен, а прямая инжекция в горн приводит к резкому снижению стойкости футеровки. Наиболее эффективен ввод кислорода непосредственно в фурмы через инжекторы из нержавеющей стали. Обогащение дутья кислородом используется преимущественно при двухрядных фурмах. Например, вдувание 4 % кислорода в металлургическую вагранку через шесть водоохлаждаемых инжекторов, установленных в нижнем ряду фурм, на 300 мм ниже уровня верхнего ряда, позволило увеличить производительность вагранки с 35 до 60 т/ч при расходе кокса, составляющем 20 %, массовой доле стального лома в шихте, равной 70—80 %, и температуре чугуна на желобе до 1500 °С.

Подогрев воздуха является одним из наиболее эффективных способов повышения температуры чугуна. Подогрев до температуры ниже 300 °С мало способствует интенсификации ваграночных процессов, а поднятие ее выше 700 °С в современных установках (рекуператорах и подогревателях) осуществить трудно. С воздухом в вагранку вводится значительное количество теплоты, которое может составить до 25 % общей теплоты, получаемой в результате горения топлива в вагранке. При использовании холодного дутья (20 °С) теплота, вносимая с воздухом в вагранку, составляет только 1—3 % всей теплоты, тогда как при температуре воздуха 300 °С она достигает 16 %, а при 600 °С — примерно 25 %. При высоких температурах дутья скорость диффузии кислорода возрастает по всему фронту горения кокса и условия теплопередачи улучшаются. В таких условиях горение происходит в так называемой диффузионной зоне с большим выделением теплоты. При применении подогретого воздуха происходит сужение окислительной зоны и расширение восстановительной. Интенсификация процесса горения приводит к повышению производительности вагранки.

Процесс восстановления CO₂ развивается в первую очередь благодаря увеличению контактной поверхности между ваграночными газами и коксом (увеличение высоты восстановительной зоны) и в меньшей мере — за счет повышения температуры газов. Известно, что с повышением температуры реакция восстановления CO₂ протекает интенсивнее, а коэффициент горения уменьшается.

Применение карбида кальция. Литейный карбид кальция имеет следующий эвтектический состав: 72 % CaC₂; 28 % CaO; температура плавления составляет примерно 1635 °С. Сварочный карбид

кальция с высоким содержанием CaC_2 плавится при температуре 2300°C и для кислых вагранок из-за высокой температуры плавления непригоден. В основных вагранках, благодаря дополнительному поступлению CaO , его состав может приблизиться к эвтектическому и температура плавления понизится. Карбид кальция вводят в шихту в количестве, составляющем до 4 % массы металлической части шихты.

В окислительной зоне на уровне фурм, где температура обычно выше 1650°C , карбид кальция плавится и его капли интенсивно горят с выделением теплоты, способствующей повышению температуры ваграночных газов и чугуна. При этом непосредственно над фурмами образуется узкая зона, где температура может достигать 1800°C , т. е. на $100\text{--}150^\circ\text{C}$ выше, чем в вагранке, работающей только на коксе. Литейный карбид добавляется в вагранку в первые 2—3 рабочие коксовые колоши в количестве, составляющем 4 % массы металлической колоши, и в последующие три — пять колош кокса — по 2 %. Дальнейшая загрузка карбида кальция (по 2 %) производится в случае необходимости получения перегретого чугуна в течение всей плавки.

Размеры кусков литейного карбида кальция составляют 8—15 мм при использовании его в вагранках диаметром 500—700 мм и 15—25 мм — в вагранках большего диаметра. Применение литейного карбида кальция в больших кусках недопустимо, так как они не всегда успевают сгореть и, попадая в ваграночный провал при охлаждении его водой, выделяют ацетилен. Применение кусков размером менее 8 мм также нежелательно из-за возможных взрывов карбидной пыли в смеси с воздухом.

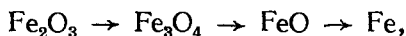
Карбид кальция сгорает в окислительной зоне и при расходе 2 % повышает температуру чугуна на $50\text{--}70^\circ\text{C}$ по сравнению с плавкой на одном коксе. На литейный карбид кальция (хранение и транспортировка барабанов с карбидом) распространяются те же правила и нормы промышленной санитарии и техники безопасности, что и на сварочный. Кроме интенсификации процесса горения, ввод карбида кальция в шихту способствует также процессам десульфурации и науглероживания чугуна в вагранке, что весьма существенно при увеличении доли стального лома в шихте.

3.4. МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПЛАВКИ В ВАГРАНКАХ

Изменение содержания основных и легирующих элементов в жидком металле зависит от состава и температуры ваграночных газов, высоты холостой колоши и основности шлака. Металлургические процессы в вагранке отличаются следующими особенностями: 1) очень малой продолжительностью контакта между кусками кокса и каплями металла, в связи с чем реакции восстановления и окисления в вагранке не достигают равновесия; 2) непрерывным изменением состава капель чугуна и шлака по высоте холостой колоши; 3) непрерывным изменением состава газов и отношения CO/CO_2 по высоте вагранки; 4) наличием контакта по высоте холостой колоши между

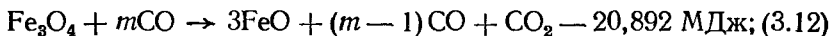
каплями чугуна и раскаленным коксом, контакта в горне между жидким металлом, шлаком и коксом; 5) прохождением капель чугуна через слой шлака.

Процессы окисления и восстановления железа. Восстановление железа из оксидов при температурах выше 570 °С протекает по схеме:



причем восстановление оксидом углерода (II) CO или парами воды называется косвенным, а с помощью углерода — прямым.

По данным Г. Г. Ефименко и др., при повышенных температурах возможны такие реакции *косвенного восстановления*:



Наиболее прочным является оксид железа (II) FeO, для его восстановления требуется избыток CO в газовой фазе, поэтому $n > t$. Для каждого оксида железа существует такое соотношение CO/CO₂ в газовой фазе, при котором окислительно-восстановительная реакция находится в равновесии. Поскольку объем газообразных продуктов реакции равен объему газа, вступающего в реакцию, состав равновесной газовой фазы не зависит от давления, а только от температуры (рис. 3.12). Изменение равновесного состава газовой фазы по реакциям (3.11) и (3.12), определяющим цикл восстановления Fe₂O₃, происходит по кривой 1, реакции (3.13) — по кривой 2; различие в ходе кривых объясняется тем, что реакция (3.12) — эндотермическая, а восстановление FeO (3.13) — экзотермический процесс.

Равновесие эндотермической реакции (3.12) при повышении температуры смещается в сторону поглощения теплоты за счет увеличения CO₂ в газовой фазе и уменьшения, соответственно, CO (кривая 1).

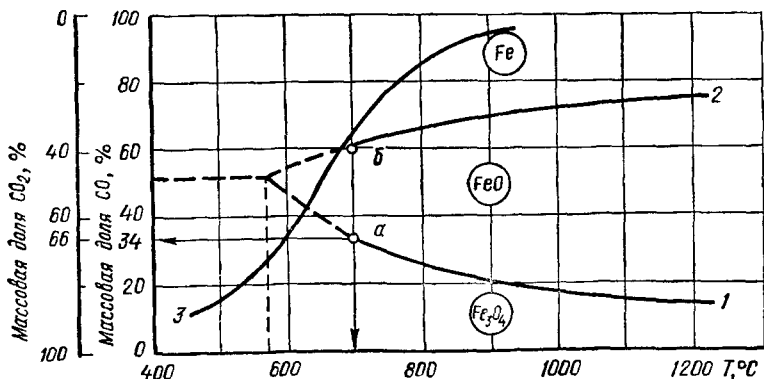


Рис. 3.12. Кривые равновесия газовых смесей CO₂ и CO с оксидами железа, железом и углеродом по реакциям:

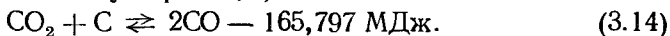
1 — (3.12); 2 — (3.13); 3 — (3.14)

Равновесие экзотермической реакции (3.13) при повышении температуры, наоборот, смещается в сторону увеличения CO и уменьшения CO_2 (кривая 2).

Равновесные кривые протекания этих реакций делят диаграмму на три области устойчивых состояний: Fe_3O_4 , FeO и Fe (данные приводятся по Г. Г. Ефименко, А. А. Гиммельфарбу и В. Е. Левченко). Пользуясь диаграммой, можно определить коэффициенты m и n в приведенных выше реакциях. Например, для равновесных условий реакции (3.12) (точка a) при температуре 700°C газовая смесь содержит 66 % CO_2 и 34 % CO , т. е. $\text{CO}:\text{CO}_2 \approx 0,5$. Тогда ($m - 1$): $1 = 0,5$, откуда $m = 1,5$.

Для этой же температуры (700°C) равновесие в газовой смеси по реакции (3.13, точка b) соблюдается при составе 60 % CO и 40 % CO_2 , т. е. $\text{CO}:\text{CO}_2 = 1,5$. Тогда ($n - 1$): $1,5$ и $n = 2,5$.

С повышением температуры значения n возрастают, а значения m уменьшаются, согласно принципу Ле Шателье. Окислительно-восстановительные процессы не достигают рассмотренных равновесных состояний в связи с движением газов и протеканием обратимой реакции образования оксида углерода (II):

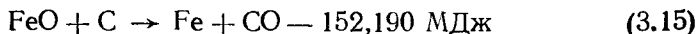


На диаграмме кривая 3 описывает равновесие этой реакции при давлении около 100 кПа. При повышении давления в плавильном агрегате равновесная кривая смещается вправо вниз, а понижение давления смещает кривую влево вверх.

Слева от кривой 3 на диаграмме реакция (3.14) идет с образованием CO_2 и сажистого углерода, справа от кривой 3 происходит образование CO . Скорость реакции возрастает с повышением температуры и выше $950 - 1000^\circ\text{C}$ она становится настолько высокой, что CO_2 практически полностью взаимодействует с углеродом, образуя CO .

При ваграночной плавке соотношение $\text{CO}:\text{CO}_2$ постоянно изменяется по высоте шахты в зависимости от ряда факторов, что будет рассмотрено ниже.

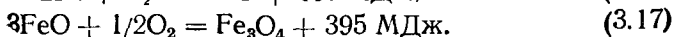
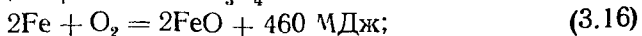
Прямое восстановление оксидов железа в конечном итоге завершается реакцией



и приобретает существенное значение только при переходе оксидов железа в жидкое состояние и наличии контакта с кусками кокса. Основная часть оксидов успевает восстановиться в шахте вагранки за счет косвенного восстановления оксидом углерода (II) во время опускания шихтовых материалов.

В обычных вагранках количество CO_2 и CO в газах колеблется в широких пределах, поскольку атмосфера является сильно окислительной в зоне фурм, слабо окислительной по всей высоте шахты и восстановительной в зоне горна.

В кислородной зоне, особенно на уровне фурм, возможно окисление железа вплоть до образования Fe_3O_4 :



Чем ниже температура газов (холодный воздух, пониженный расход кокса) и содержание CO в газах (пониженный расход кокса), чем меньше основность шлака и чем больше контактная поверхность между металлической шихтой и газами, тем сильнее протекает окисление железа.

В зоне подогрева контакт между металлической шихтой и газами продолжительнее, поэтому куски малого размера окисляются сильнее. Этим объясняется склонность стружки к сильному окислению.

Повышение температуры дутья непосредственно обуславливает повышение температуры газов, количества CO и активности углерода кокса, что приводит к уменьшению FeO в шлаке.

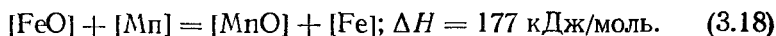
С повышением основности шлака увеличивается доля свободного FeO, а следовательно, возможность его восстановления, что приводит к уменьшению FeO в чугуне. Кроме того, при основном шлаке увеличивается восстановительное действие углерода, содержащегося в коксе, благодаря быстрому переходу золы кокса в шлак.

В кислых вагранках содержание FeO в шлаке достигает максимума в зоне фурм (до 20 %).

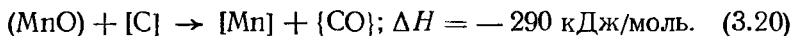
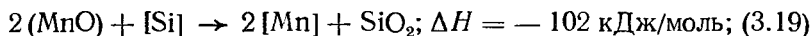
С целью уменьшения окисления железа следует правильно сочетать расход кокса и воздуха, повышать основность шлака. Содержание FeO в шлаке кислых вагранок составляет около 6 %, в основных — до 1 %.

Угар марганца при плавке чугуна в вагранке аналогичен угару железа, если учесть, что сродство Mn к O₂ выше, чем железа.

Окисление марганца происходит по реакции:



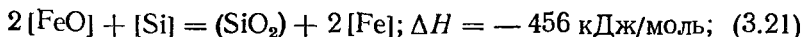
Марганец окисляется в кислородной зоне и восстанавливается в горне вагранки. Восстановление марганца из шлака кремнием и углеродом ограничено в результате незначительного содержания MnO в шлаке:

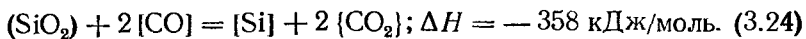
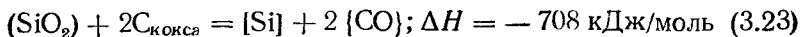


Окисление марганца тем сильнее, чем больше содержание CO₂ в газах (сниженный расход кокса, большой расход воздуха); чем выше массовая доля FeO в шлаке или металле; чем меньше основность шлака, т. е. чем меньше количество свободного MnO в шлаке.

В производственных условиях угар марганца при плавке в вагранке составляет от 15 до 40 %. Минимальные значения угара марганца наблюдаются в основных вагранках, работающих при повышенных температурах (большой расход кокса и повышенная температура дутья), а максимальные — в кислых вагранках, работающих при пониженных температурах (холодное дутье и пониженный расход кокса).

Изменение содержания кремния обусловлено протекающими в вагранке реакциями окисления и восстановления:





Окисление кремния происходит по всей высоте холостой колоши над фурмами, поскольку кремний обладает повышенным сродством к кислороду. Окисление кремния протекает более интенсивно, если содержание CO_2 в газах повышено, расход кокса меньше и температура дутья ниже, так как при этом увеличивается активность углерода в чугуне. В основных вагранках угар кремния значительно больше, чем в кислых.

Если количество шлака невелико, то уменьшается возможность протекания реакции между кремнеземом, содержащимся в шлаке, и углеродом кокса. Этим объясняется уменьшение количества кремния в чугуне при частом или непрерывном выпуске шлака и, наоборот, увеличение содержания кремния во время накопления шлака в вагранках с периодическим выпуском чугуна и в вагранках без копильника.

На практике всегда наблюдается угар кремния, который составляет в кислых вагранках 5—25 %, в основных — 25—50 %.

Изменение содержания углерода. В вагранке почти одновременно протекают процессы обезуглероживания (окисления углерода) и науглероживания. В зависимости от содержания углерода и состава металлической шихты один из этих двух процессов преобладает.

Окисление углерода, как и остальных элементов, обусловлено наличием CO_2 по всей полезной высоте шахты вагранки, а также наличием свободного кислорода в окислительной зоне.

Обезуглероживание происходит только при повышенном содержании углерода в шихте. Окисление углерода из чугуна начинается в зоне подогрева и продолжается в верхней зоне холостой колоши, где количество CO_2 и O_2 максимальное.

Чем больше контактная поверхность между твердой металлической шихтой и газами, тем выше степень окисления углерода. Этим объясняется обезуглероживание чугуновой стружки в зоне перегрева до состава, приближающегося к составу стали.

Чем выше содержание CO_2 в газах и чем шире зона окисления (ввод дутья через несколько рядов или в повышенном количестве), тем сильнее обезуглероживание.

Процесс науглероживания происходит за счет перехода углерода из кокса в капли металла при их соприкосновении с поверхностью кокса в результате разности концентраций углерода на границе металл — кокс. Особенно интенсивно протекает науглероживание в зоне горна, где атмосфера восстановительная. Науглероживание зависит в первую очередь от температуры чугуна и содержания углерода в чугуне и стали, продолжительности контакта и величины контактной поверхности между металлом и коксом. При этом можно отметить следующие зависимости: 1) чем выше температура чугуна и расход кокса в вагранке, тем интенсивнее протекает процесс науглеро-

живания; 2) чем больше контактная поверхность на границе металл — кокс, тем сильнее науглероживание. Большая величина контактной поверхности образуется при чрезмерно высокой холостой колоше и мелком коксе; 3) чем продолжительнее контакт между жидким чугуном и коксом, тем сильнее науглероживание. Поэтому в вагранках без копильника получают чугун с повышенным содержанием углерода, а в вагранках с копильником и низким расположением фурм (близким к подине) — малоуглеродистый чугун; 4) чем выше содержание стали в шихте и чем ниже содержание углерода в стали и чугуне, тем интенсивнее протекает процесс науглероживания, т. е. сталь науглероживается интенсивнее. Содержание углерода в жидком чугуне зависит также от количества кремния, фосфора, серы, марганца и других элементов и может быть представлено следующим уравнением:

$$C = C_n - e^{-k\tau} (C_n - C_0), \quad (3.25)$$

где C_n — массовая доля насыщения расплава по углероду, %; C_0 — исходная массовая доля углерода в расплаве, %; τ — время контакта металла с углеродсодержащим материалом, с; k — коэффициент показателя степени.

Чем выше содержание золы в коксе, тем меньше науглероживание благодаря увеличению количества шлака (толщины слоя шлака), изолирующего капли металла от непосредственного соприкосновения с коксом.

Состав шлака также существенно влияет на процесс науглероживания. С повышением основности шлака растет содержание углерода в чугуне. Последнее можно объяснить следующим:

а) зола кокса, будучи кислой, сразу же связывается основным шлаком, вследствие чего раскаленная поверхность кусков кокса остается и находится в непосредственном контакте с каплями чугуна. Значительную роль при этом играет смачиваемость шлаком кокса. При повышенной смачиваемости жидкий шлак покрывает поверхность кусков кокса, что тормозит процесс науглероживания. Основные шлаки, являясь более жидкими, быстрее стекают с поверхности кусков кокса;

б) капли металла при стекании частично покрываются пленкой оксидов в результате окисляющего действия газов. Такая пленка, состоящая из силикатов марганца и железа, ухудшает контакт между каплями металла и кусками раскаленного кокса, т. е. ограничивает процесс науглероживания.

Оксид кальция может растворять до 10 % оксида железа (II). Поэтому когда пленка оксида железа (II) вступает в контакт с CaO (даже в зоне подогрева), она растворяется в CaO и благодаря этому поверхность капель и даже кусков металла очищается от оксидов и диффузия углерода из кокса в металл усиливается.

После образования шлака оксиды железа растворяются в нем еще в большей степени, что вызывает усиление процесса науглероживания.

В горне вагранки процесс науглероживания протекает всегда, независимо от содержания углерода в шихте. Чем выше горн, тем

сильнее науглероживание металла. Для уменьшения науглероживания понижают высоту горна или заменяют коке в горне кладкой из высокоогнеупорного кирпича.

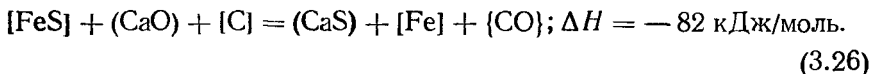
Изменение содержания серы. Сера попадает в ваграночный чугун из металлической шихты и кокса. В чугун переходит 40—60 % всего количества серы, поступившего в вагранку. В вагранку вносится 40—60 % серы вместе с коксом, остальное — с металлической шихтой.

Одновременно с увеличением расхода кокса содержание серы в чугуне и количество SO_2 в газах непрерывно возрастают. Как уже указывалось, в коксе сера содержится в виде сульфида железа FeS , сульфата кальция $CaSO_4$ и органической серы (связанной с углеродом). Сера в виде сульфата и частично сульфида не является летучей; органическая сера и частично в виде сульфида — летучая.

В вагранке почти одновременно протекают два процесса: 1) увеличение содержания серы (поступление серы в чугун); 2) уменьшение содержания серы (окисление и десульфурация). В зависимости от условий работы вагранки попеременно преобладает один из этих процессов.

Процесс насыщения серой происходит по всей высоте вагранки. Он может протекать либо косвенным путем (за счет газов), либо прямым (за счет кокса). После появления капель чугуна интенсивно развивается процесс прямого поступления серы в металл, т. е. сера с поверхности кусков кокса поглощается металлом или шлаком.

Процесс десульфурации протекает в результате действия шлака, покрывающего пленкой капли чугуна. Чем выше основность и температура шлака, тем большее количество серы перейдет в шлак:



Эта реакция, являясь сильно эндотермической, получает развитие в зоне повышенных температур и протекает преимущественно в зоне горения и в горне вагранки.

В вагранках с основной футеровкой содержание серы в каплях чугуна уменьшается вследствие большого значения коэффициента распределения серы между шлаком и металлом:

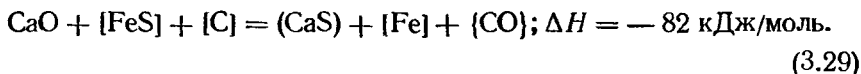
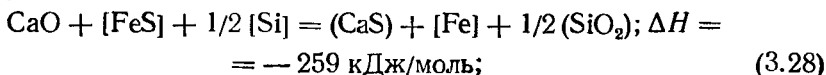
$$L_S = (S_{ш})/[S]_{Me} = 10 \dots 25. \quad (3.27)$$

В вагранках с кислой футеровкой, где коэффициент распределения серы составляет от 0,5 до 4, повышение содержания серы в шлаке наблюдается в зоне окисления и особенно в горне вагранки. Чем выше температура металла, тем больше коэффициент распределения, т. е. больше скорость поглощения серы шлаком.

При повышенных температурах и больших значениях основности шлака уменьшается содержание FeO в шлаке, что еще больше способствует процессу десульфурации чугуна.

Таким образом, процесс десульфурации в вагранке происходит почти исключительно с помощью CaO , хотя сера может переходить в шлак также в виде FeS и MnS . Кроме основности шлака необходимы-

ми условиями являются повышенные температуры и восстановительная среда. В качестве восстановителей действуют С и Si согласно реакции:



Содержание фосфора практически мало изменяется в вагранке, так как условия для его окисления недостаточны. Для удаления фосфора необходимо иметь основной шлак с высокой окислительной способностью.

Шлакообразование. Основными источниками образования шлака в кислой или основной вагранке являются:

— зола кокса, состоящая в основном из оксида кремния, глинозема и оксидов железа (40—55 % SiO_2 ; 22—28 % Al_2O_3), а также небольших количеств CaO , MgO , Mn_3O_4 , P_2O_5 , SO_3 , составляющих в сумме до 10 %. Следовательно, зола имеет кислый характер. Массовая доля золы в литейном коксе сравнительно выше (8—12 %), а расход кокса составляет 10—15 % массы шихты, поэтому зола способствует образованию из нее примерно 1—2 % всего количества шлака;

— флюсы (известняк, плавиковый шпат, иногда доломит, апатит, мартеновский шлак и др.), которые вводятся в количестве, составляющем 2—4 % массы металлической шихты или 25—35 % массы кокса; дают около 50 % всего шлака;

— песок, спекшийся с кусками металлической шихты (забракованные отливки, литники, чушки и др.), который полностью переходит в шлак, составляющий 0,3—2 % массы металлической шихты;

— оксиды, имеющиеся на поверхности металлической шихты (скрапа, чушек, чугуна и особенно стружки); образуют шлак в количестве 0,25—0,75 % массы металлической шихты;

— окисление (угар) составляющих металлической шихты в количестве около 10 % кремния, 15—50 % марганца и 0,25—0,5 % железа; образуется шлак в количестве 1—2 % массы металлической шихты;

— частичное оплавление футеровки, в результате чего образуется шлак в количестве 1—2 % массы металлической шихты.

В обычных вагранках образующееся количество шлака составляет 5—10 % массы жидкого чугуна (при выплавке чугуна в доменной печи образуется 30—50 % и при выплавке стали в мартеновской или электрической печи — 10—15 % шлака).

В зависимости от футеровки шлаки могут быть кислыми или основными. Количество, химический состав и свойства ваграночных шлаков существенно влияют (как и в других плавильных агрегатах) на качество металла.

Кислые шлаки начинают образовываться в зоне плавления вместе с появлением первых капель чугуна. Шлак, образующийся

в зоне плавления, называется *первичным*. Первичный шлак в кислых печах отличается высоким содержанием FeO и MnO , получаемых в результате окисления металлической шихты. Этот шлак образует на поверхности капель металла пленку, которая покрывает их частично или полностью. По мере опускания шлак перегревается и его состав изменяется: в нем растворяются все большие количества SiO_2 и Al_2O_3 из золы кокса и CaO из флюса, при этом основность шлака понижается. Содержание оксидов металла уменьшается в результате восстановления Fe и Mn раскаленным коксом.

В зоне горения, где температура максимальная, происходит резкое увеличение содержания в шлаке SiO_2 вследствие растворения футеровки, состоящей из шамотного кирпича (55—60 % SiO_2 ; 35—40 % Al_2O_3). При применении полуокислой (70—75 % SiO_2 , 20—25 % Al_2O_3) или набивной (90 % SiO_2 , 10 % Al_2O_3) футеровки количество SiO_2 возрастает еще больше. Поэтому в этой зоне⁴ износ футеровки является наиболее сильным.

Технологические факторы (подогрев воздуха, обогащение дутья кислородом, использование карбида кальция и др.), которые сужают зону горения и повышают температуру газов, еще больше способствуют разрушению футеровки.

Количество SiO_2 в шлаке возрастает также за счет растворения воли кокса, интенсивность которого достигает максимума в кислородной зоне.

Образование шлака конечного состава завершается в горне вагранки. Кислые шлаки содержат: 40—55 % SiO_2 ; 15—30 % CaO ; 5—20 % Al_2O_3 ; 3—5 % FeO ; 2—10 % MnO ; 0,5 % MgO , P_2O_5 и Na_2O ; до 1 % FeS (три последних составляющих поступают из золы). Основность кислых шлаков составляет 0,4—0,8. Массовая доля в шлаке SiO_2 , CaO и Al_2O_3 составляет 80—90 %, поэтому для суждения о свойствах шлаков можно пользоваться диаграммой тройной системы $\text{FeO} - \text{SiO}_2 - \text{CaO}$ (рис. 3.13) или разрезами диаграммы состояния системы $\text{FeO} - \text{SiO}_2 - \text{CaO} - \text{Al}_2\text{O}_3$.

Температура плавления обычных кислых шлаков находится в пределах 1250—1350 °С, а в зоне максимальных температур шлак перегревается выше 1450 °С.

Чем ниже температура плавления шлака, тем легче можно достичь его перегрева в вагранке и тем меньше кокса требуется для его плавления и перегрева. Чем выше степень перегрева шлака, тем меньше при той же температуре его вязкость.

Однако температура плавления шлака должна быть выше температуры плавления чугуна, чтобы обеспечить его хорошее отделение от металла. Кроме того, если шлак имеет слишком низкую температуру плавления, то он быстро стекает, не успевает перегреться в зоне окисления и попадает недостаточно горячим в горн вагранки, охлаждая его. При таких условиях чугун также получается холодным.

Вязкость и текучесть шлака взаимосвязаны. Чем ниже вязкость, тем лучше пленка шлака отделяется от поверхности капель чугуна, тем легче стекает шлак по стенкам и поду вагранки и легко удаляется через шлаковую летку, а опасность зашлакования фурм незначитель-

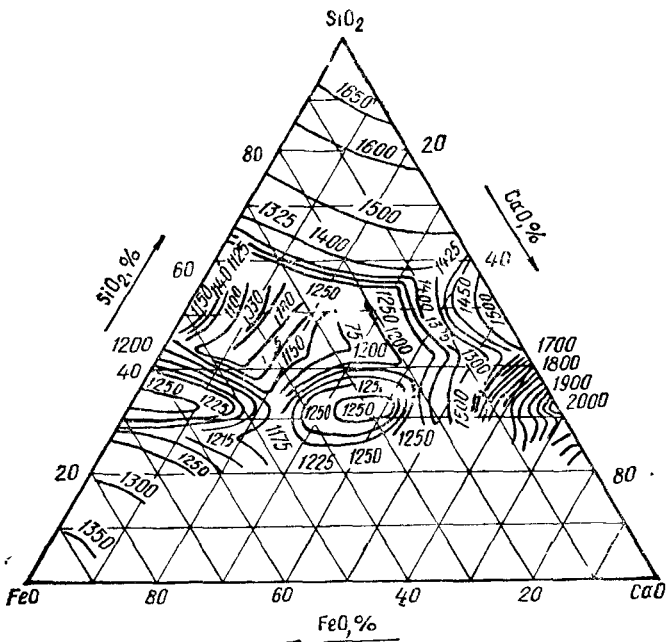


Рис. 3.13. Диаграммы состояния шлаковых систем FeO - CaO - SiO₂

на. С металлургической точки зрения жидкий шлак является более активным.

Вязкость кислых ваграночных шлаков находится в пределах 0,5—0,8 Па · с (5—8 пуаз), что в 500—800 раз выше вязкости воды, хотя иногда достигает 1,5 Па · с (15 пуаз). Вязкость кислых шлаков зависит также от температуры и химического состава, который в свою очередь определяет природу составляющих и интервал затвердевания. Чем больше интервал затвердевания, тем выше вязкость и тем труднее происходит удаление шлака. Понижения вязкости кислых шлаков достигают путем увеличения их основности или добавкой плавикового шпата и других флюсов.

Основные ваграночные шлаки отличаются от кислых более высокой химической и физической активностью, большим количеством свободных CaO и FeO и более низкой вязкостью, что обеспечивает более высокие скорости протекания металлургических процессов.

Основность такого шлака находится в пределах 1,4—2,0, а соотношения равны $\text{CaO/MgO}=2$ и $\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3 = 6-8$.

Типичный химический состав основного шлака: 40 % CaO, 30 % SiO₂, 18—20 % MgO и небольшое количество FeO и MnO. Следовательно, основными составляющими шлака являются SiO₂, CaO и MgO. Температура плавления этих шлаков составляет 1320—1370 °С. Изменение состава шлака по высоте холостой колоши характеризуется повышением основности (в отличие от кислой вагранки) в связи

с растворением CaO и MgO футеровки и расплавлением CaO флюса. При высокой температуре основные шлаки имеют невысокую вязкость, но она резко возрастает с понижением температуры. Поэтому в основных вагранках необходимо применять подогрев дутья.

Вопросы для самоконтроля

1. Назовите основные типы вагранок, их отличия и основные конструктивные элементы.
2. Каковы особенности работы вагранок длительного действия?
3. Опишите термодинамические зоны в коксовых вагранках. Какие изменения произойдут в термодинамических зонах: а) при увеличении количества подаваемого воздуха; б) при наличии нескольких рядов фурм; в) при избыточном расходе кокса?
4. Напишите уравнения основных процессов, протекающих при горении кокса в вагранках. При сжигании 187,5 кг кокса образуется оксид углерода (IV). Определите объем образовавшегося оксида углерода (IV), если массовая доля углерода в коксе составляет 96 %. (Ответ: 336 м³).
5. Назовите условия минимального окисления элементов при ваграночной плавке. Допишите реакции восстановления оксидов углеродом:
$$\text{Fe}_3\text{O}_3 + \text{C} = \text{CO} +$$
$$\text{SiO}_2 + \text{C} = \text{CO}_2 +$$
$$\text{Mn}_2\text{O}_3 + \text{C} = \text{CO} +$$
6. Каковы методы получения в вагранках малоуглеродистого чугуна?
7. Охарактеризуйте методы интенсификации процессов ваграночной плавки. Изменится ли массовая доля серы в жидком чугуне при подогреве вдуваемого воздуха?
8. Напишите типичные составы кислого и основного ваграночных шлаков, вычислите их основность.
9. Какова массовая доля серы в шлаке, если в металле она составляет 0,08 %, а коэффициент распределения серы равен 5,0? Как изменится коэффициент распределения серы при увеличении окисленности металла и шлака?

ГЛАВА 4. ПЛАВКА ЧУГУНА В ИНДУКЦИОННЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧАХ

4.1. ОСНОВНЫЕ ТИПЫ ИНДУКЦИОННЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧЕЙ

В индукционных печах металл нагревается токами, возбуждаемыми в нем переменным полем индуктора. При индукционном нагреве теплота выделяется непосредственно в нагреваемом металле, поэтому ее использование оказывается наиболее полным.

Различают следующие типы индукционных печей: 1) по конструктивному исполнению — тигельные и каналные, 2) по частоте электрического тока — промышленной частоты (50 Гц), повышенной (150—450 Гц), средней (до 10 тыс. Гц) и высокой (свыше 10 тыс. Гц) частоты.

В СССР тигельные печи промышленной частоты выпускались мощностью 400—20 000 кВт, объем жидкого металла в них составляет от 1,0 до 60 т (марки печей ИЧТ-1; ИЧТ-60). Тигельные печи средней частоты имеют мощность 800—2400 кВт и вместимость 1—6 т (марки печей ИСТ-1; ИСТ-6). Канальные индукционные печи для чугуна (миксеры) выпускаются только промышленной частоты, вместимостью 10—60 т (марки печей ИЧКМ-10; ИЧКМ-60). {

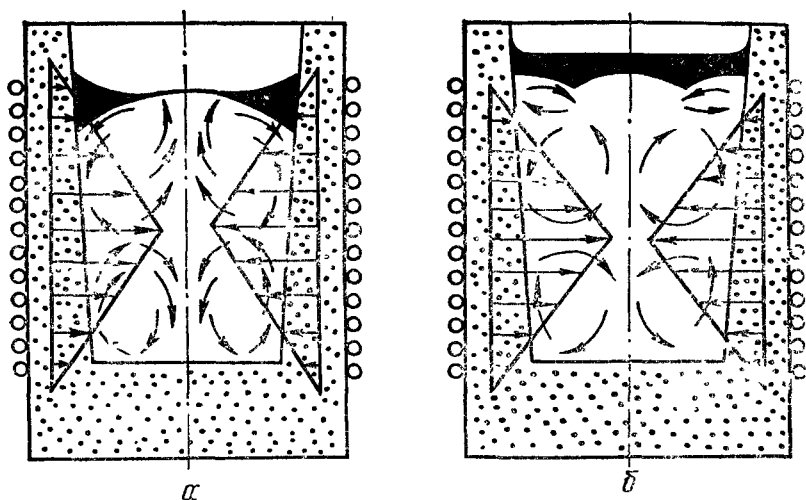


Рис. 4.1. Эпюры электродинамических сил и направления движения жидкого металла при расположении зеркала жидкого металла ниже уровня индуктора (а) и на уровне индуктора (б)

Тигельные печи применяют для плавки и миксирования, т. е. накопления, чугуна, а канальные — в основном для миксирования.

В индукционной тигельной бессердечниковой печи металл расплавляют в огнеупорном тигле, расположенном внутри индуктора. Пропускаемый через индуктор переменный ток создает внутри индуктора переменный магнитный поток, наводящий в металле вихревые токи, которые обеспечивают нагрев и плавление металла. Для плавки чугуна чаще всего применяются индукционные тигельные печи промышленной (50—60 Гц) или средней (2400—10 000 Гц) частоты.

Во избежание чрезмерного увеличения мощности питающего печь генератора в схему печи включают конденсаторы, компенсирующие индуктивное сопротивление индуктора. Как известно, наличие индуктивного сопротивления в цепи переменного тока вызывает сдвиг фаз (величина силы тока отстает от величины напряжения), в результате чего снижается коэффициент мощности $\cos \varphi$ установки. Ёмкость вызывает обратный сдвиг фаз; подбирая ёмкость конденсаторов, добиваются настройки установки в резонанс, когда угол сдвига фаз φ приближается к нулю, а $\cos \varphi$ — к единице. Чем выше частота, тем меньше требуется ёмкость конденсаторной батареи.

Важной особенностью индукционных печей промышленной частоты является интенсивная циркуляция жидкого металла, вызываемая взаимодействием электромагнитных полей, возбуждаемых, с одной стороны, токами, проходящими по индуктору, с другой — вихревыми токами в металле. Характер циркуляционных потоков показан на рис. 4.1, где приведены эпюры электродинамических сил и направление потоков движения жидкого металла. Если зеркало расплава находится ниже уровня индуктора, то наблюдается двухконтурное перемешивание, на поверхности образуется мениск и централь-

ная часть металла очищается от шлака, который как бы затягивается между футеровкой и металлом, что является одной из причин грушевидного зарастания тигля печи. Если зеркало расплава находится на уровне верхнего витка индуктора или выше, то при высокой удельной мощности электропечи происходит трехконтурное перемешивание. Верхний слой жидкого чугуна перемешивается слабее, чем в первом случае, и слой шлака на поверхности металла сохраняется.

Интенсивность перемешивания приблизительно пропорциональна квадрату ампер-витков (In)² и обратно пропорциональна частоте питающего тока. Вследствие перемешивания ускоряется плавление и выравнивание состава и температуры металла, однако при этом усиливается его окисление. При повышении частоты движение жидкого металла в тигле печи становится менее интенсивным, что дает возможность увеличить удельную подводимую мощность и ускорить плавку; но это приводит к значительному усложнению и удорожанию электрооборудования печи и в то же время менее эффективно при выдержке и перегреве чугуна.

Особенностью индукционных печей является также и то, что плотность индуктируемых токов достигает максимума на поверхности металла у стенок тигля и снижается по направлению к его оси. В этом поверхностном слое выделяется наибольшее количество теплоты, за счет которой плавится шихта.

Известно, что между глубиной проникновения тока δ в ванну или в кусок шихтового материала и частотой тока существует зависимость:

$$\delta = 5,03 \sqrt{\frac{\rho}{\mu f}}, \quad (4.1)$$

где ρ — удельное сопротивление шихты, Ом · м; μ — магнитная проницаемость шихты, Гн · м; f — частота тока, Гц.

Отсюда следует, что чем выше частота, тем меньше глубина проникновения тока и тем выше температура у стенок печи и неравномернее прогрев шихты, что вызывает понижение стойкости футеровки и скорости расплавления металла.

В индукционных печах повышенной частоты примерно 86 % всей индуктированной энергии развивается в поверхностном слое. Поэтому отношение внутреннего диаметра печи к глубине проникновения тока выбирается равным $D/\delta = 4...5$

Вследствие относительно высокого электрического сопротивления в зазорах между кусками шихты их размеры должны быть тем больше, чем ниже частота индуктированных токов.

При использовании первичного жидкого металла (плавка дуплекс-процессом) или при наличии остатка жидкого металла в количестве, составляющем 30—50 % объема тигля, применяют преимущественно индукционные печи промышленной частоты с удельной мощностью 150—300 кВт/т жидкого металла. При выборе мощности таких печей учитывают интенсивность перемешивания ванны жидкого металла. Применение печей с высокой удельной мощностью вызывает сильное перемешивание расплава, быстрый износ футеровки и загрязнение чугуна неметаллическими включениями. Однако при малой мощности

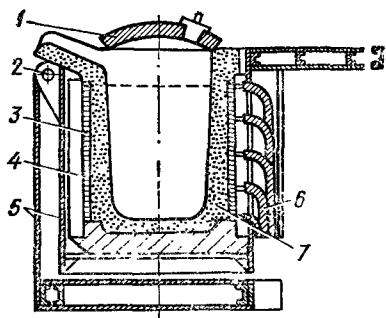
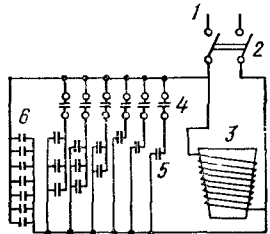
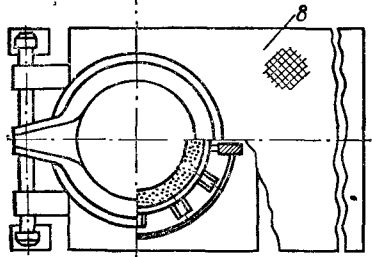


Рис. 4.2. Конструкция индукционной печи типа ИЧТ:

1 — крышка; 2 — поворотная ось; 3 — индуктор; 4 — магнитопровод; 5 — каркас; 6 — токоподводы; 7 — футеровка; 8 — площадка обслуживания

Рис. 4.3. Упрощенная электрическая схема индукционной печи:

1 — источник питания; 2 — выключатель; 3 — индуктор с тиглем; 4 — выключатели в цепи конденсаторов; 5, 6 — группа включаемых и отключаемых конденсаторов



наблюдаются значительные потери теплоты и более низкая производительность печи.

По способам организации магнитного потока на наружной стороне индуктора различают *печи закрытого типа*, где магнитный поток проходит по магнитопроводам, изготовленным из трансформаторной стали, что обеспечивает минимальные потери в корпусе, и *печи открытого типа*, где магнитный поток проходит по воздуху. Применяют также экранированные конструкции, в которых магнитный поток проходит по воздуху, а остальные детали защищены от нагрева медным экраном. Печи открытого типа имеют обычно небольшую вместимость. Тигельные печи средней и большой вместимости изготовляют только закрытого типа.

Недостатком индукционных печей является низкая температура и активность шлака, поскольку он нагревается от металла.

Основными элементами индукционной тигельной плавильной установки являются печь с механизмом наклона и питающее электрооборудование (генератор повышенной частоты или трансформатор, батарея конденсаторов, щит управления и на крупных печах — автоматический регулятор электрического режима). Основные элементы печи (рис. 4.2) — корпус (каркас), индуктор и огнеупорный тигель, закрываемый в больших печах крышкой.

Каркас небольших печей выполняют комбинированным, на больших печах — из стальных конструкций с немагнитными прокладками. В каркасе жестко крепят индуктор и подовую плиту. Как уже было сказано, для уменьшения электромагнитного поля рассеивания, предохранения металлических конструкций от перегрева и увеличения жесткости конструкции печи между каркасом и индуктором размещают магнитопроводы в виде пакетов из трансформаторной стали

или изготавливают каркас из немагнитной стали. К передней части каркаса на уровне сливного носка прикреплены две цапфы для наклона печи с помощью гидравлического механизма при сливе металла.

Водоохлаждаемые индукторы являются основным рабочим органом индукционной печи. Их изготавливают из медных трубок в виде многovitковой спирали. Профиль и сечение медных трубок должны обеспечить прохождение необходимого для охлаждения количества воды, а также минимум электрических потерь. При изготовлении индуктора необходимо обеспечивать параллельность витков. Витки изолируют друг от друга стекло- или асболентами, электроизоляционными лаками; во избежание смещения витков их крепят к вертикальным стойкам, выполненным из изоляционного материала, и скрепляют стяжными болтами. В последнее время применяют монолитные конструкции: витки покрывают изоляционным лаком, а зазоры между ними заполняют бетоном или полимерными материалами, которые после затвердевания образуют с индуктором монолит.

Число витков индуктора определяют расчетом, при этом энергия, превращающаяся в садке в теплоту, пропорциональна квадрату ампер-витков. Плотность тока в индукторе достигает 20—40 А/мм².

С целью обеспечения равномерного охлаждения и необходимой пропускной способности при небольшом начальном давлении охлаждающей воды индуктор часто охлаждается секционно. Его делят на несколько секций с самостоятельным подводом воды в каждую из них; секционирование электропитания при этом не обязательно. Поступление воды контролируется водяным реле, отключающим питание печи при перерыве в подаче воды. Температура охлаждающей воды в медных трубках индуктора не должна превышать 50—60 °С.

Механизм наклона. Из тигля сливают металл, а также удаляют шлак через сливной носок, для чего печь поворачивают на 90—100° на двух цапфах вокруг неподвижной оси, находящейся в непосредственной близости от сливного носка. Наклон печи осуществляют механическим или гидравлическим механизмом наклона. Гидравлические цилиндры с плунжером, связанные с каркасом печи, расположены по обе стороны печи. Необходимое давление обеспечивается насосной установкой.

Крышки индукционных печей уменьшают потери теплоты излучением и предохраняют окружающее оборудование от перегрева. Крышки изготавливают футерованными с внутренней стороны в двух конструктивных вариантах — поворотными и откидными.

Сигнализатор разрушения тигля служит для предотвращения аварий в случае разъедания футеровки и проникновения расплавленного металла к индуктору. Принцип действия этого устройства основан на изменении проводимости чувствительного элемента при его нагревании или при контакте с расплавленным металлом.

Для контроля плавки по периодам устанавливают электронные взвешивающие устройства — *прессдукторы*, а также системы непрерывного или разового измерения температуры жидкого металла.

Электрическое оборудование. Подвод тока к индуктору печей средней и повышенной мощности осуществляется при помощи одного или нескольких токоведущих кабелей. Разъемные токоведущие соединения с подвижными контактами ставят только на печах малой мощности.

Упрощенная электрическая схема индукционной тигельной печи повышенной частоты показана на рис. 4.3. Переменный ток высокой частоты от генератора через выключатель подается в индуктор, параллельно которому включены группы конденсаторов. Конденсаторы служат для компенсации индуктивного сопротивления индуктора. В цепь включены две группы конденсаторов. Конденсаторы первой группы подключены постоянно, второй группы — включают и выключают по мере необходимости. В процессе плавки по мере нагрева шихты изменяются ее удельное сопротивление и магнитная проницаемость, в результате чего изменяется индуктивное сопротивление установки. Включая или отключая дополнительные конденсаторы, добиваются равенства индуктивного и емкостного сопротивлений, т. е. значения $\cos \varphi$ установки, близкого к единице.

Крупные индукционные печи снабжают автоматическим регулятором, поддерживающим оптимальный электрический режим регулирования мощности, напряжения и силы тока, $\cos \varphi$.

Индукционные тигельные печи промышленной частоты. Ввиду отсутствия в печах промышленной частоты преобразователя частоты для них характерен более низкий (на 5—10 %) удельный расход электроэнергии и более высокий коэффициент мощности. Однако при низкой частоте питающего тока (50 Гц) интенсивность электродинамического перемешивания металла в этих печах значительно выше, чем в печах повышенной частоты.

Характеристики тигельных индукционных чугуноплавильных печей приведены в табл. 4.1.

Удельный расход электроэнергии, как на плавление (1620—1800 кДж/кг), так и на перегрев металла на 100 °С (144—216 кДж/кг) уменьшается с увеличением мощности печи, поэтому в последнее время получают распространение печи большой вместимости.

Канальные индукционные печи. В качестве печей-накопителей (миксеров) в чугунолитейных цехах обычно используют канальные печи промышленной частоты — ИЧКМ (рис. 4.4). Эти печи служат для выдержки (хранения) жидкого металла, его перегрева (максимально на 100 °С выше режимного), введения добавок для получения чугунов разных марок. Перегрев чугуна выше 1300 °С в ИЧКМ обходится дешевле, чем в других печах.

Индуктор печи построен по принципу трансформатора, в котором первичной обмоткой являются втулки катушки индуктора, вторичной — короткозамкнутый виток расплавленного металла в канале. Канал соединен с ванной (рабочим объемом печи). Токи, индуцируемые в витке, нагревают металл и создают условия для циркуляции расплава в замкнутом контуре. Циркуляционные потоки возникают в результате того, что температура металла в канале выше, чем в рабочем объеме ванны. По этой причине срок службы футеровки в

канале меньше, чем в ванне. Во избежание разрыва цепи вторичной обмотки в печи постоянно должно находиться некоторое количество металла («болото», «зумпф»).

Поскольку мощность одной индукционной единицы ограничена, то при увеличении вместимости канальных печей приходится устанавливать несколько таких единиц. По расположению каналов индукционных единиц печи разделяют на вертикальные и горизонтальные; возможно также наклонное расположение каналов. Печи с вертикальными каналами более удобны в эксплуатации, так как их легче

Таблица 4.1. Основной типаж индукционных плавильных печей

Вместимость печи, т	Высокочастотные печи (500—3000 Гц)			Печи промышленной частоты (50 Гц)		
	Тип	Мощность, кВт	Производительность, т/ч	Тип	Мощность, кВт	Производительность, т/ч
0,06	ИСТ-0,06	50	0,06	—	—	—
0,10	ИСТ-0,06	50	0,06	—	—	—
0,16	ИСТ-0,16	100	0,12	—	—	—
0,25	ИСТ-0,16	100	0,12	—	—	—
0,40	ИСТ-40	250	0,33	—	—	—
0,60	ИСТ-0,4	250	0,33	—	—	—
1,00	ИСТ-1	500	0,75	ИЧТ-1	360	0,5
1,60	ИСТ-1	500	0,75	—	—	—
2,50	ИСТ-2,5	1500	2,25	ИЧТ-2,5	1300	1,23
4,00	ИСТ-2,5	1500	2,25	—	—	—
6,00	ИСТ-6	2500	3,48	ИЧТ-6	1300	2,26
10,00	ИСТ-10	3000	4,50	ИЧТ-10	1700	3,0
16,00	ИСТ-16	5000	7,45	ИЧТ-16	2500	4,5
25,00	ИСТ-25	6000	9,70	ИЧТ-21,5	5600	11,3
31,00	—	—	—	ИЧТ-31	7100	—14,2
50,00	—	—	—	ИЧТ-50	15 500	—26,3
60,00	—	—	—	ИЧТ-60	20 000	—33,6

очищать при ремонте. В горизонтальных каналах более низкое ферродинамическое давление, что улучшает условия работы футеровки.

По конфигурации рабочего объема канальные печи (рис. 4.5) могут иметь цилиндрические или барабанные тигли, т. е. вертикальную или горизонтальную ось. Барабанные печи, по сравнению с цилиндрическими, отличаются упрощенным механизмом поворота и более низкими тепловыми потерями, поэтому получили широкое распространение.

Канальный блок представляет собой индуктор печи, снабженный сердечником с первичными обмотками, который окружен одним или двумя V-образными каналами. Каналы выполнены в монолитной футеровке.

Футеровочная смесь обладает высокой огнеупорностью, незначительным коэффициентом расширения, а также нейтральными свойствами.

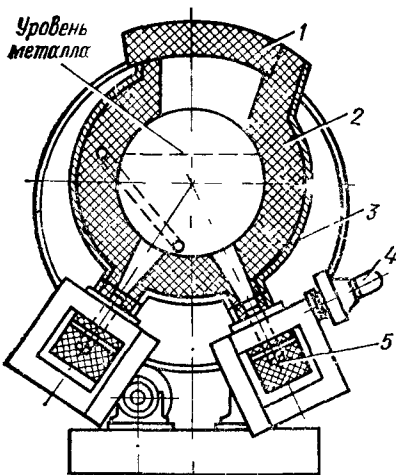


Рис. 4.4. Индукционный каналный миксер типа ИЧКМ:

1 — крышка; 2 — футеровка; 3 — кожух; 4 — вентилятор; 5 — канал с жидким металлом; 6 — выпускная летка; 7 — механизм поворота печи, 8 — опора; 9 — съемная индукционная единица; 10 — летка для заливки чугуна

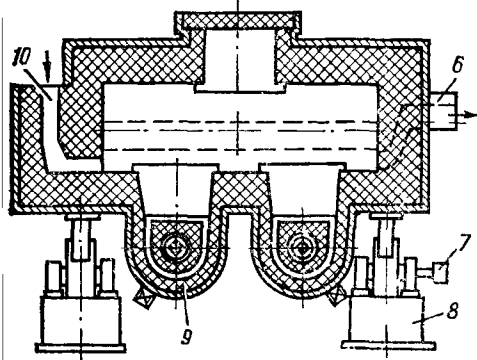
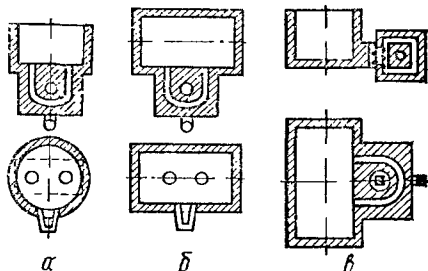


Рис. 4.5. Канальные печи:

а — тигельного типа; б — барабанного типа; в — тигельная с горизонтальным расположением каналов



вами, обеспечивающими высокую химическую стойкость. Для образования канала применяют металлический шаблон, расплавляющийся при первой плавке. С целью увеличения срока эксплуатации печей используют приставные взаимозаменяемые каналные блоки. Взаимозаменяемость стала возможной после того, как с помощью надежных конструкций, монокристаллических огнеупоров, предохраняющих шов от проникновения в него металла, была обеспечена надежность шва на стыке каналного блока с тиглем. Установка каналных блоков в печах барабанного типа проще благодаря возможности поворота каналных блоков в верхнее положение.

В печах ИЧКМ КПД равен 75 %, тогда как в тигельных печах КПД — 50 %, $\cos \varphi$ выше в 3 раза, вследствие чего мощность конденсаторных батарей ИЧКМ в 3—4 раза меньше.

Индукционная печь непрерывного действия. С целью сокращения расхода электроэнергии и дальнейшего усовершенствования индукционных печей разрабатывают различные их модификации. К ним относится индукционная печь непрерывного действия (рис. 4.6), в которой индуктор расположен горизонтально и охватывает цилиндрическую часть печи. Конфигурация печи позволяет обеспечить

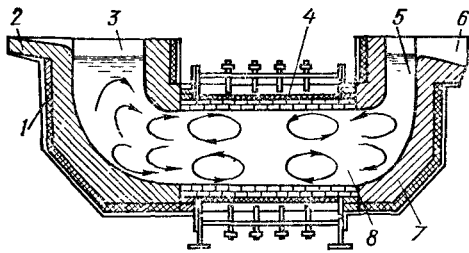


Рис. 4.6. Индукционная печь непрерывного действия:

1 — кожух; 2 — шлаковый носок; 3 — загрузочная горловина; 4 — индуктор; 5 — выпускная горловина; 6 — канал для слива жидкого металла; 7 — футеровка; 8 — жидкий металл

высокую плотность тока в зоне плавления, так как давление металла в двух вертикальных зонах (загрузки и выпуска) уравнивает эффект электромагнитного перемешивания.

4.2. МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПЛАВКИ ЧУГУНА В ИНДУКЦИОННЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧАХ

Основные этапы. Процесс плавки имеет несколько этапов. В начальный период плавки производится наплавление жидкого металла из твердой шихты. Поэтому для ускорения процесса обычно предварительно заготавливают специальный пусковой слиток массой, составляющей 0,2—0,3 вместимости печи, который загружают на подину печи первым, затем вносят твердую подогретую шихту и наплавляют полный тигель.

В дальнейшем из печи выпускают 0,5—0,7 жидкого чугуна с последующей добавкой такого же количества твердой шихты. Во время расплавления шихты необходимо регулярно осаживать металлозавалку, не допуская образования «мостов». Режим растворения твердой шихты в жидкой ванне является наиболее производительным и обеспечивает максимальную скорость плавления, так как при заполненной жидким металлом печи мощность ее существенно повышается. Изменение мощности, подводимой к печи, производят переключением на соответствующую ступень вторичной обмотки питающего трансформатора: при этом меняются напряжение и сила тока в индукторе печи.

Электромагнитное перемешивание ускоряет растворение шихты и карбюризатора, обеспечивает выравнивание температуры в объеме печи и дегазацию расплава. Однако при длительной выдержке (30—60 мин) в сочетании с высокотемпературным нагревом активное перемешивание приводит к повышению угара металла и содержания газов.

В конце плавки проводят перегрев, выдержку и доводку чугуна по химическому составу. Термовременная обработка обычно включает перегрев до заданной температуры (1500—1550 °С) и захлаживание чистым стальным ломом.

Плавка в большегрузных индукционных электропечах по сравнению с печами небольшой вместимости отличается значительно меньшим окислением металла и большим постоянством состава чугуна. Это объясняется тем, что в крупных печах отношение пло-

щадя зеркала жидкого металла к объему имеет небольшое значение, а интенсивность электромагнитного перемешивания низкая, поэтому взаимодействие расплава с газами и шлаками замедляется.

Таким образом, можно выделить следующие основные металлургические особенности индукционной плавки: 1) индукционная плавильная печь является «чистым» агрегатом для переплавки металлов. Загружаемые металлы и добавки вступают во взаимодействие в зависимости от времени и температуры; 2) температуру и характер ее изменения можно регулировать в широких пределах; 3) интенсивное движение расплава обуславливает его глубокое перемешивание, в результате чего выравниваются состав и температура расплава; 4) температуры поверхностей расплава в режиме поддержания печи в разогретом состоянии или при подаче незначительной мощности немного ниже температуры расплава; 5) электромагнитные силы воздействуют только на металл. Нетокпроводящие включения выталкиваются, происходит самоочистка расплавленного металла; 6) отношение поверхности печи к ее общей вместимости может свободно варьировать в широких пределах; в промышленной практике используются лишь экономически оптимальные соотношения; 7) химический состав футеровки тигля может выбираться произвольно, керамический тигель в основном удовлетворяет механическим и термическим требованиям; 8) влияние состава атмосферы может быть исключено наведением шлаков или проведением плавки в условиях контролируемой атмосферы; 9) металлургические процессы при плавке в индукционной печи зависят от многих факторов. Реакции расплава с предусмотренными и случайными добавками, шлаком, атмосферой и набивочной массой зависят от следующих величин: температуры, степени концентрации и насыщения, поверхности реакции, продолжительности реакции, состава сплава, степени теплового эффекта реакции.

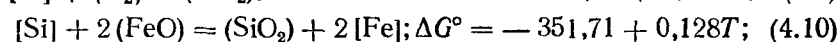
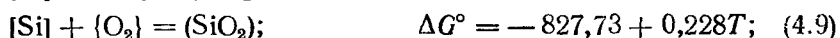
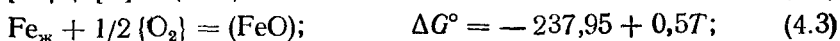
При индукционной плавке температура загружаемого материала и продолжительность реакций могут быть выбраны. Степень перемешивания обуславливается значениями рабочей частоты и удельной мощности. Эффективная поверхность реакции зависит от величины контактной площади расплава и скорости его перемещения, которая вызвана электромагнитным движением жидкой ванны в индукционных печах.

Желательные и нежелательные реакции, протекающие во время плавки и в режиме поддержания печи в разогретом состоянии, могут быть предсказаны средствами физической химии.

Следует отметить важность применения физико-химических расчетов реакций для металлургии индукционной плавки, поскольку именно в условиях индукционной плавки благодаря принципу нагрева и интенсивному перемешиванию могут быть относительно точно предсказаны температуры реакций, что является необходимым условием правильного назначения режимов плавки.

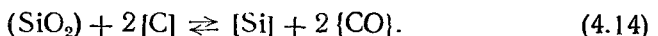
Окисление и восстановление элементов. Плавка чугуна производится на шихте, состав которой в зависимости от сырьевых ресурсов может варьировать от 100 % стального лома до 100 % чушкового чугуна. В условиях открытого массообмена с кислородсодержащими

материалами окисление основных элементов жидкого чугуна происходит по гомогенным и гетерогенным реакциям:



Анализ температурной зависимости ΔG° (в кДж/моль) образования оксидов чистых веществ показывает, что в нижней температурной области кремний и марганец имеют более высокую способность к окислению, чем железо и углерод (рис. 4.7). В точках пересечения политерм рассматриваемых реакций наблюдается равновесие, т. е. кислородный потенциал оксидов одинаков. С повышением температур выше равновесных более активно окисляется углерод, а раскисляющая способность кремния и марганца ниже. При изменении в жидком чугуне массовой доли элементов меняется их активность, что приводит к сдвигу равновесных температур реакций.

Массовая доля углерода и кремния в чугуне может достигать высоких значений, вследствие чего основной тигельной реакцией в печах с кислой футеровкой является следующая:



Константа равновесия этой реакции при нормальном давлении и $a_{\text{SiO}_2} = 1$ составляет

$$K_p = \frac{[\% \text{Si}] f_{\text{Si}}}{[\% \text{C}]^2 f_{\text{C}}^2}, \quad (4.15)$$

где f_{Si} и f_{C} — коэффициенты активности кремния и углерода в жидком чугуне.

Температурная зависимость параметра $[\text{Si}]/[\text{C}]^2$ для реакции восстановления кремнезема углеродом расплава может быть вычислена по формуле:

$$\lg \frac{[\text{Si}]}{[\text{C}]^2} = \frac{27486}{t} + 15,47t. \quad (4.16)$$

Температуру равновесия реакции (4.14) для различных по составу сплавов можно определить также по зависимостям и номограм-

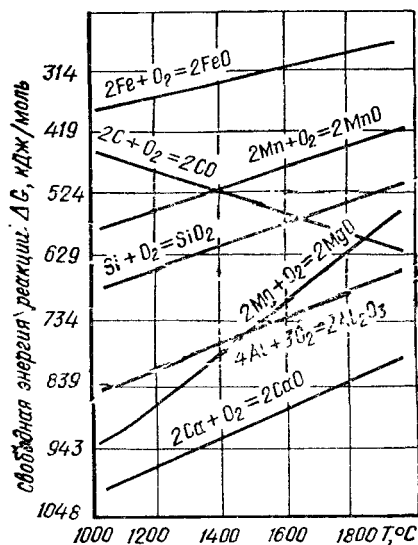


Рис. 4.7. Термодинамика реакций окисления элементов при плавке чугуна в открытых плавильных агрегатах (активность элементов равна единице; $P_{CO} = 10^3$ Па)

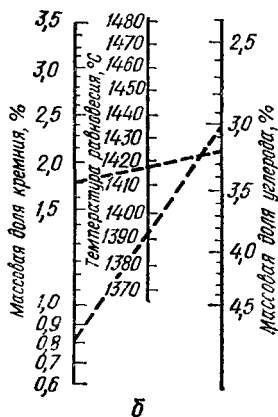
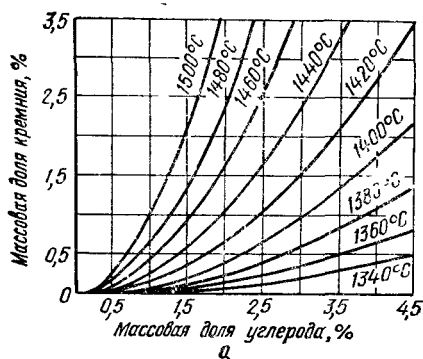


Рис. 4.8. Температура равновесия реакции восстановления кремнезема углеродом расплава («тигельной» реакции):

а — изотермы равновесия в зависимости от состава чугуна; б — номограмма для определения температуры равновесия реакции

ме, представленным на рис. 4.8. Выбор оптимальной температуры перегрева чугуна с учетом «тигельной» реакции дает возможность стабилизировать состав и свойства расплава, устранить дефекты литья, связанные с газообразованием.

Характер изотерм равновесия марганца и кремния (рис. 4.9) в чугуне при открытой индукционной плавке свидетельствует о повышении раскислительной способности марганца при увеличении температуры перегрева чугуна и при низких концентрациях углерода в расплаве. Углерод становится более активным раскислителем при увеличении его массовой доли.

Плавка чугуна в индукционных печах с кислой футеровкой. Плавку чугуна в индукционных электропечах с остатком жидкого метал-

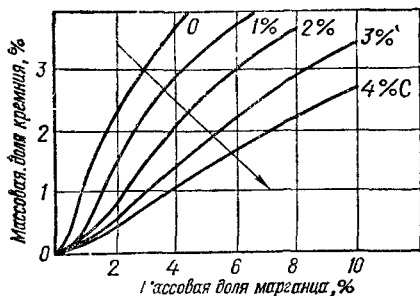


Рис. 4.9. Изменение равновесного соотношения концентраций реакции восстановления SiO_2 марганцем при увеличении массовой доли углерода в жидком чугуна

железо из первичных шлаков восстанавливается в основном кремнием и лишь частично углеродом. Восстановление железа из образующегося шлака компенсируется поступлением оксидов железа с новыми порциями шихты, поэтому в течение всего периода расплавления шлаки имеют повышенное содержание оксидов железа.

Второй период занимает всего 15—20 мин, в это время происходит растворение ферросплавов, гомогенизация расплава и его перегрев (или охлаждение) до заданной температуры выпуска. В индукционных печах с кислой футеровкой шлаки в этот период насыщены кремнеземом, имеют более низкую температуру, чем расплав, и реакционно инертны. Определенное развитие получают реакции взаимодействия металла с атмосферой и футеровкой.

Расплавление шихтовых материалов при высокотемпературном ведении плавки (температура металлической ванны выше 1450°C) также происходит с образованием первичных шлаков с высоким содержанием оксидов железа, как и при низкотемпературном режиме. В этом случае основным восстановителем является углерод, который используется одновременно на восстановление оксидов железа и кремнезема. Взаимодействие первичных шлаков с футеровкой печи и восстановление оксидов железа протекают активно и с более высокой скоростью, чем реакция восстановления кремнезема углеродом расплава, поэтому шлаки быстро становятся высококремнеземистыми.

Наблюдаемое с повышением средней температуры плавки уменьшение в рабочих шлаках массовой доли оксидов железа сопровождается повышением содержания кремнезема, что фактически свидетельствует только об увеличении его удельной доли, но не может рассматриваться как доказательство образования кремнезема вследствие окисления кремния и увеличения массы шлака.

Неоднократное прохождение фронта первичного шлака с высоким содержанием оксидов железа по внутренней поверхности футеровки приводит к образованию сложных соединений типа $\text{Fe} \cdot m\text{SiO}_2 \cdot \text{X}$ $\times \text{MnO}$, имеющих низкую температуру плавления. Повышение темпе-

ла можно разделить на два основных этапа: период расплавления шихтовых материалов и период доводки по химическому составу и температуре. Первый период характеризуется постепенным подъемом уровня жидкого металла и шлака в тигле печи. В этот период плавки существенное развитие получают окислительно-восстановительные реакции взаимодействия первичных шлаков, атмосферы, жидкого металла и футеровки печи. Если температура жидкого металла в печи не превышает 1300°C (низкотемпературный режим плавки), то

ратуры расплава увеличивает растворимость кремнезема в сложных соединениях, что ускоряет его переход из футеровки в шлак. Следовательно, повышение массовой доли кремнезема в шлаке связано не только с окислением кремния и восстановлением оксидов железа, но и с растворением в нем огнеупорного материала. При высокотемпературном режиме расплавления шихтовых материалов ускорение химического износа футеровки и уменьшение срока ее службы происходит также вследствие протекания тигельной реакции. Числовые значения коэффициента кислотности показывают, что вязкость шлаков возрастает значительно быстрее, чем при низкотемпературном режиме.

Значительное повышение кислотности и вязкости шлаков в конце периода расплавления является одной из причин высокого остаточного содержания в них оксидов железа, что увеличивает безвозвратные потери металла.

Содержание в рабочих шлаках Al_2O_3 , MnO и других примесей в процессе плавки изменяется незначительно.

В печах промышленной частоты плавку, как правило, ведут на максимально возможной мощности при наличии интенсивного электромагнитного перемешивания расплава.

Экспериментальные исследования движения расплава подтвердили, что циркуляция металла в печах промышленной частоты имеет обычно два контура, скорость движения металла достигает у стенок тигля 4, а в центре — 2,5 м/с. Высокие значения чисел Рейнольдса $(4...13) \cdot 10^6$ свидетельствуют о существовании режима развитой турбулентности движения металла в индукционных печах промышленной частоты.

Турбулизация потока жидкого металла является эффективным средством ускорения процессов, контролируемых диффузией. Коэффициент турбулентной диффузии во много раз превосходит коэффициент молекулярной диффузии. В период расплавления шихты образующиеся первичные шлаки увлекаются в глубину расплава и перегреваются окружающим металлом, что способствует ускорению протекания реакций в системе металл — шлак. Специальные опыты показали, что повышение скорости движения расплава до определенного предела (1,6—1,8 м/с) интенсифицирует протекание процесса, а дальнейшее ее повышение не оказывает влияния на процесс. Этот факт свидетельствует о том, что лимитирующим звеном становится химическая природа реакций, в данном случае диффузия в шлаковой фазе. Между коэффициентом диффузии реагентов и динамической вязкостью среды существует зависимость

$$\eta D = \text{const}, \quad (4.17)$$

где η — динамическая вязкость, Па · с; D — коэффициент диффузии, м/с.

Отсюда следует, что с повышением вязкости шлаков диффузионные процессы замедляются. Вязкость силикатных расплавов увеличивается с повышением в них SiO_2 . Шлаки с массовой долей SiO_2 выше 52—55 % в интервале исследованных температур не являются

гомогенными, поскольку значительная часть кремнезема в них находится во взвешенном состоянии. Это обстоятельство приводит к резкому увеличению вязкости кислого шлака.

Содержание оксидов железа в сформировавшихся рабочих шлаках по окончании периода расплавления зависит не только от температурного режима плавки и интенсивности движения расплава, но и от состава и качества используемой шихты.

Остаточная концентрация оксидов железа в шлаках в конце плавки во многих случаях остается довольно высокой, несмотря на наличие большого количества растворенного в расплаве и загружаемого в печь по ходу плавки твердого углерода. При этом значения общего угара металла также сильно различаются (табл. 4.2).

Таблица 4.2. Угар металла в индукционных электропечах при использовании различных шихтовых материалов

Шихтовые материалы	Массовая доля оксидов в конечных шлаках, %	Удельная поверхность металлоотходов $F \cdot 10^{-3}$, м ² /кг	Общий угар металла, %
Литейные и передельные чугуны	5—10	30—50	0,2—0,5
Обрезь углеродистой стали	5—14	20—80	2,0—3,0
Чугунный лом	15—20	—	0,5—1,0
Пакеты из чистых листовых стальных отходов	20—25	260—280	2,0—3,0
Пакеты из ржавых легковесных стальных отходов	35—40	260—280	9,0—14,0
Стальная стружка	20—25	140—160	5,0—8,0
Чугунная стружка	15—25	140—160	5,0—8,0

Переплавление шихтовых материалов с высокой степенью окисленности всегда сопровождается сильным шлакообразованием и угаром элементов. В качестве примера можно привести результаты опытных плавки чугуна в индукционных печах с использованием чугунной стружки. При увеличении степени окисленности чугунной стружки от 0 до 6 % продолжительность плавки увеличилась на 10—15 %, количество шлака возросло до 10—11 %, одновременно повысился угар элементов.

Большое количество неметаллических примесей в шихте приводит к быстрому накоплению шлака в тигле и к «зависанию» в нем мелких частиц шихты. Поскольку теплопроводность и электропроводимость шлака значительно ниже, чем металлической шихты, такой ход плавки может привести к образованию относительно холодных конгломератов шихты и в дальнейшем к появлению «мостов» в тигле, что отрицательно влияет на стойкость футеровки и увеличивает длительность плавки.

При непрерывном поступлении в зону плавления шихтовых материалов происходит интенсивное образование оксидов, что сопровождается угаром практически всех элементов. Угар кремния определяется его первоначальным содержанием в шихте и температурой металлической ванны. При одной и той же массовой доле углерода угар крем-

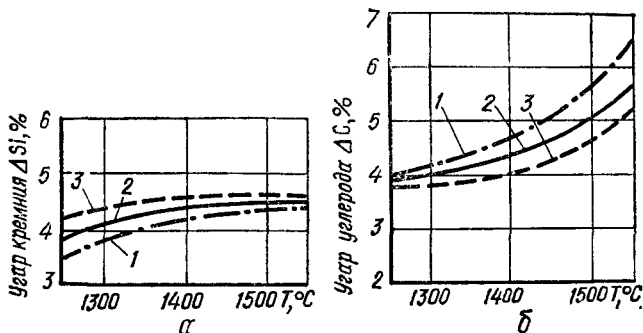


Рис. 4.10. Угар кремния (а) и углерода (б) при различной массовой доле кремния в жидком чугуна:

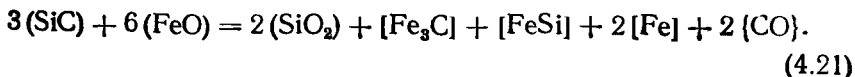
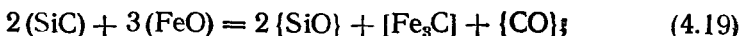
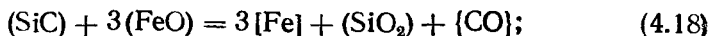
1 — 0,7 % Si; 2 — 0,5 % Si; 3 — 2,3 % Si

ния тем меньше, чем ниже его содержание в шихте и ниже температура расплава. Различие в величине угара кремния наиболее заметно при низких температурах (1200—1300 °С), при повышении температуры до 1400 °С и более оно уменьшается (рис. 4.10). Это можно объяснить тем, что с увеличением концентрации кремния его активность возрастает, а активность углерода снижается. Чем больше угар кремния, тем выше содержание кремнезема в шлаке. С увеличением содержания кремния угар углерода снижается.

В период расплавления происходит также угар примесей и легирующих элементов. Например, при расплавлении чугуновой стружки (загрузка в жидкий чугун) средний угар марганца составляет 1,37%, фосфора — 2,18 %, серы — 1,97 %, хрома — 4,4 %, никеля — 2,4 %. При переплаве чистого стального и чугунового лома угар элементов существенно снижается, поэтому приведенные значения угара элементов при переплаве чугуновой стружки являются максимальными для данных условий плавки.

При использовании окисленной металлошихты применяют раскислители в виде твердого углерода или карбида кремния. Применение восстановительных смесей на основе карбида кремния дает возможность резко снизить угар элементов и получить высококачественный чугун из разносортной металлошихты с различной степенью окисленности. Карбид кремния более эффективно восстанавливает оксиды железа, чем углерод и кремний.

Взаимодействие оксида железа (II) в кислых шлаках с карбидом кремния происходит по следующим реакциям:



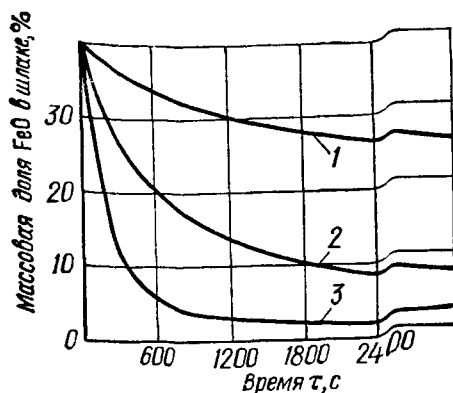


Рис. 4.11. Кинетика восстановления FeO из шлака при 1400 °С:
 1 — графитом, 2 — шламом SiC; 3 — восстановительной смесью (90 % шлама SiC; 5 % CaO; 5 % CaF₂)

Для снижения вязкости шлаков в состав восстановительной смеси вводят добавки CaO и CaF₂.

Для практического применения рекомендуется восстановительная смесь, состоящая из шлама карбида кремния (отходы абразивной промышленности) — 90 %, оксида кальция — 5 %, плавикового шпата — 5 %.

При исследовании кинетики восстановления оксидов железа из шлаков состава, %: SiO₂ — 40—45; FeO — 38—40; Al₂O₃ — 5—10; MnO — 1,0—2,0; CaO — 3—5, установлено, что добавка к восстановителю CaO и CaF₂ (рис. 4.11) повышает скорость

и степень восстановления оксидов железа по сравнению с восстановлением углеродом и карбидом кремния.

Перегрев и выдержка расплава в печи. В период перегрева существенное значение имеет взаимодействие расплава с газовой фазой и материалом футеровки. Образование шлака в этом случае связано с окислением кремния и железа, а также с разрушением футеровки.

Содержание кислорода в расплаве чугуна определяется прежде всего температурой и концентрацией имеющихся раскислителей — углерода, кремния и марганца.

Взаимодействие расплава с основными шлаками или футеровкой увеличивает степень его раскисления. Наиболее существенное снижение концентрации кислорода наблюдается при контакте расплава с оксидом кальция. В этом случае снижение концентрации кислорода теоретически возможно до уровня 10⁻⁶ %.

При изменении давления P_{CO} происходит сдвиг равновесия реакции (4.14) в ту или иную сторону. При P_{CO} < 0,1 МПа равновесие реакции сдвигается в сторону более низких температур; при увеличении давления равновесие наступает при более высокой температуре. В индукционной печи гидростатическое давление столба металла может создавать избыточное давление внутри зарождающихся пузырьков оксида углерода (II) и тем самым воздействовать на ход реакции (рис. 4.12).

Интенсивное движение металла в индукционной печи способствует быстрому переносу реагентов и продуктов реакции из глубины ванны на поверхность жидкого металла.

В условиях открытой индукционной плавки при интенсивном перемешивании и постоянном обновлении поверхности расплава наблюдается существенное отклонение от равновесных условий, причем одновременно происходит окисление углерода, кремния, железа.

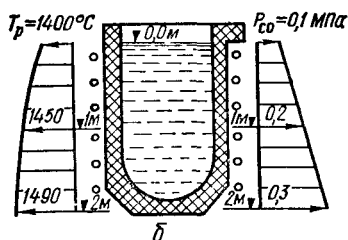
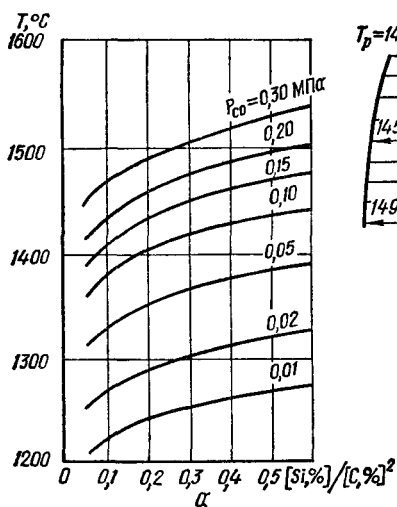


Рис. 4.12. Влияние давления и состава металла на изменение температуры равновесия реакции восстановления кремнезема углеродом расплава: а — диаграмма для определения температуры равновесия, б — величина гидростатического давления по глубине металла в индукционной печи для чугуна, содержащего 3,2 % С; 0,8 % Si

Гомогенные реакции в перемешиваемом расплаве протекают быстро и не определяют скорости окисления элементов. Лимитирующими являются гетерогенные реакции, связанные в основном с переходом кремнезема или оксидов железа из шлака в расплав, которые при перемешивании резко ускоряются. В реальных условиях индукционной плавки прямого соответствия между содержанием в расплаве кислорода, измеренным экспериментально и полученным расчетным путем, не наблюдается.

Расплав, как правило, пересыщен кислородом и только длительная выдержка позволяет приблизиться к равновесным значениям его концентраций.

При $T_{\text{распл}} < T_{\text{равн}}$ химический состав металла практически не изменяется в зависимости от длительности выдержки. При температурах выдержки $T_{\text{распл}} > T_{\text{равн}}$ происходит восстановление кремнезема расплава и футеровки (если она кислая) углеродом, в результате чего наблюдается прирост концентрации кремния в металле и угар углерода. Одновременно происходит окисление углерода на поверхности расплава.

Значения угара элементов при длительной выдержке металла в кислой печи для чугуна по составу, близкому к эвтектическому, представлены в табл. 4.3.

Плавка чугуна в индукционных печах с нейтральной футеровкой. Такая футеровка состоит из смеси 40 % электроплавленного корунда зернистостью 1,6—2 мм и 10 % — зернистостью 0,024 мм; 15 % порошкообразного дистен-силлиманитового концентрата, 0,8—1,5 % борной кислоты и 35 % зернистого дистен-силлиманитового концентрата (КДС 3).

Высокоглиноземистая футеровка по сравнению с кислой более устойчива. Угар металла при плавке синтетического чугуна колеб-

лется в пределах 0,7—4,0 %. Угар углерода при перегреве до 1450—1500 °С происходит со скоростью $(9...12) \cdot 10^{-5}$ %/с.

Одним из преимуществ высокоглиноземистой футеровки, помимо высокой стойкости и малой чувствительности к теплосменам, является возможность получения чугуна с более низким содержанием газов и неметаллических включений. Содержание кислорода в чугуне, выплавленном в высокоглиноземистом тигле, в 2—3 раза меньше, чем в чугуне, получаемом в кварцевом тигле. Это обеспечивает снижение расхода модифицирующих присадок и более высокую стабильность эффекта модифицирования. В печах с основной футеровкой возможно проведение рафинирующей обработки расплава основными и карбидными шлаками, поскольку она более устойчива к таким шлакам, чем кислая футеровка.

Таблица 4.3. Угар элементов при перегреве и выдержке чугуна в печи с кислой футеровкой

Элемент	Длительность выдержки, ч	Массовая доля угара, %, при температуре перегрева, °С				
		1350	1400	1450	1500	1550
Углерод	1	0,06	0,55	2,48	5,00	7,95
	2	0,19	1,29	4,48	8,96	14,90
	3	0,45	2,11	6,74	14,90	24,50
Кремний	1	0,0	0,0	+0,68	+0,99	+3,22
	2	0,0	0,0	+0,84	+1,58	+7,15
	3	0,0	0,0	+1,18	+2,31	+11,30
Марганец	1	0,0	0,0	0,0	1,77	2,00
	2	0,57	1,23	1,30	2,87	4,00
	3	1,73	1,82	1,82	4,00	5,48
Хром	1	1,80	1,60	1,64	2,53	5,60
	2	3,64	3,82	3,92	4,61	8,45
	3	3,74	3,92	4,45	7,70	9,15

Примечание. Знак «+» обозначает пригар.

Науглероживание расплава. Степень усвоения карбюризатора тесно связана с его структурой и со скоростью растворения. При малых скоростях растворения увеличивается время контакта карбюризатора с кислородом воздуха при высокой температуре, а с ним и угар углерода. Карбюризаторы с неупорядоченной структурой углерода (кокс) имеют более высокую реакционную способность, чем с упорядоченной (графиты), что усиливает окисление углерода.

На скорость растворения влияет наличие различных элементов в металле. Замедляют растворение фосфор, сера, особенно кремний и углерод, поэтому при выплавке чугуна в электропечах на твердой шихте необходимо загружать печи так, чтобы карбюризатор растворялся жидкой сталью и уже затем смешивался с расплавленным чугуном.

Немаловажное влияние на скорость растворения, а также на степень усвоения оказывает фракционный состав карбюризатора. Оптимальный размер частиц карбюризатора для науглероживания

Чугуна в низкочастотных (60—180 Гц) тигельных индукционных печах, по различным данным, находится в пределах 1,0—6,0 мм. В таких печах металл интенсивно перемешивается и омывает частицы карбюризатора, плавающие на поверхности ванны. В канальных индукционных и высокочастотных (1—3 кГц) тигельных печах интенсивность перемешивания ниже, поэтому лучше использовать более мелкие фракции — от 3 до 0,2 мм. Частицы такого же размера можно использовать для вдувания в расплав в струе газа-носителя.

Скорость переноса углерода описывается выражением:

$$\frac{\partial C}{\partial \tau} = \frac{DF}{\beta V} (C_n - C) = k_1 (C_n - C), \quad (4.22)$$

где D — коэффициент диффузии; F — площадь контакта; β — толщина гидродинамического пограничного слоя; V — объем расплава; C_n — концентрация насыщения.

Одновременно с насыщением жидкого металла углеродом происходит его выгорание, обусловленное взаимодействием с кислородом атмосферы, растворенным кислородом и оксидами металла. Скорость выгорания лимитируется диффузией кислорода к поверхности контакта и в данном случае не зависит от концентрации углерода в металле. Исходя из предположения об аддитивности влияния отдельных компонентов чугуна при малых концентрациях ($0 < x < 3$) на растворимость углерода, определим концентрацию насыщения следующим образом:

$$\% C_n = 1,30 + 2,57 \cdot 10^{-3} T + \sum_{i=1}^n m_i x_i, \quad (4.23)$$

где $\sum_{i=1}^n m_i x_i$ — сумма поправок величины концентрации насыщения сплава углеродом по каждому из содержащихся элементов; T — температура расплава.

Изменение растворимости углерода в зависимости от концентрации компонентов сплава практически не зависит от температуры, и данные о влиянии элементов на растворимость углерода могут быть использованы для любых температур металлургических процессов.

Коэффициент m_i имеет значения, отрицательные для кремния (−0,31), фосфора (−0,37), серы (−0,22) и положительные для меди (+0,075), титана (+0,15) и ванадия (+0,10).

Сумма поправок величины концентрации насыщения сплава углеродом без учета содержания кремния примерно постоянна и для средних концентраций содержащихся в синтетическом чугуне элементов составляет −0,03 %.

Расчетные значения концентрации углерода для различных температур и концентраций кремния с учетом содержащихся в чугуне элементов представлены в табл. 4.4.

При науглероживании расплава необходимо корректировать условия процесса в зависимости от химического состава жидкого металла. Скорость науглероживания в значительной степени зависит от концентрации элементов в расплаве, поэтому следует корректировать продол-

жительность науглероживания. В расплаве высокомарганцовистого чугуна углерод усваивается полностью, в то же время угар углерода в расплаве с высоким содержанием кремния составляет 12—18 %. Опыт производственных плавов показывает, что на каждый процент содержащегося в расплаве кремния усвоение углерода снижается на 4—5 %.

Таблица 4.4. Концентрация насыщения расплава углеродом в зависимости от содержания кремния и температуры

Температура, °C	Массовая доля насыщения железа углеродом C_{H} , %, при			
	0,0 % Si	0,5 % Si	1,0 % Si	2,0 % Si
1200	4,38	4,19	4,04	3,73
1300	4,63	4,45	4,29	3,98
1400	4,90	4,71	4,56	4,25
1450	5,02	4,83	4,68	4,37
1500	5,15	4,96	4,81	4,50
1550	5,27	5,08	4,93	4,62

Науглероживание жидкого стального сплава целесообразно производить перед добавлением ферросилиция, который в жидком чугуне усваивается практически полностью. Эффективность науглероживания значительно уменьшается при наличии в жидком металле кислорода и его соединений, что обычно наблюдается при использовании окисленных шихтовых материалов. В этих случаях угар углерода реагента может достигать 20—25 %. Во избежание этого рекомендуется при необходимости загружать в печь вместе с окисленной шихтой дополнительное количество науглероживающего реагента. Наилучшим действием обладает реагент, чистый по химическому составу, без золы и инородных включений. Для электропечей вместимостью 6—10 т рекомендуется применять электродный порошок с частицами размером 3—6 мм при периодической загрузке науглероживателя в жидкий сплав с последующей загрузкой металлической шихты.

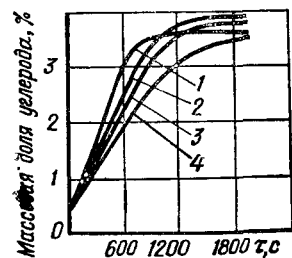


Рис. 4.13. Кинетика растворения наиболее часто употребляемых карбюризаторов

1 — графит гилельный, 2 — электродный бой, 3 — электродный порошок; 4 — кока сланцевый

Кинетика растворения некоторых применяемых в промышленности карбюризаторов приведена на рис. 4.13. Наибольшую скорость растворения имеют относительно чистые по составу карбюризаторы (электродный бой, электродная стружка и т. д.) оптимального фракционного состава.

Диффузионная природа процесса науглероживания жидкого металла обуславливает экспоненциальный характер приведенных зависимостей. Науглероживание находится в прямо пропорциональной зависимости от температуры металла, поверхности соприкосновения

твердой и жидкой фаз, интенсивности перемешивания. Растворение углерода при высокой интенсивности перемешивания жидкого сплава идет примерно в два раза быстрее, чем при низкой.

Начиная с некоторого момента, когда процесс науглероживания ограничивается химической природой реакции, увеличение интенсивности перемешивания не дает эффекта. Практически этот момент наступает тогда, когда частицы науглероживателя полностью увлекаются потоком расплава в глубь ванны металла и распределяются в нем относительно равномерно. Дальнейшее усиление перемешивания не интенсифицирует процесс науглероживания, наоборот, оказывает отрицательное влияние на стойкость огнеупорной футеровки тигля печи.

Скорость растворения углерода при периодической загрузке науглероживателя и одинаковой интенсивности перемешивания примерно постоянна и равна первоначальной скорости процесса почти до достижения концентрации насыщения, когда скорость растворения реагента становится незначительной при любой интенсивности перемешивания. В связи с этим избыточное количество науглероживателя может существовать в виде макроскопических частиц неограниченное время. В отдельных объемах расплава, обогащенных углеродом, такие частицы можно обнаружить даже при невысокой общей концентрации углерода в расплаве.

Относительное усвоение серы расплавом снижается при увеличении концентрации серы в карбюризаторе, в то время как из низкосернистых карбюризаторов она усваивается практически полностью.

Для практического расчета содержания серы в металле после науглероживания можно воспользоваться следующей формулой:

$$S = S_{Me} + \frac{K_S S_K Q_K}{100}, \quad (4.24)$$

где S_{Me} — массовая доля серы в металле, %; K_S — коэффициент усвоения серы; S_K — массовая доля серы в карбюризаторе, %; Q_K — массовая доля карбюризатора, %.

Значение коэффициента усвоения серы для различных карбюризаторов при загрузке их в завалку и при вводе на зеркало ванны металла составляет 0,6—0,75

Для снижения содержания серы в жидком металле необходимы следующие условия: минимальное количество серы в карбюризаторах, повышенная концентрация сульфидообразующих компонентов сплава (марганца, хрома, кремния и др.), применение шихты с минимальным количеством серы, выдержка жидкого сплава перед разливкой. При определении содержания серы в металле необходимо также учитывать серу, содержащуюся в ферросплавах.

В некоторых сортах кокса содержится значительное количество азота и водорода. Установлено, что 50 % азота, содержащегося в карбюризаторе, переходит в металл. Так, если количество добавок карбюризатора при плавке составляет 4 %, а массовая доля азота в нем 0,5 %, то содержание азота в металле может повыситься на 0,1 %. При небольших количествах азота (0,003—0,01 %) механические свойства

чугуна несколько повышаются. При более высоких концентрациях (0,01—0,015 %), в зависимости от толщины отливки и скорости охлаждения, возникает опасность волосовых трещин, выявляемых при механической обработке, и возрастает склонность чугуна к отбелу.

Во избежание повышенного содержания в чугуне несвязанного азота в чугун рекомендуется добавлять 0,5—1 кг/т алюминия или титана, которые связывают азот в прочные тугоплавкие нитриды и устраняют его нежелательное влияние.

Повышение содержания водорода в чугуне сопровождается появлением газовых раковин в массивных, медленно охлаждающихся сечениях отливок (при толщине 75 мм и более).

На свойства выплавляемого чугуна заметное влияние оказывает характер структуры карбюризатора. Величины отбела и усадки чугуна, полученные с применением карбюризаторов неупорядоченной структуры, превышают аналогичные показатели для графитированных карбюризаторов. Эти особенности влияния структуры карбюризатора связаны с механизмом его растворения. Перешедшие в расплав частицы графита в дальнейшем, при кристаллизации, служат зародышами выделения графитовой фазы в чугунных отливках.

Использование в качестве карбюризатора карбида кремния выявляет ряд положительных эффектов. Одновременно с вводом углерода при использовании карбида кремния в металл вносится кремний, что модифицирует чугун и устраняет отбел.

4.3. ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ПЛАВКИ

Основную долю затрат на плавление и перегрев металла в индукционных тигельных печах промышленной частоты составляют затраты на электроэнергию, амортизацию оборудования и заработную плату работающих. Остальными видами затрат можно пренебречь. Расход и стоимость электроэнергии не являются постоянными величинами.

Тигельные печи промышленной частоты имеют определенную мощность. Верхняя граница мощности печи оценивается интенсивностью установившегося движения металла в ванне. Увеличение мощности печи сопровождается возрастанием интенсивности движения металла, что способствует его перемешиванию и приводит к заметному дополнительному износу футеровки печи и другим нежелательным явлениям. Поэтому введено понятие *оптимальной мощности печи*.

Для плавки и перегрева металла в печи с оптимальной мощностью расход электроэнергии определяется энтальпией металла и величиной электрических и тепловых потерь. При уменьшении мощности возрастает удельный расход электроэнергии (рис. 4.14), поскольку длительность плавки и потери теплоты увеличиваются. При уменьшении мощности вдвое расход электроэнергии увеличивается примерно на 10 %. Следовательно, основными факторами, обуславливающими расход электроэнергии при плавке в индукционных тигельных печах промышленной частоты, являются вместимость и мощность печи. В связи с этим для конкретной программы плавки следует выбирать такую печь,

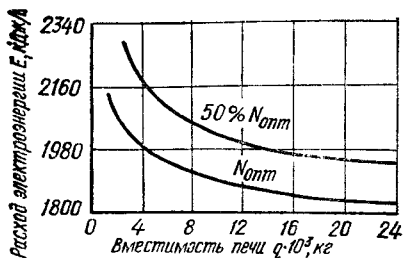


Рис. 4.14. Изменение расхода электроэнергии в зависимости от мощности и вместимости индукционных печей (по данным К. Брокмайера)

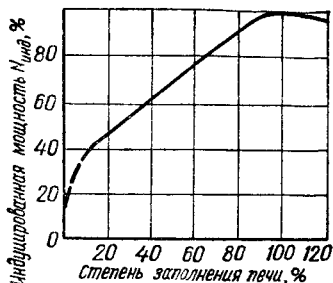


Рис. 4.15. Зависимость индуцированной мощности от степени заполнения печи (по данным К. Брокмайера)

которая работала бы непрерывно с оптимальной мощностью. Такую мощность индукционная тигельная печь промышленной частоты развивает только при наличии в ней определенного количества жидкого металла.

В основу зависимости мощности, необходимой для поддержания теплоты плавки, от коэффициента заполнения печи положено то обстоятельство, что индукционные тигельные печи работают при постоянном напряжении тока. Поэтому индуцированная мощность составляет обычно часть мощности, соответствующей 100 %-му заполнению (рис. 4.15).

При уменьшении степени заполнения печи ниже критической ее производительность снижается, а расход энергии увеличивается, поскольку увеличивается длительность и ухудшается электрический КПД печи. Для сокращения расхода электроэнергии процесс плавки следует организовать так, чтобы в начале каждого цикла печь была заполнена жидким металлом не менее чем на $\frac{1}{3}$ ее вместимости. Если по условиям производства это невозможно, то для начала плавки следует подбирать такую шихту, которая поднимала бы зеркало оставшегося металла как можно выше. В случае запуска холодной печи без остатка жидкого металла после длительной остановки необходимо затратить дополнительную энергию на прогрев футеровки печи. При этом следует учитывать, что процесс прогрева футеровки печи заканчивается через три — четыре плавки, а теплопередача через стенки в этом случае меньше, чем при установившемся режиме. Дополнительный расход энергии тем меньше, чем реже производится запуск холодной печи. При трехсменном режиме работы влияние одного (в неделю) запуска холодной печи на средний расход энергии почти не заметно. При частых остановках крупных печей разогревать футеровку целесообразно с помощью газовых или жидкостных горелок, поскольку затраты энергии при этом могут быть снижены на 40 %.

Общий расход электроэнергии при работе печи определяется не только энергией, необходимой для плавления и перегрева металла. Электродвигатели вспомогательных агрегатов (насосных станций для охлаждения воды, вентиляторов, гидросистем и т. п.) потребляют

от 1 до 3 % расхода электроэнергии на плавление и перегрев металла.

Процессы плавления и перегрева металла занимают не все время работы индукционной тигельной печи. В течение некоторого периода в печи поддерживается заданная температура жидкого металла. Это время необходимо для отбора жидкого металла, слива шлака, измерения температуры, корректировки химического состава и т. д.

Значительная доля потерь теплоты в режиме изотермической выдержки обусловлена излучением зеркала металла. Поэтому слой шлака на зеркале металла уменьшает расход энергии на поддержание температуры жидкого чугуна. Поскольку потери теплоты путем излучения пропорциональны значению абсолютной температуры в четвертой степени, то для повышения экономичности работы индукционной тигельной печи промышленной частоты необходимо: процесс плавки вести при возможно низкой температуре и доводить металл до заданной температуры непосредственно перед разливкой; своевременно догружать печь по ходу плавления металла, чтобы излучаемая зеркалом жидкого металла теплота использовалась для подсушки и подогрева шихты; при длительной выдержке жидкого металла в печи покрывать его зеркало шлаком (например, кварцевым песком); снижать температуру и закрывать печь крышкой. Уменьшить потери теплоты путем излучения с помощью крышки печи можно только при доводке и выдержке металла, так как в период плавления при проведении технологических операций крышку необходимо держать открытой.

Общая мощность, необходимая для поддержания температуры жидкого чугуна и работы вспомогательных агрегатов печи, составляет около 10 % ее оптимальной мощности.

К повышению расхода электроэнергии, а также к снижению производительности печи приводит и увеличение вспомогательного времени. Работы при отборе одной порции металла требуют 5—6 мин вспомогательного времени. Чем чаще происходит разливка металла, тем меньше производительность печи. Для плавильного отделения с ритмичным отбором жидкого металла существует некоторое минимальное количество печей, которое позволяет выполнить заданную программу. С увеличением производительности отделения при малой массе отбираемой порции жидкого металла число потребных печей увеличивается очень быстро. Если необходимо, чтобы плавильное отделение не зависело от ритма работы формовочного отделения цеха, следует установить дополнительную раздаточную печь, в качестве которой целесообразно использовать печь того же типа, что и плавильные. Тогда печи в режиме раздачи металла будут работать поочередно.

Большое внимание уделяется созданию установок, обеспечивающих необходимую часовую производительность печи при минимальном потреблении электроэнергии. Практика эксплуатации индукционных печей промышленной частоты показывает, что для выполнения условия минимального потребления электроэнергии вместимость печей должна определенным образом соответствовать часовой производительности жидкого металла. Если вместимость печей равна 1—5 т жидкого металла, подключаемая мощность значительно возрастает при увеличении

часовой производительности (рис. 4.16). Для расхода чугуна 200 кг/ч наиболее экономичными являются печи вместимостью 1—2 т, для 1000 кг/ч — вместимостью 4—5 т, для 2000 кг/ч — 10 т и выше.

Выбор экономичной плавильной установки, состоящей из нескольких печей, — сложная задача. Для потребности в жидком металле, составляющей 200, 1000 и 2000 кг/ч, определены, например, три варианта плавильной установки. Установка, состоящая из трех печей вместимостью 1,6 т каждая, будет экономичнее других при расходе жидкого чугуна менее 1 т/ч; установка из двух печей вместимостью по 2,25 т будет экономичнее других при расходе металла более 1 т/ч. Плавильная установка, состоящая из одной печи вместимостью 4 т, не экономична.

Влияние режимов загрузки шихтовых материалов на расход энергии. Учитывая длительность процессов растворения в ходе плавки металлических материалов и карбюризаторов, важным является определение как энергетических, так и кинетических характеристик растворения. В течение периода плавки твердой шихты энергия расходуется также на поддержание температуры расплава, на возмещение электрических и тепловых потерь плавильного агрегата. Чем меньше продолжительность плавки, тем меньше будут непроизводительные затраты энергии.

Режимы загрузки шихты могут быть различными, их выбор зависит от периодичности отбора и массы жидкого металла в печи, необходимости доводки сплава по химическому составу и т. д. Тем не менее можно выделить основные элементы построения рациональных схем загрузки шихтовых материалов:

а) поддержание изотермического режима плавления. Это связано с ограничением угара легирующих элементов, повышением стойкости футеровки печей, регулированием шлакового режима и другими преимуществами;

б) загрузка шихты примерно одинаковыми порциями, что позволяет наиболее эффективно использовать транспортные и взвешивающие средства, организовать экономичное применение предварительного подогрева, учитывать состав и габариты шихты;

в) соблюдение определенной периодичности загрузки, которая вызывается как необходимостью отбора жидкого металла, так и повышением равномерности загрузки оборудования, упрощением управления силовыми установками, уменьшением опасности образования «мостов» в тигле печи. Непрерывная загрузка шихтовых материалов осуществляется обычно при наличии однородной качественной шихты,

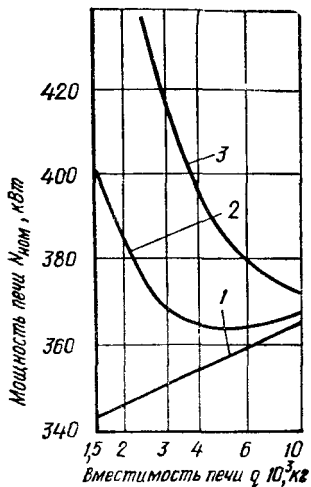


Рис. 4.16. Оптимальная мощность печей в зависимости от вместимости и часовой производительности (по данным К. Брокмайера):

1 — 200 кг/ч; 2 — 1000 кг/ч;
3 — 2000 кг/ч

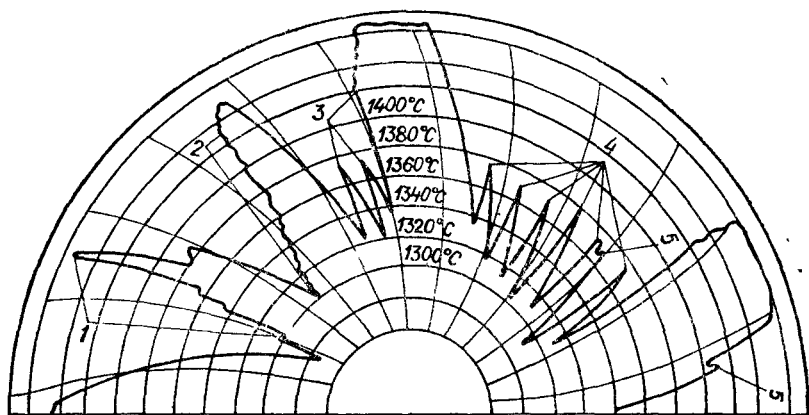


Рис. 4.17. Непрерывная запись температуры металла в печи ИЧТ-6:

1, 2 — непрерывная загрузка шихты (возврат); 3, 4 — периодическая загрузка шихты (стальной лом); 5 — загрузка 15 кг карбюризатора (электродный бой)

при необходимости значительно понизить температуру металла в печи и применяется реже периодической загрузки;

г) сокращение времени загрузки и связанных с этим тепловых потерь, что повышает производительность печей.

Для регулирования температурных режимов можно использовать устройство непрерывного измерения температуры с применением световодов. Устройство непрерывного измерения температуры обладает чувствительностью 3—5 °С. Фактическая запись температуры металла в печи вместимостью 6 т представлена на рис. 4.17. По термограмме легко улавливают изменение температуры чугуна при загрузке каждой порции шихты, скорость нагрева жидкого металла, время плавления, определяют также влияние загрузки небольших порций шихтовых материалов, например, карбюризаторов в количестве 15 кг.

Непрерывное измерение температуры чугуна и весовой контроль загрузки шихтовых материалов дают возможность установить изменение температуры жидкого металла в печи в зависимости от соотношения масс загружаемой шихты m_1 и чугуна в печи m_0 (рис. 4.18). Использование стального лома сопровождается более значительным снижением температуры металла в печи, чем при загрузке возврата или чугунного лома. Чем выше температура чугуна в печи, тем больше снижение температуры при загрузке шихтовых материалов. Например, если температура расплава составляет 1380 °С, то при загрузке порций чугунного лома в соотношении $m_1/m_0 = 0,15$ произойдет снижение температуры металла в среднем на 40 °С, а при первоначальной температуре жидкого металла 1430 °С — на 60 °С. Увеличение объема чугуна в тигле печи приводит к уменьшению изменений температуры расплава при периодической загрузке одинаковых порций шихты.

Загрузка шихты в печь при изотермическом режиме плавки при соотношении дозы к массе жидкого металла $m_1/m_0 = 0,15—0,20$ и

допустимых колебаниях температуры чугуна в печи, составляющих 60—80 °С, более экономична, чем при более низком соотношении. Целесообразно также поддерживать высокое содержание углерода в жидком металле с целью сокращения времени процессов растворения шихтовых материалов и повышения производительности печей.

В последнее время внимание производителей привлекает совмещение индукционного и плазменного нагрева в одном плавильном агрегате, что позволяет значительно улучшить энергетические характеристики плавки. Продолжительность плавки в индукционных печах при дополнительном нагреве металла сверху плазмотроном сокращается в 1,5—2 раза, удельный расход электроэнергии уменьшается в среднем на 30 %.

Кроме того, комбинированный нагрев позволяет вести плавку на твердой завалке без стартового слитка, а также использовать шихтовые материалы с пониженной электропроводимостью, например продукты прямого восстановления железа. Плазменный нагрев в дополнение к индукционному расширяет возможности индукционной печи как металлургического агрегата, поскольку в плавильной зоне можно создавать необходимую атмосферу и перегревать шлак для активной обработки расплава. В совокупности с электромагнитным перемешиванием расплава это способствует десульфурации расплава, удалению из него газов и неметаллических включений, дает возможность выплавлять чугуны с высокими механическими и эксплуатационными свойствами.

Анализ работы индукционных печей показывает, что на режиме подогрева шихты до температуры плавления печи работают неэффективно. Значение термического коэффициента полезного действия индукционной печи в течение всего периода плавки характеризуется резким увеличением при расплавлении металла. С целью повышения производительности печи и экономичности работы необходимо сокращать период разогрева шихты, что достигается путем предварительного подогрева шихты вне плавильной печи.

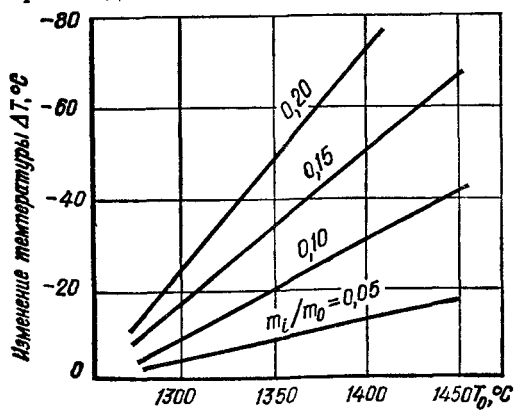


Рис. 4.18. Изменение температуры жидкого металла в индукционной печи в зависимости от соотношения массы загружаемой шихты m_1 к массе металла в печи m_0 и температуры жидкого металла в печи T_0 .

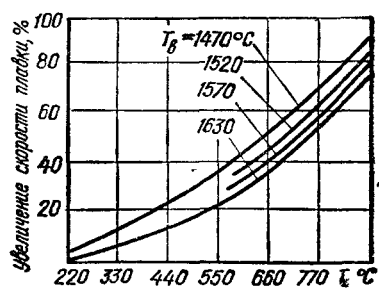


Рис. 4.19. Увеличение скорости плавки чугуна в зависимости от температуры подогрева шихты T_n и температуры выпуска жидкого металла T_m .

Чем выше содержание подогретой шихты в металлозавалке и температура подогрева, тем выше термический КПД плавильного агрегата.

Теоретически при предварительном подогреве всей шихты до 700 °С производительность плавильной печи должна увеличиться на 50 % по сравнению с холодной завалкой. Однако с учетом коэффициента полезного использования электроэнергии (в среднем 0,75) действительно возможное повышение производительности плавильной индукционной печи будет меньше.

Скорость плавки определяется развиваемой мощностью печи; если часть теплоты уже передана шихтовым материалам при предварительном подогреве, то при неизменной мощности индукционной печи скорость плавки возрастает (рис. 4.19). Чем ниже температура выпускаемого жидкого металла, тем выше производительность.

Повышение производительности плавильных индукционных печей при стабильном выпуске цеха обуславливает уменьшение потребности в этих печах. При этом, естественно, снижаются капитальные вложения и эксплуатационные затраты, что полностью окупает затраты на подогрев шихты и приводит к уменьшению себестоимости выплавляемого металла. Одновременно решается проблема очистки загрязненной шихты, поскольку стружка, различные металлоотходы загрязнены маслами, эмульсией и другими примесями. В 1 т чугуновой стружки может содержаться более 30 кг масла и эмульсии. Влага, летучие вещества, цветные металлы при высокой температуре предварительного подогрева полностью удаляются из шихты, в связи с чем улучшается качество металла и удлиняется срок службы футеровки. Практика предварительного подогрева шихты полностью подтверждает целесообразность применения этого метода, особенно при выплавке синтетического чугуна из стружки, мелких отходов и других низкокачественных материалов. Производительность плавильных печей повышается не менее чем на 25 %.

С целью снижения эксплуатационных затрат на электроэнергию для подогрева шихты рационально использовать природный газ или мазут. Эффективность подогрева шихты в пламенных печах по сравнению с электропечами зависит от соотношения коэффициентов полезного действия пламенной и электрической печей, от превышения энергетической ценности газа над электрическим тепловым эквивалентом и от потребительской стоимости газа и электроэнергии. При обычно достигаемых показателях работы пламенных и электрических печей эффективность подогрева шихты в газовых печах в несколько раз выше.

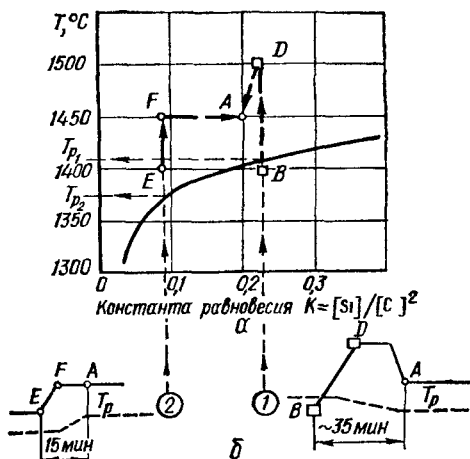
4.4. ОСНОВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПЛАВКИ ЧУГУНА В ИНДУКЦИОННЫХ ПЕЧАХ

4.4.1. Низкотемпературный режим плавки

Для расплавов железо — углерод — кремний температура перегрева должна быть согласована с химическим составом и равновесной температурой реакции восстановления кремнезема углеродом расплава, имеющей в данной системе первостепенное значение, поскольку

Рис. 4.20. Высокотемпературный и низкотемпературный режимы плавки чугуна в печах с кислой футеровкой:

a — зависимость температуры равновесия от состава чугуна (*BDA* — высокотемпературный режим, *EFA* — низкотемпературный режим); *b* — положение температурных режимов относительно температуры равновесия реакции восстановления кремнезема углеродом расплава



восстановление кремнезема приводит к уменьшению зародышевой фазы в чугуне. Регулирование количества неметаллических включений в печах с кислой футеровкой обычно достигается контролируемым перегревом и выдержкой расплава при температуре, превышающей температуру равновесия тигельной реакции.

Для расплавов с невысоким содержанием кремния можно реализовать температурный режим плавки, который достаточно эффективно обеспечивает восстановление кремнезема углеродом и рафинирование расплава. Сущность этого режима плавки чугуна заключается в следующем (рис. 4.20). Массовую долю кремния в ходе плавки выдерживают низкой — в пределах 0,7—1,0 %, а массовую долю углерода — высокой, более 3,0 %. Константа равновесия тигельной реакции при этом соотношении имеет небольшое значение и температура восстановления кремнезема углеродом расплава низкая. Ведение плавки при температурах 1380—1400 °C (точка *E* на рис. 4.20) уже обеспечивает отклонение системы от равновесия и восстановления частиц кремнезема в расплаве, чем достигается значительное рафинирование расплава. Дальнейший перегрев чугуна до технологической температуры 1450—1480 °C (точка *F*) и доводка расплава по содержанию кремния до заданного состава, показанного на рисунке фигуративной точкой *A*, занимают в десятитонных печах до 15 мин рабочего времени, угар легирующих элементов при доводке незначителен.

Высокотемпературный режим показан на рисунке точками *B* — *D* — *A* и занимает обычно 35 мин рабочего времени при повышенном угаре элементов.

При низкотемпературном режиме стойкость кислой футеровки повышается вследствие уменьшения перегрева футеровки и глубины проникновения жидкого металла.

Операцию доводки металла по содержанию кремния (отрезок *F* — *A*) целесообразно совместить с модифицированием в ковше. Учитываемая экзотермический характер растворения ферросилиция, присадка

его в количестве 1,0—1,2 % не приводит к захлаживанию металла, обеспечивает эффективное модифицирование.

Таким образом, возможность значительного варьирования состава чугуна при электроплавке дает также преимущества при определении температурных режимов плавки и делает эффективным низкотемпературный режим, согласованный с программируемым изменением состава металла в ходе плавки.

Термовременная обработка и модифицирование жидкого чугуна позволяют получать чугун с перлитной структурой и равномерно распределенными включениями графита. Эффективность термовременной обработки, согласованной с программируемым изменением состава металла, можно характеризовать данными, приведенными в табл. 4.5. Плавки проводили в печах ИЧТ-6 с остатком жидкого металла предыдущей плавки, составляющем 25—50 %. Шихта состояла из стальных металлоотходов, возврата, электродного боя. Перегрев низкокремнистого чугуна до 1500 °С и выдержка в течение 10 мин с последующим модифицированием при заливке 1,2 % ФС 75 обеспечивали получение серого чугуна марки СЧ 45.

4.4.2. Восстановительная плавка чугуна

На основании практического опыта рекомендована восстановительная смесь, состоящая из шлама карбида кремния (90 %), оксида кальция (5 %), плавикового шпата (5 %).

При выдержке чугуна под шлаком с добавкой восстановителя этого состава в металле наблюдается повышение содержания кремния и углерода. Количество переходящего из шлама в металл кремния, а также скорость перехода зависят от температуры, времени выдержки, состава и массы восстановителя. С повышением температуры количество и скорость перехода кремния возрастают, а углерода — несколько снижаются, что связано с увеличением его угара.

Количество восстановительной смеси, требуемое на плавку чугуна в промышленных печах, удобно определять по расходу металлической шихты и степени ее окисленности. Если принять, что весь кислород, вносимый шихтой, находится в виде оксидов железа, а в восстановительной смеси содержится 70 % чистого карбида кремния, то необходимое количество восстановительной смеси можно определить следующим образом:

$$Q = \frac{g_{\text{FeO}}}{\eta} \cdot \frac{120}{432} \cdot \frac{100}{70} \approx 0,4 \frac{g_{\text{FeO}}}{\eta}, \quad (4.25)$$

где Q — количество восстановительной смеси, %; g_{FeO} — массовая доля оксида железа (II) в шихте, %; η — коэффициент полезного использования смеси; 120 и 432 — молекулярные массы карбида кремния и оксида железа (II).

Оптимальный расход восстановительной смеси при различной степени окисленности шихты, а также количество усвоенного металлом кремния и углерода можно определять по номограмме (рис. 4.21). Коэффициент полезного использования смеси составляет 0,6—0,9.

Таблица 4.5. Влияние термовременной обработки и модифицирования на свойства чугуна

Химический состав выплавленного чугуна, %						Вид обработки	Свойства чугуна			Марка чугуна
C	Si	S	P	Cr	Mn		$\sigma_{\text{н}}$, МПа	l_1 , мм	НВ, МПа	
3,21	1,98	0,05	0,15	0,16	0,46		449	3,0	229	СЧ 25
3,22	0,96	0,04	0,10	0,21	0,48	Модифицирование ФС 75 в количестве 1,3 %	542	3,8	225	СЧ 30
3,20	1,10	0,05	0,13	0,16	0,5	Перегрев до 1430 °С, модифицирование ФС 75 — 1,3 %	572	3,8	229	СЧ 35
3,20	1,10	0,05	1,13	0,16	0,51	Перегрев до 1450 °С, модифицирование ФС 75 — 1,4 %	581	4,2	225	СЧ 35
3,20	1,10	0,05	0,13	0,16	0,51	Перегрев до 1500 °С, выдержка в течение 10 мин, модифицирование ФС 75 — 1,2 %	642	4,6	230	СЧ 45
3,20	1,10	0,05	0,13	0,16	0,51	Перегрев до 1500 °С, выдержка в течение 20 мин, модифицирование ФС 75 — 1,5 %	633	4,6	223	СЧ 45

Количество усвоенного углерода, %
0,05 0,1 0,15

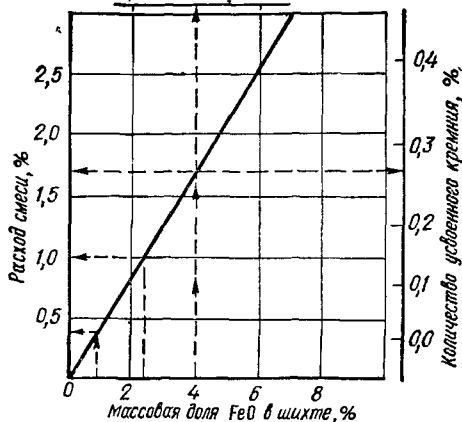


Рис. 4.21. Номограмма для определения расхода восстановительной смеси на основе карбида кремния

Соответственно. Содержание оксидов железа в шлаке уменьшается в 4—5 раз, выход жидкого металла повышается на 1,5—2,0 %. При этом уменьшается расход карбюризатора и ферросилиция, плавку можно вести на максимальной мощности печи, не опасаясь увеличения угара элементов и разъедания футеровки печи вследствие взаимодействия со шлаками при активном движении расплава.

Шлакообразующие смеси на основе карбида кремния и полевого шпата пригодны для получения синтетического чугуна из металлизированных окатышей в индукционных электропечах. Переплав металлизированных окатышей Новотульского металлургического комбината ($Fe_{\text{общ}}$ — 90,9 %; степень металлизации — 87,5 %; FeO — 4,49 %; S — 0,006 %; P — 0,005 %) в печи с основной футеровкой, с периодической загрузкой восстановительной смеси и окатышей обеспечивает полное использование металла, количество образующегося шлака при этом не слишком велико. Конечный состав шлака при переплаве окатышей в печах с основной футеровкой следующий, %: SiO_2 — 50—60; Al_2O_3 — 15—20; Fe_2O_3 — 8—10; FeO — 10—12; CaO — 2,5; MgO — 1—3.

Промышленный переплав металлизированных окатышей в большегрузных печах с кислой футеровкой возможен путем изменения технологии плавки. Первоначально необходимо загрузить на остаток жидкого металла в печи шлакообразующую смесь в количестве, составляющем 30 % массы окисленного железа, содержащегося в металлизированных окатышах, нагреть шлак за счет теплоты расплава не менее чем до 1300 °С, после чего загружать окатыши. Оксиды железа, содержащиеся в окатышах, активно восстанавливаются в слое шлака. Этому способствует более низкая, чем у металла, плотность окатышей, препятствующая их погружению в расплав. После расплавления порции

Для печей вместимостью 10 т при последовательной загрузке шлама карбида кремния с добавками совместно с порциями шихты он составляет около 0,85.

Создание восстановительных условий плавки регулярной загрузки восстановительной смеси снижает количество оксидов железа в металле по сравнению с обычной плавкой в несколько раз. Плавка протекает с меньшим угаром углерода и других элементов. При завалке восстановителя совместно с металлической шихтой в количестве, составляющем 0,5 % общей массы шихтовых материалов, массовая доля кремния и углерода в жидком металле в среднем повышается на 0,23 и 0,15 % соответ-

окатышей необходимо добавить новую порцию шлакообразующей смеси и повторить операции.

Шеститонная печь заполняется металлом при трехкратном обновлении шлака (пусковой остаток жидкого металла — 1,5—2 т). Степень восстановления оксидов железа при переплаве окатышей в слое шлака достигает 90—95 %. Этот способ ведения плавки с использованием окатышей позволяет получать особо чистый чугун. Максимальная массовая доля примесей в таком чугуне составляет, %: серы — 0,03; фосфора — 0,07; хрома — 0,05; марганца — 0,15. Низкое содержание марганца и хрома дает возможность получать чугун ферритного класса в литом состоянии.

4.5. ВЛИЯНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВА ЧУГУНА

При индукционной плавке чугуна в большегрузных индукционных электропечах вследствие большого различия в составе шихтовых материалов, параметрах температурных и шлаковых режимов и других условий плавки по сравнению с ваграночным процессом в металле содержится значительно меньше металлических и неметаллических примесей, которые составляют зародышевую фазу и существенно влияют на кристаллизацию чугуна.

Чугун, выплавленный в большегрузных электропечах промышленной частоты, более склонен к отбелу, чем выплавленный в электропечах повышенной или высокой частоты. Эта особенность объясняется большей длительностью плавки и выдержки в крупных печах промышленной частоты и наличием остатка жидкого металла, неоднократно подвергающегося нагреву.

Использование большого количества стального лома вместо чушковых чугунов приводит к снижению содержания зародышевой фазы в жидком металле и к большей отбеливаемости чугуна. Это следует связывать не только с отсутствием структурно-свободного графита в стальном ломе, но также и с большим различием в содержании примесных элементов. Стальной лом содержит преимущественно элементы, которые увеличивают отбеливаемость: азот, водород, хром, титан, ванадий и др. Массовая доля азота в металле, полученном в индукционных печах, зависит от состава шихтовых материалов и в среднем составляет 0,005—0,008 %. Чугун индукционной плавки содержит, как правило, 0,0040—0,0050 % кислорода и 0,03—0,05 % серы, что почти в два раза ниже, чем при выплавке чугуна в вагранке. Низкое содержание этих элементов существенно изменяет возможность перехода углерода в раствор при перегреве чугуна, что повышает устойчивость жидкого состояния и величину переохлаждения чугуна при кристаллизации. Увеличение интервала кристаллизации и неравновесные условия кристаллизации реальных отливок создают возможность пересыщения аустенита углеродом, изменяет состояние фаз аустенит — эвтектика — графит при кристаллизации.

Высокая температура перегрева чугуна при термовременной обработке вследствие разрушения микрогруппировок углерода и эффектив-

ного восстановления оксидов углеродом расплава приводит к снижению фактических температур эвтектического превращения при затвердевании чугуна. Одновременно вследствие перестройки структуры ближнего порядка при перегреве существенно меняются возможности перехода углерода в раствор. При последующем охлаждении расплава растворенный углерод не успевает выделиться до равновесного содержания и при затвердевании образуется пересыщенный аустенит, в котором углерода тем больше, чем выше была температура перегрева и чем меньше в расплаве элементов, препятствующих растворению углерода в железе.

Вследствие переохлаждения изменяются условия роста фаз, уменьшается относительное количество эвтектики в структуре металла, происходит понижение теплоты кристаллизации сплава в связи с некоторым уменьшением количества графита.

Имеется некоторая критическая величина перегрева, которая вызывает появление отбела и карбидов в структуре, вследствие чего резко падает графитизация чугуна.

Наличие в чугуне легирующих элементов может существенно изменить интенсивность влияния перегрева расплава. Группа элементов, которые снижают растворимость углерода, — кремний, фосфор, кислород, медь, никель, алюминий — компенсирует воздействие перегрева и усиливает графитизацию чугуна при затвердевании. Другая группа элементов — марганец, хром, молибден, азот — повышает растворимость углерода в расплаве и существенно усиливает воздействие перегрева. При наличии легирующих элементов, увеличивающих растворимость углерода, осуществление высокотемпературного перегрева расплава для достижения гомогенного состояния не обязательно.

Влияние легирующих элементов на кристаллизацию чугуна связано также с изменением температур ликвидуса и солидуса, сдвигом эвтектоидной и эвтектической точек и другими явлениями. Если сравнить влияние меди, марганца и хрома на параметры кристаллизации чугуна, то в конечном итоге действие марганца и хрома будет характеризоваться увеличением количества аустенита в структуре чугуна и снижением количества эвтектики, в то время как увеличение содержания меди практически не сказывается на выделении аустенита.

Учитывая прямую зависимость общей величины усадки чугуна от количества эвтектического графита, следует принимать эффективные меры для графитизации чугуна индукционной плавки, чтобы сохранить его высокие литейные свойства.

Отбел. Склонность чугуна, выплавленного в электропечах, к метастабильной кристаллизации вызывает необходимость обязательного проведения модифицирования. Низкое содержание в чугуне индукционной плавки зародышевой фазы, серы и других примесей существенно изменяет эффективность действия ряда модификаторов. Чугун, подвергнутый излишнему высокотемпературному перегреву и выдержке, практически не поддается модифицированию ферросилицием, а в некоторых случаях и сфероидизирующими ферросплавами.

Наиболее целесообразно производить модифицирование при охлаждении высокоперегретого расплава на границе области выделения

колоний, обогащенных углеродом, при температуре 1430—1450 °С. Стабильные результаты дает также другой технологический прием — предварительная добавка в расплав графита в количестве 0,10—0,15 %. Модифицирование ферросилицием или силикокальцием совместно с графитом оказывает длительное и сильное воздействие против отбела, особенно при заливке высокоперегретых и чистых расплавов чугуна. Поэтому в случаях длительной выдержки металла между его выплавкой и разливкой (миксерование, выдержка в автоматизированных разливочных устройствах, установках непрерывного литья и т. п.), а также в случаях, когда температура разлива должна превышать 1450 °С (тонкостенное литье, высокая теплоемкость формы), целесообразно применять модификаторы, содержащие графит.

Эффективным технологическим приемом, снижающим отбел, является также модифицирование значительными добавками ферросилиция (в количестве 1,0—1,3 %). Этот прием является составной частью технологии низкокремнистого режима плавки.

Модифицирование значительными добавками ферросилиция приводит к образованию в расплаве одновременно большого количества микрообластей с высокой концентрацией кремния, в которых возможно образование силикокарбида. В дальнейшем силикокарбид инициирует графитизацию чугуна. Реальное существование силикокарбида в тройных (Fe — C — Si) сплавах установлено рядом исследований, его состав может быть представлен формулой Fe_3SiC .

Модифицирование большими присадками ферросилиция обычно ликвидирует отбел в отливках, величина отбела на стандартном клине для чугуна высококачественных марок (СЧ 30 — СЧ 40) составляет не более 2—3 мм. Следует отметить, что длительность эффекта модифицирования большими присадками ферросилиция не превышает 10—15 мин. Рекомендуется температура обработки 1380—1450 °С. При модифицировании чугуна большими присадками ферросилиция количество графита в чугуне по сравнению с таким же по составу, но не модифицированным чугуном, увеличивается.

Повышение графитизации чугуна сопровождается увеличением теплоты эвтектической кристаллизации, что свидетельствует об увеличении количества эвтектических ячеек в чугуне.

Для комплексно-легированных синтетических чугунов модифицирование ферросилицием, силикокальцием, графитом зачастую недостаточно эффективно, что не позволяет стабильно получать перлитную структуру без отбела. В таких случаях рекомендуется применять ферросилиций с РЗМ (ТУ 14-15-116—79) или силикобарий.

Усадка. Значительный интерес представляют характеристики объемных изменений синтетического чугуна при затвердевании и, главным образом, предусадочное расширение, наиболее существенную роль в величине которого играет графитизация. В общем виде величина предусадочного расширения может быть представлена следующим выражением:

$$\epsilon_{\text{рас}} = \left\{ (1/3) [2,2(C - 2,11 + 0,1 \text{ Si})(1 - \beta_1 + \beta_2) + kH] - (1/2) \alpha_T \Delta T \right\} \times (1 - \mu), \quad (4.26)$$

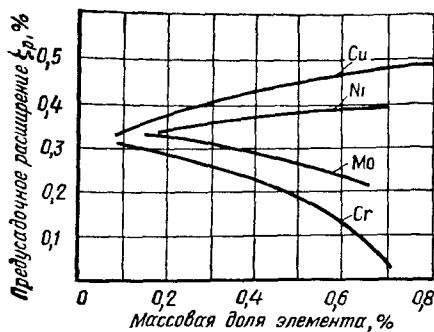


Рис. 4.22. Влияние легирующих элементов на предусадочное расширение чугуна (C — 3,5 %, Si — 1,8 %) при затвердевании образцов диаметром 50 мм

результате гидростатического давления жидкого металла (k — коэффициент пропорциональности); $(\frac{1}{2}) \alpha_T \Delta T$ — выражение, учитывающее усадку затвердевшей части чугуна в отливке с перепадом температур ΔT (α_T — коэффициент линейного сжатия затвердевшего чугуна); μ — часть увеличения объема, которое тормозится сопротивлением формы.

Анализ этого уравнения указывает на возможность технологического воздействия на величину предусадочного расширения отливок как при затвердевании чугуна — через жесткость формы (μ), так и влиянием на процесс зародышеобразования еще во время плавки или внепечной обработки чугуна путем изменения соотношения выделяющегося первичного и эвтектического графита при затвердевании чугуна. При увеличении жесткости формы для чугуна одного и того же состава уменьшается величина предусадочного расширения и одновременно уменьшается объем концентрированной усадочной раковины. Следует отметить, что фиксируемое линейное предусадочное расширение отливок, о чем свидетельствует коэффициент $\frac{1}{3}$ в формуле (4.26), является результатом незаторможенного расширения отливки вследствие выделения графита в ее затвердевающей части. Изменение объема концентрированной усадочной раковины при этом пропорционально объемному предусадочному расширению отливки.

Наличие в сплаве легирующих элементов, способствующих графитизации или затормаживающих ее, существенно изменяет величину предусадочного расширения. Влияние ряда легирующих элементов на величину предусадочного расширения модифицированных синтетических чугунов представлено на рис. 4.22. Никель почти не влияет на величину предусадочного расширения, медь увеличивает, а молибден и хром — уменьшают расширение. Наиболее заметно из указанных элементов предусадочное расширение в сером чугуне снижает хром при его концентрации свыше 0,5 %.

Прочностные характеристики. Чугун индукционной плавки имеет более высокий уровень твердости и прочности на изгиб, чем обычные марки чугуна по ГОСТ 1412—85 (рис. 4.23).

где $(C - 2,11 + 0,1 Si)$ — количество графита, выделяющегося в чугуне при кристаллизации; умноженное на 2,5 %, оно составит увеличение объема чугуна при выделении графита; $(1 - \beta_1 + \beta_2)$ — коэффициент, корректирующий увеличение объема при выделении графита (β_1 — та его часть, которая выделяется в жидкой фазе, β_2 — увеличение объема отливки, которое происходит под действием кристаллизационного давления); kH — коэффициент, учитывающий увеличение объема отливки в результате гидростатического давления жидкого металла (k — коэффициент пропорциональности); $(\frac{1}{2}) \alpha_T \Delta T$ — выражение, учитывающее усадку затвердевшей части чугуна в отливке с перепадом температур ΔT (α_T — коэффициент линейного сжатия затвердевшего чугуна); μ — часть увеличения объема, которое тормозится сопротивлением формы.

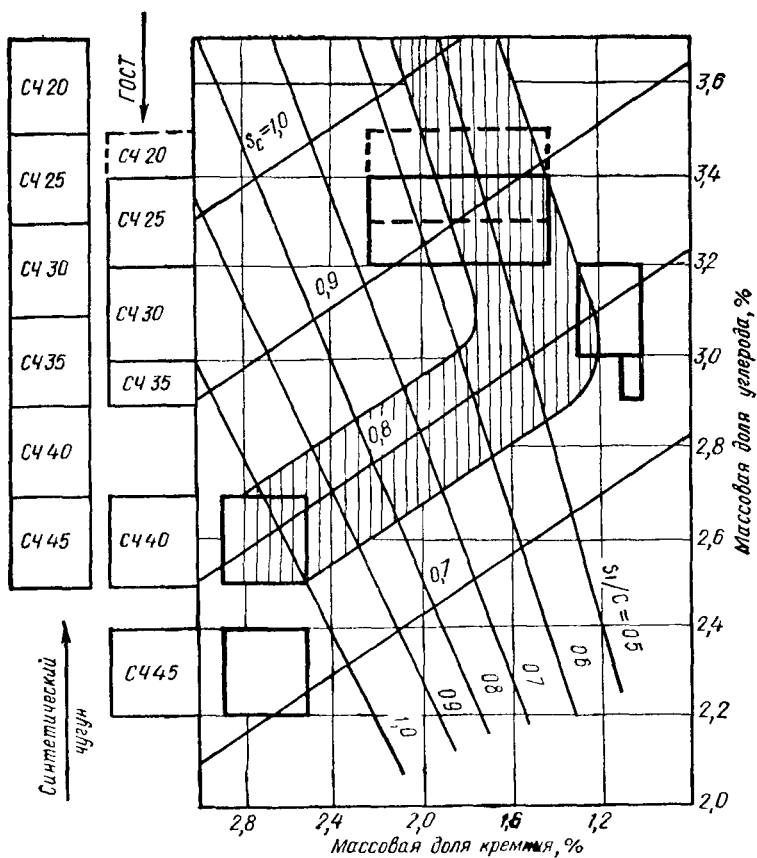


Рис. 4.23. Рекомендуемое количество углерода и кремния для получения в индукционных электропечах синтетического чугуна различных марок (заштрихованная область) и по ГОСТ 1412—85 (прямоугольники)

Отличительным свойством серого чугуна индукционной плавки является возможность повышения степени эвтектичности сплавов относительно состава таких же марок чугуна, рекомендуемых стандартом, что обеспечивает его лучшие литейные свойства. Следует отметить, что улучшение свойств металла от СЧ 20 до СЧ 30 осуществляется в основном за счет снижения степени эвтектичности, а от СЧ 35 до СЧ 45 — за счет увеличения отношения Si/C при практически неизменной степени эвтектичности чугуна, равной 0,8.

Герметичность. Испытания отливок на герметичность производят путем приложения одностороннего давления жидкости или газа. Появление течи наблюдается обычно в отдельных местах отливки, имеющих пористость. Как правило, это связано с наличием усадочных дефектов, грубых включений графита.

Если при изготовлении отливок принять меры по увеличению пред-усадочного расширения чугуна и одновременно повышению жесткости

формы, это приведет к развитию кристаллизационного давления и повышению плотности отливок. Очевидно, что реализации этих условий будет способствовать увеличение углеродного эквивалента и повышение графитизации чугуна. Кроме того, необходимо получить мелкие изолированные включения графита. Выше было показано, что предвсадочное расширение вызывается в основном выделением эвтектического графита и может достигать 0,5 %. В зависимости от состава шихты и металла, условий плавки, способа модифицирования и вида модификатора величина предвсадочного расширения существенно изменяется. Для создания кристаллизационного давления необходимо обеспечить быстрое и полное заполнение литейной формы жидким металлом и опережающее перемерзание литников. Если к началу затвердевания металла форма не заполнена, то произойдет выжимание жидкого остатка в сторону свободной поверхности металла и снятие давления.

Технологический процесс получения герметичных отливок с использованием кристаллизационного давления включает:

а) плавление шихты, содержащей не менее 30 % стального лома, получение низкремнистого расплава с массовой долей кремния 0,7—0,9 % и проведение его гомогенизации путем термовременной обработки;

б) разливку расплава при температуре 1450 °С и эффективное графитизирующее модифицирование ферросилицием ФС 75 в количестве 1,00—1,20 % совместно с графитом (0,15 %);

в) обеспечение в конечном итоге оптимального химического состава чугуна с повышенной эвтектичностью (0,85—0,90) и соотношением кремния к углероду, равным 0,5—0,6;

г) обеспечение максимально возможной жесткости формы в период затвердевания чугуна;

д) разработку технологии формы, обеспечивающей быстрое заполнение ее жидким металлом и равномерное затвердевание во всех сечениях.

Типичными представителями отливок, к которым предъявляются высокие требования по герметичности, являются корпуса компрессоров, холодильных машин, гидроаппаратуры и т. п.

Вопросы для самоконтроля

1. Перечислите основные типы индукционных электропечей, преимущества и недостатки индукционной плавки чугуна.
2. Объясните принцип генерирования теплоты в индукционных электропечах. Как изменится глубина проникновения тока в шихту при увеличении частоты тока от 50 до 2500 Гц?
3. От каких факторов зависит интенсивность электромагнитного перемешивания в индукционных электропечах промышленной частоты? Как влияет перемешивание на процессы плавки?
4. Какова величина угара металла при переплаве различных шихтовых материалов? Составьте уравнение реакции восстановления оксида железа (II) углеродом и проанализируйте его. Какие условия способствуют протеканию этой реакции и предотвращению угара железа?

5. Константа равновесия «тигельной» реакции равна $K_p = \frac{[\%Si]^{1/2} p_{CO}^2}{[\%C]^{1/2}}$; составьте

уравнение реакции, оцените относительное влияние концентрации углерода и кремния на протекание реакции.

- Какие меры следует предпринимать для создания восстановительных условий при индукционной плавке? Допишите реакции восстановления оксида железа (II):

$$\text{SiC} + \text{FeO} = \text{CO} + \text{Fe}_3\text{C} + \dots$$

$$\text{CaC}_2 + \text{FeO} = \text{CaO} + \dots$$
- Напишите типичные составы шлаков при выплавке чугуна в печах с кислой и основной футеровкой, определите их основность.
- Чем отличаются физико-химические процессы низкотемпературного и высокотемпературного режимов термовременной обработки жидкого чугуна?
- Назовите условия интенсификации процесса науглероживания; условия минимального перехода серы из карбюризатора в расплав.
- От каких факторов индукционной плавки зависит содержание азота и водорода в чугуне? Назовите меры по предотвращению отбела чугуна в отливках и ситовидной пористости.

ГЛАВА 5. ПЛАВКА ЧУГУНА В ДУГОВЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧАХ

5.1. ОСНОВНЫЕ ТИПЫ ДУГОВЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧЕЙ

В дуговых печах преобразование электрической энергии в тепловую происходит в электрической дуге, являющейся одной из форм разряда в газах. Нагрев металла дугой можно осуществить непосредственно, если дуга горит между электродом и расплавляемым металлом, или излучением, когда дуга горит между двумя электродами. Печи первого типа называют *печами прямого нагрева*, второго — *печами косвенного нагрева*.

Для плавки чугуна (и стали) применяют печи прямого нагрева, поскольку очаг высоких температур в них максимально приближен к поверхности металла, и поэтому условия передачи теплоты от дуги к металлу значительно лучше. Наиболее распространены трехфазные печи, в которых имеются рабочее пространство (собственно печь) с электродами и токоподводами и механизмы, обеспечивающие наклон печи, удержание и перемещение электродов и загрузку шихты.

Рабочее пространство печи (рис. 5.1) ограничено сверху куполообразным сводом, снизу — сферическим подом и с боков — стенками. Огнеупорная кладка пода и стен заключена в металлический кожух. Съёмный свод выполнен из огнеупорных кирпичей, опирающихся на опорное сводовое кольцо. Через три симметрично расположенных в своде отверстия в рабочее пространство введены токоподводящие электроды, которые с помощью специальных механизмов могут перемещаться вверх и вниз. Шихтовые

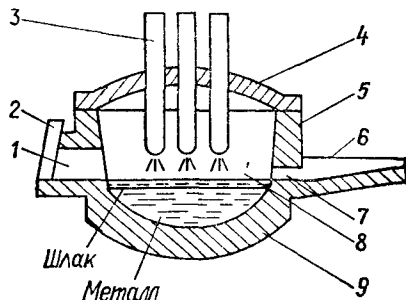


Рис. 5.1. Схема дуговой печи:

1 — рабочее окно; 2 — заслонка; 3 — электроды; 4 — свод; 5 — стенки; 6 — желоб; 7 — летка; 8 — электрическая дуга; 9 — под

материалы загружают на под печи; после их расплавления в печи образуются слои металла и шлака. Плавление и нагрев осуществляются за счет теплоты электрических дуг, возникающих между электродами и металлической шихтой или жидким металлом. Расплавленный металл и шлак выпускают через желоб, наклоняя печь. Загрузку шихты производят сверху, через открытый свод, бадьями с раскрывающимся днищем или через завалочное окно в стенке печи с помощью мульд.

Металловыпускное отверстие делают круглого или прямоугольного сечения; его располагают напротив рабочего окна выше уровня металла и шлака, нижнюю кромку — на уровне порога рабочего окна. Примыкающий к отверстию желоб футеруют шамотным кирпичом.

Футеровка дуговой печи подвергается воздействию излучения электрических дуг, разъедающему действию шлака и металла, а также воздействию термических напряжений, возникающих при резких колебаниях температур во время завалки. Футеровка свода испытывает дополнительные нагрузки, вызываемые распорными усилиями арочного свода. Поэтому применяемые огнеупоры должны обладать высокой огнеупорностью, термостойкостью и шлакоустойчивостью.

Дуговые печи выпускаются серийно, вместимостью 0,5; 1,5; 3; 6; 25; 50; 100 и 200 т. В чугунолитейном производстве применяют обычно печи вместимостью до 50 т. Характеристика печей, наиболее часто используемых в литейных цехах, приведена в табл. 5.1.

Электроды. Для подвода тока в плавильное пространство в дуговых электропечах применяют угольные (для печей вместимостью до 5 т) и графитированные (для более крупных печей) электроды.

Угольные электроды получают прессованием массы, состоящей из дробленых антрацита и каменноугольного кокса с добавкой в качестве связующего пека, с последующим обжигом при температуре около 1300 °С; их удельное электросопротивление сравнительно велико (35...60) · 10⁻⁶ Ом/м и допустимая плотность тока равна (7...11) · 10⁴ А/м².

Графитированные электроды диаметром от 75 до 550 мм изготавливают из более чистых по содержанию золы углеродистых материалов (нефтяного или пекового кокса) и обжига при более высокой (около 2600 °С) температуре. При этом происходит графитизация углерода и улетучиваются примеси. Удельное электросопротивление этих электродов ниже (8...12) · 10⁻⁶ Ом/м, что позволяет применять более высокую плотность тока (в пределах (35...15) · 10⁴ А/м² в зависимости от диаметра электрода).

Электроды изготавливают цилиндрической формы и во избежание потерь в каждом торце электрода нарезают «нипельное гнездо» для наращивания другого электрода. Расход угольных электродов на 1 т чугуна составляет 10—12 кг при кислом процессе и 13—15 кг при основном, графитированных — соответственно 4—6 и 5—9 кг.

Механизм зажима и перемещения электродов состоит из электрододержателя и устройства, обеспечивающего перемещение электрода в вертикальном направлении (подъем со скоростью 0,1 м/с и опускание со скоростью 0,016—0,025 м/с). Электрододержатель служит для зажима и удержания электрода на заданной высоте, для подвода к нему тока и состоит из головки, зажимающего устройства и рукава. Меха-

Таблица 5.1. Технические данные дуговых электропечей

Параметр	Тип печи						
	ДСП-0,5	ДСП-1,5	ДСП-3,0	ДСП-6,0	ДСП-12	ДСП-25	ДСП-50
Номинальная вместимость, т	0,5	1,5	3,0	6,0	12,0	25,0	50,0
Диаметр кожуха, мм	1700	2400	2950	3020	4260	4700	5800
Мощность трансформатора, кВ · А	630	1250	2000	5000	9000	15 000	25 000
Вторичное напряжение, В	216—106	225—110	243—124	291—130	318—115	390—130	417—131
Максимальный ток, А	1680	3200	4800	8220±20 %	16 350	23 550	34 600
Диаметр графитированного электрода, мм	150	150	200	300	350	400	500
Диаметр распада электродов, мм	500	520	700	900	1000	1250	1600
Диаметр ванны на уровне откосов, мм	1000	1500	1800	2270	2740	3540	4560
Глубина ванны от порога, мм	215	360	400	330	555	775	890
Масса металлоконструкций, т	5,2	11,3	28,8	45,0	90,0	168,0	276,0
Удельный расчетный расход электроэнергии на расплавление 1 т твердой завадки, кВт · ч	700	550	525	500	470	460	440

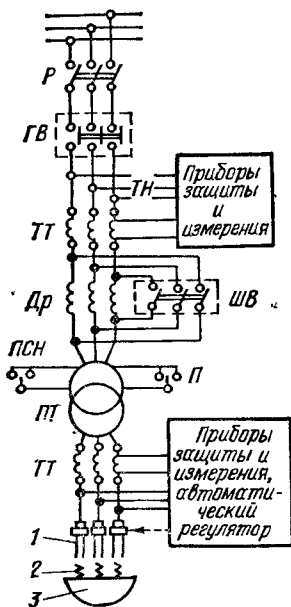


Рис. 5.2. Электрическая схема дуговой печи:

1 — электроды 2 — электрическая дуга; 3 — металл; Р — трехполюсный рубильник; ГВ — главный выключатель; ТН — трансформатор напряжения; ТТ — трансформатор тока; Др — дроссель; ШВ — шунтирующий выключатель; ПСН — переключатель ступеней напряжения; П — переключатель схемы соединения на «треугольник» или «звезду»; ПТ — печной трансформатор

низ перемещения электродов может иметь два варианта: с кареткой и с телескопической стойкой. В первом электрододержатель рукавом крепится к каретке, перемещающейся на направляющих рамках по неподвижной вертикальной стойке. Во втором — рукав электрододержателя закреплен на подвижной стойке, перемещающейся внутри полой вертикальной неподвижной стойки. Рукав, изготовляемый в виде толстостенной трубы или коробчатой банки, соединяет головку с кареткой или подвижной телескопической стойкой.

Электрооборудование дуговой печи. Для уменьшения потерь электроэнергии подают к печи под напряжением от 6 до 110 кВ. Рабочее напряжение, подаваемое на электроды, составляет 110—600 В. Упрощенная схема электропитания, обеспечивающая снижение напряжения до рабочего и подвод тока к электродам, показана на рис 5.2.

Разъединитель Р служит для отключения электропечной установки при ремонтах. Он представляет собой трехполюсной рубильник, который можно включать только при снятой нагрузке (отключенном главном выключателе).

Главный выключатель ГВ служит для разрыва высоковольтной цепи под нагрузкой, чтобы обеспечить гашение электрических дуг, возникающих между контактами выключателя в момент их разъединения. Применяют масляные, воздушные и электромагнитные выключатели. Главный выключатель служит для всех оперативных включений и выключений печной установки во время ее работы. Кроме того, с помощью реле защиты он автоматически выключает печь при перегрузках.

Дроссель Др служит для стабилизации горения дуг, достигаемой введением в цепь индуктивного сопротивления и ограничением силы

токов короткого замыкания (пиковых нагрузок при замыкании электродов с металлом). Его выполняют в виде трех обмоток с сердечником, помещенным в кожух с маслом. Большое количество витков в обмотках обеспечивает высокое индуктивное сопротивление дросселя. При включенном дросселе коэффициент мощности ($\cos \varphi$) снижается, поэтому после того как шихта расплавится и в ванне печи накопится достаточное количество жидкого металла, дроссель шунтируют с помощью вспомогательного масляного выключателя ШВ. На печах большой мощности (трансформатор мощностью 9 МВ · А и более) индуктивное сопротивление трансформатора и короткой сети достаточно велико, поэтому в дросселе нет необходимости.

Печной трансформатор ПТ служит для преобразования электрической энергии высокого напряжения в энергию низкого напряжения. В трехфазном печном трансформаторе имеются три связанных между собой сердечника, на каждом из которых укреплены по две обмотки — высокого и низкого напряжения. Сердечник с обмотками помещен в кожух, заполненный трансформаторным маслом, которое является изолятором и охлаждает трансформатор. В трансформаторах мощностью свыше 3 МВ · А применяют принудительную циркуляцию масла, которое пропускают через маслоохладитель. Повышение мощности трансформатора сокращает длительность плавления шихты и плавки в целом

Переключатель ступеней напряжения ПСН служит для регулирования полезной мощности печного трансформатора. Это достигается изменением вторичного выходного напряжения трансформатора. Для регулирования выходного напряжения в первичной высоковольтной обмотке производят несколько отпаек, выведенных на переключатель напряжения. Включая в работу большее или меньшее количество витков первичных обмоток, изменяют коэффициент трансформации и тем самым выходное напряжение трансформатора. Кроме того, трехфазные обмотки высокого напряжения можно переключать со схемы соединения «треугольник» на схему «звезда», и наоборот; переключение с «треугольника» на «звезду» уменьшает вторичное напряжение в 1,7 раза. Все переключения выполняют на высоковольтной стороне трансформатора, где сила тока меньше и можно применять контактные элементы меньших размеров.

Трансформаторы малой мощности имеют 2—4 ступени напряжения, при увеличении мощности их число возрастает. Трансформаторы крупных печей (мощностью 15—20 МВ · А и более) имеют 23 ступени и переключатель ступеней напряжения под нагрузкой; при переключениях изменяют лишь число включенных витков первичной обмотки. В менее мощных трансформаторах регулирование осуществляют переключениями числа витков первичной обмотки и схемы соединения обмоток «треугольник» — «звезда», выполняемыми при отсутствии нагрузки (при отключенном главном выключателе).

Короткая сеть. Токопровод от трансформатора до головки электрододержателя называют короткой сетью. В ее состав входят шины, идущие от трансформатора через стены трансформаторного отделения, гибкие кабели от стены до рукава электрододержателя и шины или

водоохлаждаемые трубы над рукавом электрододержателя. По короткой сети протекает ток большой силы (до 60 000 А). Чтобы уменьшить потери электроэнергии, длину короткой сети стремятся сделать минимальной и печной трансформатор устанавливают возможно ближе к печи. Длина гибкого участка должна обеспечить возможность наклона печи, а также подъема и опускания электродов

Автоматический регулятор мощности (автоматический регулятор положения электродов) служит для поддержания заданной мощности дуги на каждой ступени напряжения трансформатора. Мощность дуги при неизменной величине подводимого напряжения можно изменять, регулируя длину дугового промежутка (длину дуги); при увеличении длины дугового промежутка растет его электросопротивление, вследствие чего снижается сила тока дуги и, следовательно, ее мощность.

Автоматический регулятор устанавливают на каждой фазе; в качестве входных используют сигналы, пропорциональные силе тока и напряжению короткой сети. Соотношение между напряжением и силой тока фазы поддерживают неизменным, что при постоянном напряжении трансформатора обеспечивает постоянство мощности дуги. При отклонении мощности дуги от заданной оптимальной величины (т. е. при изменении длины дуги и силы тока дуги) регулятор воздействует на привод перемещения электродов; электроды перемещаются, восстанавливая длину дугового промежутка, соответствующую заданной мощности.

Контрольная и защитная аппаратура. На стороне высокого напряжения в главной цепи установлены трансформаторы тока $ТТ$ и напряжения, к которым подключены приборы контроля (амперметр, вольтметр, ваттметр, счетчик) и защиты (реле максимальной силы тока и др.), отключающие цепь при нарушении нормального электрического режима. Трансформаторы тока, установленные на шинах низкого напряжения, служат для подключения защитных и контрольных приборов, а также автоматического регулятора мощности печи.

Удельный расход электроэнергии на расплавление твердой завалки в дуговой электропечи составляет при кислородном процессе 1400—1800 и при основном 1620—2100 кДж/кг, а на перегрев жидкого чугуна на 100 °С расходует 180—360 кДж/кг. При предварительном подогреве шихты до 650—700 °С расход электроэнергии сокращается на 360—510 кДж/кг

Электрический режим. Как уже указывалось, дуга служит средством передачи электрической энергии через слой ионизированных газов или паров веществ, находящихся в ванне печи,— ее температура превышает 3000 °С. Поскольку дуговые печи питаются переменным током, в течение каждого полупериода меняются катод и анод, а напряжение и сила тока дуги достигают максимума и проходят через ноль. Мощность дуги P , а следовательно, мощность, которая может быть передана нагреваемому металлу, определяется величиной питающего напряжения (вторичное напряжение печного трансформатора) и силой тока дуги и может быть выражена как $P = \sqrt{3} UI \cos \varphi$.

В течение плавки регулируют оба параметра — величину питающего напряжения и силу тока дуги. Подводимую к печи мощность регулируют переключением ступени напряжения печного трансформатора

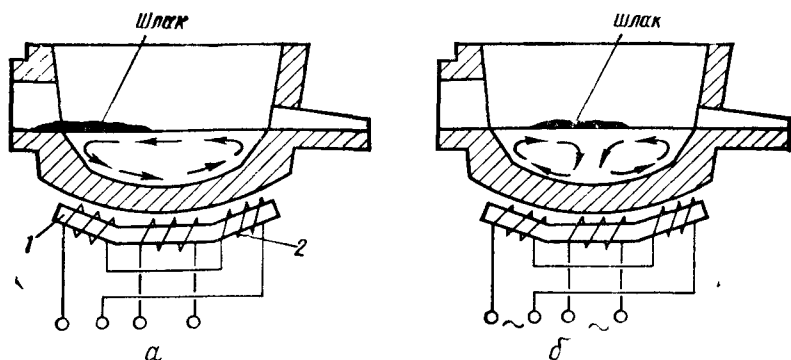


Рис. 5.3. Схема электромагнитного перемешивания жидкого металла в дуговой печи в режиме скачивания шлака (а) и перемешивания ванны (б):
1 — статор; 2 — обмотка

в пределах 110—600 В. В период плавления работают на высших ступенях напряжения. Помимо этого, при постоянной подводимой мощности на каждой ступени напряжения с помощью автоматических регуляторов поддерживают оптимальные силу тока и мощность электрических дуг путем регулирования их длины. В период плавления целесообразно работать на длинных мощных дугах, поскольку они не опасны для футеровки (дуга находится в проплавливаемых в шихте колодцах). Обычно заранее для каждой печи на каждой ступени напряжения определяют оптимальную мощность дуги, которую поддерживает во время плавки автоматический регулятор мощности.

Устройство для электромагнитного перемешивания жидкого металла имеют обычно печи вместимостью свыше 25 т (рис. 5.3).

Перемешивание ускоряет выравнивание состава и температуры металла, десульфурацию и удаление неметаллических включений и облегчает скачивание шлака. Под днищем печи, выполненным из немагнитной стали, устанавливают вытянутый сердечник (статор), изогнутый по форме днища, с двумя обмотками. Обмотки статора питаются двухфазным током низкой частоты (0,5—2 Гц) с углом сдвига фаз 90°, что создает в металле бегущее магнитное поле. Взаимодействие перемещающегося магнитного потока с наводимыми им в металле вихревыми токами вызывает перемещение нижних слоев металла в определенном направлении, верхние слои металла начинают при этом перемещаться в направлении, противоположном перемещению нижних слоев. Расход электроэнергии составляет 18—72 кДж/кг

5.2. МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПЛАВКИ ЧУГУНА В ДУГОВЫХ ПЕЧАХ

Шихтовые материалы, применяемые для плавки, должны быть сухими и соответствовать требованиям технических условий и изготавливаемых отливок. При плавке в кислых печах должно ограничиваться содержание в шихте серы во избежание необходимости дополнительной

примеру фурации, что приводит к увеличению длительности плавки примерно на 50 мин и снижает производительность печи на 30—40 %.

Особенностью плавки в электродуговых печах (ЭДП) является возможность полноценного использования отходов металлообработки: тонколистовой углеродистой высежки, динамной и трансформаторной стали, а также железорудных окатышей.

Использование чугунной и стальной стружки россыпью сопровождается большим угаром металла (15—20 %), увеличением выделения пыли и газов при плавке.

Легковесные тонколистовые материалы целесообразнее применять в пакетированном виде или в виде брикетов. Укладка шихты в печи для обеспечения устойчивости горения дуги должна быть компактной.

Порядок загрузки шихтовых материалов в бадью следующий: вначале загружают 50 % мелкой шихты, возврат собственного производства или металлोलом, затем доменные чугуны, стальной лом, а сверху — оставшуюся мелочь. Крупные куски шихты следует заваливать в центр печи под электроды. Такое распределение шихты в печи обеспечивает заполнение мелочью промежутков между крупными кусками и выравнивание электрического сопротивления шихты, а значит, и более стойкое и равномерное горение дуги, ускоряет расплавление шихты и увеличивает стойкость подины.

При плавке синтетического чугуна, а также в случае необходимости повышения содержания углерода вместе с металлической шихтой загружают карбюризаторы. Процесс плавки синтетического чугуна более длительный по сравнению с обычным чугуном, в связи с чем расход электроэнергии повышается на 10—15 %.

После загрузки шихты необходимо проверить состояние электродов, систему охлаждения, затем включить печь. Для зажигания дуг необходимо подложить под электроды куски кокса или электродного боя, чтобы после включения тока могли загореться сразу все три дуги.

Расплавление шихты необходимо вести по возможности быстро, с минимальным расходом электроэнергии, поэтому в этот период печь включается на полную мощность, а печной трансформатор на максимальное напряжение. Первые 5—15 мин работают по схеме «звезда», ватем производят переключение на схему «треугольник» и максимальную нагрузку. Характерной особенностью этого периода является нестабильный электрический режим печи. Длина дуги невелика, и сравнительно небольшие изменения в положении электрода или металла (обвал, сдвиг подплавленного куска скрапа) вызывает либо обрыв дуги, либо, наоборот, короткое замыкание.

Этапы плавления шихты показаны на рис. 5.4. Сначала дуга загорается между электродом и шихтой, причем, как уже указано, для повышения устойчивости дуги в первые минуты плавления под электроды подкладывают куски кокса или электродного боя. После их сгорания металл начинает плавиться и каплями стекать на подину. В шихте образуются колодцы, в которые опускающиеся электроды углубляются до тех пор, пока не достигнут дна ванны, на которой к этому моменту образуется слой расплавленного металла.

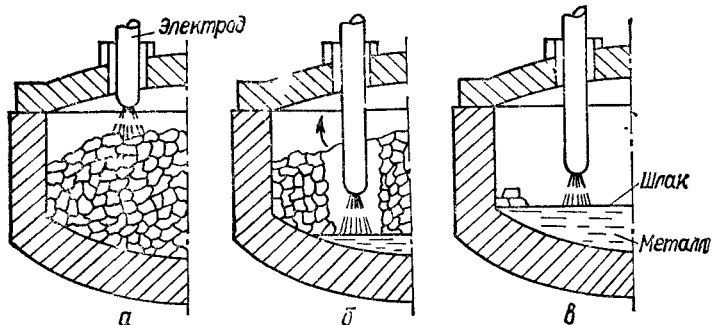


Рис. 3.4. Этапы плавления шихты в дуговой печи:

а — начало плавления; б — образование колотца; в — окончание плавления

По мере образования под электродами жидкого металла в печь в несколько приемов вносят сухой кварцевый песок для наведения шлака, чтобы к концу расплавления иметь нормальный шлаковый покров в количестве, составляющем 4—5 % массы жидкого чугуна. Горячая между электродом и расплавленным металлом дуга перегревает металл, начинается размыв и расплавление окружающей колотцы шихты. Колотцы расширяются, уровень жидкого металла в ванне повышается, а электроды начинают постепенно поднимать. В конце этого периода почти весь металл оказывается расплавленным, остаются лишь отдельные куски на откосах ванны, расплавляющиеся последними. Чтобы не затягивать период расплавления, обычно эти куски сталкивают ломом к центру печи.

Для предотвращения сваривания кусков шихты во время плавки, т. е. образования «мостов», необходимо своевременно сталкивать куски шихты с откосов в жидкую ванну. В случае свариваемости кусков шихты следует выключить ток, поднять электроды, откатить свод, образовавшиеся колотцы забросить мелкую шихту и расплавить ее. При наличии шихтовых материалов малой плотности допускается при освещенной шихте загружать в печь в начале расплавления необходимое по массе количество шихты. Категорически запрещается догрузка шихты на расплавленный металл во избежание выброса жидкого металла из печи.

Крышка рабочего окна печи во время плавки должна быть плотно прикрыта. Открывать ее рекомендуется только для сталкивания шихты с откосов печи, наведения шлака, ввода добавок и взятия проб.

В течение всего процесса плавки необходимо не допустить закипания ванны металла. Во избежание этого периодически вносят на шлак две-три лопаты молотого кокса, электродного боя или древесного угля в кусках. Процесс плавления считают законченным, когда вся шихта перешла в жидкое состояние. К этому моменту режим горения дуги становится более устойчивым, так как температура металла повышается и его поверхность покрывается слоем шлака. В этот период длина дуги по сравнению с началом расплавления увеличивается в несколько раз, дуга горит устойчиво. За 10—15 мин до полного расплавления, во

избежание перегрева металла и оплавления стен и свода печи, необходимо сокращать подводимую мощность путем переключения трансформатора с «треугольника» на «звезду».

После полного расплавления и ввода добавок в соответствии с расчетом шихты ванну тщательно перемешивают и берут пробу металла на экспресс-анализ. Присадку ферросилиция в печь можно производить в любое время плавки, так как угара кремния в кислой печи не происходит.

Таблица 5.2. Корректировка состава жидкого чугуна при плавке в дуговых электропечах

№ п/п	Изменение состава	Добавка	Количество на 1 т металла, кг	
			кислый процесс	основной процесс
1	Увеличение С на 0,1 %	Электродный бой, гранулированный графит	1,60	1,35
2	Увеличение Si на 0,1 %	Ферросилиций ФС45	2,75	2,95
		Ферросилиций ФС75	1,35	1,65
3	Увеличение Mn на 0,1 %	Ферромарганец ФМn75	1,35	1,30
4	Уменьшение С на 0,1 %	Стальной лом,	30	30
		ферросилиций ФС75	0,70	0,80
5	Уменьшение Si на 0,1 %	Стальной лом,	60	60
		электродный бой	1,90	1,70

Ферромарганец вводят в кислую печь перед выпуском металла, поскольку под кислым шлаком марганец интенсивно окисляется и MnO связывается в силикат кремнезесом шлака. Угар марганца достигает 25—30 % и зависит от температуры металла, состава шлака и длительности выдержки чугуна в печи после присадки ферромарганца (табл. 5.2).

Феррохром вводят в печь только при хорошо нагретом чугуне и нормальном неокисленном шлаке.

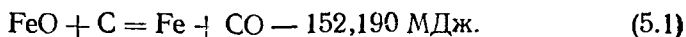
Основную часть никеля вводят вместе с шихтой, так как он практически не окисляется, и доводят его содержание в процессе плавки до заданного. В процессе плавки удаляется большая часть водорода, содержащегося в электролитическом никеле, а также влага из гранулированного никеля.

Феррофосфор усваивается без угара, поэтому его можно вводить в начальный период плавки. Титан легко окисляется как в кислой, так и в основной печи, и угар его достигает 45—50 %, поэтому ферротитан вводят в жидкий чугун перед выпуском из печи. Плотность ферротитана ниже, чем чугуна, поэтому для уменьшения угара куски ферротитана погружают в жидкий чугун железными штангами.

После корректировки химического состава берут вторую пробу металла на экспресс-анализ. При соответствии химического состава чугуна предъявляемым требованиям проводят его перегрев до заданной температуры и выпускают плавку. Перед выпуском чугуна из печи вы-

ключают ток, поднимают электроды, тщательно счищают шлак и перемешивают чугуны.

Шлаковый режим плавки в дуговых печах должен предусматривать предотвращение закипания жидкого металла при высоком перегреве его в зоне дуги в соответствии с реакцией



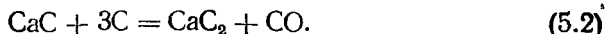
Обычно во избежание закипания жидкого металла не допускают, чтобы массовая доля FeO в шлаке превышала 10—12 %. Тогда, по условиям равновесия, между металлом и шлаком происходит перераспределение FeO (из металла в шлак) и закипания металла не наблюдается. Для снижения содержания FeO в шлаке в печь регулярно добавляют раскислители (уголь, электродный бой и т. п.). Жидкоподвижность шлака регулируют добавкой извести или известняка в количестве, составляющем 10—15 % массы шлака. Оптимальная массовая доля CaO в кислом шлаке не должна превышать 6—8 %. Вместо песка можно применять отработанную формовочную смесь (или 50 % песка и 50 % отработанной смеси). Вместо известняка применяют основной мартеновский шлак, бой шамота (использованный кирпич, стопорные трубки и др.).

Нормальный кислый шлак в жидком состоянии способен вытягиваться в нити, в холодном — плотный в изломе, имеет характерную окраску (светло-зеленую или светло-коричневую). Окисленный шлак в твердом состоянии имеет черный цвет и пузырчатый излом. Если шлак по ходу плавки не удовлетворяет требованиям, его необходимо частично или полностью скачать и навести нормальный шлак. На период скачи ваэния шлака печь отключают, а электроды поднимают во избежание их поломки. Состав кислого шлака следующий, %: SiO₂ — 60—70; CaO — 3—20; MgO — 1—5; FeO — 6—12; MnO — 1,2; Al₂O₃ — 0,25—4.

Непосредственно в загрузочную бадью вносят известняк в количестве, составляющем 0,5 % массы шихты. После расплавления шихты на зеркало расплава вносят шлак (2,0—4,0 % массы чугуна), состоящий из извести (известняка) и плавикового шпата в соотношении 4 : 1 по массе. Размер кусков извести составляет до 40 мм, плавикового шпата — до 20 мм. Под карбидным шлаком в основной печи окисляется главным образом кремний; его угар составляет 10—15 %, а иногда и более. Угаром углерода, хрома, никеля, молибдена, меди и фосфора в основной печи можно пренебречь. При правильном ведении плавки отсутствует также пригар элементов при перегреве и выдержке металла.

Для образования CaC₂ требуется высокая температура, положительное давление в печи и дополнительное введение в шлак раскислителей (электродного боя, угля, карбида кремния). Поэтому заслонку рабочего окна герметизируют глиной, включают электрические дуги и ведут интенсивный нагрев в течение 20—30 мин, так как процесс образования карбидного шлака идет с большим поглощением теплоты. При этих условиях (высокая температура, положительное давление печи, нейтральная или восстановительная атмосфера) в зоне электрических дуг

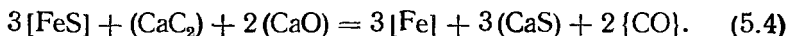
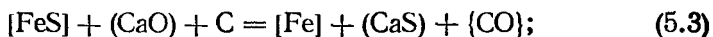
происходит образование карбида кальция по реакции:



Этой реакции способствует также высокое содержание углерода в чугуне.

Для образования и сохранения качественного карбидного шлака необходимы также высокая концентрация CaO , низкое содержание FeO и повышенное количество раскислителя в шлаке. Признаком нормального процесса образования CaC_2 является появление густого сажистого дыма и коптящего пламени, проникающего через неплотности печи. Через 20—30 мин после ввода раскислителей из смеси отбирают пробу, проверяют температуру металла и его химический состав. Для снижения содержания серы в чугуне до заданного уровня металл выдерживают не менее 50 мин под карбидным шлаком. С целью компенсации окислительного действия воздуха и сохранения в печи восстановительных условий в печь периодически добавляют новые порции раскислителя.

Десульфурацию осуществляют под карбидным шлаком в соответствии с реакциями:



После десульфурации карбидный шлак переводят в белый, поскольку карбидный шлак, смачивая металл, может при заливке поступать в формы вместе с чугуном. Карбидный шлак плотно пристает к ложке, при остывании быстро рассыпается в светло- или темно-серый порошок (в зависимости от содержания CaC_2 и графита), при смачивании водой образует язычки пламени и разлагается с выделением ацетилена. Карбидный шлак переводят в белый окислением содержащегося в нем CaC_2 и находящегося во взвешенном состоянии графита. С этой целью добавляют в печь плавиковый шпат и известь в соотношении 4 : 1 или шамотный бой. Белый шлак при охлаждении рассыпается в порошок. Затем чугун доводят до заданного состава и температуры 1400—1550 °С, после чего выпускают из печи.

Составы конечных шлаков восстановительного периода плавки приведены в табл. 5.3.

Особое внимание следует обращать на содержание в шлаке FeO , поскольку высокая массовая доля FeO (более 1,0 %) свидетельствует о недостаточной раскисленности расплава.

Высокая жидкоподвижность шлака играет противоречивую роль при плавке в ЭДП. С одной стороны, она обеспечивает высокую реакционную способность по отношению к расплаву, а с другой — по отношению к футеровке. В связи с этим оптимизация шлака должна приводить к увеличению межфазного натяжения на границе шлак — футеровка.

При использовании основной футеровки действие CaO в известной мере решает эту проблему. Оксид кальция до определенного момента разжижает силикатный шлак в ЭДП. Дальнейшее введение CaO при-

водит к замене связи Si — O — Si связью Si — O — Ca — O — Si; это более слабая связь, что вызывает повышение вязкости шлака. Наибольшая легкоплавкость кальциевого силиката относится, в соответствии с диаграммой состояния, к массовой доле CaO, равной 35—55 %. Такому содержанию CaO соответствует температура плавления 1544 °С, основность шлака — 0,47—1,2 %. При работе на магнезитовой футеровке $\Sigma\text{CaO} + \text{MgO}$, по условиям минимального износа футеровки, должна превышать 55 %. При работе на кислой и нейтральной футеровке массовую долю CaO, составляющую 35—55 %, следует считать оптимальной. Al_2O_3 в виде бокситов, содержащихся в нейтральных и кислых шлаках, обеспечивает повышение вязкости, эффективно предохраняя основную футеровку от разъедания кислыми шлаками.

Таблица 5.3. Составы конечных шлаков

Тип шлака	Массовая доля составляющих, %								
	CaO + CaF ₂	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	FeO	MnO	Cr ₂ O ₃	CaC ₂	CaS
Карбидный	60—70	10—15	7—10	2—3	0,5	0,5	0,5	1,5—3	2
Белый	60—65	15—20	7—10	2—3	0,5	0,5	0,5	0,5	1

В шлаке с высокой основностью Al_2O_3 уменьшает вязкость, разрушающе действуя на решетку силиката кальция. При использовании основной (магнезитовой) футеровки введение Al_2O_3 является эффективным способом регулирования свойств шлака и повышения стойкости футеровки.

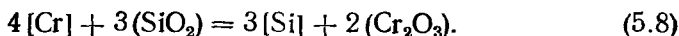
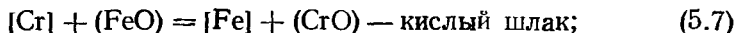
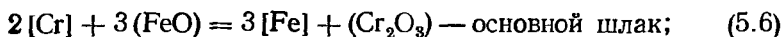
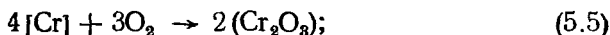
В соответствии с диаграммой состояния $\text{CaO} - \text{Al}_2\text{O}_3 - \text{SiO}_2$, максимальное снижение температуры ликвидуса относится к массовой доле Al_2O_3 , равной 10—20 %. В шлаках системы $\text{CaO} - \text{MgO} - \text{SiO}_2$, которые используют при плавке чугуна в ЭДП с основной футеровкой, содержание MgO также предпочтительно 10—20 %. Таким образом, содержание Al_2O_3 в пределах 10—20 % целесообразно в шлаках при плавке на основной футеровке. При плавке на кислых шлаках массовая доля Al_2O_3 должна составлять 5—10 %. MgO в количестве до 5—20 % понижает вязкость шлаков. Одновременное увеличение Al_2O_3 и MgO в шлаке заметно снижает температуру плавления и вязкость шлаков. FeO и MnO снижают температуру ликвидуса в известково-силикатных шлаках за счет образования нестабильных ортосиликатов. Однако, по условиям угара элементов, повышение жидкоподвижности шлака за счет этих оксидов приводит к повышенному угару кремния и углерода.

Оксиды щелочно-земельных металлов — CaO, BaO, MgO, Na₂O также снижают температуру ликвидуса в известково-силикатных шлаках и могут служить средством для повышения жидкоподвижности шлака, повышения его активности и основности при использовании основной футеровки.

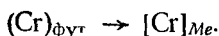
Действие фторидов MgF_2 , CaF, Na₃AlF₆ в виде криолита является исключительно эффективным средством для понижения температуры

ликвидуса, а следовательно, для повышения активности и жидкоподвижности шлаков на основе $\text{CaO} - \text{MgO} - \text{SiO}_2$ и могут быть использованы как вторичные разжижители при плавке чугуна в ЭДП с основной футеровкой.

Для производства ВЧШГ в дуговых печах важно выдержать массовую долю хрома, составляющую не более 0,05 %. Возможными реакциями хрома в расплаве чугуна могут быть:

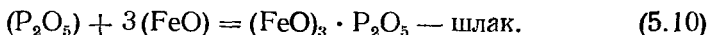
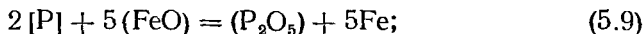


При использовании хромомagneзитовой футеровки происходит реакция

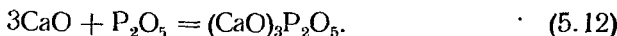
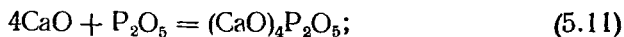


Статистические данные свидетельствуют о возможности интенсифицировать дехромацию расплава за счет увеличения содержания FeO в шлаке. Практическими мероприятиями по углублению дехромации могут быть также увеличение количества шлака за счет присадки железорудных окатышей или железной руды при температурах 1480—1560 °С.

Изменение содержания фосфора в процессах плавки чугуна в электропечах носит сложный характер. Четкой корреляции между основностью шлака и угаром фосфора нет. Угар фосфора, содержание FeO и температура расплава находятся в сложной зависимости. Наибольший угар фосфора приходится на «холодный» период плавления (1350—1450 °С). В дальнейшем с повышением температуры начинается восстановление фосфора из шлака:



В «холодный» период плавки обе реакции возможны в расплаве на границе «металл — шлак» и в шлаке. Очевидно, в шлаке возможно и связывание оксида фосфора (V):



Однако практического значения эта реакция не имеет, поскольку в дальнейшем, с повышением основности и температуры, восстановление фосфора преобладает над окислением. В связи с этим для удаления фосфора из расплава при плавке чугуна в ЭДП необходимы следующие условия: низкая температура, частое скачивание шлака, повышенное содержание FeO в шлаке, повышенная жидкоподвижность шлака.

5.3. ПРИМЕРЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПЛАВКИ В ДУГОВЫХ ПЕЧАХ

На ряде заводов, изготавливающих отливки из высокопрочного чугуна, типичными процессами плавки в дуговых печах являются следующие (по данным Б. Л. Кузнецова).

На Горьковском автомобильном заводе плавку высокопрочного чугуна ведут в электропечах с основной футеровкой. В качестве шихты используют возврат собственного производства, переделный чугун и стальной лом. Снижение содержания серы осуществляют за счет наведения двойного известкового шлака. После проведения десульфурации, за 10—15 мин до выпуска металла в ванну вносят ферросилиций и содержание кремния в исходном чугуне доводят до 3,0 %. Модифицирование расплава производят в ковше. В качестве модификатора используют ФСМг. Для повышения эффективности сфероидизирующего модифицирования во время ввода лигатуры применяют продувку азотом. При разливке металла производят корректировку состава по кремнию и одновременно графитизирующее модифицирование в ковше.

На Волжском автомобильном заводе плавку чугуна ведут в дуговой электропечи вместимостью 40 т с основной (доломитовой) футеровкой. Набор шихты механизирован, все составляющие шихты фиксируются. Шихта первой завалки состоит из 30—40 % отходов листовой стали в виде брикетов; 60—70 % возврата собственного производства в виде литников, прибылей, сливов чугуна с шаровидным графитом. Компенсация угара углерода осуществляется графитовой стружкой. В металлозавалку также вводят негашеную известь из расчета 0,5 % массы металлошихты. Расчетный химический состав чугуна, % : С — 3,6—3,8; Si — 1,6—1,8; Mn — 0,29—0,35; Cr ≤ 0,05; Ni ≤ 0,1; Cu ≤ 0,1; S ≤ 0,06; Sn ≤ 0,01; P ≤ 0,05.

Расплавление шихты ведут по специальному режиму. При температуре 1500 °С производят отбор пробы на химический анализ. Контролируют углеродный эквивалент и содержание углерода.

По результатам химического анализа производят корректировку химического состава по углероду, кремнию и марганцу. При температуре 1520 °С расплав переливают в печь выдержки — индукционную канальную печь вместимостью 20 т с нейтральной футеровкой. В индукционной печи перед заливкой производят контроль чугуна на отбеливаемость. Излом образца должен быть белым или половинчатым.

При выпуске из печи из первого и последнего ковшей отбирают образцы на полный химический анализ. Температура заливки контролируется на формовочной линии оптическим пирометром и должна составлять для распределительного вала, ведомой шестерни, валика привода масляного насоса, коленчатого вала 1410—1460 °С. Для обеспечения этой температуры на линии температура металла на желобе печи выдержки должна составлять 1535 ± 10 °С.

Модифицирующую обработку расплава производят в ковше при выпуске расплава из раздаточной печи в ковш. В качестве сфероидизирующего модификатора используют утяжеленную Ni — Mg — Се-

лигатуру. Освоена также технология модифицирования в форме (ин-молд-процесс) с использованием комплексных модификаторов.

На Камском автомобильном заводе выплавка и легирование чугуна для отливок осуществляется дуплекс-процессом дуговая электропечь плавки — дуговая электропечь выдержки.

Дуговые электропечи для плавки высокопрочного чугуна с диаметром кожуха 5,1 м оборудованы трансформатором 35 МВ · А, имеют вместимость по твердой металлозавалке 53 т. Интенсифицированный характер плавки позволяет расплавить шихту и перегреть расплав до температуры 1550 °С в течение 2 ч.

Реализованная на КамАЗе схема обслуживания печей плавки включает автоматизированную систему набора шихты, механизированную систему управления процессом плавки чугуна и ввода добавок. В автоматическом режиме выполняются следующие технологические операции: набор мелких составляющих шихты (ферросилиция, ферромарганца, гранулированного графита, кокса и т. д.), управление энергетическим режимом по мощности, управление химическим составом расплава.

Загрузка печи разовая, через отодвигаемый свод, проектная продолжительность загрузки 53 т шихты — 5 мин.

Применение основной футеровки и основных шлаков обеспечивает надежную десульфурацию чугуна. Содержание серы в расплаве без применения специальных мероприятий по десульфурации и при работе на обычной шихте (30 % стальных отходов, 60 % возврата собственного производства, 10 % чушкового чугуна марки ЛКЗ) составляет не более 0,01 %. Угар углерода за цикл плавки составляет 10—25 %, кремния — 20—25 %, марганца — 15—20 %, фосфора — 25—30 %. Компенсация угара углерода достигается вводом карбюризаторов в металлозавалку, при этом усвоение порошкового графита составляет 80 %, кокса — 60 %. Компенсация угара кремния осуществляется вводом 45 % ферросилиция, при этом усвоение составляет 75—80 %.

Выдержку и миксерование высокопрочного чугуна осуществляют в дуговых электропечах вместимостью 75 т. Длительная выдержка чугуна в дуговом электромиксере повышает склонность чугуна к отбелу, снижению газонасыщенности.

Сфероидизирующее модифицирование расплава производится в ковше при выпуске из печей выдержки. Температура на желобе при выпуске — 1530—1550 °С. Модификатор — лигатура ФСМг. Допустимая продолжительность транспортировки жидкого расплава — 8 мин.

Особенностью технологии получения отливок из ВЧШГ на КамАЗе является то, что отливки с толщиной стенки свыше 10 мм не проходят термическую обработку, а подаются на механическую обработку в литом состоянии.

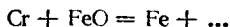
На Мелитопольском моторном заводе получают отливки коленчатых валов из высокопрочного чугуна на линиях «Дизаматик 2032», в безопочных формах. Масса отливки составляет 13,4 кг, вместимость формы — 28 кг, длина вала — 422 мм.

Чугун плавится в тигельной печи промышленной частоты ИЧТ-10 М на шихте, состоящей из 50 % возврата ВЧ, 30 % литейного рафини-

рованного чугуна ЛКР-3 и 20 % стальных отходов. Химический состав чугуна, %: С — 3,8—3,9; Si — 1,9—2,1; Mn — 0,8; Cr — 0,1; S — 0,015—0,020. Температура выпуска на желобе составляет 1480—1500 °С. Сфероидизирующая обработка ведется в ковше лигатурами Ni—Mg—Ce или ФСМг. Температура модифицирующей обработки равна 1500 °С. Усвоение магния 45—50 %. Контроль качества сфероидизирующей обработки ведут по изломам образцов диаметром 80—25 мм. Вторичное модифицирование производят дробленным ферросилицием в струе при заполнении ковша на $\frac{2}{3}$ высоты. Структура коленчатых валов зависит от температуры заливки. Оптимальной в условиях данного производства является температура 1420—1440 °С. Остаточная массовая доля Mg в чугуне составляет 0,03—0,05 %. Механические свойства чугуна в литом состоянии соответствуют марке ВЧ 60-2. Нормализацией механические свойства могут быть повышены до ВЧ 70-3.

Вопросы для самоконтроля

1. Перечислите основные типы и конструктивные элементы дуговых электропечей.
2. Изобразите принципиальную электрическую схему дуговой электропечи, каковы особенности ее эксплуатации?
3. Какова вероятность закипания жидкого металла, если массовая доля FeO в шлаке составляет 15 %? Какие раскислители применяются при плавке чугуна?
4. Какие шлаки относятся к карбидным? Что необходимо сделать для преобразования карбидного шлака в белый? С какой целью наводится карбидный шлак? Белый шлак?
5. Соответствует ли условиям минимального износа магнезитовой футеровки состав шлака, содержащий $\Sigma\text{CaO} + \text{MgO}$ менее 50 %? Какова оптимальная массовая доля CaO в шлаке при работе на кислой или нейтральной футеровке?
6. Как влияет на температуру плавления и вязкость кислых шлаков увеличение содержания Al_2O_3 и MgO ?
7. Назовите условия плавки в дуговых печах, способствующие удалению хрома. Допишите реакцию



при наличии кислых и основных шлаков.

8. Проанализируйте реакцию образования оксида фосфора (V) при восстановлении оксида железа (II) и сформулируйте условия удаления фосфора из чугуна при плавке в дуговых печах.
9. Какие причины при плавке в кислых дуговых печах вызывают появление а) шлаковых настывлей; б) разъедания стенок в районе шлакового пояса; в) бурого дыма?

ГЛАВА 6. РАФИНИРОВАНИЕ ЧУГУНА

Внепечные методы обработки чугуна широко используют для изменения в нужном направлении жидкого состояния, структуры и свойств чугуна в отливках.

С этой целью в чугун после его выпуска из плавильного агрегата вводят различные добавки, которые взаимодействуют с расплавом. Изменяя состав и количество присадок, можно в широких пределах регулировать структуру и свойства чугуна. Эти добавки можно вводить в чугун на желобе плавильного агрегата, в разливочном ковше, в специальных устройствах. Температура жидкого чугуна должна составлять менее 1450 °С, поскольку за время внепечной обработки она пони-

жается на 40—80 °С. Ввод добавок в жидкий чугун производится при заполнении ковша на 0,15—0,20 его вместимости, чтобы они перемешивались струей металла и равномерно распределялись во всей массе чугуна. Для лучшего растворения добавки размельчают на куски размером от 0,5 до 10 мм в зависимости от температуры и массы обрабатываемого чугуна.

Для повышения эффективности внепечной обработки иногда применяют дополнительное перемешивание (механическое, электромагнитное, вибрационное, барботацией), которое должно быть кратковременным и интенсивным во избежание чрезмерного охлаждения металла.

Расход добавок колеблется в пределах 0,05—4,0 % массы обрабатываемого чугуна. Шлак, образующийся в результате внепечной обработки, необходимо удалять.

Разливку обработанного металла в литейные формы производят через 2—3 мин после введения добавки, а заканчивают через 10—15 мин в зависимости от массы, вида, марки чугуна и других факторов.

Ковшовые добавки используют для раскисления, десульфурации, модифицирования и микролегирования жидкого чугуна.

Следует отметить, что указанные процессы протекают обычно совместно и чаще всего одновременно, т. е. они взаимосвязанны. Этому способствуют благоприятные кинетические условия протекания реакций (высокая температура, достаточное значение энергии активации, энергичное перемешивание жидкого металла) и столь же благоприятные термодинамические условия (высокая степень химического сродства, большие отрицательные значения свободной энергии реакций взаимодействия).

Введение в жидкий металл различных присадок вызывает появление сил химической связи между катионами электроположительных элементов и анионами кислорода, серы, азота, водорода и углерода, растворенных в металле. В результате химического взаимодействия присадок с примесями чугуна (и стали) образуются оксиды, сульфиды, нитриды и карбиды.

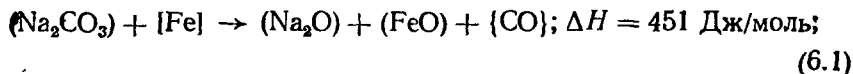
6.1. ДЕСУЛЬФУРАЦИЯ ЧУГУНА

Десульфурацию чугуна осуществляют с помощью соды, извести, карбида кальция, а также магния и его сплавов.

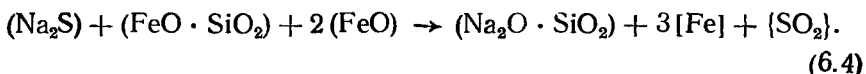
Обработка чугуна содой издавна применяется на металлургических и машиностроительных заводах. Использование соды обусловливается, в основном, следующими факторами: при высоких температурах карбонат натрия разлагается, образующийся оксид натрия имеет высокое химическое сродство к сере; благодаря низкой температуре плавления сода в контакте с чугуном расплавляется, становится более реакционно-способной; выделяющиеся при этом газы способствуют перемешиванию металла со шлаком; стоимость соды относительно невысока. Сода плавится при температуре 852 °С и затем восстанавливается до металлического натрия, температура плавления которого 80 °С. Десульфурация содой практически заканчивается в тот момент, когда начинает-

ся интенсивное образование дыма в результате восстановления натрия и сгорания его в атмосфере. Относительное количество испаряющегося натрия зависит от температуры жидкого чугуна. Установлено, что десульфурация содой происходит тем лучше, чем ниже температура чугуна.

При десульфурации содой протекают следующие реакции:

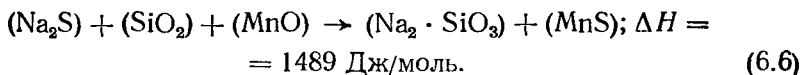
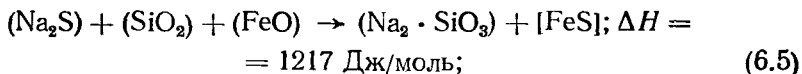


При обработке содой образуется также SO_2 :

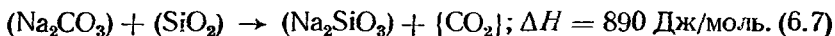


Образующиеся газы (CO и SO_2) барботируют чугун, что облегчает очистку его от газов и неметаллических включений.

Шлак образуется очень жидкий. С целью загустения шлака металл присыпают сверху песком, в противном случае сера может из шлака переходить обратно в чугун по реакциям:



Кремнезем, содержащийся в шлаке, снижает эффективность обработки:

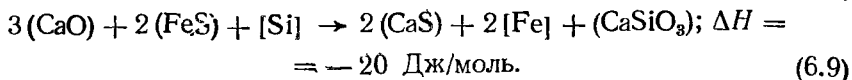
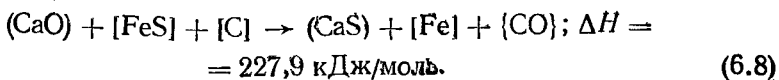


Поэтому при десульфурации содой следует избегать образования кислого шлака, а также применения ковшей с кислой футеровкой. Процесс десульфурации сопровождается снижением температуры чугуна на $40\text{--}50^\circ\text{C}$ и содержания кремния, а иногда и углерода. Расход соды на обработку чугуна зависит от содержания серы в чугуне и составляет $5\text{--}8$ кг на 1 т жидкого металла, при этом степень использования соды на связывание и удаление серы не превышает 15 %.

Наряду с положительными сторонами использование соды для десульфурации имеет ряд существенных недостатков, а именно: глубина рафинирования ограничивается примерно 0,02 % S; при обработке чугуна содой в ковше или на желобе выделяется большое количество вредных газов и пыли, что загрязняет окружающую среду и ухудшает условия труда; срок службы футеровки ковшей снижается вследствие взаимодействия содового шлака с футеровкой ковша, коэффициент использования Na_2CO_3 низок, стабильность процесса недостаточна.

Известь относится к традиционным реагентам, применяемым для обработки чугуна. При десульфурации известью протекают следу-

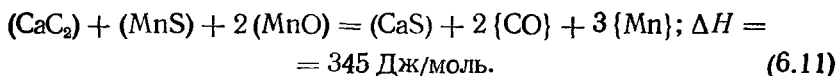
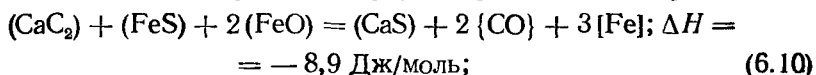
ющие реакции:



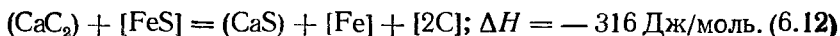
Эти реакции являются эндотермическими и также приводят к снижению температуры чугуна. Для десульфурации необходимо обеспечить достаточный контакт между известью и чугуном. Известно несколько способов ввода тонкоизмельченной извести, обеспечивающих лучший контакт ее твердых частиц с расплавом, а также наиболее благоприятные термодинамические условия для протекания реакции взаимодействия с компонентами чугуна. Например, чугун перемешивают с известью во вращающихся ковшах или механическими мешалками, или продувкой ванны газом. В качестве газа-носителя применяют как сжатый воздух, так и природный газ—азот.

Используют также смесь извести с содой (около 20 %) или с плавленым шпатом (10 %). Расход извести составляет 6—12 кг на 1 т чугуна. Коэффициент использования десульфуратора на связывание и удаление серы не превышает 4—8 %.

Карбид кальция имеет высокое химическое сродство к сере. Его взаимодействие с растворенной в чугуне серой описывают реакциями:



При введении карбида кальция в чугун может переходить углерод:



При десульфурации карбидом кальция снижение температуры чугуна незначительно. Наблюдается выделение газов и небольшие изменения содержания углерода и кремния. Равновесное содержание серы при температурах жидкого чугуна чрезвычайно низкое ($1,6 \cdot 10^{-7}$ % при 1250 °С). Следовательно, имеются благоприятные термодинамические условия для протекания реакций между растворенной в чугуне серой и карбидом кальция. Однако кинетические условия взаимодействия твердых частиц карбида кальция с серой зависят от многих факторов и в первую очередь от обеспечения достаточно развитой поверхности контакта. Известно, что реакция с серой может протекать только на поверхности частиц карбида кальция, диффузия же серы в глубь твердой частицы — медленный процесс.

Полученный шлак является твердым и хрупким, легко удаляется с поверхности чугуна и не реагирует с футеровкой ковшей. Однако требуется повышенная температура чугуна (до 1500 °С), интенсивное перемешивание жидкого металла и тщательное измельчение карбида кальция. С увеличением продолжительности перемешивания и уменьшением

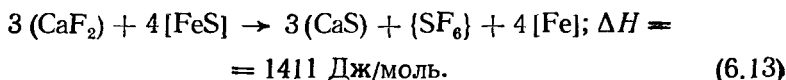
размера частиц CaC_2 повышается степень десульфурации.

Для ввода в чугун карбида кальция применяют инжектирование в струе сжатого газа или загрузку порошка на поверхность металла с последующим перемешиванием. Возможно использование карбида кальция для десульфурации в индукционных электропечах промышленной частоты, где имеется сильное электромагнитное перемешивание. Удельный расход карбида кальция различен; он зависит от содержания серы, способа ввода, средств перемешивания и качества реагента. Диаграмма для определения расхода карбида кальция при десульфурации в индукционных электропечах приведена на рис. 6.1.

Карбид кальция (в отличие от извести и соды) дает возможность глубокой десульфурации чугуна.

К недостаткам процесса относятся загрязнение окружающей среды ацетиленом, выделяющимся при взаимодействии ковшовых шлаков с влагой, значительное количество образующихся шлаков и большие потери металла с ними. Кроме того, литейный карбид кальция выпускается в ограниченном объеме.

Помимо указанных материалов для десульфурации чугуна применяют иногда брикеты, состоящие из Na_2CO_3 , CaF_2 , CaC_2 , CaO . В этом случае наряду с ранее приведенными реакциями может протекать реакция



Степень десульфурации этими реагентами тем выше, чем больше контактная поверхность между реагентами и металлом, т. е. чем меньше частицы реагента, тем интенсивнее его перемешивание с металлом.

Одним из основных показателей эффективности обработки является удельный расход реагента при различной степени рафинирования чугуна (рис. 6.2.) Удельный расход любого реагента сильно меняется, поэтому сопоставление реагентов по данному технологическому показателю необходимо вести только при равных интервалах снижения содержания серы в чугуне. Удельный расход карбида кальция значительно ниже, чем соды и извести, а диапазон колебаний уже. Например, при массовой доле серы 0,03 % расход CaC_2 на 0,01 % удаленной серы находится в пределах 1,0—1,6 кг/т, Na_2CO_3 — в пределах 2,5—4,2 кг/т, CaO — в пределах 2,8—3,0 кг/т. Следовательно, расход CaC_2 в 2,5 раза меньше, чем соды, и в 3 раза меньше, чем извести, что является немаловажным преимуществом карбида кальция.

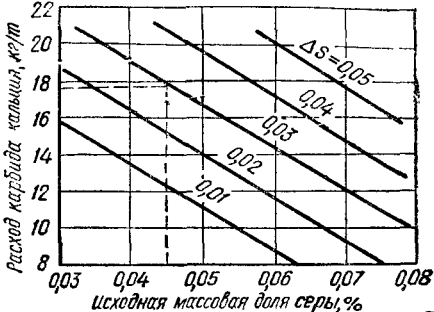


Рис. 6.1. Расход карбида кальция для рафинирования чугуна при различном содержании серы (по данным О. В. Пузырькова-Уварова)

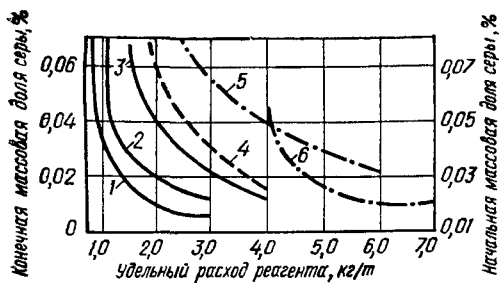


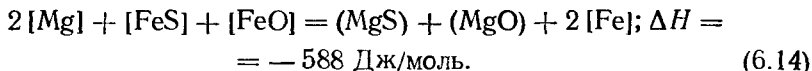
Рис. 6.2. Удельный расход реагентов на 0,01 % серы при различной степени десульфурации чугуна (по данным Н. А. Вороновой):

- 1 — карбидом кальция с механическим перемешиванием; 2 — карбидом кальция с подачей на желоб; 3 — карбидом кальция инжектированием в ковш; 4 — цианамидом кальция; 5 — известью в ковше; 6 — содой в ковше

С увеличением степени рафинирования расход всех реагентов резко возрастает. Так, для снижения массовой доли серы от 0,02 до 0,01 % карбида кальция требуется 2,5—3,0 кг/т, а соды — более 6 кг/т.

Рассмотренные выше процессы десульфурации наряду с положительными качествами обладают рядом существенных технологических недостатков. Поэтому продолжается поиск новых процессов и реагентов, среди которых первое место занимает магний.

При десульфурации чугуна магнием протекает реакция



Введение магния осуществляют обычно низкомагниевыми лигатурами (4—6 % Mg), которые укладывают на дно ковша из расчета 0,3—0,5 % массы жидкого металла, дополнительно вводят 0,3—0,5 % плавикового шпата. Лигатуру пригружают в ковше мелким ломом, высечкой, после чего заливают жидкий металл. Взаимодействие протекает с пироэффekten и выделением газов, поэтому обработку следует проводить под выгяжкой или в герметичной камере.

Десульфурация чугуна гранулированным магнием в струе газа описана ниже.

Более часто по сравнению с магнием применяют десульфурацию чугуна в ковше цериевым мишметаллом (ФЦМ-5), который помещают на дно ковша в дробленом виде в количестве, составляющем 0,1—0,15 % массы металла. Взаимодействие протекает без пироэффekten, дает хорошие результаты при температуре металла выше 1400 °С. Необходимо сразу после заливки ковша счищать шлак. Степень десульфурации составляет около 50—60 %.

Несмотря на более высокую стоимость мишметалла по сравнению с магнием или карбидом кальция при одинаковой степени рафинирования применение мишметалла более технологично и надежно, поэтому получило распространение.

6.2. ЭЛЕКТРОШЛАКОВАЯ ОБРАБОТКА ЖИДКОГО ЧУГУНА

Обработку жидкого чугуна шлаком осуществляют в специальных установках с целью удаления фосфора для дополнительного перегрева, а также для электрошлакового переплава чугуна. Схемы электрошлаковых печей для обработки чугуна приведены на рис. 6.3.

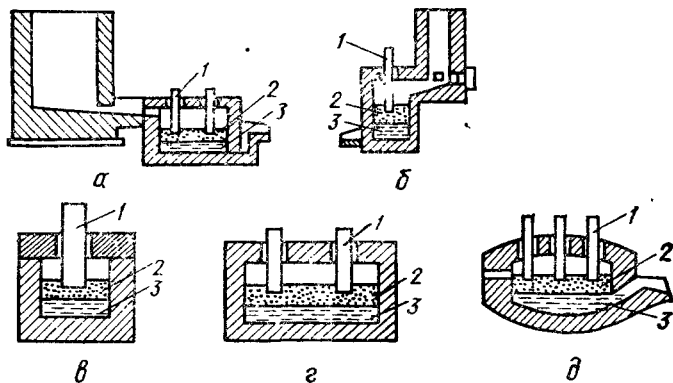


Рис. 6.3. Схемы электрошлаковой обработки чугуна:
 а, б — в копильнике; в — однофазная печь; г — бифилярная печь;
 д — трехфазная электрошлаковая печь

Во всех установках имеются токоподводящие электроды 1, находящиеся в контакте со шлаковой ванной 2, расположенной над расплавленным металлом 3. Электрический ток проходит через шлак, разогревает его до 1700—1800 °С и перегревает металл до высоких температур (1500—1550 °С).

Расход электроэнергии для перегрева чугуна на 100 °С составляет около 50—60 кВт · ч/т ($18 \cdot 10^7$ Дж/т). По расходу энергии электрошлаковые печи подобны в данном случае электродуговым печам, поскольку тепловые потери от металла к своду и в окружающую среду меньше благодаря защите поверхности металла шлаком.

Перегретый шлак представляет собой активную металлургическую фазу, которая в зависимости от состава и физических свойств взаимодействует с металлом, т. е. либо удаляет из него те или иные элементы, либо, наоборот, переводит их из шлака в металл. Обычно применяют стандартные флюсы АНФ-6, АНФ-9, АНФ-29, смеси из извести, известняка, плавикового шпата, боя, высокоглиноземистых огнеупоров и графита с различным сочетанием составляющих. Шлаки содержат 10—60 % CaO; 20—80 % CaF₂; 10—55 % Al₂O₃; 6—40 % SiO₂; 6—20 % MgO; 10—40 % MnO; 2—30 % FeO; 10—20 % C. Электропроводимость шлака должна составлять 200—400 Ом · м.

При электрошлаковой обработке чугуна можно существенно уменьшить содержание серы и фосфора (на 60—95 %), неметаллических включений (на 40—55 %) и газов (на 20—50 %), производить науглероживание чугуна и восстановление из шлака кремния и марганца.

Иногда применяют обработку чугуна синтетическими шлаками в ковше или в тигле плавильной печи, однако результаты получаются хуже, чем при электрошлаковой обработке, поскольку шлак перегревается недостаточно.

6.3. ПРОДУВКА ЧУГУНА ГАЗАМИ

К газометаллургическим процессам относятся продувка чугуна технически чистым кислородом, азотом, углекислым газом, природным газом и другими реагентами, применяемыми либо самостоятельно, либо совместно с десульфураторами (карбидом кальция) или карбюризаторами (гранулированным графитом, электродным боем).

Продувку гранулированным магнием производят в ковшах большого объема, поэтому процесс получил распространение на заводах черной металлургии для получения рафинированного чугуна марок ЛКР0 — ЛКР5, массовая доля серы в которых должна составлять ниже 0,01 %.

Гранулированный магний (МГП-1 — 97 %, МГП-2 — 93 %, МГП-3 — 91 % магния) производится Калушским химико-металлургическим комбинатом, имеет размер частиц от 0,5 до 2,0 мм. Вдувание производят в струе сжатого воздуха, природного или нейтрального газа при давлении 0,2—0,25 МПа; наполнение струи равно 5,0 кг/м³; температура чугуна должна составлять не выше 1380 °С для уменьшения пироэффекта и газообразования. Эффективность вдувания магния зависит также от глубины погружения фурмы, исходного содержания серы и ряда других факторов. По фактическим данным рафинирования чугуна на заводе «Азовсталь» удельный расход магния для снижения массовой доли серы на 0,01 % составляет 0,2—0,4 кг в зависимости от исходной концентрации серы и кислорода в металле. Экспериментальные результаты по равновесному содержанию магния и серы в чугуне приведены на рис. 6.4.

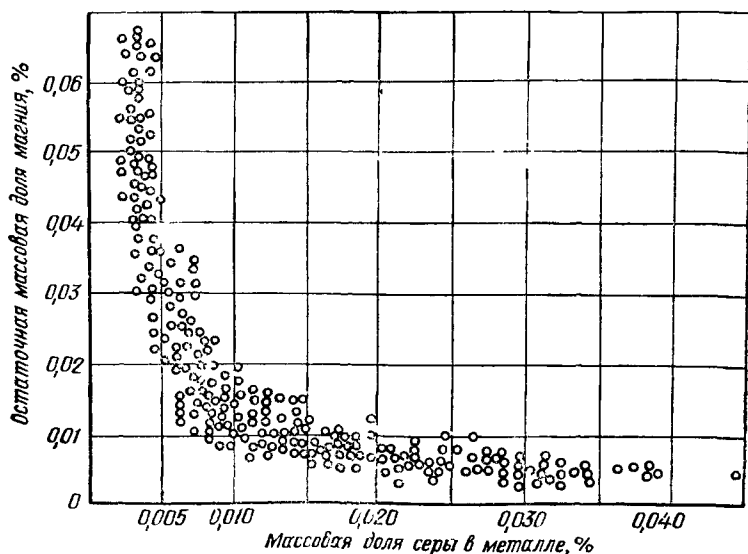


Рис. 6.4. Экспериментальные результаты десульфурации чугуна продувкой гранулированным магнием (по данным Н. А. Вороновой)

Суммарные затраты на обработку чугуна продувкой гранулированным магнием более низкие, чем при продувке известью, содой или смесями подобных компонентов

Обработку кислородом производят в копильнике вагранки, ковше или на желобе с целью повышения температуры чугуна за счет окисления составляющих чугуна. Температуру чугуна повышают для улучшения качества отливок, а иногда с целью последующего модифицирования. При расходе кислорода около $5 \cdot 10^{-3}$ м³/кг и окислении 0,20—0,25 % Si; 0,2—0,3 % Mn; 0,15—0,25 % C; 0,3—0,4 % Fe температура чугуна повышается на 100—120 °С, однако при этом в чугуне возможно увеличение количества неметаллических включений.

Продувка чугуна азотом в ковше имеет целью удаление неметаллических включений и уменьшение содержания газов, а в сочетании с вводом модификаторов или десульфураторов достигается существенное улучшение свойств чугуна.

Обработка азотсодержащими веществами (введение цианамидов кальция CaCN_2 , мочевины $(\text{NH}_2)_2\text{CO}$) благодаря повышению содержания в чугуне азота увеличивает его прочность, твердость, износостойкость. Однако при критическом содержании азота (свыше 0,01 %) в чугуне возможно появление азотистой пористости и газовых раковин.

Продувка чугуна в ковше или копильнике природным газом способствует повышению прочности чугуна за счет увеличения количества зародышей графита благодаря диссоциации газа, а также вследствие снижения содержания в чугуне кислорода и азота, однако при этом возможно заметное повышение количества водорода.

Продувку чугуна природным газом часто проводят одновременно с десульфурацией карбидом кальция, а иногда и с науглероживанием. Карбид кальция или карбюризатор вводят в ковш в ходе его заполнения жидким металлом. При добавке 1,0—1,5 % карбида кальция удаляется 60—90 % серы. усвоение углерода из карбюризатора составляет 70—90 %. Продувку газом (азотом, воздухом) ведут в течение 2—4 мин со скоростью $(2 \dots 3) \cdot 10^{-3}$ м³/с. Обрабатывают порции чугуна до 10 т (чаще 1—5 т).

Продувку азотом применяют также для лучшего перемешивания чугуна при получении в чугуне заданного содержания кремния и углерода путем загрузки ферросилиция и карбюризатора в ковш во время его заполнения или на зеркало металла.

Продувку азотом или другими газами производят с помощью огнеупорных глиноземисто-графитовых трубок через пористую пробку или пористый стопор, которые выдерживают (в зависимости от продуваемого газа) несколько десятков продувок.

Для непрерывной десульфурации и науглероживания чугуна при выпуске из вагранки к выпускному желобу пристраивают специальный резервуар типа чайникового ковша, через который с помощью пористой пробки продувают азот или воздух.

Десульфурацию производят карбидом кальция в количестве, составляющем 0,2 % массы чугуна. Для получения рассыпчатого шлака дополнительно вводят 0,2 % коксика. Массовая доля серы может быть снижена с 0,12 до 0,04—0,06 %, а массовую долю углерода можно

повысить на 0,4—0,6 %. Температура чугуна при этом снижается на 15—20 °С при десульфурации и на 50—80 °С при одновременном проведении десульфурации и науглероживания.

6.4. РАФИНИРОВАНИЕ С ПРИМЕНЕНИЕМ ФИЗИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ВОЗДЕЙСТВИЯ

При обработке чугуна для более полного и равномерного растворения введенных добавок его необходимо перемешивать. С этой целью применяют перемешивание жидкого чугуна огнеупорной лопастной мешалкой с одновременным вводом присадок. Мешалки могут быть установлены в ковшах разной вместимости, миксерах и копильниках вагранок. Следует учесть, что при перемешивании в ковше температура металла снижается на 20—50 °С.

Кроме лопастных мешалок применяют встряхивание чугуна в ковше, установленном несоосно на приводной раме. Встряхивание начинают после заполнения ковша на $\frac{2}{3}$ его вместимости (например, в ковш вместимостью 1 т заливают 0,6—0,7 т чугуна). Температура чугуна обычно составляет 1450—1500 °С. При обработке в таком эксцентриковом ковше в течение 5 мин и расходе 0,4—1,0 % карбида кальция массовая доля серы снижается с 0,06 до 0,02 %.

Благодаря простоте процесса встряхивающие ковши получили широкое распространение в странах Европы, в США и Японии.

Низкочастотная вибрация при 100 циклах в секунду и амплитуде 1—2 мм может быть совмещена с введением рафинирующих добавок. Эффективность вибрационной обработки ниже, чем в эксцентриковых ковшах, поэтому такая обработка распространения не получила.

Ультразвуковую обработку жидкого чугуна производят с целью уменьшения содержания газов и неметаллических включений и улучшения растворения легирующих элементов, при этом изменяются также условия кристаллизации и графитообразования вследствие активизации зародышевых фаз.

Энергетический коэффициент полезного действия ультразвуковой обработки невелик, поэтому она может быть применена только для небольших объемов жидкого металла.

При применении вакуума снижение давления над зеркалом расплава резко увеличивает раскислительную способность углерода, становится возможным восстановление тугоплавких оксидов и образование оксида углерода (II) за счет кислорода огнеупоров. Поэтому содержание кислорода в вакуумированном чугуне существенно зависит от взаимодействия углерода расплава с огнеупорами, в отличие от сталей, где содержание кислорода расплава лимитируется его парциальным давлением над поверхностью металла.

Вакуумирование может значительно ускорить взаимодействие расплава со шлаками в результате активизации процессов. Например, в расплав добавили 2 % рафинирующей добавки следующего состава: 40 % — CaO, 50 % — CaC₂, 10 % — CaF₂. Выдержка чугуна в открытых тиглях с рафинирующей добавкой снизила массовую долю кислорода до $(10 \cdot 40) \cdot 10^{-4}$ %, серы — до 0,03 % в течение 5—10 мин

зависимости от температуры выдержки. При дальнейшей выдержке наблюдалось некоторое повышение содержания серы вследствие обратного ее перехода из шлака в металл.

Вакуумный переплав чугуна с рафинирующими добавками в течение 5 мин устойчиво снижает массовую долю кислорода до $(20...80) \times 10^{-5} \%$, серы — до 0,02 %, причем температура выдержки практически не влияет на результат. Это обстоятельство свидетельствует о быстром протекании процесса рафинирования расплава.

Одновременно со снижением содержания кислорода и серы во всех плавках отмечается повышение содержания углерода в металле вследствие перехода его из карбидного шлака.

Интенсивное влияние вакуумирования на процессы взаимодействия с рафинирующей добавкой позволяет обеспечить эффективность вакуум-шлаковой обработки чугуна при низких температурах и небольшой степени вакуумирования.

Выдержка в вакууме при температуре 1450 °С резко ускоряет взаимодействие металла со шлаком и обеспечивает снижение содержания серы до 0,01 % в течение 10 мин при использовании карбида и оксида кальция. Угар углерода при использовании присадки на основе СаО (60 %) и силикатной глыбы (40 %) составляет 0,10—0,16 %.

Структура чугуна после вакуум-шлаковой обработки существенно отличается от структуры чугуна открытой плавки с рафинирующей добавкой. Количество феррита в структуре чугуна после вакуумирования увеличивается, причем повышение температуры выдержки в вакууме под рафинирующими шлаками приводит к усилению ферритизации чугуна, в противоположность открытой плавке.

Вакуум-шлаковая обработка с применением добавки на основе карбида кальция приводит к образованию преимущественно компактных форм графита, с добавками на основе оксида кальция — к образованию мелкопластинчатого и компактного графита. Наиболее однородная структура и повышенная степень графитизации чугуна достигается при введении вместе с рафинирующей добавкой 0,1 % графита.

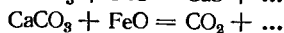
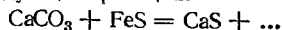
Таким образом, по имеющимся результатам, вакуум-шлаковую обработку чугуна можно рекомендовать как перспективный метод повышения качества металла, обеспечивающий существенное улучшение литейных и прочностных свойств чугуна. К достоинствам этого метода можно отнести возможность снижения температуры и длительности рафинирующей обработки чугуна.

Вопросы для самоконтроля

1. Перечислите основные методы рафинирования чугуна и средства для его проведения.
2. Напишите уравнения процессов, с помощью которых можно осуществить следующие превращения:

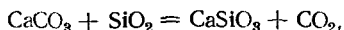


3. Назовите преимущества и недостатки десульфурации чугуна карбидом кальция. Допишите уравнения следующих реакций:

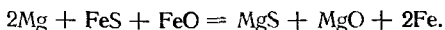


Как повлияет на десульфурацию чугуна повышение окисленности металла?

4. Проведите анализ реакций и укажите, как изменится степень десульфурации чугуна при увеличении количества SiO_2 в шлаке; при вакуумировании чугуна?



5. Какие добавки применяют в качестве флюсов при десульфурации чугуна известью, содой, карбидом кальция?
6. Процесс десульфурации чугуна магнием является экзотермическим и дает следующие продукты реакции:



- Какие меры необходимо принимать для повышения эффективности десульфурации?
7. Опишите метод электрошлаковой обработки чугуна и устройства для его проведения.
8. Назовите основные способы газометаллургической внепечной обработки чугуна.
9. В чем состоит физическая сущность воздействия на жидкий металл вибрации, ультразвука, вакуума?

ГЛАВА 7. ПОЛУЧЕНИЕ СЕРОГО И КОВКОГО ЧУГУНОВ

Изменяя химический состав чугуна и другие условия, можно получить чугуны с любой структурой, которая, как известно, определяет механические и эксплуатационные свойства отливок. Низколегированные чугуны (до 3 % легирующих элементов) имеют, как правило, перлитную и сорбитную структуру. Легирование производят обычно с целью повышения механических свойств металла. Эти чугуны применяют главным образом в качестве конструкционного материала. Среднелегированные чугуны (3—10 % легирующих элементов) имеют мартенситную структуру и применяются как износостойкий материал для работы в условиях нормальных и повышенных температур.

Высоколегированные чугуны (свыше 10 % легирующих элементов) имеют аустенитную или ферритную структуру. Это антикоррозионные, жаростойкие, немагнитные сплавы и т. д.

Отливки из конструктивных чугунов должны обладать высокими механическими свойствами, а также хорошо обрабатываться, в ряде случаев — выдерживать давление, обладать антифрикционными свойствами, оказывать сопротивление коррозии и т. д. Однако механические свойства остаются при этом основными.

К отливкам из чугуна со специальными свойствами относят: 1) художественные отливки; 2) отливки со специальными электрическими и магнитными свойствами; 3) антифрикционные и износостойкие отливки; 4) жаростойкие отливки; 5) коррозионностойкие отливки.

Отливки из всех видов чугуна получают, включая в состав шихты доменные литейные или передельные чугуны, чугуны и стальной жом и отходы. В последнее время получил распространение чугун, выплавляемый из стальных отходов с применением различных карбюризаторов, — синтетический чугун.

7.1. СОСТАВ И СВОЙСТВА ЧУГУНА С ГРАФИТОМ ПЛАСТИНЧАТОЙ ФОРМЫ

Основными элементами, определяющими механические свойства чугуна, так же как и его структуру, являются углерод и кремний; кроме того, значительное влияние оказывает модифицирование чугуна.

Выбор состав чугуна для отливок различного назначения дают возможность диаграммы зависимости механических свойств чугуна от содержания углерода и кремния, а также от содержания хрома и применения модифицирования (рис. 7.1). Определяющими факторами при выборе состава являются требуемые структура и свойства чугуна.

Для рядовых отливок требования ограничиваются обрабатываемостью при наиболее желательной ферритно-перлитографитной структуре. Если же отливки во время службы подвергаются большим нагрузкам, давлению или износу, то наиболее подходящей структурой становится перлитографитная. При этом с увеличением действующих напряжений в отливке необходимо повысить дисперсность перлита и графита в чугуне. В наиболее трудных условиях износа при отсутствии смазки необходимо выбирать мартенситную структуру, иногда перлитцементитную, в условиях абразивного износа — карбидную. Для отливок со специальными свойствами, например жаростойких, антикоррозионных, немагнитных и других, требуется ферритная или аустенитная (без последующих превращений) структура.

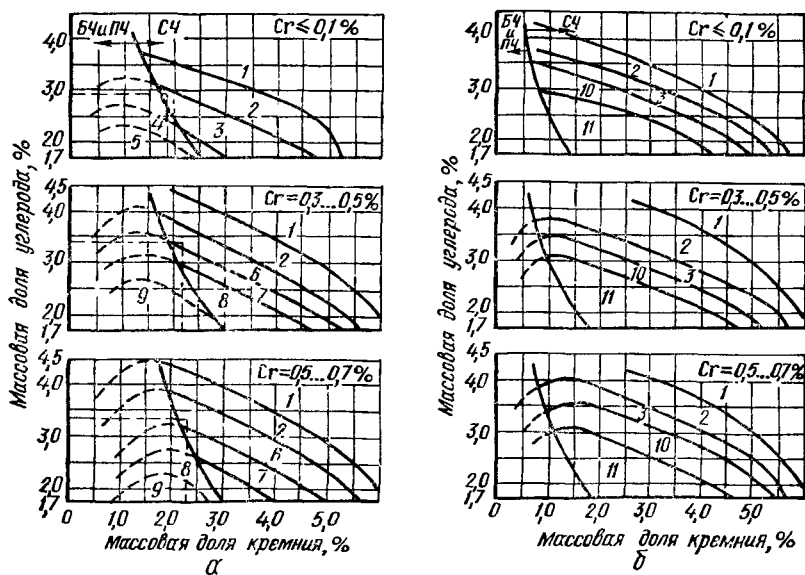


Рис. 7.1. Диаграммы механических свойств немодифицированного (а) и модифицированного (б) чугуна, предел прочности при растяжении для перлитоферритных и перлитных чугунов, МПа:

1 — менее 100; 2 — 100—180; 3—190—240; 4 — 190—240; 7 — 220—250; 8 — 260—300; 10 — 250—350; 11 — 350—420; предел прочности при изгибе для белых чугунов, МПа: 4 — 450—500; 5 — более 500; 9 — более 550 (по данным Н. Г. Гиршовича)

Правильно подобрав структуру чугуна в зависимости от условий работы отливки, необходимо определить состав металла, обеспечивающий получение выбранной структуры с учетом скорости охлаждения и условий кристаллизации. Зная приведенную толщину R , условия охлаждения отливки и пользуясь структурными диаграммами, можно определить содержание кремния и углерода в чугуне для обеспечения нужной структуры. При этом целесообразно сначала задать определенный содержанием углерода, чтобы определить затем содержание кремния.

Массовая доля углерода для серого чугуна выбирается в пределах 2,7—4,0, для ковкого чугуна — 2,2—3,0 %. Массовая доля кремния при этом выбирается с учетом углеродного эквивалента и составляет обычно 1,0—3,0 %. Количество марганца берется в пределах 0,3—1,2 %. Марганец способствует перлитизации чугуна, поэтому верхний предел выбирают для толстостенных отливок.

Массовая доля серы в зависимости от условий производства колеблется в пределах 0,02—0,12 %. Практически во всех случаях следует стремиться к нижнему пределу в тем большей степени, чем тоньше и сложнее отливка и чем больше опасность образования горячих трещин. Низкое содержание серы особенно важно при работе отливок в условиях повышенных температур и действий кислотных реагентов.

Массовая доля фосфора колеблется в пределах 0,1—0,6 %, при этом нижний предел желателен для отливок, работающих в условиях высоких температур, при повышенном давлении и во всех случаях, где необходимы высокие свойства и большая плотность. Более высокое содержание фосфора используют для повышения жидкотекучести и сопротивления износу, причем преимущественно в тонкостенных отливках (художественное литье, поршневые кольца и др.).

Применение легирующих элементов оправдывается, главным образом, при получении отливок из высококачественного чугуна или из чугуна со специальными свойствами

7.2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПОЛУЧЕНИЯ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННОГО СЕРОГО ЧУГУНА

Одним из средств регулирования свойств серого чугуна является внепечная обработка расплава присадками, эффективно влияющими на характер первичной и вторичной кристаллизации чугуна. По характеру воздействия на структуру и свойства чугуна все присадки можно подразделить на две группы. В первую группу входят присадки, модифицирующий эффект которых связан в первую очередь с раскисляющим и десульфуризирующим действием. При этом в расплаве образуются твердые включения оксидов, нитридов и сульфидов, являющихся активными центрами кристаллизации графита. В отдельных случаях активные зародыши графита вносятся вместе с присадкой. При модифицировании чугуна уменьшается его переохлаждение во время кристаллизации, увеличивается, как правило, число эвтектических зерен. При этом резко снижается склонность чугуна к отбелу и обра-

зованию усадочных дефектов. К первой группе присадок (графитизирующих) относятся ферросилиций, силикокальций, графит, алюминий, редкоземельные элементы (церий, лантан), а также сплавы на основе ферросилиция с добавкой активных элементов (Sr, Ba, PЗМ).

Во вторую группу входят присадки, препятствующие диффузии углерода в твердом растворе. Они способствуют перлитизации металлической матрицы и повышению устойчивости перлита при воздействии периодических нагревов и охлаждений чугунных деталей. В состав этих присадок входят такие элементы, как олово, сурьма, медь и марганец. Ниже приводится описание (по данным А. И. Храмченкова) воздействия различных присадок на свойства серых чугунов, рассматриваются технологические аспекты внепечной обработки чугуна.

7.2.1. Модифицирование чугуна

Ферросилиций. Основным модификатором серого чугуна является ФС 75. Для модифицирования ферросилиций в размолотом виде (фракции 2—10 мм) вводят в разливочный или раздаточный ковш под струю металла при температуре 1340—1400 °С в количестве, составляющем 0,1—0,5 % массы жидкого металла. Модифицирующий эффект ферросилиция сохраняется не более 15 мин. Ферросилиций ФС75 целесообразно применять для модифицирования чугунов с низким углеродным эквивалентом, а также при литье тонкостенных отливок.

Модифицирующее действие ферросилиция связывают с наличием в нем кальция и алюминия, которые активно взаимодействуют с кислородом и азотом расплава, образуя тугоплавкие соединения. Кроме того, в расплаве образуются локальные микрообъемы, обогащенные кремнием, в которых при наличии активных зародышей облегчается выделение графита. Массовая доля алюминия в промышленном ФС75 составляет 1,5—2,5 %, кальция — 0,6—1,3 %.

В чистых доэвтектических сплавах Fe—C—Si алюминий оказывает существенное влияние на характер кристаллизации первичного аустенита, интенсифицируя зарождение и рост дендритов первичного аустенита и тем самым ускоряя процесс кристаллизации.

В условиях повышенных скоростей охлаждения модифицирование доэвтектических чугунов алюминием способствует появлению междендритного графита. Алюминий нейтрализует влияние кислорода и азота, связывая их в оксиды и нитриды, однако при введении его в расплав совместно с кальцием он, вследствие своей меньшей термодинамической активности по отношению к кислороду и сере, расходуется лишь на нейтрализацию азота. Поэтому в промышленных чугунах (особенно электропечной выплавки) может происходить активное взаимодействие алюминия с другими веществами, в частности с влагой, скопденсированной на стенках литейной формы. Образующиеся при этом водород и оксид углерода (II) поглощаются расплавом и при затвердевании вызывают появление подкорковых раковин.

При введении в расплав 0,2 % стронцийсодержащего ферросилиция (ФССт2) наблюдается существенное снижение склонности доэвтектического чугуна к отбелу.

Стронцийсодержащий ферросилиций (1—2,0 % Sr) с низким содержанием кальция (< 0,5 %) повышает прочность серых чугунов с пластинчатым графитом на 10—20 %, улучшает форму и характер распределения графита в тонкостенных отливках, повышает степень изотропности структуры в различных сечениях отливки. При этом вследствие общего уменьшения количества присадки этого модификатора в расплав вводится меньшее количество алюминия, что способствует снижению брака по газосудачным дефектам при литье тонкостенных отливок.

Стронцийсодержащий ферросилиций ФССт2 в большей степени, чем ФС75, снижает и стабилизирует твердость заготовок. При этом аномальные структуры переохлаждения (точечный графит и аномальный феррит) концентрируются главным образом в поверхностном слое отливок на глубине, не превышающей припуск на механическую обработку.

Высокую графитизирующую способность имеют барийсодержащие модификаторы на кремниевой основе. Барий активно реагирует с кислородом, серой и углеродом в чугуне, образуя соединения, впоследствии переходящие в шлак. Введение в чугун бария способствует повышению степени ферритизации матааллической основы, что обычно является нежелательным при изготовлении отливок из серого чугуна. Комплексные модификаторы на основе кремния с содержанием в них бария или стронция лучше устраняют отбел и обеспечивают более высокий прирост прочности, чем ферросилиций ФС75. Наилучшие результаты достигаются при вводе добавок в количестве, составляющем 0,2—0,4 % массы жидкого металла. При дальнейшем увеличении присадки прочность чугуна уменьшается вследствие появления в структуре феррита.

Силикобарий. При изготовлении крупных чугунных отливок в серийном и мелкосерийном производстве, а также при использовании автоматических устройств с индукционным канальным обогревом для заливки чугуна на автоматических формовочных линиях необходимо применение присадок с длительным (более 30 мин) периодом действия модифицирующего эффекта. С этой точки зрения представляет интерес силикобарий с высокой массовой долей (30—35 %) бария СБ30, что позволяет резко снизить склонность чугуна к отбелу и сохранить модифицирующий эффект в течение 25 мин. Оптимальная температура модифицирования чугуна силикобарием находится в пределах 1360—1380 °С. Силикобарий, например, повышает однородность структуры и свойств чугуна в различных сечениях блока цилиндров.

Разброс по твердости в нижней и верхней плоскостях блока не превышает 10 единиц по Бринеллю; в тонких сечениях отливки исчезает точечный графит; прочность чугуна возрастает.

Силикокальций. Отечественной промышленностью выпускается силикокальций СК25 и СК30 с массовой долей Са до 30 % и Si — 55—65 %. Оптимальная температура модифицирования чугуна силикокальцием равна 1400—1450 °С, при этом количество присадки составляет 0,3—0,5 %. Вследствие низкой плотности и склонности к

ошлакованию силикокальций как модификатор не получил широкого применения в чугунолитейном производстве.

Для улучшения усвоения силикокальций целесообразно вводить в смеси с плавиковым шпатом в соотношении 1 : 1. Добавка плавикового шпата препятствует ошлакованию модификатора, повышает активность взаимодействия кальция с кислородом и серой и способствует удалению образующихся при этом неметаллических включений из расплава в шлак.

Модификаторы на основе РЗМ. Известно, что церий, обладая большим химическим сродством к кислороду и сере, активно раскисляет и десульфурит жидкий чугун, образуя тугоплавкие соединения. Присадки ферроцерия в количестве до 0,1 % эффективно устраняют отбел ваграночного чугуна (~ 0,08—0,12 % S). При дальнейшем увеличении присадки церий способствует переохлаждению чугуна при кристаллизации и появлению в его структуре цементита. Графитизирующая способность церия зависит от содержания в чугуне серы и газов и сдвигается в сторону меньших добавок при переходе от ваграночной к электропечной плавке.

Повышение предела прочности чугуна при модифицировании ферроцерием сопровождается некоторым увеличением его твердости, что связано, по-видимому, с легированием твердого раствора.

Применяется также технологический процесс производства отливок из чугуна, модифицированного комплексной присадкой, состоящей из 0,03 % ФЦ и 0,03 % Sb.

Следует отметить, что применение ферроцерия как модификатора эффективно при его введении в расплав при температуре выше 1450 °С. Ферроцерий, вследствие большой склонности к окислению, требует специальных условий хранения.

В настоящее время Ключевским заводом ферросплавов освоено производство более технологичных и экономичных модификаторов на основе РЗМ, таких как Сиитмиш 1 и Сиитмиш 2. Силикомишметалл (Сиим) и силикомишиттрий (Сиитмиш 1) являются полноценными заменителями ферроцерия при модифицировании серого чугуна. Оптимальное количество присадки силикомишметалла составляет 0,05—0,07 % и силикомишиттрия 0,07—0,1 %. Модифицирующее действие их сохраняется с момента ввода до затвердевания расплава.

Углеродсодержащие модификаторы. Углеродсодержащие присадки являются идеальной подложкой для кристаллизации графита, хотя вследствие сравнительно небольшой плотности они плохо усваиваются жидким чугуном. Сбычно их применяют в количестве 0,01—0,05 % для модифицирования чугуна электропечной плавки с целью улучшения распределения графита. Как правило, графит применяется совместно с ферросилицием. Модифицирующее действие графита, оцениваемое по склонности чугуна к отбелу, сопоставимо с таким же действием ферросилиция ФС75. В зарубежной практике применяют сложные модификаторы, содержащие углерод (например, «Инокулин 1»)»

Наиболее эффективные результаты получены при использовании углеродсодержащих присадок для модифицирования чугуна, выплав-

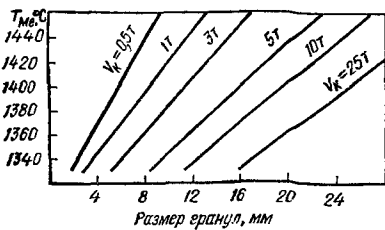


Рис. 7.2. Гранулометрический состав ферросилиция в зависимости от вместимости ковшевой V_k и температуры жидкого металла T_{Me}

ных структур. При этом лучшие результаты достигаются при использовании комплексной присадки, включающей измельченный графит, ферросилиций и элемент-перлитизатор. Графит, как присадку, требующую более длительного периода для активизации, целесообразно вводить в расплав за несколько минут (5—10) до ввода других модификаторов.

Следует отметить, что эффективность модифицирования непосредственно связана с рядом технологических факторов, таких как температура ввода присадок, гранулометрический состав, время и место ввода модификаторов.

При использовании ферросилиция, ферроцерия и его смеси с ферросилицием повышение температуры ввода присадок от 1420 до 1450 °C способствует усилению модифицирующего эффекта, хотя длительность действия модификатора сокращается.

Модифицирование чугуна при температуре 1380—1420 °C обеспечивает, как правило, наиболее стабильные результаты и высокие показатели качества чугунных отливок. Уместно отметить, что температура плавления наиболее распространенных модифицирующих присадок, таких как ферросилиций, силикокальций, силикомишметалл, не превышает 1350 °C. Эффективность модифицирования чугуна существенно зависит от размера частиц ферросплавов.

Изменение гранулометрического состава модификатора в зависимости от вместимости ковшевой и температуры жидкого металла показано на рис. 7.2.

Вместо ферросилиция могут быть применены силикокальций, силикобарий или другие модификаторы; сравнительные данные по эффективности модификаторов для серого чугуна приведены в табл. 7.1.

В зависимости от времени ввода присадок различают методы «позднего» и обычного модифицирования.

Способ «позднего» модифицирования используют с целью устранения влияния фактора времени на эффективность обработки чугуна. Этот способ получил широкое развитие в связи с применением автоматизированных установок с индукционным обогревом для заливки чугуна на конвейерах и формовочных линиях.

Максимальный эффект достигается при применении мелкозернистых фракций модификатора (0,3—2 мм), при этом предпочтительно

ляемого в электропечах и подвергающегося длительной выдержке в период накопления и хранения в индукционных канальных миксерах. При длительной выдержке расплав обедняется активными зародышами кристаллизации и имеет повышенную склонность к отбелу и образованию междендритного графита. В данном случае модифицирование является необходимой технологической операцией, способствующей восстановлению зародышевой фазы и подавлению ансмаль-

использование различных сортов ферросилиция ФС75. Необходимо, чтобы массовая доля фракции 0,3—0,5 мм в присадке составляла не менее 15—20 %. Наличие крупных фракций (более 2,0 мм) при позднем модифицировании не допускается вследствие возможного образования нерастворенных включений силицидов в отливках. При позднем модифицировании чугуна на автоматических линиях целесообразно использовать механические способы введения присадок.

Таблица 7.1. Эффективность модификаторов для серого чугуна (в порядке уменьшения влияния)

Уменьшение отбела	Повышение прочности	Повышение твердости	Продолжительность эффекта модифицирования	Технологичность
Силикобарий	Ферроцерий	Ферроцерий	Графит, силикобарий	Ферросилиций
ФС (РЗМ)	Силикокальций	Силикомишметалл	Ферроцерий	ФС (Sg)
ФС (Sg)	Силикомишметалл	ФС (Sg)	Силикокальций	Ферроцерий
Силикомишметалл	ФС (Sg)	ФС (РЗМ)	Силикомишметалл	ФС (РЗМ)
Ферроцерий	ФС (РЗМ)	Силикобарий	ФС (Sg)	Силикобарий
Силикокальций	Силикобарий	Ферросилиций		Графит
Ферросилиций	Ферросилиций	Силикокальций	ФС (РЗМ)	Силикомишметалл
Графит	Графитовая стружка	Графит	Ферросилиций	Силикокальций

Оптимальная массовая доля присадки ферросилиция ФС75 при введении его в форму или литниковую чашу составляет 0,05—0,1 % металлоемкости формы, для других способов позднего модифицирования она равна 0,1—0,2 %. При позднем модифицировании целесообразно использовать ферросилиций ФС75, содержащий активные присадки стронция и РЗМ. Наибольший эффект дает модифицирование чугуна силикомишметаллом и специальными марками ферросилиция, легированного стронцием, барием или РЗМ.)

7.2.2. Легирование чугуна

Стабилизирующие присадки. В современных машинах чугунные детали эксплуатируются в самых разнообразных условиях и испытывают при работе статические и динамические нагрузки, износ, воздействие температур, агрессивных сред и т. п. Условия эксплуатации деталей определяют комплекс требований к структуре и свойствам отливок, которые обеспечиваются выбором типа чугуна (чугун с пластинчатым, шаровидным графитом или графитом отжига, спецчугуны), химического состава и технологии производства отливок. Для повышения прочности, износостойкости и других показателей серый чугун с пластинчатым графитом на практике легируют хромом, медью, никелем, молибденом и ванадием.

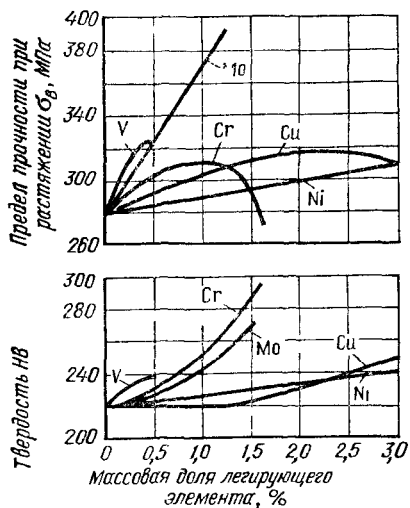


Рис. 7.3. Влияние легирующих элементов на прочность и твердость серого чугуна перлитного класса

повышения в структуре количества карбидов. Эти эффекты особенно сильно проявляются при повышенном ($> 0,15\%$) содержании фосфора в чугуне. Хром, ванадий и молибден, частично ликвидировав в фосфидную эвтектику, увеличивают ее объем, вызывая возникновение усадочной пористости при затвердевании тепловых узлов отливок.

Технологическая задача устранения пористости металлургическими средствами в данном случае должна решаться или применением чистых по фосфору шихтовых материалов ($< 0,12\% P$), или исключением из состава чугуна хрома. В последнем случае для обеспечения заданной твердости необходимо использовать другие легирующие элементы, в частности медь или олово, способствующие получению плотных отливок. Влияние легирующих элементов на прочность и твердость серого чугуна перлитного класса приведено на рис. 7.3.

С экономической и технологической точек зрения наиболее целесообразно использовать комплексное легирование чугуна, в результате которого влияние элементов усиливается. В этом случае возможно решение основных задач (например, повышение прочности или износостойкости) без ухудшения технологических свойств чугуна (склонности к отбелу и усадке, обрабатываемости). В целом идея комплексного легирования сводится к выбору комбинации элементов, препятствующих и способствующих графитизации.

Изложенным выше принципам отвечают широко используемые на практике комбинации легирующих элементов: Cr + Ni; Cr + Ni + Cu; Cr + Cu; Cr + Mo + Cu; Mo + Cu и т. д. Наиболее благоприятное сочетание всех технологических показателей обычно достигается при использовании комбинаций Cr + Ni, Cr + Cu.

Некоторые легирующие элементы оказывают неблагоприятное влияние на технологические свойства серого чугуна. Так, присадка более $0,3\%$ Cr резко увеличивает склонность чугуна к отбелу, обуславливает появление в структуре отливок свободных карбидов и тем самым существенно затрудняет его механическую обработку. Аналогичное влияние оказывают молибден и ванадий при концентрациях соответственно свыше $0,5$ и $0,2\%$.

Легированию чугуна карбидообразующими элементами (Cr, Mo, V) сопутствует повышение склонности чугуна к образованию усадочных дефектов, в частности пористости, в отливках. Этот факт можно объяснить уменьшением доли свободного углерода, выделяющегося при кристаллизации за счет

Заслуживают также внимания способы повышения физико-механических характеристик чугуновых отливок путем регламентации химического состава с применением эффективной ковшовой обработки комплексными присадками, состоящими из графитизирующих и стабилизирующих элементов.

Значительный интерес представляют способы регулирования свойств чугуна методом обработки расплава небольшими присадками элементов (обычно до 0,1 %), активно действующих на эвтектическое и эвтектоидное превращения в чугуне. С технической точки зрения эта технология не представляет каких-либо трудностей, так как воздействие на свойства чугуна микродозами элементов может осуществляться непосредственно в ковше при практически неизменном составе исходного чугуна.

Внепечное легирование чугуна. По степени снижения перлитизирующей способности все легирующие элементы можно расположить в такой последовательности: Sb, Pb, Zr, Bi, Sn, Cr, V, Ni, S, Mn. По воздействию на повышение температуры эвтектического превращения элементы образуют следующий ряд: Al, Ce, Zr, Pb, Co, Ni, Cu, Mn, Be, Cr, S, V, Ti, Sn, Sb и Bi.

Добавки, ускоряющие кристаллизацию первичного аустенита, способствуют неблагоприятному распределению включений графита и снижают прочность чугуна (Al, Sb, Bi), и наоборот, тормозящие кристаллизацию (Sn, Cu) — способствует благоприятному распределению графита.

В сурьмянистых чугунах эвтектическое превращение происходит при более низких температурах, чем в обычных. При этом снижение температур эвтектического превращения при малых добавках (до 0,1 %) происходит значительно интенсивнее, чем при больших. При наличии в сером чугуне хрома возможна взаимная нейтрализация сурьмы и хрома за счет образования атомных сегрегаций типа Sb_2Cr_3 . Температура начала и конца эвтектоидного превращения в сурьмянистых чугунах значительно повышается. Это приводит к сильному сужению интервала перлитного превращения и существенному сокращению длительности кристаллизации, что свидетельствует о высоких скоростях перлитообразования.

В разностенных отливках сурьма способствует получению перлитных структур в различных сечениях и выравниванию твердости в отливке. Применение ковшовой обработки чугуна малыми добавками сурьмы в сочетании с ферроцерием и ферросилицием позволяет решить ряд практических задач, связанных с организацией плавки чугуна на единой шихте. Сурьма, подобно фосфору, выделяется в основном по границам эвтектических зерен в виде самостоятельной фазы, а при наличии в чугуне более 0,12—0,14 % P — в виде сложной фосфидосурьмянистой эвтектики.

Присадки сурьмы повышают прочность отливок лишь в тех случаях, когда при затвердевании чугуна, не содержащего сурьму, в отливках образуется достаточно большое количество феррита. Сурьма повышает устойчивость перлита при повторных нагревах-охлаждениях выше температуры эвтектоидного превращения, способствуя увеличению

термостойкости деталей. Присадка Sb, составляющая 0,2—0,3 %, в чугун (3,3 % C, 2,2 % Si, 0,7 % Mn, < 0,08 % S, 0,1 % P) увеличивает стойкость металлических форм для чугунных отливок в 2—3 раза.

Олово в количестве 0,1—0,2 % препятствует образованию междендритного графита в структуре чугуна, стабилизирует перлит, повышает коррозионную стойкость металла. Прочность и твердость этого доэвтектического чугуна, легированного оловом, несколько повышаются. Пластические свойства и ударная вязкость при этом остаются практически неизменными. Увеличение добавки олова (более 0,1 %) приводит к снижению прочности при непрерывном повышении твердости, без появления отбела.

Таблица 7.2. Рекомендуемое количество присадок ферросплавов для выпечного получения различных марок чугуна, %

Исходный чугун	Присадка	СЧ 18	СЧ 20	СЧ 25	СЧ 30
СЧ 15	ФСХ 18	0,4—0,5	1,1—1,3	—	—
СЧ 18	ФСХ 18	0	0,4—0,6	1,0—1,2	—
	ФСХ 30	0	0,4—0,8	1,1—1,4	—
СЧ 20	ФСХ 18	—	0	0,4—0,6	1,0—1,3
	ФСХ 30	—	0	0,5—0,8	1,2—1,5
СЧ 25	ФСХ 30	—	—	0	0,5—0,8

При ковшовом легировании серого чугуна применяются также ферросиликохром и ферромарганец. При обработке ферросиликохромом проявляются стабилизирующее влияние хрома и модифицирующий эффект кальция и кремния (табл. 7.2). При этом карбидообразующее действие хрома значительно ниже, чем при введении его в печь. Ферромарганец обычно вводят в ковш вместе с ферросилицием и силикомишметаллом.

Ферросиликохром целесообразно применять при производстве станочных и других отливок со стенками толщиной 5—20 мм. Массовая доля присадок ферросиликохрома ФСХ составляет 0,6—1,6 %. Ковшовая обработка ФСХ в количестве 1,2—1,6 % позволяет обеспечить твердость направляющих станочных отливок в пределах HB=197...239 и требуемую микроструктуру отливок.

Ферросиликохром целесообразно вводить в ковш под струю металла. Рекомендуемые размеры фракций зависят от массы обрабатываемого металла: 5—8 мм для ковшей вместимостью менее 0,5 т; 7—10 мм для ковшей вместимостью 0,5—1,0 т; 10—15 мм для ковшей вместимостью 1—3 т; 13—17 мм для ковшей вместимостью 3—5 т и 15—20 мм для ковшей вместимостью более 5 т.

Для повышения прочности и некоторых эксплуатационных характеристик серого чугуна определенный интерес представляет бор. Присадка бора в доэвтектический чугун в количестве 0,02—0,06 % способствует повышению прочности и твердости чугуна, уменьшению длины графитовых включений и появлению в структуре изолированных включений карбидов.

При совместном введении бора и азота склонность чугуна к отбелу резко снижается и тем сильнее, чем больше бора и азота вводится в чугун, хотя присадка каждого из них в отдельности может увеличивать отбел. Наблюдаемое уменьшение склонности к отбелу объясняется, вероятнее всего, образованием нитрида бора в жидком чугуне. Его гексагональная кристаллическая решетка имеет параметры, близкие к параметрам кристаллической решетки графита, поэтому дисперсные частицы нитрида бора служат дополнительными центрами кристаллизации графита.

Литейные свойства чугуна, легированного микродобавками олова, сурьмы и бора, изменяются незначительно, в то же время склонность чугуна к отбелу при вводе микродобавок бора и олова заметно снижается, что также способствует некоторому увеличению жидкотекучести.

Результаты dilatометрических измерений, полученных при охлаждении чугуновых образцов от температур эвтектических превращений, показали, что введение бора, сурьмы и олова в состав чугуна несколько уменьшает величину предсадочного расширения и увеличивает доперлитную усадку. В этом отношении действие 0,1 % Sn и 0,04 % В приблизительно одинаково.

Таким образом, легирование перлитного чугуна небольшими добавками бора, олова и сурьмы улучшает его физико-механические и эксплуатационные свойства. Например, бористые и оловянистые чугуны имеют высокий уровень прочности, герметичности и износостойкости, поэтому их целесообразно использовать для изготовления деталей, работающих в условиях повышенного давления, знакопеременных нагрузок и интенсивного износа (гильзы, блоки цилиндров двигателей и т. д.). Сурьмянистые и фосфористые чугуны обеспечивают приблизительно такую же герметичность, однако уступают им по прочности и износостойкости.

Технология микролегирования. Использование небольших добавок элементов в качестве регуляторов структуры и свойств, как правило, не вносит особых сложностей в производственный ритм работы плавильно-заливочных участков литейных цехов. Процесс микролегирования сравнительно легко осуществляется непосредственно в ковше и отличается от модифицирования тем, что по данным исследований А. И. Храмченкова и других, длительность действия микролегирования обычно не ограничена. Практика показывает, что из большого числа элементов-перлитизаторов сравнительно недефицитными и экономичными являются олово, сурьма, бор, марганец. Первые два металла, являясь легкоплавкими, довольно легко усваиваются жидким чугуном при их присадке в ковш. Степень усвоения олова и сурьмы высока (до 90 %) и сохраняется во всем интервале температур разливки чугуна. Вместе с тем это не означает, что температурный режим ковшовой обработки сурьмой и оловом не оказывает влияния на структуру отливок — низкая температура в этом случае является нежелательной.

Для легирования чугуна лучше всего использовать прутковое олово О1, О2 (ГОСТ 860—75), разделенное на кусочки массой 25—

30 г. Сурьму Su_1 , Su_2 , Su_3 (ГОСТ 1089—82 Е) можно присаживать в ковш или в виде кусочков (20—30 г), или в дробленном виде.

Для ковшовой обработки следует использовать ферробор ФБ0, ФБ1 с высокой концентрацией бора и сравнительно низким содержанием алюминия. Последнее условие важно соблюдать при получении тонкостенных отливок в сырых формах, поскольку добавки алюминия могут способствовать образованию газовой пористости. Присаживать ферробор в чугун следует в дробленном виде (размер зерен ≤ 3 мм) и в прокаленном состоянии. Ферробор ФБ13 (ТУ 15-4-14—72) с низкой массовой долей алюминия (не более 1,5 %) поставляется в молотом и расфасованном виде.

При регулировании свойств металла перлитизирующими добавками следует учитывать и то обстоятельство, что многие элементы увеличивают склонность чугуна к отбелу, поэтому после микролегирования жидкий чугун следует подвергать модифицированию графитизирующими присадками. Эта операция может совмещаться с процессом легирования в ковше, при котором ввод перлитизирующих добавок осуществляется одновременно или по отдельности. Температурный режим обработки расплава в этом случае необходимо принимать с учетом активного действия модифицирующих присадок.

Действие большинства элементов-перлитизаторов сохраняется при повторном и многократных переплавах металла, что следует учитывать при использовании отходов собственного производства.

7.3. ОСОБЕННОСТИ ПРОИЗВОДСТВА КОВКОГО ЧУГУНА

7.3.1. Классификация ковкого чугуна

Заготовки для получения ковкого чугуна имеют в литом состоянии структуру белого чугуна, обладающего высокой твердостью и хрупкостью. Такие заготовки подвергаются термической обработке (отжигу), при котором химически связанный углерод высвобождается и выделяется в виде свободных округлых включений графита (углерода отжига), а металлическая основа становится ферритной, ферритно-перлитной или перлитной, благодаря чему отливки приобретают достаточно высокую механическую прочность, вязкость и хорошую обрабатываемость. В настоящее время из ковкого чугуна получают разнообразные отливки с толщиной стенки 3—50 мм, массой от нескольких граммов до 250 кг, в отдельных случаях — 2000 кг. В основном получают мелкие тонкостенные отливки, что связано со стремлением обеспечить безусловное получение структуры белого чугуна в отливке и однородность строения и свойств отливки во всех сечениях как до, так и после отжига. При этом требования рационального конструирования отливок из ковкого чугуна (равномерность толщины стенок, плавность переходов, устранение тепловых узлов и т. д.) являются обязательными условиями обеспечения высокого качества, надежности и экономичности производства.

В автомобилестроении из ковкого чугуна изготавливают отливки многих наименований, к числу которых относятся картеры дифференциалов, ступицы, кронштейны, различные рычаги, детали гидростатических передач и т. д. В сельскохозяйственном машиностроении, помимо различных корпусных деталей, несущих силовые нагрузки, из этого материала изготавливают звенья цепей, звездочки, пальцы уборочных машин и т. п. В строительстве широко используют различного рода фитинги и арматуру из ковкого чугуна.

В зависимости от проектирования процессов отжига — графитизации или обезуглероживания — различают два вида ковкого чугуна: *черносердечный* и *белосердечный*. В обоих случаях, по существу, протекают оба процесса, только в первом случае преобладает графитизация, во втором — обезуглероживание. Поэтому отливки, полученные обоими способами, имеют снаружи ферритную корку разной толщины: до 0,5 мм в черносердечном ковком чугуне и нескольких миллиметров — в белосердечном. За ферритной коркой в черносердечном ковком чугуне содержание углерода быстро возрастает и достигает исходного значения, в то время как в отливках из белосердечного ковкого чугуна содержание углерода возрастает медленно и даже в центре не достигает исходного значения.

Оба вида ковкого чугуна различаются также по излому. Черносердечный ковкий чугун имеет темный бархатистый излом с большей или меньшей обезуглероженной светлой каймой. Белосердечный ковкий чугун характеризуется блестящим светлым изломом благодаря значительному развитию процесса обезуглероживания и малому количеству углерода отжига.

Различия в изломе и структуре обуславливают различия в механических и физических свойствах обоих видов ковкого чугуна. Например, белосердечный ковкий чугун поддается свариванию при толщине стенок 4—8 мм без предварительной и последующей обработки. Черносердечный ковкий чугун может иметь *ферритную* структуру, отличающуюся высокой пластичностью и отличной обрабатываемостью, или *перлитную*, обладающую необходимой износостойкостью, твердостью и прочностью, но более низкой вязкостью.

Химический состав чугунов также различен. Для получения белосердечного ковкого чугуна исходный чугун должен иметь повышенное содержание углерода (2,8—3,4 %), пониженную концентрацию кремния (0,4—0,8 %) и марганца (менее 0,2 %), массовая доля серы может быть повышенной (0,15—0,25 %). Содержание фосфора и хрома должно быть низким (фосфора менее 0,4 %, хрома менее 0,05 %).

Черносердечный ковкий чугун получают при отжиге белого чугуна, имеющего более низкое содержание углерода (2,4—2,8 %), несколько более высокое содержание кремния (0,9—1,5 %), количество марганца должно быть достаточным для связывания серы ($Mn - 0,3 - 0,5 \%$, $S < 0,15 \%$).

Для получения перлитного черносердечного ковкого чугуна повышают массовую долю марганца (0,4—1,0 %) и снижают содержание кремния (1,2—0,7 %), благодаря чему разложение цементита в перлите замедляется.



Рис. 7.4. Влияние добавок висмута и теллура на отбел чугуна:

1 — без добавок; 2 — 0,001 % Вi; 3 — 0,1 % Те (по данным Е. А. Васильева)

содержанию углерода и кремния в жидком чугуне. Вторые сокращают длительность отжига при нормальном составе ковкого чугуна за счет увеличения числа центров кристаллизации, а также устраняют вредное влияние стабилизирующих примесей и присадок, способствующих уменьшению количества зародышей при отжиге.

Соответствующее сочетание в составе комплексного модификатора элементов, ускоряющих графитизирующий отжиг, с элементами, подавляющими выделение графита во время кристаллизации, дает возможность получать отбел в отливках даже при значительной толщине стенок и в то же время сократить длительность последующего отжига ковкого чугуна.

Наиболее сильными антиграфитизаторами являются теллур и висмут, причем эффективность действия теллура на отбел сильнее, чем висмута (рис. 7.4.). С целью уменьшения угара висмут вводят в жидкий чугун в виде лигатур Вi — Мп, Вi — Sb, Вi — Рb и др. Действие теллура усиливается при наличии алюминия, который образует на поверхности металла слой оксидов, препятствующих испарению теллура. При работе следует учитывать, что теллур и висмут являются токсичными элементами.

Эффективному отбеливанию при кристаллизации способствует избыточное сверх необходимого для образования соединения МпS количество серы, что связано с поверхностно-активными свойствами этого элемента.

При низком содержании S (не более 0,03 %) отбеливающее действие на чугун оказывают Mg, Се, V. Являясь сфероидизирующими модификаторами, они дают возможность значительно увеличить содержание углерода и кремния в чугуне, существенно сократив тем самым цикл отжига и повысив свойства ковкого чугуна благодаря образованию шаровидного графита.

Ускорение процесса отжига чугуна происходит за счет сокращения путей диффузии атомов углерода, что достигается увеличением числа зародышей графита с помощью присадки модификаторов. Установлено, что эффект модифицирования зависит от наличия в чугуне растворенного азота и образования нитридов. Присадка Sb, В и других

В настоящее время производится в основном черносердечный ковкий чугун, белосердечный имеет весьма ограниченное применение для тонкостенных отливок.

В производстве ковкого чугуна широко используют модифицирование. С этой целью применяют два вида присадок: стабилизирующие (антиграфитизирующие) — Вi, Те, S, Мо, В, Sb и др. — и графитизирующие — Al, Si, С. Первые предотвращают выделение пластинчатого графита в толстостенных сечениях отливок при повышенном

элементов способствует получению перлитной структуры. Такую же структуру получают в чугунах с компактным графитом, используя присадку $Al + S$. Особенно нежелательной составляющей чугуна является хром, который обычно попадает в шихту с отходами легированной стали. При содержании в чугуне более 0,08 % хрома отжигаемость чугуна существенно ухудшается, а при содержании его свыше 0,3 % невозможно получить ферритный ковкий чугун даже при использовании наиболее эффективных обработок — предварительной закалки, низкотемпературного отжига и т. д.

При содержании Sr до 0,15 % положительные результаты дает введение в жидкий чугун комплексного модификатора, состоящего из Al , B и $CaCN_2$. Введенный в жидкий чугун $CaCN_2$ (цианамид кальция) разлагается с выделением атомарного азота, который образует нитриды хрома и снижает его отрицательное влияние на графитизацию. Чугун, содержащий до 0,20 % хрома, модифицируют комплексным модификатором, включающим до 0,05 % B , 0,02 % Al и до 0,25 % N в виде $CaCN_2$ или мочевины.

Белый малоуглеродистый чугун, применяющийся для отливок из ковкого чугуна, обладает сравнительно низкими литейными свойствами, т. е. пониженной жидкотекучестью, значительной усадкой в жидком состоянии, во время затвердевания и в твердом состоянии, большой склонностью к образованию горячих и холодных трещин. Все это создает значительные затруднения при изготовлении отливок из ковкого чугуна, требует большого перегрева металла и тщательных мер борьбы с литейными дефектами.

Для борьбы с усадочными раковинами, чтобы обеспечить надлежащее питание отливки, у местных ее утолщений устанавливают боковые прибыли (бобышки), холодильники и т. д. Для отливок, работающих под давлением, рекомендуется применять чугун с массовой долей углерода 2,6—2,8 %, чтобы уменьшить склонность к образованию усадочных раковин. Так же тщательно должны проводиться мероприятия по борьбе с образованием горячих и холодных трещин.

Изготовление моделей для отливок из ковкого чугуна должно производиться с учетом усадки при получении белого чугуна и изменения размеров отливки во время отжига. Как уже было сказано выше, усадка белого чугуна достигает 2 %, однако в процессе отжига черносердечного ковкого чугуна происходит его расширение благодаря графитизации, поэтому усадка принимается равной 1 %. Наоборот, в процессе обезуглероживания окончательная усадка отливок может быть даже больше, чем исходного белого чугуна. В обоих случаях усадка зависит от толщины отливок, определяющей соотношение между процессами графитизации и обезуглероживания. Чем тоньше отливка, тем интенсивнее обезуглероживание и тем больше, следовательно, ее усадка. Поэтому в тонкостенном белосердечном ковком чугуне усадка может достигать 2,5—3 %, а в толстостенном черносердечном может снижаться до нуля. Величина усадки металла в форме и увеличение его объема во время отжига зависят также от конфигурации и формы сечения отливки.

Отливки из белого чугуна сложной конфигурации склонны к образованию горячих трещин. Горячие трещины образуются в местах отливки с недостаточным питанием, но иногда и вследствие неравномерного распределения температур по ее сечению. Опыт работы литейных цехов показывает, что питание наиболее эффективно для тонкостенных отливок в интервале температур 1480—1450 °С, для отливок со средней толщиной стенки — в интервале 1450—1420 °С.

Оптимальная температура заливки зависит также от типа литниковой системы, состава формовочной смеси и других факторов. Практически при температуре перегрева, равной 1550 °С, верхний предел температуры металла при заливке равен 1500 °С, средний — 1450 °С. Для сравнительно мелкого и простого по конфигурации литья температура заливки может быть понижена (1370—1430 °С) и подобрана опытным путем в зависимости от типа плавильного агрегата и технологии изготовления.

Скорость заливки устанавливают в зависимости от массы, конфигурации и толщины стенок отливки. Тонкостенные отливки следует заливать быстро. Скорость заливки можно изменять путем подбора литниковой системы (диаметра стояка, сеток, дросселей). Средняя скорость заполнения белым чугуном форм отливок массой 3—5 кг составляет 0,5—0,6 кг/с; массой до 10 кг — 0,70—0,85 кг/с, массой более 10 кг — 0,9—1,1 кг/с. Литейные формы, изготовленные на машинах под высоким давлением, можно заливать со скоростями, в 1,5 раза превышающими вышеприведенные.

7.3.2. Термическая обработка отливок из ковкого чугуна

При производстве отливок из ковкого чугуна необходимо решить три задачи термической обработки: 1) превращение первичной структуры в разнообразные варианты вторичной структуры чугуна (отжиг); 2) улучшение структуры и 3) устранение дефектов структуры чугуна.

Задачей отжига является получение отливок со структурой феррита, перлита и феррита в различных сочетаниях или перлита различной формы, дисперсности и плотности, в соответствии с требованиями к структуре и свойствам чугуна различных марок. При этом может быть два вида отжига — графитизирующий или обезуглероживающий. При графитизирующем отжиге углерод отжига находится в металлической матрице в хлопьевидной, компактной или шаровидной форме. При обезуглероживающем отжиге включения углерода отжига отсутствуют в поверхностном слое или даже по всему сечению отливки.

Второй вид термической обработки имеет целью улучшение металлической основы отливок из ковкого чугуна для повышения их прочности и износостойкости путем объемной (закалка с отпуском, нормализация, старение) или поверхностной (закалка токами высокой частоты) термической обработки, а также химико-термической обработки (азотирование, сульфидирование).

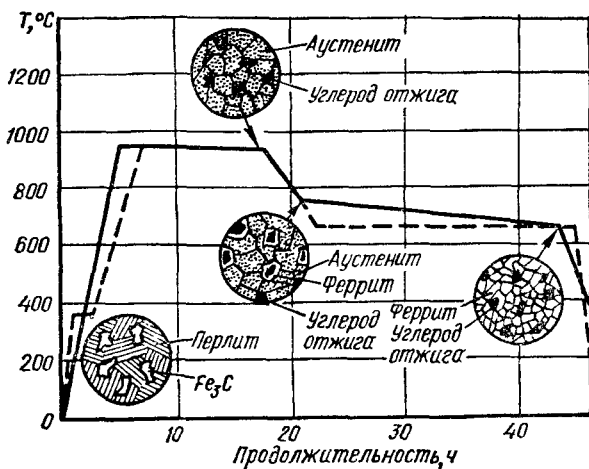


Рис. 7.5. Типичный режим отжига на ферритный ковкий чугун

Третий вид термообработки используется для устранения дефектов структуры, которые могут возникнуть при термообработке первого и второго видов, а также для устранения в отливках транскристаллического или белого изломов, возникающих при нарушении режимов охлаждения после термической обработки.

Получение черносердечного ферритного ковкого чугуна (графитизирующий отжиг отливок). Для получения черносердечного ковкого чугуна ведут процесс полной графитизации белого чугуна в нейтральной или слабо окислительной среде, при этом попутно происходит его частичное обезуглероживание.

Типичный режим отжига отливок на ферритный ковкий чугун состоит из пяти этапов (рис. 7.5): 1) нагрева до температур, значительно превышающих интервал эвтектоидного превращения (930—970 °С); 2) выдержки при этой температуре до полного завершения первой стадии графитизации; 3) промежуточного охлаждения до температуры около 760 °С, т. е. несколько выше интервала критических температур; 4) медленного (со скоростью не более 5 °С/ч) контролируемого охлаждения через весь интервал критических температур до 700 °С или выдержки при температуре ниже критической (вторая стадия графитизации); 5) окончательного охлаждения до 550—600 °С, т. е. до температуры, при которой отливки выгружают из печи.

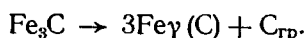
При *нагреве* отливок до температуры 800—1050 °С происходит образование насыщенного γ -раствора и центров графитизации. При быстром нагреве число образовавшихся центров графитизации может быть недостаточным и скорость протекания первой стадии графитизации замедлится. Кроме того, при ускоренном нагреве в сложных разностенных отливках возможно образование трещин. Обычно длительность нагрева садки до температуры графитизации при ускоренном режиме составляет 3—5 ч. Оптимальным количеством центров

для обеспечения необходимой скорости графитизации и требуемых механических свойств чугуна следует считать 80—90 шт. на 1/мм². Если число центров меньше 15 шт. на 1 мм², то чугун трудно поддается графитизации.

В отдельных случаях для увеличения числа центров графитизации в интервале температур 300—600 °С осуществляют низкотемпературную остановку или медленное повышение температуры со скоростью не более 50 °С/ч (см. штриховую кривую на рис. 7.5). В производственных условиях нагрев отливок осуществляют с максимальной скоростью, допускаемой конструкцией печи.

Температурный интервал и продолжительность *первой стадии графитизации* зависят от химического состава, особенно от содержания углерода и кремния, а также от сечения и массы отливок. Выдержку на этой стадии графитизации проводят обычно при температурах 950—970 °С, понижение температуры выдержки увеличивает продолжительность процесса отжига, повышение — вызывает коробление отливок, нежелательное укрупнение включений углерода отжига и ухудшение его формы.

Выдержка производится в течение времени, необходимого для полного распада структурно-свободных карбидов и установления стабильного равновесия. При этом цементит ледебурита разлагается на графит и аустенит:



Структура чугуна в конце этого периода состоит из равновесного аустенита и компактного графита (углерода отжига). Длительность выдержки при указанных температурах составляет 6—12 ч. Последующая выдержка при данной температуре приводит к выравниванию состава и укрупнению фазовых составляющих.

Дальнейшая графитизация возможна только при снижении температуры, когда вследствие изменения растворимости углерода (согласно линии *ES* диаграммы состояния Fe — C — Si из аустенита выделяется углерод. Этот период называется *промежуточной стадией графитизации*. Характер фаз при этом не изменяется, происходит только объединение аустенита углеродом и увеличение количества графита. В промежуточной стадии графитизации отливки охлаждаются до 760—740 °С с определенной скоростью, величина которой зависит от конструкции печи, величины садки и принятого режима отжига, поскольку процесс графитизации протекает здесь достаточно быстро. Например, в периодических печах колпакового типа длительность охлаждения составляет 3—4 ч, в методических проходных — 10—30 мин.

После окончания промежуточной стадии начинается *вторая стадия графитизации*. При получении ферритного ковкого чугуна графитизируется весь оставшийся в растворе углерод и происходит превращение $\gamma \rightarrow \alpha$. Это достигается либо медленным прохождением критического интервала температур со скоростью не более 5 °С/ч вплоть до 700 °С, либо соответствующей выдержкой в подкритическом интервале. В первом случае из аустенита при медленном охлаждении крист-

таллизуется графит с одновременным образованием феррита. Во втором случае вследствие быстрого прохождения критического интервала образуется перлит, карбиды которого распадаются во время последующей выдержки.

При правильном ведении процесса в обоих случаях образуется, таким образом, стабильная структура, состоящая из феррита и графита. Продолжительность второй стадии графитизации составляет 8—15 ч.

Варьируя химическим составом чугуна, скорость охлаждения увеличивают до 8 °С/ч. Если же скорость охлаждения на второй стадии графитизации слишком велика или соответствующая выдержка недостаточна, то в структуре чугуна остается в большей или меньшей степени перлит. При этом часто образуется структура, называемая «бычьим глазом», в которой углерод отжига окружен оторочкой феррита на фоне перлита. Такая структура образуется вследствие преимущественного распада частиц эвтектоидного цементита в ближайших к графиту объемах.

Механизм графитизации на второй ее стадии по существу не отличается от первой. Поскольку скорость процесса внутри критического интервала значительно выше, чем в подкритическом, медленное прохождение критического интервала на второй стадии графитизации следует предпочитать выдержке при температуре ниже критической.

Для получения ферритной структуры достаточной скоростью охлаждения в критическом интервале является обычно скорость 3—5 °С/ч. При выдержке при постоянной температуре феррит начинает появляться при 740—780 °С и выделяться по границам зерен. С понижением температуры количество феррита увеличивается и перлит полностью исчезает при температурах отжига 720—700 °С. При дальнейшем понижении температуры скорость графитизации уменьшается.

В итоге второй стадии графитизации образуется ферритная структура. Последующая скорость охлаждения с 550—600 °С почти не отражается на структуре чугуна. Окончательное охлаждение отливок производится достаточно быстро, за 3—5 ч, либо с печью до 300 °С, либо на воздухе со средней скоростью 100 °С/ч. При медленном охлаждении в интервале 600—400 °С возможно появление «белого излома», который приводит к понижению ударной вязкости без видимых изменений структуры чугуна. Этому явлению способствует фосфор, а препятствуют медь (~1,0 %) и в еще большей степени молибден (0,12—0,20 %). Образовавшийся «белый излом» устраняют повторным нагревом до 650 °С с последующим быстрым охлаждением.

Получение черносердечного перлитного и перлитоферритного ковкого чугуна Перлитный ковкий чугун применяется в случаях, когда необходимы высокая прочность и износостойкость, даже за счет понижения пластичности. (Для некоторых деталей, например для звеньев цепей, понижение пластичности является даже преимуществом, поскольку способствует сохранению величины шага.) Получение перлитного чугуна возможно как непосредственно в процессе отжига (путем изменения состава чугуна и режима отжига), так и добавочной термической обработкой (нормализацией) готового ферритного чугуна.

Изменение состава чугуна с целью получения перлитной структуры основной металлической массы производится обычно за счет повышения содержания элементов, препятствующих графитизации: марганца, хрома, молибдена (чаще всего марганца сверх его баланса с серой). Состав чугуна может быть также изменен за счет уменьшения содержания элементов, способствующих графитизации перлита, — углерода и кремния. При этом в зависимости от степени замедления графитизации можно получить любую заданную структуру металлической основы.

Для получения черносердечного перлитного ковкого чугуна непосредственно при отжиге отливок необходимо более быстрое прохождение критического интервала или ее длительные выдержки при температуре ниже критической, чем для полной графитизации. Скорость охлаждения, обеспечивающая при этом перлитную структуру, зависит от состава чугуна и колеблется от 50 до 100 °С/ч. При этом быстрое охлаждение следует вести с высоких температур, когда в γ -растворе находится не менее 0,7—0,8 % С. Если же быстрое охлаждение начинать со сравнительно низких температур (близких к верхней критической точке или находящихся в критическом интервале), то при этом вокруг зерен графита неизбежно частичное образование феррита.

Как уже упоминалось, ферритный ковкий чугун можно превратить в перлитный путем дополнительной термообработки (нормализации). Такая термобработка производится при температуре выше критической. При этом часть углерода отжига переходит в γ -раствор, который в зависимости от последующей скорости охлаждения образует ту или иную структуру. Количество перлита и феррита в структуре ковкого чугуна зависит при этом не только от скорости охлаждения, но и от длительности и температуры выдержки, определяющих насыщение твердого раствора углеродом. Одновременно необходимо учитывать, что при чрезмерно быстром охлаждении на границах аустенита может выделяться вторичный цементит.

При получении перлитного черносердечного чугуна отливки следует охлаждать вначале медленно и только при достижении температуры ~ 800 °С — быстро (примерно 20 °С/мин). При температуре ~ 600 °С целесообразно замедлить скорость охлаждения, чтобы в отливке не возникали внутренние напряжения. Эту фазу охлаждения выгодно сочетать со сфероидизирующим отжигом, чтобы использовать теплоту отливок. При сфероидизирующем отжиге эвтектоидный цементит не распадается полностью и переходит в глобулярную форму (зернистый перлит), что обеспечивает значительное повышение механических свойств металла. Для этой цели применяют чугун с пониженным содержанием кремния или с повышенным содержанием марганца, что позволяет уменьшить склонность чугуна к графитизации во второй стадии, однако при пониженном содержании кремния процесс графитизации замедляется и в первой стадии. Поэтому избыток марганца в количестве 0,7—0,8 % более выгоден, чем уменьшение содержания кремния. Избыточное содержание марганца мало влияет на процесс первичной кристаллизации, в связи с чем процесс первой стадии графитизации замедляется лишь незначительно.

Вопросы для самоконтроля

1. Перечислите основные марки и опишите свойства конструкционных серых чугунов.
2. Перечислите основные марки и опишите свойства ковких чугунов.
3. Назовите основные методы получения высококачественного перлитного чугуна. Охарактеризуйте модификаторы для серого чугуна, отличия процесса модифицирования при использовании различных присадок.
4. Назовите способы и материалы для получения нескольких марок серого чугуна при плавке на единой шихте.
5. Опишите оптимальные температурные и другие условия модифицирования серого чугуна для различных условий производства.
6. Назовите стабилизирующие элементы; каково их влияние на форму и размеры включений графита?
7. В чем заключается отличие микролегирования от модифицирования?
8. Объясните принцип действия модификаторов для ковкого чугуна. Какие модификаторы способствуют сокращению длительности отжига ковкого чугуна?
9. Опишите способы получения относительно толстостенных отливок из белого чугуна. Как повлияет высокотемпературный перегрев жидкого чугуна на глубину отбела?
10. Какие присадки применяют для нейтрализации повышенного содержания в ковком чугуне хрома и для сокращения длительности отжига?
11. Какие наблюдаются различия по величине усадки белосердечного и черносердечного ковкого чугуна, чем это объясняется?
12. Чем отличается режим отжига на ферритный ковкий чугун от режима отжига на перлитный ковкий чугун?

ГЛАВА 8. ПОЛУЧЕНИЕ И СВОЙСТВА ВЫСОКОПРОЧНОГО ЧУГУНА

Мировое производство отливок из высокопрочного чугуна с шаровидными включениями графита превышает 8 млн т в год, что составляет около 9 % выпуска отливок из сплавов на железной основе.

Значительный рост производства отливок из чугуна с шаровидным графитом объясняется расширением его применения в металлургии для литья труб и изложниц, в автомобилестроении и сельскохозяйственном машиностроении для нагруженных деталей машин взамен серого и ковкого чугуна, стального литья и поковок, что позволяет уменьшить массу литых заготовок и металлоемкость изделий, снизить трудоемкость механической обработки, повысить надежность и долговечность машин.

8.1. МОДИФИКАТОРЫ

Сфероидизирующее модифицирование проводят с целью получения в структуре чугуна включений графита шаровидной формы. Для сфероидизирующего модифицирования применяют магний всех марок, магниевые сплавы, магний в виде брикетов и смесей на основе ферросилиция (15—30 % Mg), комплексные модификаторы марок ФСМг2—ФСМг9, ЖКМК-1—ЖКМК-6; ЖКМ-1—ЖКМ-3, мишметалл, сплав ФЦМ-5, лигатуры (тяжелые: Mg—Ni, Mg—Ni—PЗМ, Mg—Si—Fe—PЗМ, Mg—Ni—Cu, Mg—Ni—Cu—Ce, Mg—Ni—Ce;

легкие: Ca—Si—Fe—Mg, Mg—Si—Fe, Mg—Si—Fe—PЗМ и др.), выплавляемые в электропечах; иттрий, церий и лигатуры на их основе.

В настоящее время для получения комплексных модификаторов выплавляют (чаще всего в электропечах) основные компоненты (ферросилиций, силикокальций, легирующие), а магний вводят в разливочные ковши в нейтральной атмосфере или в герметичных камерах. Введение в лигатуры кальция в пределах 0,5—2,5 % повышает их рафинирующую и графитизирующую способность, уменьшает опасность образования дефектов.

Магний содержится практически во всех модификаторах. Минимальное количество остаточного магния, необходимое для получения графита шаровидной формы в любом сечении отливки, должно составлять не менее 0,03—0,04 %. При использовании для модифицирования комплексных сфероидизирующих модификаторов остаточное содержание магния должно быть таким же, однако эффективность модифицирования повышается.

Для предотвращения образования на поверхности расплава оксидных пленок и устранения или уменьшения «черных пятен», приводящих к дефекту отливок, поверхность жидкого чугуна следует защищать от окисления флюсом или вводить флюс вместе со сфероидизирующими модификаторами. В качестве флюса применяют криолит искусственный технический, шпат плавиковый марок Ф75, Ф85, Ф92 и другие фториды и хлориды. Криолит необходимо просушить при температуре 150—250 °С и просеять через сито № 01.

Исходный чугун, подвергаемый сфероидизирующему модифицированию, должен быть малосернистым ($< 0,01$ — $0,02$ % S), малофосфористым ($< 0,05$ % P при ферритной основе и $< 0,10$ % P при перлитной основе) и маломарганцовистым (до 0,4 % Mn) при ферритной основе.

Кроме того, следует учитывать наличие в чугуне сопутствующих примесей, которые являются демодификаторами, в связи с чем их массовая доля в чугуне не должна превышать, %: Pb — 0,02; Bi — 0,003; Sb — 0,01; As — 0,01; Ti — 0,02; Al — 0,1. Влияние демодификаторов частично или полностью устраняется добавкой ремодификаторов, например церия и других PЗМ.

Металлический магний в качестве сфероидизирующего модификатора применяется, как правило, при автоклавном методе получения ВЧШГ. Низкая стоимость делает его перспективным и при других методах. Однако малая плотность, бурный пирозффект, сопровождающий его введение в расплав, препятствуют широкому распространению его применения.

Английской фирмой «Фосеко» освоено также производство модификатора в виде таблеток, изготовленных из железного порошка и чистого магния. Это позволяет применять такой модификатор для сэндвич-процесса вместо дорогостоящей Ni—Mg-лигатуры.

Никель-магниевоы лигатуры относительно дорогостоящие, но использование их в качестве сфероидизатора позволяет добиться большой стабильности результатов. Возможность применения без специальных герметизированных ковшей и автоклавов обеспечивает

использование Ni—Mg-лигатуры при сэндвич-процессах. Насыпная масса дробленой лигатуры составляет 3200—3400 кг/м³.

Составы наиболее широко применяющихся лигатур на основе Ni—Mg приведены в табл. 8.1.

За рубежом разработан также модификатор, который кроме никеля и магния содержит около 5 % Са. Степень усвоения кальция из него составляет 60—80 %.

Таблица 8.1. Состав типичных модификаторов на основе Ni—Mg

Тип	Ni	Mg	Si	Fe	Прочие элементы
1	15—20	5—15	45—50	Остальное	—
2	20—50	5—15	До 30	То же	—
3	50—55	15—18	25—30	»	—
4	40	25—32	До 30	»	—
5	76—84	14—16	—	—	До 1 % Се
6	10—45	5—17	—	50	—
7	65—70	5—15	—	До 5	До 20 % С

Fe—Si—Mg-модификаторы получили широкое распространение в СССР, США, Великобритании. Их преимущества: слабый пироэффект; относительно низкая стоимость; их применение не требует вторичного модифицирования. Модификаторы этого типа легкие, поэтому получение стабильных результатов несколько затруднительно.

Химический состав наиболее распространенных комплексных модификаторов на основе Fe—Si—Mg приводится в табл. 8.2.

Таблица 8.2. Состав комплексных модификаторов для получения чугуна с шаровидными включениями графита

Марка	Массовая доля, %					
	магния	кальция	РЗМ	кремния	алюминия, не более	железа и др
ФСМг9	8,5—10,5	0,2—1	0,3—1	50—60	1,2	Остальное
ФСМг7	6,5—8,5	0,2—1	0,3—1	45—55	1,2	То же
ФСМг5	4,5—6,5	0,2—1	0,3—1	45—55	1,2	»
ФСМг4	3,5—4,5	0,2—1	1—2	45—65	1,2	»
ФСМг3	2,5—3,5	2—4	1—2	55—70	2,5	»
ФСМг2	1,5—2,5	2—4	1—2	55—70	2,5	»

Примечание. По требованию потребителей модификаторы комплексные могут дополнительно содержать алюминий в количестве 1,5—2,5 %; РЗМ — 2—10 %; кальций — менее 0,2 % или до 6 %; барий — 1—5 %; титан — 4—11 %; цирконий — 0,5—5 %. При введении в модификаторы дополнительных элементов к обозначению марки добавляют соответствующие индексы.

В Fe—Si—Mg-модификаторы полезны добавки таких элементов, как Са, Si, Ва, РЗМ. Фирма «Фосеко» разработала модификатор в виде брикетов, который состоит из 10 % Mg, порошка железа и силикокальция. Плотность брикетов составляет более $4,6 \cdot 10^{-3}$ кг/м³.

Комплексные модификаторы чаще всего применяют совместно с флюсами, в качестве которых используют CaF_2 , CaCO_3 и т. д.

Комплексные модификаторы могут применяться как для ковшовой обработки, так и для внутриформенного модифицирования. Базой комплексных модификаторов является ферросилиций или силикокальций. Добавки РЗМ, бария, стронция могут повысить эффективность и продолжительность действия модификаторов. Количество вводимых комплексных модификаторов зависит от способа ввода, количества обрабатываемого чугуна, содержания серы, химического состава чугуна, толщины стенок отливок и находится в пределах 1,0—3,0 %.

Иттриевые модификаторы. Модификаторы, содержащие итрий, чаще применяют совместно с магнийсодержащими модификаторами. Иттриевые модификаторы применяются также для получения чугуна с вермикулярным графитом.

В СССР иттриевые модификаторы выпускались с массовой долей иттрия от 99,8 % (ИтМ-1) до 93 % (ИтМ-5).

Цериевые модификаторы. Цериевый мишметалл в количестве 0,005—0,015 % является эффективным средством нейтрализации вредных примесей (Pb, Bi и т. д.), способствует образованию шаровидного графита, чаще всего неправильной формы. Использование его в качестве глобуляризатора признается не экономичным. Количество мишметалла, превышающее 0,02 % (церия 0,01 %), вызывает опасность образования карбидной фазы.

Рекомендуется вводить в чугун постоянное количество церия, а величину добавки магния варьировать в зависимости от содержания серы. Влияние церия усиливается, если его вносить в исходный чугун до или одновременно с магнием. При этом снижается склонность чугуна к переохлаждению и отбелу, увеличивается количество глобулей графита. Микродобавки церия в кремнийсодержащих модификаторах усиливают их действие, слабо влияя на число эвтектических колоний.

Эффективными модификаторами на основе церия являются ФС30, РЗМ30, Сцемиш-лигатура, содержащая 25—30 % РЗМ цериевой группы, 5—10 % Al, 0,5—9,0 % Ca, 55—60 % Si. Применяется также медесиликомишметалл, включающий 20—30 % элементов цериевой группы, 10—20 % Cu, 3—6 % Al, 35—45 % Si.

Широко применяющийся в Японии модификатор «OZ» представляет собой гранулированный силикокальций, покрытый специальным флюсом, содержащим 3 % Mg и РЗМ.

Другие элементы в составе модификаторов. Из элементов, утяжеляющих модификатор, нашли применение никель и медь. Однако в тех случаях, когда необходима чисто ферритная структура, никель и медь могут оказаться нежелательными элементами, поскольку они способствуют перлитизации.

Добавка бария в модификаторы высокопрочного чугуна нашла широкое применение для продления модифицирующего эффекта. В европейских странах барий вводят в состав модификаторов в виде специальных препаратов «Инокарб» (4—6 % Ba), «Инобар» (9—11,5 %

Ва). Барий способствует повышению эффективности сфероидизирующего модифицирования. С включением бария в состав комплексных модификаторов их сфероидизирующая способность повышается. В составе вторичных модификаторов на основе ферросилиция барий повышает эффективность графитизации.

В последнее время усиливается интерес к стронцию в составе модификаторов для высокопрочного чугуна. Стронций способствует продлению эффекта модифицирования, снижению склонности чугуна к отбелу.

Таблица 8.3. Влияние примесных элементов на сфероидизацию графита

Элемент	Влияние на сфероидизацию графита
S, O	Препятствует образованию шаровидного графита
Sb	То же
Cu	Безвреден при массовой доле $m < 2,5$ %
V	Безвреден при $m < 0,2$ %
Mo, Co	Безвреден при $m < 1$ %
Ni	Безвреден
Pb	Вреден при $m > 0,003$ %
Cr	Вреден для сфероидизации графита при $m > 0,05$ %
Zn	Неблагоприятен для сфероидизации графита при $m > 0,01$ %
Ti	Препятствует образованию шаровидного графита, применяется для получения ВЧВГ
B	Безвреден при $m < 0,05$ %
Cd	Благоприятен для образования ВЧШГ
Bi	Вреден для сфероидизации при $m > 0,001$ %

Цирконий является сильным раскислителем, активно участвует в десульфурации расплава и тем самым создает благоприятные условия для проявления сфероидизирующими элементами своего действия, способствует снижению расхода этих элементов. Цирконий входит в состав таких модификаторов, как «Инокулин» (до 2 % Zr), «Калсиграф» (1,5 % Zr), «Инопач Ж», «Инопач М» (5—6 % Zr) и др.

Введение в состав модификатора олова позволяет выравнивать твердость в отливках с различным сечением. Сфероидизирующие модификаторы, содержащие олово, широко применяются в автомобильной промышленности.

Воздействие ряда элементов на образование шаровидного графита приведено в табл. 8.3.

8.2. МЕТОДЫ МОДИФИЦИРОВАНИЯ

Модифицирование, в отличие от микролегирования, влияние которого долговременно, оказывает только временное воздействие на жидкий расплав. При модифицировании одновременно протекают раскисление, десульфурация, дегазация и другие процессы. Поэтому дозировка модификатора определяется расходом его на эти процессы,

главным образом на соединения с серой. При модифицировании чугуна магнием его количество может быть определено по формуле

$$[Mg] = \frac{(0,04 \dots 0,1) + 0,76\Delta S}{A}, \quad (8.1)$$

где 0,04...0,1 — массовая доля остаточного магния, %, в зависимости от толщины отливки и других факторов; A — коэффициент усвоения магния; ΔS — изменение содержания серы в чугуне при модифицировании.

При недостаточном количестве остаточного магния образуется смешанный или вермикулярный графит, при избытке — частичный или полный отбел и даже перемодифицирование. Коэффициент усвоения магния зависит от типа модификатора и метода его ввода, температуры металла при обработке и т. д. Правильная дозировка определяется, как правило, опытным путем в зависимости от содержания серы в исходном чугуне, толщины стенки отливки, материала формы и других условий производства.

Криолит добавляют в количестве, составляющем 0,05—0,10 % массы чугуна в ковше, причем количество добавляемого криолита возрастает с повышением содержания серы. Магний имеет сравнительно низкие температуры плавления (651 °С) и кипения (1107 °С) и невысокую плотность (1,737 г/см³). Поэтому с целью повышения степени усвоения магния и уменьшения его расхода, а также устранения пироэффекта (сгорания паров магния) и выбросов жидкого чугуна во время модифицирования (при вводе чистого магния) применяют различные устройства — автоклавы, герметизированные ковши, вакуумные камеры и т. п. Вторичное модифицирование проводят после сфероидизирующего модифицирования или одновременно с ним в ковше или литниковой системе. В качестве графитизирующей присадки обычно применяют ферросилиций, силикобарий и ферросилиций, содержащий РЗМ, стронций. Иногда к ферросилицию добавляют графит в соотношении 10:1. Количество графитизирующей присадки составляет от 0,1 до 0,4 % в зависимости от марки чугуна и толщины стенки отливки. В процессе вторичного модифицирования температура чугуна снижается на 10—30 °С в зависимости от количества присадки и вместимости ковша.

Существует множество различных способов модифицирования (рис. 8.1), наиболее часто из которых применяются следующие.

Автоклавный метод получения ВЧШГ. По этому методу ковш с жидким чугуном помещают в герметизированную камеру — автоклав, где в чугун вводят сфероидизирующий модификатор — металлический магний (рис. 8.2).

Этот способ дает возможность получить высокую стабильность результатов модифицирования, снизить нижний предел температур сфероидизирующей обработки. К недостаткам способа относятся сравнительно высокие затраты на обслуживание и ремонт автоклавов.

Конвертерный способ получения ВЧШГ. По этому способу ввод модификаторов в расплав чугуна осуществляется в специальных

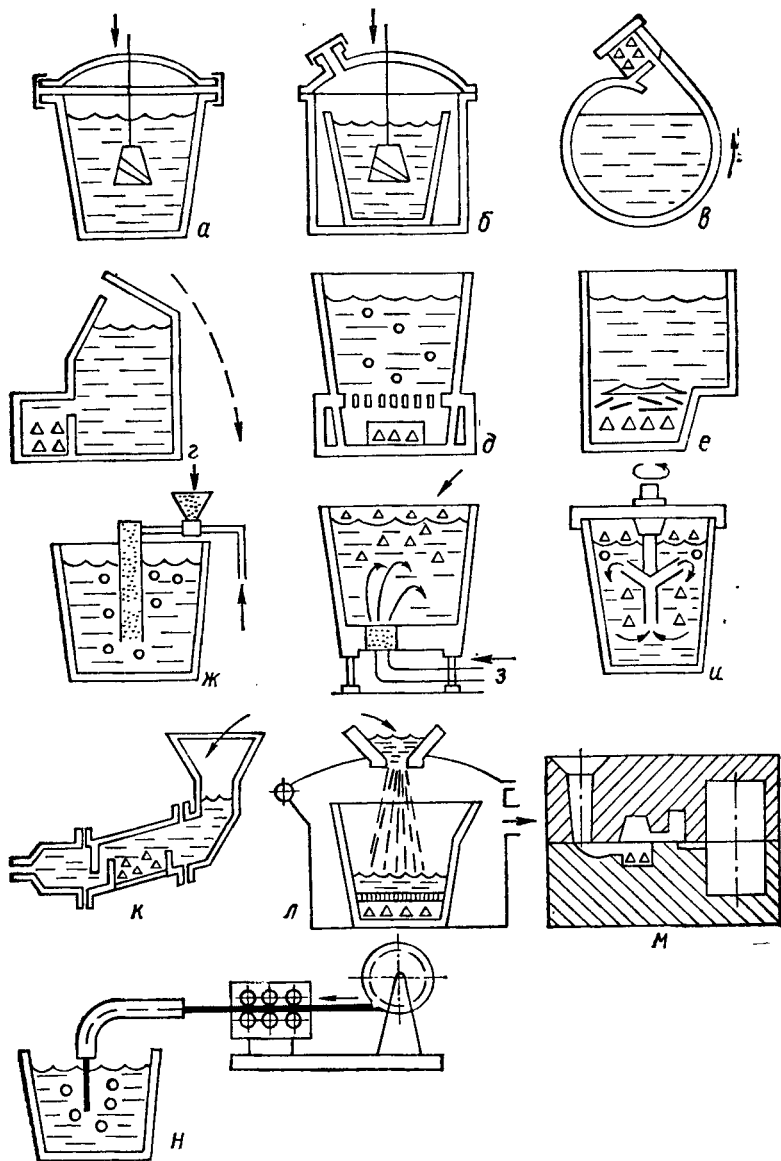


Рис. 8.1. Схемы различных методов модифицирования чугуна:

a — введение модификатора в герметизированный ковш с жидким чугуном с помощью стакана — «колокола»; *b* — модифицирование в автоклаве; *v* — поворотный герметизированный ковш барабанного типа; *z* — конвертерный ковш; *d* — магкок-процесс (пропитанный магнем кокс или керамика); *e* — сэндвич-процесс; *жз* — продувка порошкообразным модификатором; *z* — продувка через пористое окно или пробку; *u* — модифицирование в ковше с применением механических мешалок; *k* — флотрет-процесс; *л* — модифицирование в вакуумной камере; *m* — модифицирование в литейной форме; *n* — модифицирование порошковой проволокой

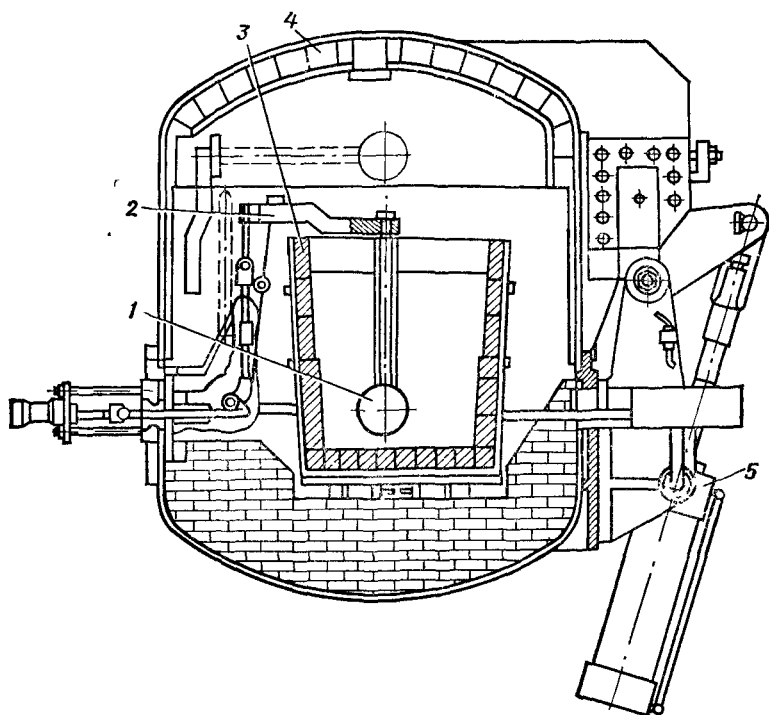


Рис. 8.2. Схема автоклава для модифицирования чугуна:

1 — контейнер с магнием; 2 — рычажное устройство; 3 — ковш; 4 — крышка; 5 — пневмоцилиндр привода крышки

конвертерах. В отличие от автоклавов, они не герметичны, в них, как правило, используется поворотный метод обработки. Этот способ реализован в нескольких вариантах. По методу фирмы «Понт-а-Муссон» (МАП-процесс) в специальный ковш-конвертер погружают дозу магния, покрытого огнеупорной краской со всех сторон, кроме одной, что обеспечивает необходимую продолжительность процесса.

Эффективной признана обработка в конвертерах фирмы «Георг Фишер» (ФРГ). Эти конвертеры оснащены специальной камерой, в которую закладывают куски металлического магния (рис. 8.3). Для модифицирования чугуна конвертер поворачивается так, что магний оказывается на дне ванны с расплавом, таким образом осуществляется сфероидизирующая обработка. Расход магния составляет всего 0,15—0,20 % при исходном содержании серы до 0,05 %. Стойкость конвертера при обработке расплавов с температурой 1500—1520 °С — до 500 наливов. стойкость секториальной камеры — 320—380 наливов.

Магкоккс-процесс. В последние годы находит применение конвертерный метод обработки расплава с целью получения высокопрочного чугуна с шаровидным графитом с помощью кокса, пропитанного магнием. Фирма «Фссеко» поставляет для производства ВЧШГ брикеты

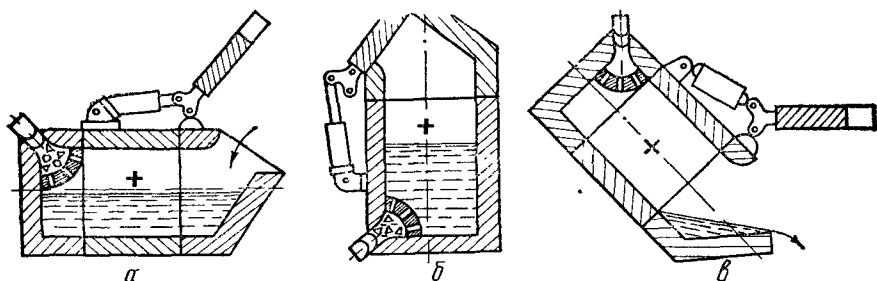


Рис. 8.3. Схема конвертерного ковша:

а — заполнение жидким чугуном; *б* — обработка металлическим магнием; *в* — выпуск металла

«Маг-кокс», которые получают путем пропитки металлургического кокса жидким магнием. Массовая доля магния в таком коксе составляет до 40 %. Расход брикетов составляет 0,5—0,6 % массы жидкого чугуна, усвоение магния — 30 %, температура чугуна при модифицировании — 1450—1500 °С, длительность обработки — 5—6 мин. Преимуществом метода является возможность обработки расплава с высокой исходной массовой долей серы (до 0,15 %) без предварительной десульфурации.

Сэндвич-процесс является основным методом получения ВЧШГ (около 60 % всего ВЧШГ). По этому способу на дно ковша загружают модификатор (чаще всего комплексный), иногда с флюсовыми добавками. Сверху модификатор пригружают легковесным стальным ломом (высечкой листовой стали или стружкой), ферросилицием и расплав чугуна заливают в ковш с температурой не менее 1400 °С.

Недостатком способа является обильное выделение дыма, пироэффект. Количество Fe—Si—Mg-лигатуры (5—7 % Mg) с размерами кусков от 5 до 30 мм, обеспечивающее массовую долю остаточного магния от 0,03 до 0,06 %, составляет 1,8—2,4 % массы исходного чугуна. Усвоение магния колеблется от 30 до 45 %. Применение мелкой фракции лигатуры снижает расход модификатора. В последнее время стали применять очень дисперсные модификаторы, что резко снижает пироэффект, повышает стабильность процесса.

Вакуум-модифицирование представляет собой разновидность сэндвич-процесса с тем отличием, что ковш с модификатором помещают в герметичную камеру, из которой откачивают воздух (рис. 8.4). В это время заливочная чаша в крышке герметичной камеры закрыта. При давлении в камере около 10^4 Па через заливочную чашу производят заполнение ковша жидким металлом, продолжая откачивать из камеры воздух и образующиеся при модифицировании газы. Заливочная чаша в этот период должна быть постоянно заполнена жидким металлом, чтобы сохранить необходимую герметичность камеры. После заливки металл выдерживают 2—3 мин для завершения его взаимодействия с модификатором, после чего открывают крышку камеры и транспортируют ковш на разливку.

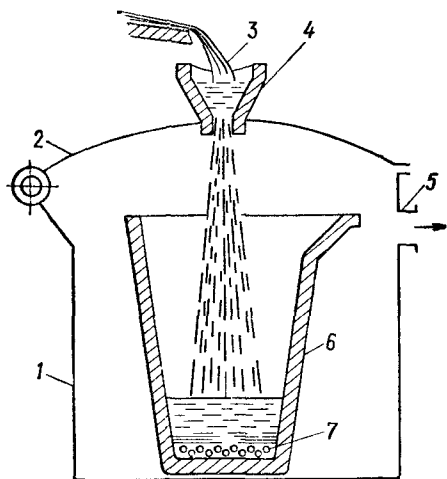


Рис. 8.4. Схема вакуум-модифицирования:
 1 — герметичная камера; 2 — крышка; 3 — жидкий металл; 4 — заливочная чаша; 5 — патрубок к вакуумному насосу; 6 — ковш; 7 — модификатор

Наличие разрежения в камере способствует дегазации жидкого металла, предотвращает окисление магния и стабилизирует взаимодействие модификаторов с чугуном. Расход модификаторов при этом методе модифицирования снижается в два раза — вместо обычного расхода комплексных модификаторов в открытых ковшах в количестве около 2,0 % достаточно 0,7—1,0 %; форма включений графита и распределение включений в отливках улучшаются.

Немаловажным преимуществом метода вакуум-модифицирования является полное отсутствие выбросов продуктов взаимодействия в атмосферу. Отсасываемые из камеры газы и продукты реакций пропускают через

фильтры, где происходит их очистка, что делает этот процесс экологически безвредным.

Газал-процесс — способ сфероидизирующей обработки с помощью продувки металла в ковше газами через пористые корундовые пробки, установленные в днище. При этом способе расход модификатора можно снизить по сравнению с обычным ковшевым модифицированием на 30—40 % и получить более стабильные результаты. Продувку через пористые пробки желательнее производить нейтральными газами с целью уменьшения окисления металла и сфероидизирующих элементов.

Другой способ — вдувание порошков через огнеупорную трубку, погружаемую в жидкий металл, — не получил распространения в технологии модифицирования, так как более сложен по техническому исполнению.

Перемешивание расплава путем продувки газами через пористые пробки легко регулируется, позволяет ускорить взаимодействие модификаторов с жидким чугуном и получить достаточно однородное распределение элементов-модификаторов во всем объеме расплава.

Модифицирование порошковой проволокой. Существует несколько вариантов применения порошковой проволоки для получения ВЧШГ. Проволоку можно вводить непосредственно в ковш с помощью специального устройства, в литниковую чашу и даже в форму через специальное отверстие (рис. 8.5).

Технология модифицирования основана на непрерывной или дискретной обработке жидкого металла. Материал оболочки проволоки и состав наполнителя можно изменять с целью получения заданных свойств металла в отливке. Технология применяется в производстве заготовок на установках непрерывного литья и автоматических фор-

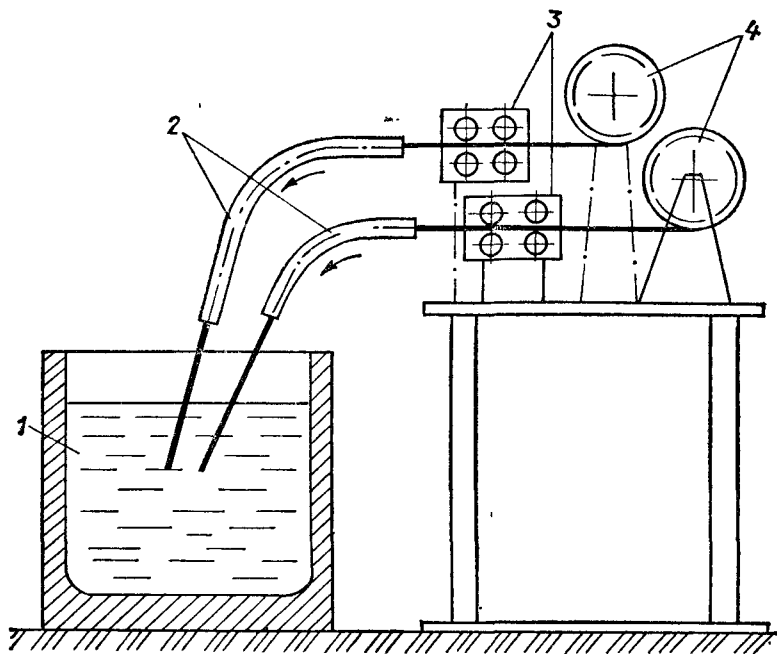


Рис. 8.5. Схема устройства для модифицирования порошковой проволокой:

1 — ковш с жидким металлом; 2 — направляющие трубки; 3 — роликное устройство для подачи проволоки; 4 — кассеты с проволокой

мовочных линиях, в том числе на установках карусельного типа при литье в кокиль. Процесс модифицирующей обработки автоматизирован и осуществляется по заданной программе.

Процесс обеспечивает точное дозирование модифицирующих и рафинирующих компонентов; высокую степень усвоения магния (50—55 %); высокую стабильность свойств металла отливок; улучшение экологической обстановки в зоне обработки металла.

Расход порошковой магнийсодержащей проволоки составляет 12—25 кг на 1 т жидкого чугуна в зависимости от состава исходного металла и требуемых свойств. Проволока поставляется в катушках массой 250—1000 кг. Способ особенно перспективен для условий механизированного и автоматизированного производства.

Внутриформенное модифицирование (инмолд-процесс). По этому методу, модификатор в виде таблеток, кусочков, специальных брикетов, порошков помещают в специальные камеры, выполненные в литниковой системе в виде реакционной камеры. Этот метод применяется широко, поскольку имеет ряд преимуществ: обладает высоким коэффициентом использования магния (около 80 %); устраняет необходимость в дополнительном графитизирующем модифицировании; реакция протекает в форме. Недостатки процесса связаны с необходимостью соблюдения точного состава чугуна и температуры, более

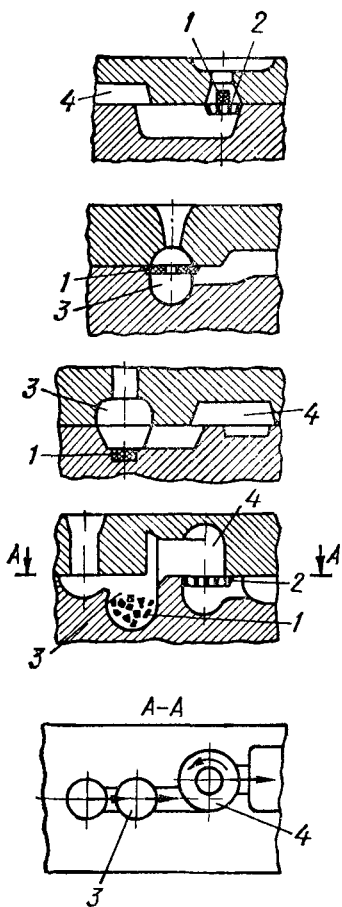


Рис. 8.6. Варианты внутриформенного модифицирования чугуна.

1 — модификатор; 2 — фильтр, 3 — реакционная камера; 4 — шлакоуловитель

тор растворения F , который определяется как

$$F = \frac{Q_1}{\tau S}, \quad (8.2)$$

где Q_1 — масса жидкого металла на 1 реакционную камеру, кг; τ — длительность заливки формы, с; S — площадь реакционной камеры, m^2 .

Отсюда площадь реакционной камеры определяется как

$$S = \frac{Q_1}{\tau F}. \quad (8.3)$$

тщательного контроля параметров обработки чугуна и качества отливок, а также с пониженным выходом годного и возрастанием потерь модификаторов при их дроблении.

Модификатор для инмолд-процесса должен применяться в виде мелкодробленного порошка или прессованных брикетов. Чаще всего размер гранул такого модификатора составляет 1—3 мм. Различные варианты инмолд-процесса представлены на рис. 8.6. Модифицирование в литниковой системе более применимо при опочной, чем при безопочной формовке

Среди разновидностей инмолд-процесса наибольшее распространение получило модифицирование с использованием реакционных камер цилиндрического или прямоугольного сечения.

Расчет параметров реакционной камеры при модифицировании в форме. Для реализации процесса модифицирования в литейной форме должен выполняться принцип равенства длительности растворения модификатора и заливки чугуна в форму.

Дробленый модификатор загружают в специальную реакционную камеру литниковой системы, при заливке он должен полностью раствориться в жидком металле (см рис. 8.6)

Основным расчетным показателем, характеризующим зависимость параметров реакционной камеры от массы металла в форме, площади реакционной камеры и длительности заливки, является фак-

Принимая, что реакционная камера имеет цилиндрическую форму, определяем ее диаметр из равенства $\pi d^2/4 = Q_1/\tau F$:

$$d = \sqrt{\frac{4Q_1}{\pi\tau F}}. \quad (8.4)$$

Высоту реакционной камеры находим исходя из объема модификатора, загружаемого в реакционную камеру. Его количество определяем по формуле

$$q = \frac{M_{\text{гост}}Q_1}{KM_{\text{г.л}}}, \quad (8.5)$$

где $M_{\text{гост}}$ — требуемая массовая доля магния в чугуна, %; $M_{\text{г.л}}$ — средняя массовая доля магния в лигатуре, %; K — коэффициент усвоения магния металлом (равен 0,5—0,7).

Объем реакционной камеры, заполненный лигатурой, определяем из соотношения

$$V = g/\gamma, \quad (8.6)$$

где γ — удельная насыпная масса лигатуры, кг/м³; а высоту — из выражения

$$H = V/S. \quad (8.7)$$

С учетом предыдущих зависимостей получим формулу для определения высоты реакционной камеры:

$$H = \frac{4M_{\text{гост}}Q_1}{KM_{\text{г.л}}\gamma d^2},$$

или, после упрощения (при $K = 0,6$):

$$H = \frac{2,12M_{\text{гост}}Q_1}{M_{\text{г.л}}\gamma d^2}. \quad (8.8)$$

Время заливки определяем по эмпирической формуле

$$\tau = 2Q\sqrt{RQ}, \quad (8.9)$$

где R — приведенная средняя толщина стенки; Q — масса металла в форме, кг.

Фактор растворения рекомендуется принимать равным в пределах 300—600 кг/(см²).

Для эффективного растворения модификатора необходимо выдерживать соотношение объема загружаемого модификатора к объему реакционной камеры (коэффициент заполнения), который составляет 0,5—0,7. При более высоком значении коэффициента заполнения растворение модификатора затрудняется, особенно в начальный момент заливки, что может послужить причиной неудовлетворительного модифицирования или даже остановки потока чугуна в литниковой системе.

По общепринятой схеме внутриформенного модифицирования жидкий металл через стояк и горизонтальный литник поступает в реакционную камеру, а из нее в шлаковик длиной не менее 150 мм.

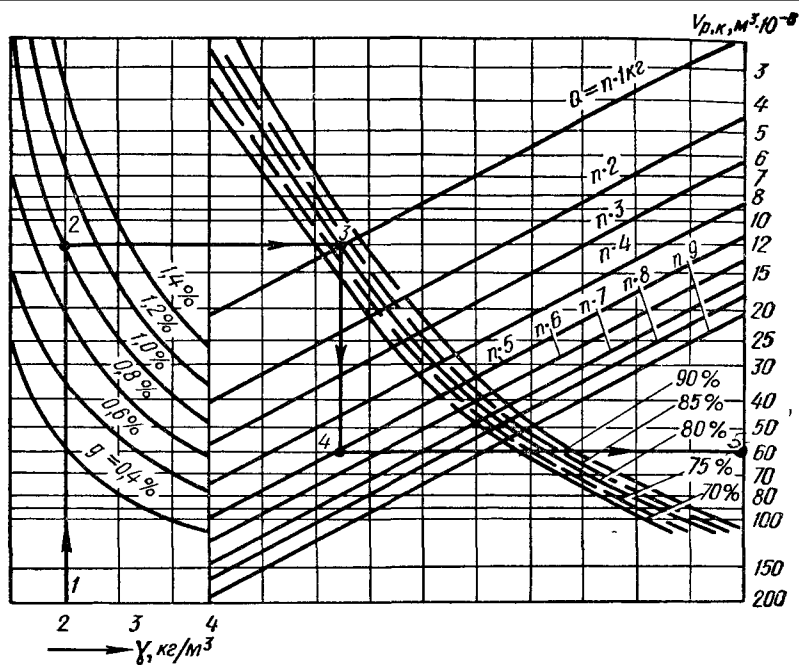


Рис. 8.7. Номограмма для определения объема реакционной камеры $V_{p,к}$ в зависимости от насыпной массы модификатора γ , его расхода g , степени усвоения магнезия и металлоемкости формы Q

При применении более коротких шлаковиков для лучшего отделения продуктов модифицирования дополнительно применяют центробежные или другие конструкции высокоэффективных шлакоуловителей.

Расход модификаторов типа ФСМг зависит от качества исходного чугуна, особенностей технологии модифицирования в форме и колеблется в пределах, составляющих 0,6—1,0 % массы заливаемого в форму чугуна. Насыпная масса ФСМг составляет 1900—2100 кг/м³; ферросилиция ФС75—1400—1600 кг/м³.

В практической деятельности часто пользуются различными номограммами для определения объема реакционных камер, времени воздействия модификаторов, размеров литниковых систем и т. д. Одна из номограмм приведена в качестве примера на рис. 8.7. Правила пользования номограммой следующие. Из точки 1 на левом поле диаграммы, определяющей удельную насыпную массу модификатора γ , проводим вертикальную линию до пересечения с линией, определяющей расход модификатора g (в %) (точка 2). Далее проводим горизонтальную линию до пересечения с кривой, характеризующей усвоение магнезия из модификатора жидким металлом (точка 3).

От точки 3 вверх или вниз по вертикали определяем точку пересечения с прямой, характеризующей расход жидкого металла Q на заливку формы. Получаем точку 4, из которой проводим горизонталь-

ную линию до пересечения с координатой, определяющей объем реакционной камеры V (точка 5). Если для установленного значения металлоемкости формы применяется некоторый числовой коэффициент n , то считать числовое значение V следует также с использованием этого коэффициента.

8.3. ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ВЫСОКОПРОЧНОГО ЧУГУНА С ГРАФИТОМ ВЕРМИКУЛЯРНОЙ ФОРМЫ

Повышенные прочностные характеристики отливок из чугуна могут быть достигнуты не только при обеспечении правильной шаровидной формы включений графита, но и при получении его компактных форм. В частности, в последнее время в ряде стран быстро прогрессирует производство отливок из чугуна с графитом вермикулярной (червеобразной) формы. Из чугунов с вермикулярным графитом изготавливаются картера сцепления, выпускные коллекторы, тормозные барабаны, маховики и другие детали автомобилей, тракторов и т. д.

Чугуны с вермикулярным графитом были известны давно, практически одновременно с шаровидным графитом. Впервые их описал в 1948 г. английский исследователь Морроу. Однако вначале они рассматривались как чугуны с вырожденной формой графита.

Вермикулярная и компактная формы включений графита в чугуне достигаются при сфероидизирующей обработке расплава чугуна, содержащего алюминий, олово, свинец, сурьму, висмут, серу, фосфор, марганец, титан, азот и другие элементы в количествах больших, чем это допустимо для получения графита шаровидной формы.

Исследование морфологии пластинчатого графита, графита переохлаждения, кораллообразного, вермикулярного и шаровидного графита показывает, что они образуют эволюционный ряд, в котором нет четкой грани при переходе от одной формы к другой.

★ Для получения ВЧВГ применяются следующие способы: а) обработка жидкого чугуна лигатурой, содержащей одновременно глобуляризирующие (Mg, Ce) и антиглобуляризирующие (Ti, Al) элементы; б) обработка жидкого чугуна РЗМ; в) глубокая десульфурация чугуна в сочетании с высокой скоростью охлаждения, а также с модифицированием цирконием; г) недостаточное модифицирование жидкого чугуна магнием или передержка обработанного магнием расплава; д) обработка высокосернистого чугуна магнием и РЗМ; е) обработка расплава чугуна определенного состава азотом.

В практике литейного производства наибольшее распространение получили способы получения ВЧВГ с использованием комплексных модификаторов, содержащих титан, и с применением РЗМ. По данным НПО ЦНИИТмаш, достаточную эффективность имеют лигатуры, содержащие 20—30 % РЗМ, типа Сиитмиш или Сцемиш; ферросиликомишметалл и др. Применение многокомпонентных лигатур позволяет повысить степень усвоения РЗМ и исключить пирозффект при введении их в жидкий металл.

Расход лигатур существенно зависит от содержания серы в чугуне. Получить вермикулярную форму графита можно и при высоком содержании серы, используя, например, лигатуру, содержащую РЗМ и магний (рис. 8.8). Однако лучшие и более стабильные результаты модифицирования получают при массовой доле серы в чугуне, составляющей менее 0,015 %, и низком содержании стабилизирующих элементов — хрома, марганца, ванадия. Рекомендованная присадка лигатур типа Сиитмиш для получения графита вермикулярной формы в чугуне с различным содержанием серы приведена в табл. 8.4.

Таблица 8.4. Определение количества лигатуры Сиитмиш для получения вермикулярного графита в чугуне с различной массовой долей серы (с данным НПО ЦНИИТмаш)

Массовая доля серы в расплаве чугуна, %	$\sigma_B = 313-343$ МПа		$\sigma_B = 410-430$ МПа	
	Присадка лигатуры, %	В том числе РЗМ, %	Присадка лигатуры, %	В том числе РЗМ, %
0,005	0,3—0,4	0,10	0,6—0,05	0,22
0,015	0,6—0,65	0,20	1,0	0,30
0,030	1,0	0,30	1,3	0,40
0,050	1,3	0,40	1,7	0,50
0,075	1,7	0,50	2,2	0,70
0,100	2,0	0,60	2,5	0,80

Для тонкостенных отливок расход лигатуры может быть уменьшен на 15—20 %. Температура модифицирования оптимальна в интервале 1450—1520 °С, при более высокой температуре увеличивается угар элементов, процесс становится нестабильным.

Вторичное модифицирование в производстве ВЧВГ применяется для устранения карбидных фаз в структуре чугуна. Как обычно, для этой цели используют присадку в ковш ФС75 в количестве, составляющем 0,5—0,8 % массы металла, в зависимости от состава чугуна

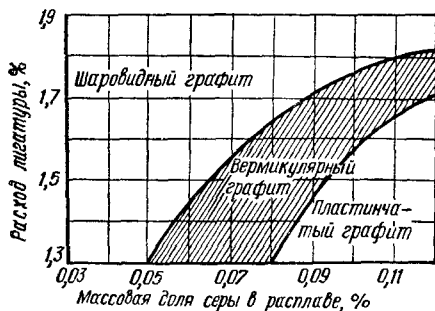


Рис. 8.8. Расход лигатуры (51,8 % Si; 4,64 % Mg; 4,97 % Ti; 2,69 % Al; 0,3 % мншметалла) для получения вермикулярной и шаровидной форм графита в чугуне, содержащем различное количество серы (по данным Б. Л. Кузнецова)

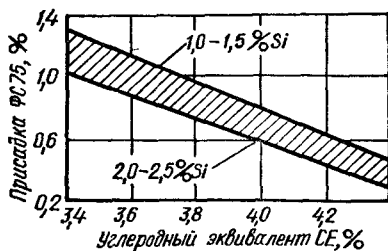


Рис. 8.9. Рекомендуемая присадка ФС75 для вторичного модифицирования в производстве ВЧВГ (по данным Н. Н. Александрова)

(рис. 8.9). Эффективно также позднее модифицирование непосредственно в литейной форме, при этом количество ферросилиция уменьшается до 0,2—0,3 %. Для примера результаты получения ВЧВГ разными способами приведены в табл. 8.5.

Широкое применение титана для получения чугуна с вермикулярным графитом связано с тем, что он способствует нейтрализации глобуляризирующего действия сфероидизирующих компонентов лигатур, компактного и вермикулярного графита. Такой чугун применяется в случаях, когда наряду с повышенной прочностью необходима хорошая обрабатываемость, меньшая склонность к усадке, более

Таблица 8.5. Структура и механические свойства чугуна с вермикулярным графитом, полученного разными способами

Параметры	Способы получения ВЧВГ		
	Модифицирование чугуна лигатурой	Модифицирование предварительно десульфурированного чугуна мшиметаллом ФСМ-2	Модифицирование чугуна лигатурой Силтмиш 1
Температура обработки, °С	1485	1420	1440
Массовая доля серы в исходном чугуне, %	0,020	0,005	0,016
Количество присадки, %	1,30	0,20	0,30
Химический состав чугуна в отливке, %			
С	3,61	3,61	3,73
Si	2,80	2,54	2,60
Ti	0,20	—	—
Mg	0,012	—	—
РЗМ (Ce)	0,07	—	0,12
Структурные составляющие, %:			
вермикулярный графит	90	95	95
перлит	—	5	10
феррит	100	95	90
Механические свойства:			
σ_b , МПа	325	335	378
σ_T , МПа	266	256	287
δ , %	6,0	6,7	5,0
НВ	136	157	170

Примечание. Вторичное модифицирование в ковше — 0,4 % ФС75

высокая теплопроводность, чем у высокопрочного чугуна, что важно для таких отливок, как блок цилиндров, детали компрессоров, масляных насосов, головки блоков двигателей, маховики, зубчатые колеса, выхлопные патрубки и т. д.

Для повышения прочностных свойств чугуна с вермикулярным графитом целесообразно применение присадки меди. Легирование медью в количестве 0,3—0,8 % позволяет повысить предел прочности на растяжение с 350 до 500 МПа. Кроме того, в отливках, работающих в условиях трения, медь способствует перлитизации металлической матрицы и тем самым повышает износостойкость.

В связи с накоплением титана и связанными с этим отбелом, ухудшением обрабатываемости и другими нежелательными последст-

виями, при производстве отливок из чугуна с вермикулярным графитом все большее применение находят методы прецизионного модифицирования магниесодержащими лигатурами с РЗМ. В этом случае добиваются высокой стабильности заданного остаточного содержания магния (0,02—0,025 %) или РЗМ применительно к составу чугуна и условиям затвердевания отливок, обеспечивая гарантированное получение в структуре сплавов вермикулярных форм графита. Применение лигатур комплексного состава, содержащих магний, РЗМ, барий, а также вторичного графитизирующего модифицирования и в этом случае дает более надежные результаты.

8.4. ЛИТЕЙНЫЕ СВОЙСТВА ВЫСОКОПРОЧНОГО ЧУГУНА

Литейные свойства чугунов с шаровидным графитом отличаются от соответствующих параметров с пластинчатым графитом. Как правило, жидкотекучесть ВЧШГ составляет 70—80 % жидкотекучести ЧПГ, а усадка (как объемная, так и линейная) больше, чем у чугунов с пластинчатым графитом, на 30—50 %.

Жидкотекучесть и усадка чугунов с шаровидным графитом зависят от многих факторов и в первую очередь от химического состава, температуры перегрева и способа сфероидизирующей обработки. Что касается химического состава и температуры перегрева, то закономерности здесь таковы: с увеличением отношения углерода к кремнию до 1,2—1,3 жидкотекучесть ВЧШГ повышается, а дальнейший рост отношения C/Si ведет к понижению жидкотекучести. Кроме того, повышение содержания кремния вызывает некоторое понижение усадки.

Для получения отливок из высокопрочного чугуна с шаровидным графитом рекомендуется применять тонкие питатели, отношение ширины к толщине которых равно 4 : 1 и более. Толщина питателей должна зависеть от температуры заливки. Например, при температуре 1480 °С толщина питателя может составлять 3,2 мм, а при 1400 °С — 6,5 мм.

Площадь сечения шлакоуловителя должна быть в 3 раза больше суммарной площади сечений всех питателей. Отношение высоты поперечного сечения шлакоуловителя к ширине должно составлять 2 : 3. При размещении шлакоуловителя и питателя основное требование состоит в том, чтобы нижние поверхности шлакоуловителя и питателей находились в одной плоскости. Если эта плоскость является плоскостью разреза, то шлакоуловитель и питатели должны располагаться в верхней опоке. Если питатели должны находиться в нижней опоке, то часть шлакоуловителя, равная толщине питателя, также должна размещаться в нижней опоке.

Для получения качественных отливок из ВЧШГ без усадочных дефектов необходимо выполнение следующих условий.

- 1 Температура заливки не должна превышать 1345 °С
- 2 Форма должна быть достаточно жесткой. Твердость формы с толщиной стенки 40 мм должна составлять не менее 90 ед.

3. Во избежание возникновения дефектов, связанных с неправильным питанием отливки, необходимо уменьшить размер шейки прибыли так, чтобы она затвердевала прежде, чем начнется интенсивное затвердевание отливки.

4. Эффективное графитизирующее модифицирование и состав металла должны обеспечить образование достаточного для компенсации объемной усадки количества эвтектического графита и вызвать предусадочное расширение, составляющее не менее 0,4—0,5 %, что при высокой жесткости формы приводит к получению плотной отливки без усадочных дефектов.

Большое значение имеет питание отливок из ВЧШГ аустенитного класса, которые имеют большую усадку, чем обычные ВЧШГ. Установка прибылей является обязательной. Между отливкой и прибылью должно быть различие в температуре после заливки; прибыль должна оставаться в жидком состоянии до полного затвердевания отливки. Литниковая система для низкоуглеродистых ВЧШГ аустенитного класса должна быть такой же, как для стали, прибыли должны иметь больший диаметр и их следует устанавливать на более близком расстоянии от отливки. Литниковая система должна быть сосредоточена и обеспечивать «обвод» металла вокруг отливки. Предпочтителен сифонный метод заливки. Температура заливки должна быть повышенной.

Изготовление отливок из ВЧВГ без внутренних и внешних усадочных дефектов проще, чем из ВЧШГ. Это связано с тем, что склонность к предусадочному расширению и силовому взаимодействию со стенками формы у ВЧВГ меньше. С целью уменьшения количества шлаковых и других неметаллических включений в отливках из ВЧВГ рекомендуется выдерживать более низкое содержание углеродного эквивалента. Склонность к отбелу ВЧВГ меньше, чем чугуна с включениями графита шаровидной формы.

8.5. СВОЙСТВА ВЫСОКОПРОЧНОГО ЧУГУНА

Свойства чугуна с графитом шаровидной и вермикулярной форм приведены в табл. 8.6.

Пределы прочности при растяжении стали 35Л, ковкого чугуна КЧ45-6 и высокопрочного чугуна ВЧ45-5 примерно одинаковы ($\sigma_b = (40..50) \cdot 10^{-7}$ Па), однако пределы прочности, текучести и выносливости высокопрочного чугуна при изгибе и кручении в 1,3—1,9 раза выше.

Для получения в литом состоянии ферритно-перлитной структуры необходимо двойное, а в некоторых случаях и тройное модифицирование. Большое влияние оказывает также содержание серы перед модифицированием. Увеличение массовой доли серы свыше 0,02 % вызывает заметное снижение ударной вязкости, объективно ведет к повышенному расходу модификатора и возрастанию вероятности образования дефектов в связи с ликвацией оксидных и сульфидных включений, заметно снижающих прочностные свойства.

Пластичность ВЧШГ находится в прямой корреляционной связи с формой графита. При этом влияние формы графита на пластичность значительно сильнее, чем на прочностные характеристики. С ухудшением формы графита резко падают показатели пластичности. Для получения пластичного ВЧШГ нежелательно высокое содержание кремния. Включение в состав шихты низкокремнистого стального лома повышает пластические свойства ВЧШГ.

Металлическая основа чугуна является доминирующим фактором, определяющим величину ударной вязкости. Бейнитная структура обеспечивает более высокую ударную вязкость, чем перлитная.

Таблица 8.6. Механические свойства чугуна с шаровидным графитом

Марка чугуна	Марка чугуна по СТ СЭВ 4558—84	Временное сопротивление при растяжении σ_B , МПа	Условный предел текучести $\sigma_{0.2}$, МПа	Относительное удлинение δ , %, не менее	Твердость по Бринеллю HB
ВЧШГ 35	33135	350	220	22	140—170
ВЧШГ 40	33140	400	250	15	140—202
ВЧШГ 45	33145	450	310	10	140—225
ВЧШГ 50	33150	500	320	7	153—245
ВЧШГ 60	33160	600	370	3	192—277
ВЧШГ 70	33170	700	420	2	228—302
ВЧШГ 80	33180	800	480	2	248—351
ВЧШГ 100	—	1000	700	2	270—360

Большое влияние на ударную вязкость оказывает также характер распределения феррита. Чугун с ферритной оторочкой вокруг глобулей графита имеет более высокие показатели ударной вязкости, чем чугун с ферритом по границам зерен. Ферритная матрица обеспечивает высокую ударную вязкость (1000—1400 кДж/м²) при нормальной температуре.

Неправильная форма графита способствует заметному снижению ударной вязкости при минусовых температурах. Ее можно повысить за счет термической обработки. Ферритизирующий отжиг при 850—900 °С с выдержкой в течение 2—3 ч благоприятствует повышению ударной вязкости. Снижению температурного порога хладостойкости способствует также оптимизация химического состава. Рекомендуется чугун, содержащий 3,1—3,6 % С; 2,0—2,6 % Si; до 0,3 % Mn; до 0,03 % Cr, Ti.

Легированием можно получить высокопрочные чугуны с бейнитной, сорбитной, мартенситной и аустенитной структурой.

Медь в составе высокопрочного чугуна оказывает на его свойства более сложное влияние, чем в составе серого. Наличие магния приводит к уменьшению растворимости меди в жидком и твердом чугуне. В магниевых чугунах появление фазы, обогащенной медью, наблюдается при массовой доле меди, равной 2 % и выше, тогда как в сером чугуне эта фаза появляется при содержании меди, превышающем 5 %. В магниевом чугуне при массовой доле меди более 2,5 % наблюдается изменение формы графита — появление пластинчатого

графита вместо шаровидного. При содержании в магниевом чугуна 0,04 % титана и 0,92 % меди появляется значительное количество пластинчатого графита, несмотря на нормальное остаточное содержание магния в чугуне в количестве 0,04—0,05 %, следовательно, массовая доля меди в магниевом чугуне не должна превышать 1,5—2 %.

Никель способствует увеличению растворимости меди. Таким образом никель повышает допустимый предел содержания меди в магниевом чугуне, при котором образуется графит шаровидной формы.

Совместное легирование никелем и медью имеет большое значение при производстве аустенитных чугунов типа «Нирезист», в котором обычная массовая доля меди составляет 6—7 %, никеля — 12—15 %.

Легирование чугуна никелем в количестве до 2 % приводит к измельчению структуры металлической основы, повышению изотропности свойств. С повышением содержания никеля в структуре чугуна увеличивается количество перлита. При массовой доле никеля 4,6—4,8 % структура чугуна становится полностью перлитной, при 6,4—6,5 % — образуется бейнитная структура.

Хром оказывает дестабилизирующее действие на образование шаровидного графита, поэтому его содержание в высокопрочном чугуне должно составлять менее 0,1 %.

Массовая доля **молибдена** в магниевых чугунах обычно не превышает 0,2 %. В некоторых случаях с целью получения дисперсных структур, и особенно для уменьшения ползучести, добавляют до 1 % молибдена.

Для изготовления шатунов, коленчатых валов и шестерен нашли применение чугуны с шаровидным графитом, содержащие 1,5—2,0 % Ni, 0,7—1,0 % Mo, твердость которых после нормализации и отпуска не превышает 300 НВ. Для деталей, подвергающихся износу под действием эрозии или абразивов, широко применяются самозакаливающиеся чугуны с мартенситной структурой, легированные 2,5—4,0 % Ni, 0,5—1,0 % Mo, 1—2 % Mn. Твердость таких чугунов в литом состоянии в толстых сечениях равна 350 НВ, в сечениях 5—15 мм — 400—450 НВ. Такие чугуны трудно поддаются механической обработке, поэтому их подвергают отпуску при 700 °С с предварительным отжигом тонкостенных деталей при 900—950 °С. После обработки резанием для получения мартенситной структуры детали можно закалить при 850 °С с последующим отпуском при 300—400 °С. Такая термообработка позволяет получать отливки из легированного высокопрочного чугуна, прочность которых на разрыв достигает 1200 МПа, предел текучести — 1000 МПа, твердость — 400—500 НВ.

Марганец резко снижает пластические свойства ВЧШГ. Так, при повышении содержания в чугуне марганца с 0,2 до 0,8 % относительное удлинение металла снижается на 40—50 %. Содержание марганца в расплаве является важным для получения ВЧШГ без термической обработки. Если содержание марганца будет составлять сотые доли процента, можно получать отливки со стенками толщиной 2 мм

без отбела и без отжига. При $0,15 \leq Mn \leq 0,25$ % можно изготавливать отливки без отбела и термической обработки с толщиной стенки до 12 мм. Можно производить отливки из ВЧШГ без термической обработки, выплавляя синтетический чугун с массовой долей марганца менее 0,01 %.

Для получения отливок из перлитного высокопрочного чугуна применяют марганец в количестве 1,35 %, достигая перлитной структуры и почти полного отсутствия ферритовых ободков вокруг глобул графита. Легирующее влияние марганца проявляется сильнее в магниевом чугуне, чем в сером, поскольку сера в значительной степени связывается магнием.

Фосфор практически не влияет на сфероидизацию графита, хотя понижает растворимость углерода в железе и эвтектическую температуру кристаллизации чугуна. Включения фосфидной эвтектики наблюдаются при содержании фосфора свыше 0,15 %. С повышением содержания фосфора количество фосфидной эвтектики увеличивается: вначале она образуется в виде отдельных включений, а при массовой доле фосфора 0,8—0,9 % располагается в виде сплошной сетки по границам зерен. Повышение содержания фосфора в чугуне приводит к резкому снижению его пластических свойств. Поэтому массовая доля фосфора в чугуне с ферритной основой не должна превышать 0,10—0,15 %, с перлитной основой — 0,15—0,20 %. Это особенно важно в производстве отливок, работающих в условиях низких температур.

Алюминий в составе магниевского чугуна при содержании его свыше 0,2 % способствует появлению пластинчатого графита, а также увеличению количества феррита в структуре чугуна. С увеличением толщины стенок отливок влияние алюминия усиливается. Поэтому для предотвращения десфероидизирующего действия алюминия в чугун необходимо вводить избыточное количество магния или присадку 0,01 % церия, которая нейтрализует действие алюминия.

Свинец интенсивно препятствует образованию шаровидного графита. При увеличении массовой доли свинца в магниевом чугуне свыше 0,01 % образуется графит пластинчатого типа. При наличии свинца в магниевом чугуне резко уменьшается количество феррита в литой структуре. В связи с этим следует учитывать, что источниками проникновения свинца в чугун являются некоторые виды металлолома в шихте, подшипниковые сплавы.

Сурьма при содержании в магниевом чугуне выше 0,025 % обуславливает появление наряду с шаровидным пластинчатого графита. В то же время введение 0,04—0,05 % сурьмы значительно увеличивает количество перлита в структуре высокопрочного чугуна. Присадка в чугун церия в количестве 0,01 % может нейтрализовать отрицательное действие сурьмы на образование шаровидного графита.

Олово и мышьяк обладают почти идентичным действием на образование шаровидного графита. При массовой доле олова и мышьяка свыше 0,1 % количество шаровидного графита резко уменьшается за счет появления в структуре пластинчатого графита. Олово и мышьяк ста-

билизируют перлит в структуре чугуна. Достаточно 0,05 % олова или 0,10 % мышьяка для получения полностью перлитной структуры вместо ферритной.

Висмут, как активный стабилизатор, наиболее сильно препятствует образованию шаровидного графита. Если принять его действие за единицу, то действие остальных элементов будет составлять: сурьмы — 0,125, титана — 0,06, свинца — 0,05, алюминия — 0,10.

Таким образом, максимально допустимая массовая доля каждого из указанных демодифицирующих элементов в высокопрочном чугуне должна составлять, не более: 0,04 % Ti; 0,009 % Se; 0,003 % Bi; 0,026 % Sb; 0,2 % Al; 0,08 % As и 0,10 % Sn. Поэтому в производстве отливок из высокопрочного чугуна, особенно при применении в составе шихты различных металлоотходов, необходимо строго контролировать содержание указанных элементов в жидком металле перед модифицированием.

8.6. ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА ОТЛИВОК

Высокопрочный чугун может подвергаться всем видам термической обработки, разработанным для ковкого чугуна и углеродистой стали.

Высокотемпературный графитизирующий отжиг. Высокопрочный чугун отличается повышенной склонностью к отбелу. Наличие структурно-свободного цементита в чугунных изделиях резко ухудшает их обрабатываемость резанием, повышает хрупкость и твердость и понижает пластические свойства, поэтому одной из операций термической обработки литых изделий из высокопрочного чугуна является графитизирующий отжиг.

Выбор режима отжига определяется исходной структурой и составом чугуна, формой и размерами изделий, тепловой мощностью печи и т. д. При этом следует учитывать, что для получения высоких пластических свойств отжиг чугуна должен обеспечивать не только графитизацию, но и гомогенизацию металлической основы.

Обычно полный распад цементита достигается, в зависимости от химического состава и толщины стенки отливки, в течение 1—3 ч (первая стадия графитизации). В конце этого периода металлическая матрица состоит из аустенита. После завершения первой стадии графитизации охлаждение можно производить либо на воздухе для получения перлитной основы (и до 10 % феррита), либо вместе с печью до температуры ниже интервала эвтектоидного превращения с последующей выдержкой при этой температуре (вторая стадия графитизации) — для получения ферритной или ферритно-перлитной металлической основы. Следует указать на почти полную потерю высокопрочным чугуном ударной вязкости при неправильном охлаждении отливок в интервале 650—450 °С.

Для получения перлитной основы может быть рекомендована следующая схема режима термообработки: нагрев с печью до температуры 950 °С, необходимая выдержка при этой температуре и после-

дующее охлаждение на воздухе. Микроструктура отожженного чугуна — сорбитообразный перлит + феррит (до 10 %) в виде оторочек вокруг шаровидного графита; НВ не выше 285 ед.

Для получения ферритной структуры можно рекомендовать нагрев с печью до температуры 950 °С, необходима выдержка при этой температуре; последующее охлаждение вместе с печью и выдержка при 720—680 °С, охлаждение на воздухе от 600 °С. Структура ферритная; НВ = 156—170 ед. Возможны также другие варианты этих режимов.

Низкотемпературный графитизирующий отжиг применяется для получения высокопрочных чугунов с ферритной основой вместо исходной ферритно-перлитной или перлитной структуры. При обычном химическом составе магниевого чугуна режим этого вида термической обработки производится по схеме, предусматривающей только вторую стадию графитизации: загрузка деталей в отжигательную печь, нагрев их до температуры 720—780 °С, выдержка при этой температуре в течение 1—3 ч, охлаждение деталей вместе с печью до 680—700 °С. При медленном охлаждении деталей происходит распад перлита на феррит и графит. Охлаждение деталей от температуры 600 °С производится на воздухе, в масле или в воде. Охлаждение до комнатных температур вместе с печью не рекомендуется, так как при выдержке в интервале температур 550—400 °С наблюдается появление хрупкости.

При отжиге на феррит отливок из ВЧШГ с белым изломом на поверхности отливок наблюдается, так же как и в ковком чугуне, образование перлитной оторочки. Перлитная кайма при нормальном режиме отжига имеет глубину 0,10—0,15 мм. Принято считать, что она образуется вследствие обезуглероживания поверхности отливок, поскольку резкое снижение содержания углерода приводит к замедлению второй стадии графитизации. Кроме того, при отжиге от поверхности в глубь отливки диффундируют фосфор, магний и марганец, которые образуют на границе между обезуглероженной зоной и основным металлом переходную зону, обогащенную фосфидами и карбидами.

В обогащенном слое наблюдается повышение массовой доли магния до 0,15 %, т. е. в 3 раза больше по сравнению с содержанием в обезуглероженном слое.

Нормализация применяется для получения перлитных чугунов с целью увеличения твердости, прочности, износостойкости. Однако при этом понижаются пластичность, вязкость и обрабатываемость. Нормализации подвергаются отливки из ВЧШГ с ферритной и ферритно-перлитной структурой. В этом случае при нагреве и выдержке при температурах выше критических происходит растворение углерода в аустените, а при последующем охлаждении обеспечивается эвтектоидное превращение с образованием перлита. Нагрев производят обычно до 920—950 °С с выдержкой при этой температуре не более 3 ч, после чего отливки охлаждают на воздухе.

Сфероидизирующий отжиг. Чугуны со структурой зернистого перлита являются ценным конструкционным материалом, особенно для

высоконагруженных ответственных деталей, работающих при ударных и знакопеременных нагрузках (коленчатые валы и др.).

Для получения структуры зернистого перлита детали из белого высокопрочного чугуна подвергаются термической обработке по следующей схеме: загрузка деталей в термическую печь и нагрев их до температуры 950 °С, выдержка при этой температуре в течение 2—3 ч, быстрое охлаждение с печью до 700 °С, выдержка при этой температуре в течение 3—5 ч (с целью образования зернистого перлита) с последующим охлаждением на воздухе или в масле.

Закалка и отпуск. Максимальную твердость при хорошей прокаливаемости получают при нагреве чугуна, содержащего 2—2,5 % кремния, до 880—900 °С, а чугунов с более высоким содержанием кремния — до 900—920 °С. Длительность выдержки зависит от толщины отливки и для отливок толщиной 15—20 мм составляет 30 мин. Отливки простой конфигурации закалывают в воде, сложной — в масле. Последующий отпуск позволяет регулировать твердость, прочность и пластичность. Твердость чугуна резко снижается лишь при температуре отпуска выше 450—500 °С. При повышении температуры отпуска до 700—720 °С (в области формирования зернистого перлита) достигают высоких показателей пластичности.

Низкотемпературный отжиг для снятия внутренних напряжений. Внутренние напряжения в отливках из ВЧШГ в 2—3 раза больше, чем в отливках из серого чугуна, поэтому все ответственные детали, разностенные и сложной конфигурации, должны подвергаться термической обработке для снятия внутренних напряжений, если по своему назначению они не требуют более сложной термической обработки. Термическую обработку для снятия внутренних напряжений производят обычно по следующей схеме: нагрев со скоростью 75—100 °С/ч до температур 620—650 °С; выдержка при этих температурах в зависимости от толщины отливки в течение 2—8 ч, охлаждение вместе с печью со скоростью 20—60 °С/ч. Установлено, что такой отжиг снижает величину внутренних напряжений на 90—95 % и приводит к повышению ударной вязкости чугуна.

Поверхностная закалка отливок из высокопрочных чугунов производится с целью повышения поверхностной твердости, износостойкости и общей конструкционной прочности. Чугун с перлитной структурой закаливается лучше, чем ферритно-перлитный. Твердость ферритного чугуна при тех же условиях закалки почти не изменяется. Восприимчивость чугуна к поверхностной закалке можно повысить путем легирования никелем или медью.

Изотермическая закалка высокопрочного чугуна осуществляется для повышения его механических свойств и износостойкости. Изотермическую закалку белых и половинчатых высокопрочных чугунов производят после проведения первой стадии графитизации, т. е. после установления фазового равновесия аустенит — графит. Температура нагрева под закалку находится в пределах 860—920 °С при содержании кремния 3—4 %, выдержка составляет 15—60 мин. Оптимальной температурой закалочной среды следует считать 300—350 °С. В этом случае образуется однородная структура, состоящая из троостита и

25—30 % остаточного аустенита. Изотермической закалке могут подвергаться отливки с толщиной стенки до 30 мм и развитой поверхностью.

В массовом и серийном производстве отливок из ВЧШГ часто бывает выгодным выплавливать расплав одного химического состава, а в процессе термической обработки обеспечить различные физико-механические и эксплуатационные свойства чугуна. За счет термической обработки выравниваются ликвация кремния, свойства и твердость отливок по сечению.

Широко применяется изотермическая закалка высокопрочных чугунов с целью получения бейнитной структуры. Формирование структуры металлической матрицы чугуна при изотермической закалке определяется температурой распада переохлажденного аустенита. При изотермической закалке чугуна возникает необходимость в проведении двух операций: 1) аустенизации, т. е. нагрева до температуры закалки с последующей выдержкой; 2) переохлаждения аустенита для обеспечения его распада в изотермических условиях. Для этого используются температуры, находящиеся в промежуточной области S-образной диаграммы (250—500 °C).

В изотермических условиях переохлажденный аустенит (250—500 °C) распадается на феррит и цементит с образованием бейнита. Бейнитные чугуны с шаровидным графитом, легированные молибденом и подвергнутые отжигу по специальному режиму, обладают исключительно высокими механическими свойствами, сравнимыми со свойствами отожженной и отпущенной стали ($\sigma_b = \sim 1500$ МПа). Эти чугуны применяются в автомобильной промышленности для изготовления шестерен.

Бейнитные чугуны с шаровидным графитом можно получить и без легирования, путем соответствующей термообработки. Технология термической обработки ВЧШГ с целью получения бейнита включает следующие этапы: 1) нагрев отливки до температуры аустенизации и выдержку при этой температуре (850—925 °C); 2) охлаждение отливки со скоростью, обеспечивающей стабильность аустенита, до температуры изотермического превращения аустенита; 3) выдержку при температуре изотермического превращения аустенита.

Бейнитное превращение начинается при температуре ниже 550 °C. Вначале бейнит образуется вокруг глобулей графита, в процессе изотермической выдержки его количество быстро увеличивается.

Верхний бейнит образуется при 425 °C в виде мелких пластин, в дальнейшем формируются блоки с параллельными пластинами. Нижний бейнит образуется при 300 °C вокруг глобулей графита, далее его иглы растут во всех направлениях, пересекаясь между собой.

Для получения бейнитного чугуна обычного химического состава (3,5 % C, 2,5—3,0 % Si, 0,2—0,4 % Mn) нагрев ведут до 880 °C (аустенизация), выдержку при пониженных температурах производят в соляных ваннах. Оптимальная температура при закалке на нижний бейнит равна 280 °C. Средние механические свойства чугуна (3,3 % C, 2,62 % Si, 0,3 % Mn) в зависимости от режима термической обработки приведены в табл. 8.7.

Высокую прочность чугуна получают при низкой температуре аустенизации, обеспечивающей получение структуры нижнего бейнита. Температура аустенизации, составляющая 345 °С, приводит к образованию структуры верхнего бейнита с большим содержанием остаточного аустенита.

Для производства отливок зубчатых колес обеспечиваются такие свойства чугуна: $\sigma_B \leq 980$ Н/мм²; $\sigma_{0,2} \leq 730$ Н/мм²; HB = 311—350. При механической обработке под действием усилий резания происходит распад остаточного аустенита с образованием мартенсита. При этом в поверхностном слое возникают сжимающие напряжения.

Таблица 8.7. Режимы термообработки при получении бейнитного высокопрочного чугуна

Режим термической обработки	Твердость HB	Прочность МПа		σ , %	$\sigma_{ж}$ Дж/см ²
		$\sigma_{0,2}$	σ_B		

1. Изотермическое превращение аустенита при 345 °С	339	882	1106	3,0	5,5
2. Изотермическое превращение аустенита при 315 °С + отпуск при 480 °С	347	924	1001	2,0	2,5
3. Закалка в масле + отпуск при 555 °С	337	931	994	1,5	3,5

В сердцевине зуба сохраняется вязкая аустенитно-бейнитная матрица. Поверхностное упрочнение при фрезеровании повышает усталостную прочность на 20 %. Холодная упрочняющая обработка также повышает усталостную прочность (при знакопеременном изгибе) и улучшает обрабатываемость чугуна.

Вопросы для самоконтроля

1. Сравните эффективность действия сфероидизирующих элементов. Какие добавки устраняют влияние демодификаторов? Назовите распространенные лигатуры и комплексные модификаторы.
2. Охарактеризуйте методы модифицирования для получения высокопрочного чугуна. Какую необходимо сохранить в чугуне остаточную массовую долю магния, церия, иттрия?
3. Изобразите схемы литниковых систем для осуществления внутрiformенного модифицирования. Какие модификаторы и в каком количестве применяются в этом случае?
4. Перечислите преимущества и недостатки автоклавного метода модифицирования. Почему необходимо увеличивать давление при повышении температуры жидкого чугуна?
5. Назовите особенности ковшовых методов модифицирования с использованием лигатур и чистого магния. Опишите конструкции герметизированных и конвертерных ковшей для обработки чугуна.
6. Какова цель применения вторичного модифицирования? Как усилить ферритизацию чугуна путем вторичного модифицирования?
7. Назовите особенности технологии получения чугуна с графитом вермикулярной формы. В чем состоит отличие его свойств от свойств других типов чугуна?
8. Опишите литейные свойства чугуна с шаровидным графитом. Как можно повлиять на величину предсадочного расширения чугуна? Назовите меры по предотвращению литейных дефектов, характерных для высокопрочного чугуна.

9. Какие шихтовые материалы, технологические процессы плавки и модифицирования целесообразно применять для получения высокопластичного чугуна с шаровидными включениями графита?
10. В чем состоит отличие режимов низкотемпературного и высокотемпературного отжига высокопрочного чугуна?

ГЛАВА 9. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПРОЦЕССОВ ПЛАВКИ ЧУГУНА

9.1. СРАВНИТЕЛЬНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ПЛАВИЛЬНЫХ АГРЕГАТОВ

Любой плавильный агрегат имеет свои преимущества и недостатки, вследствие чего его применение целесообразно только в определенных условиях. При выборе плавильного агрегата необходимо учитывать качество выплавляемого чугуна, применяемые шихтовые материалы (качество, стоимость, доступность), стоимость и наличие топлива и электрической энергии, массу наибольших отливок, частоту плавов, общее количество выплавляемого чугуна, возможность работы в ночную смену и т. д.

Основные технико-экономические показатели плавильных агрегатов приведены в табл. 9.1.

Вагранка применяется обычно в таких случаях: при необходимости получения большого количества жидкого чугуна (более 15 т/ч), т. е. в литейных цехах крупносерийного и массового производства; при производстве обычного нелегированного чугуна с температурой до 1450 °С.

При применении шихтовых материалов низкого качества, но дешевых, целесообразно использование основных вагранок с подогревом дутья и водоохлаждением. Они, однако, требуют больших капиталовложений для устройства газоочистительных установок.

Вагранка — экономичный плавильный агрегат, термический КПД которого равен от 0,3—0,4 (без подогрева дутья) до 0,6 (с подогревом дутья). Однако для перегрева чугуна применение вагранки менее эффективно, поскольку при этом КПД не превышает 0,1.

Недостатками вагранки являются затруднительная доводка чугуна по химическому составу; повышенное окисление элементов (10—15 % Si, 20—25 % Mn, 7—9 % Fe); обогащение чугуна серой; потери металла при выплавке вагранки; высокая стоимость газоочистительных установок.

Электрические дуговые печи являются эффективными при плавке чугунов с низким содержанием серы и фосфора, предназначенных для модифицирования с целью получения чугуна с шаровидным графитом; высоко-, средне- и низколегированных чугунов; чугунов с низким содержанием углерода и кремния, предназначенных для получения ковкого чугуна; чугунов с особыми свойствами (жаропрочных, коррозионно-стойких и др.).

В этих печах ванна имеет большую удельную поверхность и футеровку достаточной толщины, что позволяет использовать любую шихту и проводить необходимые металлургические процессы (десульфурацию и др.).

Капиталовложения при оснащении пехов дуговыми печами меньше по сравнению с индукционными. Однако при плавке в дуговых печах больше удельный расход электроэнергии при перегреве, более высокий уровень шума и теплового излучения, выделяется значительное количество газов. Регулирование работы печи мощностью, напряжением и расходом электроэнергии довольно сложное.

Таблица 9.1. Основные показатели плавильных агрегатов (усредненные значения, кусковая шихта)

Показатель	Вагранки закрытого типа, водоохлаждаемые	Индукционные тигельные печи		Дуговые печи
		средней частоты	промышленной частоты	
Потребление энергии (на 1 т жидкого металла)	150 кг кокса (350 кВт · ч)	700 кВт · ч	700 кВт · ч	600 кВт · ч
Тепловой КПД общий	0,30—0,35	0,70	0,62—0,68	0,55
в том числе:				
при расплавлении	0,40—0,30	0,60	0,50	0,60—0,70
при перегреве	0,10—0,15	0,68—0,74	0,65—0,70	0,25
Удельные капитальные затраты, руб/т	30,0	12—16	10—15	8—12
Массовая доля пыли в отходящих газах, кг/т	10—18	0,3	0,3	5—12
Газообразование, м ³ /т	1000	20	30	120
Шумообразование, дБ	40	15	20	90
Шлакообразование, кг/т	150	10	15	50
Регулирование температуры и выдержка при заданной температуре		Ограничено	Возможно	Возможно
Отбор металла		Непрерывный	Ступенчатый	Ступенчатый
Выход жидкого металла, % к завалке	95	99	98	97

Индукционные печи. Тигельные печи применяются для выплавки высококачественного серого чугуна, чугуна с шаровидным графитом, легированного чугуна любых марок

Канальные печи чаще всего используются в качестве миксеров при заливке чугуна постоянного состава с повышенной температурой через небольшие промежутки времени. Они имеют высокий термический КПД при перегреве ($\eta_s \approx 65\%$) и относительно низкий — при расплавлении ($\eta_s \approx 60\%$), высокую производительность и более низкий удельный расход электроэнергии

Плавка чугуна в индукционных печах промышленной частоты по сравнению с другими плавильными агрегатами имеет ряд преимуществ: более высокие механические свойства (на 30 % и выше)

чугунов, благодаря низкому содержанию примесей, в особенности серы, а также неметаллических включений; электромагнитное перемешивание ванны при плавке, обеспечивающее однородность расплава и состава чугуна; возможность регулирования содержания серы и углерода, а также доводки чугуна по химическому составу и перегрева до заданной температуры; возможность применения в шихте дешевого сырья, в том числе высечки, стружки и других отходов; минимальный угар (0,6—2,0 %); существенное улучшение условий труда по сравнению с условиями при дуговой плавке; низкий удельный расход огнеупорных материалов (около 2 кг кварцитов на 1 т жидкого чугуна); высокую приспособляемость к условиям работы литейных цехов (технологическая гибкость).

Стоимость чугуна, выплавленного в индукционных печах, может быть ниже, чем ваграночных чугунов, за счет использования более дешевой шихты. Установка индукционных печей требует высоких капиталовложений, однако срок их окупаемости более короткий. Например, для получения 50 т жидкого чугуна в час соотношение капиталовложений для вагранки, дуговой и индукционной печей составляет соответственно 5:6:7. При плавке в индукционных печах необходима рациональная подготовка шихты, т. е. удаление влаги, масла, эмульсии и других загрязнений, в особенности из стружки. Подогрев шихты до 650 °С в специальных подогревателях или в бадьях позволяет существенно повысить производительность индукционных печей.

Сравнивая основные характеристики электропечей — удельную мощность и скорость плавления, можно установить прямую зависимость производительности электропечей от удельной мощности, которая изменяется от 150 кВт на 1 т жидкого металла для канальных индукционных печей до 800—1000 кВт/т для тигельных индукционных и дуговых печей. Чем больше удельная мощность, тем выше производительность печей. Наиболее высокая производительность по выпуску жидкого металла наблюдается для дуговых электропечей. Их применение эффективно для расплавления твердой шихты; термический КПД при расплавлении составляет около 80 %, однако в режиме перегрева жидкого металла он достигает только 20 %.

Учитывая положительные и отрицательные характеристики плавильных агрегатов и необходимость выплавки высококачественных чугунов, все большее распространение получают комбинированные способы плавки, включающие использование двух последовательно работающих плавильных агрегатов (дуплекс-процессов) или даже трех агрегатов (триплекс-процессов) с учетом их КПД на отдельных этапах плавки (табл. 9.2).

Применение таких процессов позволяет устранить недостатки плавки в одном агрегате, более рационально использовать плавильные агрегаты, повысить их производительность, снизить расход энергии, улучшить качество получаемых чугунов и, в конечном счете, уменьшить их стоимость.

При дуплекс-процессе в первичном агрегате расплавляют шихту, во вторичном — жидкий металл подвергают термовременной обра-

ботке и гомогенизации или одновременно с этим доводят химический состав чугуна дроблением стального лома, ферросплавов, рафинирующих, модифицирующих или иных присадок.

Комбинирование плавильных агрегатов может быть различным. Чаще всего применяют следующие комбинации: вагранка — индукционная канальная печь — миксер; вагранка — электрическая дуговая печь с кислой футеровкой; вагранка — дуговая электропечь с основной футеровкой; кислая дуговая электропечь — основная дуговая электропечь; дуговая печь — индукционная тигельная или канальная печь; индукционная тигельная печь — индукционная канальная печь.

Таблица 9.2. КПД вагранок, индукционных и дуговых электропечей

Процесс	Температура нагрева чугуна, °С	КПД процесса	КПД плавильного агрегата
Плавка в вагранках на холодном дутье	1400	0,30—0,35	0,30
Плавка в вагранках на горячем дутье	1450	0,40—0,55	0,45
Плавка в вагранках металлургического типа	1550	0,40—0,65	0,55
Плавка в индукционных тигельных печах промышленной частоты	1550	0,70	0,65
Плавка в индукционных печах средней частоты	1550	0,75	0,70
Выдержка и перегрев в индукционных канальных печах	1550	0,80—0,90	0,85
Плавка в дуговых электропечах	1550	0,75	0,65—0,70

Комбинация вагранки с индукционной электропечью наиболее удачна, поскольку вагранка имеет высокий КПД при плавлении шихты, а индукционная печь — при перегреве жидкого металла.

Режим плавки при дуплекс-процессе оказывает сильное влияние на жидкое состояние металла и в связи с этим на механические свойства чугуна, особенно серого и ковкого.

Газосодержание и состав неметаллических включений определяются главным образом вторичным плавильным агрегатом. Сравнительные данные приведены в табл. 9.3.

При дуплекс-процессе могут быть получены высокие марки чугуна, а при получении чугуна с шаровидным графитом целью дуплекс-процесса является также десульфурация.

Вместимость вторичных агрегатов, в частности индукционного миксера, выбирают в зависимости от производительности первичных вагранок или электропечей и условий плавки. Если во вторичном плавильном агрегате металл подвергается только термовременной обработке и гомогенизации, то вместимость миксера должна составлять не менее 2-часовой производительности первичного агрегата, если же одновременно производится доводка химического состава чугуна и рафинирование, то вместимость миксера должна составлять не менее 4—5-часовой выплавки жидкого чугуна в плавильном агрегате.

Плавка дуплекс-процессом вагранка — дуговая электропечь с кислой футеровкой. Технология плавки как в вагранке, так и в дуговой электропечи изложена выше, поэтому рассмотрим только особенности плавки дуплекс-процессом.

В вагранке необходимо выплавлять чугун, близкий по химическому составу к требуемому, чтобы в электропечи осуществлять лишь минимальную корректировку (подшихтовку). При использовании кислой вагранки в случае необходимости проводят предварительную десульфурацию чугуна. Если чугун подвергается модифицированию, то обработка карбидом кальция в количестве, составляющем до 1 % массы жидкого чугуна, или порошковой магниесодержащей проволокой является необходимой операцией.

Таблица 9.3. Газосодержание чугуна в зависимости от метода плавки

Метод плавки	Массовая доля газа m , %		
	$m_N \cdot 10^{-3}$	$m_O \cdot 10^{-4}$	$m_H \cdot 10^{-4}$
Вагранка на холодном дутье	6—12	15—30	2—6
Вагранка на горячем дутье	6—12	10—20	2—3
Вагранка коксогазовая	6—12	10—20	3—5
Вагранка газовая	3—8	10—20	4—10
Электрическая дуговая печь	8—15	1—5	3—5
Индукционная печь промышленной частоты	2—4	1—5	1—3
Индукционная печь средней частоты	2—4	1—3	1—3

Первую порцию жидкого чугуна из вагранки сливают в подготовительную электропечь за 1,0—2,5 ч до начала работы конвейеров (при конвейерном режиме производства) или до начала заливки чугуна в литейные формы (при ступенчатом режиме). Перед сливом чугуна в электропечь необходимо тщательно удалить с его поверхности ваграночный шлак или шлак, образовавшийся при десульфурации. При использовании отходов собственного производства, что практикуется при производстве высокопрочного чугуна, их загружают на подину печи первыми, т. е. до слива ваграночного чугуна. Количество отходов, включая стружку, не должно превышать 50 % вместимости печи. Все загружаемые материалы должны быть сухими.

Не позднее чем за 10 мин до заливки жидкого чугуна на подину печи вносят для доводки шлака сухой кварцевый песок в количестве, составляющем до 2 % массы металла, и известняк (или известь) в количестве 15 % массы песка и только после этого металл заливают в электропечь. В процессе плавки также периодически проводят наводку шлака указанной смесью песка и извести и поддерживают шлаковый режим.

Если количество отходов собственного производства в шихте превышает 30 %, то в течение первых 10—15 мин работают при включении трансформатора на «звезду», а затем переключают на «треугольник» и дают максимальную нагрузку. Чугун в электропечи перегревают до требуемой температуры (1450—1500 °C) в зависимости от вида

и марки чугуна и номенклатуры производимых отливок. После перегрева чугуна ванну тщательно перемешивают и берут пробу на химический анализ. По результатам анализа производят подшихтовку (корректировку) химического состава до требуемого; затем снова отбирают пробу для определения химического состава, производят измерение температуры чугуна и заливку технологических проб.

При соответствии контролируемых параметров заданным производят выпуск чугуна и подачу его для заливки в литейные формы.

Во время работы электропечи дуплекс-процессом по мере выдачи металла ванна печи должна постоянно дополняться жидким чугуном из вагранки до ее номинальной вместимости. Нельзя допускать закипания ванны чугуна во время плавки и перегревать металл выше 1580 °С во избежание оплавления футеровки печи и срыва подины. Не допускается также непрерывная работа печи на высшей ступени трансформатора.

Плавка дуплекс-процессом вагранка — индукционный тигельный или канальный миксер. Выплавленным в вагранке чугуном наполняют миксер до уровня верхнего (рабочего) витка индуктора. Жидкий чугун из вагранки может подаваться в тигель миксера по желобу или с помощью ковшей, транспортируемых мостовыми кранами или электротельферами, и т. д. После заполнения индукционный миксер (соответствующую ступень трансформатора) включают на подогрев чугуна и удаляют шлак с поверхности зеркала металла. Затем отбирают пробу на экспресс-анализ химического состава чугуна. Отбор проб на экспресс-анализ производят через каждые 25—30 мин ложкой, подогретой до 200—500 °С.

Использование канальной печи в качестве миксера допускает одновременную заливку в него чугуна и выдачу готового металла, при этом в печи необходимо оставлять жидкий металл в количестве, достаточном для заполнения индукционного канала.

Особенностью плавки является введение ферросплавов, стального лома и других добавок. В случае необходимости ферросплавы и другие присадки вводят по ходу плавки в передаточный ковш или струю металла при заполнении ковша, затем, после растворения присадок и скачивания шлака, этот чугун заливают в печь. Угар химических элементов в канальном миксере практически отсутствует и усвоение вводимых ферросплавов можно принимать равным 100 %. Во избежание преждевременного износа футеровки, каналов и самой печи недопустимо попадание шлака в печь и накопление его в печи в процессе плавки. Поэтому скачивание шлака производят сразу же с каждого ковша при заполнении или на желобе при выпуске из первичного агрегата, а в случае образования слоя шлака в печи его необходимо скачать при наполненном миксере не менее чем на 80 %.

Отбор проб металла, выпускаемого из печи, на химический анализ производят обычно не реже чем через каждые 60 мин. Во время работы печи она должна быть заполнена металлом доверху; недопустимо опускание металла в печь ниже чем на 1/3 рабочего уровня, поскольку это приводит к колебаниям температуры, химического состава чугуна и к размыву футеровки струей заливаемого металла.

В выходные дни, а также во время длительных простоев печь должна быть заполнена металлом не менее чем на 0,8 ванны и переведена на холостой режим, т. е. на потребление 10—15 % номинальной мощности. Температуру металла в этот период необходимо поддерживать в интервале 1380—1400 °С.

9.2. ГАЗООБРАЗНЫЕ И ПЫЛЕВЫЕ ОТХОДЫ ПРИ ПЛАВКЕ ЧУГУНА

В литейных цехах около 40—50 % газообразных и пылевых отходов приходится на долю плавильных агрегатов. Приведем некоторые данные по величине выбросов пыли в атмосферу, кг/т выплавленного чугуна:

Плавка в открытой вагранке холодного дутья	8—12
Плавка в вагранке закрытого типа с горячим дутьем	10—18
Плавка в металлургических вагранках длительного действия с тканевой очисткой газов	2—4
Индукционная печь промышленной частоты	0,3—0,4
Электродуговая печь	5—12
Изготовление стержней	0,08—0,12
Выбивка отливок	2—4
Очистка литья	5—7

Принципиальных различий в гранулометрическом и химическом составе пыли, образующейся при работе вагранок холодного и горячего дутья, нет. Величина частиц пыли составляет в основном 30—200 мкм; состав: ее следующий 20—50 % кремнезема, 10—30 % оксидов железа, 1—4 % глинозема, 15—50 % углерода. Количество пыли при выплавке металла в вагранках в значительной степени зависит от их конструкции и систем улавливания отходов, а также от применяемых шихтовых материалов.

Самая низкая величина пылеобразования наблюдается в индукционных канальных электропечах, которые являются в основном миксерами и снабжаются жидким чугуном. Если в качестве плавильных агрегатов используют тигельные индукционные печи, то применение чистых шихтовых материалов, их предварительный подогрев обеспечивают при индукционной плавке условия работы, сравнимые с цехами холодной металлообработки. Так, при использовании шихты, содержащей 50 % возврата, 40 % стального лома, 10 % ферросплавов и карбюризаторов, без подогрева достигается 0,8—1,2 кг, с подогревом — 0,2—0,3 кг пыли на тонну металла. Особого внимания и предварительной подготовки требует использование, стружки, содержащей масло и эмульсию, а также покупного мелкого лома.

Следует учесть, что в состав шихты для индукционной плавки входит до 3 % электродного боя или других карбюризаторов; для уменьшения их горения и пылеобразования фракционный состав карбюризаторов должен составлять 3—7 мм, кроме того, их следует пригружать чистым ломом или возвратом. Обычным мероприятием при индукционной плавке является отсасывание газов и пыли над

печами (около 10 тыс. м³/ч на участке с двумя 10-тонными печами типа ИЧТ).

Пыль от электродуговых печей содержит дисперсные частицы в основном сферической формы, фракционный состав которых следующий: 70—80 % размером 0—1,0 мкм, 10—12 % размером 1—2 мкм и незначительное количество частиц большего размера. Химический состав отличается от состава ваграночной пыли, это в основном оксиды железа и кремния: 55—70 % $\Sigma \text{FeO} + \text{Fe}_2\text{O}_3$, 2—4 % MnO , 2—5 % Ca , 8—30 % SiO_2 , остальное — MgO , Cr_2O_3 , Al_2O_3 .

Кроме пыли при плавке выделяется большое количество газов. Ваграночные газы и газы от электродуговых печей содержат в основном оксиды углерода (II) и азота (II), сернистый газ. В газах индукционных печей оксиды азота практически отсутствуют.

Количество газа при ваграночной плавке составляет около 1000 м³/т жидкого чугуна, при индукционной — в среднем 30 м³/т и при дуговой — 60—100 м³/т. Средняя запыленность отходящих ваграночных газов составляет от 2 до 7 г/м³, а в отдельные моменты — пиковых значений 12—20 г/м³.

Для удаления выбросов из индукционных печей достаточно установить местные зонты-вытяжки над тиглем. Мощность газоотводящих систем должна обеспечивать вывод не менее 500—600 м³/ч на 1 т вместимости печи.

Указанные выше параметры пылегазообразования при индукционной плавке характерны для периода расплавления шихты, во время перегрева и выдержки жидкого металла количество выбросов уменьшается в 10—15 раз. Оксиды, выделяющиеся в виде пыли, имеют большую дисперсность — менее 0,2 мкм. Предельно допустимая концентрация пыли (ПДК) такого типа составляет 10 мг/м³. Объем газов составляет обычно 20—25 м³ на 1 т обрабатываемого чугуна. Сгорание магния происходит с выделением теплоты в количестве 1472 кДж/моль, что способствует сильному разогреву газов.

Для снижения запыленности и температуры газов, концентрации вредных соединений необходимо при модифицировании обеспечивать отсос образующихся газов с избытком воздуха, примерно в 10 раз превышающим объем образующихся газов.

Комплексные модификаторы содержат в качестве примесей фтор. Количество образующихся при модифицировании фторидов составляет, мг/м³: лигатуры Ni — Mg и ЖКМК (15 % Ca) — 25, лигатуры ЖКМ (2 % Ca) — 33. Концентрация фторидов в образующихся газах на порядок больше ПДК, поэтому при модифицировании в открытых ковшах обязательна принудительная вентиляция и очистка отходящих газов. Модифицирование в автоклавах, герметичных камерах, в среде благородных газов предпочтительнее как в отношении охраны окружающей среды, так и по стабильности достигаемого эффекта модифицирования.

9.3. ТЕНДЕНЦИИ ПРИМЕНЕНИЯ ПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧЕЙ

Совершенствование плавильного оборудования и технологии получения жидкого металла является необходимым условием повышения физико-механических свойств отливок, снижения их массы, уменьшения дефектов, повышения выхода годного и эффективности использования металла в литейном производстве.

Увеличение производства отливок — сравнительно легко разрешимая проблема, поскольку для этого известно множество технологических процессов. Вопрос о том, как будут производиться эти отливки, гораздо сложнее, так как включает такие проблемы, как экономию ресурсов и энергии, создание новых материалов, загрязнение окружающей среды.

Существует несколько общих положений относительно развития производства отливок, а именно:

1. В большинстве стран с развитой промышленностью проблема загрязнения рабочей и окружающей среды представляет огромную важность. Значение этого фактора в дальнейшем будет возрастать.

2. Условия потребления энергии оказывают большое влияние на все литейные операции, в особенности на плавку и разливку, которые требуют значительного расхода энергии. Производство отливок, как и другие виды промышленного производства, оценивалось до недавнего времени положительно, если увеличивалось энергопотребление. В настоящее время эта картина меняется на противоположную.

3. Несмотря на существующую проблему дефицита энергии, механизация и автоматизация процессов в литейном производстве должны продолжаться ускоренными темпами. За исключением энергопотребления, почти каждый фактор развития — экономический, социальный или политический — требует повышения качества машин при использовании многих традиционных технологий. Главным направлением здесь является переход на малооперационные технологии и такие процессы, где возможно объединение нескольких основных операций в одном агрегате или линии без ограничения производительности.

4. Сокращение расхода материалов, в особенности металлов и сплавов, безвозвратных потерь; регенерация и повторное использование основных и вспомогательных материалов, оснастки и т. д.

5. Необходимость получения более качественных отливок требует выплавки сплавов прецизионного состава, контроля процессов обработки и заливки жидкого металла, автоматического неразрушающего контроля структуры и качества металла в отливках.

Известно, что применение новых средств автоматизации и управления, улавливания отходов производства, вентиляции и т. п. в старых цехах не сопровождается снижением расхода энергии и материалов. Этого можно добиться только либо путем замены технологии, либо созданием производства отливок более высокого качества и потребительской стоимости, включающего все необходимые элементы автоматизации и одновременно все меры защиты окружающей среды.

Возможность непрерывного выпуска металла из вагранок обеспечивает этим агрегатам технологическую эффективность при массовом производстве отливок, а возможность использования в так называемых металлургических вагранках некондиционных металлоотходов наряду с применением дешевых энергоносителей (кокс, газ) позволяет повысить их экономичность. Индукционный переплав наиболее требователен к составу шихтовых материалов вследствие низкой металлургической активности шлаков при этом способе плавки. Дуговые печи неэффективны при перегреве чугуна, создают высокий уровень шума и газовыделения. С энергетической точки зрения, наиболее сбалансированными являются индукционные тигельные печи, тепловой КПД которых достаточно высок и в период расплавления, и в период перегрева.

В отношении экономичности энергоиспользования ни один из плавильных агрегатов не является идеальным. Поэтому в настоящее время ведутся работы по совершенствованию ваграночного процесса, расширению области применения электроплавки, созданию дуплекс-процессов и изысканию наиболее эффективных областей применения того или иного агрегата.

В чугунолитейном производстве промышленно развитых стран значительное количество чугуна выплавляется в вагранках закрытого типа с горячим дутьем и очисткой отходящих газов, как правило, в комплексе с миксерами.

В крупных чугунолитейных цехах с объемом производства, составляющим 45—90 т/ч жидкого чугуна, основным является дуплекс-процесс металлургическая вагранка — дуговая или индукционная электропечь. При этом производительность процесса зависит от размеров вагранки.

Металлургические вагранки не имеют футеровки в зоне плавления, оснащены охлаждающими фурмами, системой выпуска чугуна и шлака особой конструкции. Шахтные печи такого типа пригодны для длительной (в течение 1—6 недель) плавки без выбивки, при непрерывной работе в три смены или две смены с горячим простаиванием печи в третью смену. Расход кокса составляет 10—15 % при температуре выпускаемого чугуна до 1550 °С.

Обычно выплавка чугуна организована таким образом, что металл и шлак непрерывно выпускаются через сифонный шлакоотделитель и не накапливаются в горне. Чаще всего для согласования работы заливочных отделений и вагранки требуется установка миксера достаточной вместимости, поскольку производительность металлургических вагранок составляет 10—100 т/ч и требуется непрерывный отбор жидкого металла. Затраты на систему газоочистки для металлургических вагранок составляют до 25 % общей стоимости установки.

Основной производитель металлургических вагранок — фирма «Гезельшафт фюр Хюттенверксанлаген» — «GNW» (ФРГ) — оснастила их системой газоочистки, включающей охладитель, дезинтегратор мокрой очистки, осушитель газа, ряд фильтров, регулятор, транспортные системы, электропривод. Отходящие в атмосферу газы

имеют температуру 300 °С, количество пыли составляет 50—100 мг/м³, температура подогретого воздуха в рекуператоре — 400—600 °С. Для нагрева воздуха в рекуператоре используется также жидкое или газообразное топливо.

Наряду с достоинствами ваграночный процесс имеет и недостатки, в частности ограниченные возможности получения различных марок высоколегированного чугуна с низким и повышенным содержанием углерода.

В 60-е годы в развитых странах началось активное распространение электроплавки и замена вагранок электропечами в чугуноплавильных цехах. Это было вызвано значительным повышением требований к охране окружающей среды, совершенствованием конструкций индукционных электропечей промышленной частоты и возможностью широкого использования дешевых материалов. В настоящее время области применения различных плавильных агрегатов достаточно четко определились. Например, доля выплавки чугуна в электропечах стабилизировалась на уровне 25—50 %. Оптимальный уровень применения электропечей в той или иной стране определяется качественной структурой потребления отливок, прежде всего использованием в машиностроении высокопрочного, ковкого, легированных конструкционных и специальных чугунов. В этом случае использование электрометаллургических процессов служит технической базой для производства качественного литья.

В развитых странах количество выплавляемого чугуна с применением электропечей возросло за последние 10 лет более чем в 2 раза. При этом следует отметить, что повышение роли электроплавки находится в прямом соответствии с увеличением выпуска высокопрочного чугуна. В ФРГ из 97 цехов, выпускающих высокопрочный чугун, 59 используют индукционные электропечи.

Дальнейшее развитие индукционных электропечей осуществляется в направлении увеличения единичной мощности агрегатов, создания конструкций непрерывного действия, реализации мероприятий по снижению расхода электроэнергии. Следует отметить разработку и применение крупных индукционных миксеров вместимостью свыше 100 т для расплавления возврата и крупного лома за счет теплоты жидкого чугуна, что позволяет существенно снизить расход электроэнергии и повысить тепловой КПД плавки в целом. Наличие большого количества металла в миксере гарантирует высокую стабильность химического состава металла и очень низкий угар элементов. Эти преимущества при соответствующем балансе получения и расходования жидкого металла дают возможность использовать крупные миксерные электропечи в качестве основного плавильного агрегата для получения базового сплава, из которого производят другие марки чугуна методами внепечной обработки.

В мелкосерийном производстве с частым изменением выплавляемых марок металла перспективны печи повышенной частоты, в которых можно переплавлять любую шихту без наличия остатка жидкого металла. Они имеют высокую удельную мощность и более высокий общий КПД по сравнению с печами промышленной частоты, по-

скольку в качестве источника питания в них применяются тиристорные преобразователи.

В печах повышенной частоты возможна выплавка чугунов всех марок, однако эти печи более требовательны к составу шихтовых материалов. Вследствие слабого перемешивания металлической ванны в них затруднено проведение науглероживания, поэтому шихта должна состоять из чушковых чугунов или чугунного лома и возврата с небольшими добавками ($\sim 10\%$) стального лома. Печи повышенной частоты применяются также в дулекс-процессах в качестве вторичного агрегата при производстве высокопрочного чугуна. В таком процессе возможен переплав возврата в печах с частичным сохранением в расплаве магния. Организация такого процесса позволяет стабильно получать высокопрочный чугун с более низким расходом электроэнергии и модификаторов, чем при других дулекс-процессах.

Достаточно широкое распространение для выплавки высокопрочного чугуна получили дуговые электропечи, несмотря на более низкие экономические показатели по сравнению с индукционными печами. Применение дуговых печей в производстве высокопрочного чугуна обычно обосновывается следующими обстоятельствами: 1) возможностью снизить содержание демодифицирующих элементов и прежде всего серы и кислорода в процессе плавки до уровня, допустимого для получения ВЧШГ (серы до $0,005\%$, кислорода — $10 \cdot 10^{-4}\%$); 2) возможностью использовать для выплавки высокопрочного чугуна более дешевую шихту, в том числе синтетическую, чем при индукционной и ваграночной плавке; 3) возможностью осуществить высокий перегрев чугуна при меньшей опасности аварий по сравнению с индукционной электропечью; 4) возможностью маневренно использовать плавильный агрегат для выплавки высокопрочного чугуна различных марок, легированного чугуна; 5) возможностью снизить содержание хрома в расплаве до определенного уровня в случае попадания его с шихтой неизвестного химического состава.

Кроме того, современные дуговые электропечи отличаются высоким уровнем автоматизации технологического процесса, более короткими, чем при индукционной плавке, сроками остановки оборудования для замены футеровки.

Дуговые электропечи дают возможность реализовать в промышленных условиях технологию получения высокопрочного чугуна с шаровидным графитом при низком содержании примесей. Эта возможность основана на исключительной роли шлаков в процессе плавки. Дуговые электропечи являются единственным плавильным агрегатом в литейных цехах, в котором шлаки «горячее» металла, а потому имеют высокую химическую активность. За счет высокой активности шлаков расплав можно рафинировать.

Экономически целесообразным, несмотря на увеличение капитальных затрат, расходов на обслуживание, расхода энергии и огнеупоров, является применение для производства высокопрочного чугуна дулекс-процесса дуговая печь — индукционный миксер.

Дулекс-процесс позволяет стабилизировать состав и температуру жидкого металла, устранить жесткую связь между плавильным

отделением и формовочными линиями, что в условиях крупносерийного и массового производства отливок из высокопрочного чугуна является очень важным. Исходя из этого, для индивидуального и серийного производства отливок из высокопрочного чугуна, а также для их массового производства при наличии качественной однородной шихты рекомендуется обычно плавка в индукционных электропечах, для условий крупносерийного и массового производства — плавка чугуна дуплекс-процессом дуговая печь — индукционная печь.

В последнее время в Институте проблем литья АН УССР созданы магнитодинамические установки, предназначенные для хранения, перегрева и дозирования жидкого металла. Эти установки могут быть применены в дуплекс-процессах, а также как раздаточные электропечи.

Магнитодинамическая установка представляет собой канальную индукционную электропечь с электромагнитным устройством, где

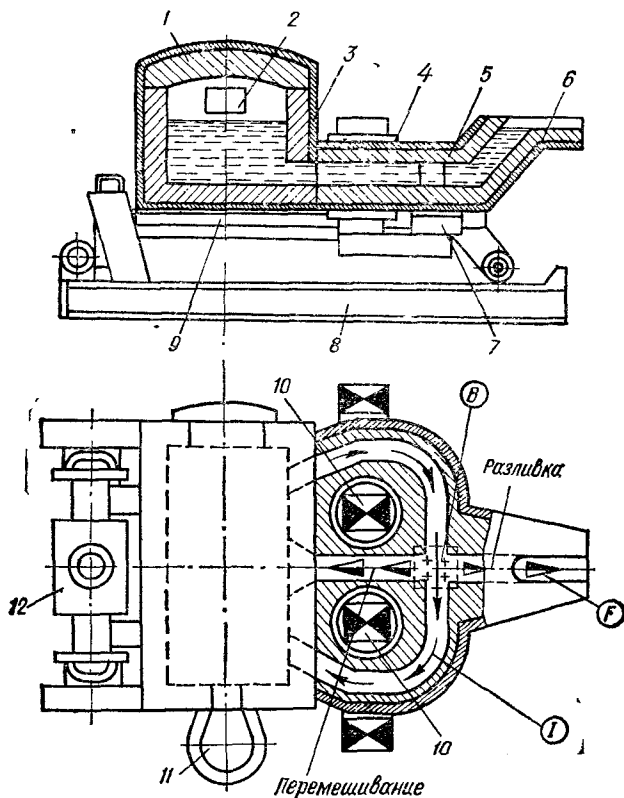


Рис. 9.1. Схема магнитодинамической установки для чугуна:

1 — крышка; 2 — окно для скачивания шлака; 3 — тигель; 4 — корпус; 5 — футеровка; 6 — носок для слива металла; 7 — электромагнит; 8 — основание; 9 — рама установки; 10 — индуктор; 11 — желоб для доливки металла; 12 — механизм стабилизации исходного уровня жидкого металла

используются индукционный способ нагрева и метод транспортировки жидкого металла под действием электромагнитного поля. Установки могут быть использованы для многих технологических способов литья: на автоматических формовочных линиях, в кокиль, при непрерывном литье.

Схема магнитодинамической установки для чугуна приведена на рис. 9.1. Первоначально в тигель при работе установки заливают жидкий металл, который заполняет каналы индукционной единицы. На катушку индуктора включают напряжение электропитания. При этом в канале создается электрический ток I , под действием которого осуществляется нагрев металла.

При включении напряжения на катушку электромагнита возникает электромагнитное поле B , которое, взаимодействуя с электрическим током в металле на участке размещения полюса электромагнита, создает электромагнитную силу F . Под действием этой силы жидкий металл приводится в движение. В зависимости от полярности включения напряжения на катушку электромагнита движущая сила может быть направлена в сторону сливного носка или в сторону тигля. Первый вариант включения определяет режим разлива жидкого чугуна, второй — обеспечивает перемешивание расплава в тигле.

В режиме перемешивания металл из тигля по боковым каналам индукционной единицы поступает на участок взаимодействия тока с магнитным полем и по центральному каналу возвращается в тигель. Такой режим работы установки обеспечивает наряду с нагревом металла в канале более интенсивную передачу теплоты из канала в тигель, способствует усреднению химического состава и температуры во всем объеме тигля. Он может использоваться также при обработке металла в установке различными реагентами.

На основе приведенной конструктивной схемы разработано два образца магнитодинамических установок — с одним сливным носком для заливки чугуна и с двумя сливными носками. В последнем варианте индукционная единица оснащена двумя электромагнитами с независимыми источниками электропитания.

Узлы установки — тигель, канал и сливной носок, непрерывно находящиеся в контакте с жидким металлом, изготовляют из огнеупоров, обладающих высокой коррозионно-эрозионной стойкостью по отношению к чугуну.

В качестве футеровочного материала тигля и канала могут применяться основные набивные огнеупорные смеси типа муллитокорунда, жаростойких бетонов и т. п.

Техническая характеристика магнитодинамических установок различной производительности:

Производительность по заливке, кг/ч . . .	10 000	15 000
Полезная масса металла, кг	3000	3000
Скорость заливки металла в форму, кг/с	1—10	2—20
Напряжение питания, В	380	380
Мощность, кВт	360	420
Расход электроэнергии на заливку, кВт · ч/т	2—5	3—7
Масса установки (с футеровкой), кг . . .	18 000	19 000
Габаритные размеры, мм	444 × 3530	× 2680

Магнитодинамические установки, наряду с такими качествами, как хранение и подогрев металла, высокая производительность и точность дозирования, обладают способностью перемешивать металл с модифицирующими и легирующими добавками. При введении в такой установке в жидкий чугун ферросилиция, феррохрома степень усвоения элементов достигает 85—90 %. Указанные преимущества магнитодинамических установок обеспечивают высокую эффективность их применения.

Вопросы для самоконтроля

1. Укажите расход энергии, тепловой КПД, угар элементов и другие технико-экономические характеристики вагранок различного типа, индукционных и дуговых печей в период расплавления металла и при перегреве.
2. Назовите особенности дуплекс-процессов вагранка — индукционная печь; дуговая печь — индукционная печь. Какое влияние на литейные свойства и формирование структуры чугуна оказывают эти процессы плавки?
3. Какова область применения индукционных канальных миксеров? Какое влияние оказывает длительная выдержка чугуна в канальных миксерах с основной футеровкой на литейные свойства и структуру чугуна?
4. Какой плавильный агрегат является экологически наиболее чистым? Приведите данные о количестве пыли и газов, выделяющихся при плавке в различных печах.
5. Какие меры по защите окружающей среды необходимо осуществлять при модифицировании чугуна?
6. Каковы тенденции и область применения водоохлаждаемых вагранок с горячим дутьем, индукционных тигельных и дуговых электропечей?

Таблица 1. Основные дефекты чугунных отливок металлургического характера

Дефекты и их разновидности	Причины образования дефектов металлургического характера и меры по их устранению		Прочие причины образования дефектов
	Причины	Меры	
А. Раковины	Несоответствие или неправильный выбор химического состава чугуна: низкое содержание углерода и кремния; повышенное содержание карбидообразующих элементов (Cr, Mo, V), повышенное содержание фосфора	Стабилизация химического состава выплавляемого чугуна	Нетехнологичная конструкция отливки; нерациональная литниковая система, недостаточное питание отливок (малый размер прибылей, небольшое их количество, малое сечение шейки прибыли и т. д.); недостаточная эффективность холодильников и прочность литейных форм
1. Усадочные: усадочная пористость	Повышенная температура заливки	Стабилизация температурного режима плавки и заливки чугуна	
2. Газовые	Пониженная температура заливки	Стабилизация температурного режима плавки и заливки	Повышенная газотворность, пониженная газопроницаемость форм и стержней; механический захват газов в литниковой системе (плохая сушка ковшей, футеровочных лотков); влажные, ржавые холодильники, жеребейки и т. д.
	Повышенная газонасыщенность и окисленность чугуна вследствие нарушения хода плавки применения окислительной и загрязненной шихты	Стабилизация хода плавки Применение качественных шихтовых материалов	
3. Ситовидная пористость	Повышенное содержание алюминия и титана в чугуне	Применение шихтовых материалов и модификаторов с низким содержанием алюминия и титана	Повышенная влажность формы; повышенное содержание водорода и азота в связующих; влажные ковши, желоба
	Пониженная температура заливки	Стабилизация температурного режима плавки и заливки чугуна	
4. Щелевидная пористость в массивных частях отливки	Высокое содержание азота и водорода в чугуне	Применение шихтовых материалов с пониженным содержанием азота (стального лома, карбюризаторов); применение окисленного стального лома	Применение связующих с высоким содержанием азота

Дефекты и их разновидности	Причины образования дефектов металлургического характера и меры по их устранению		Прочие причины образования дефектов
	Причины	Меры	
Б. Включения	Недостаточный перегрев чугуна	Стабилизация температурного режима плавки	Небрежная заливка форм; недостаточная эффективность шлакоулавливания в литниковой системе
1. Шлаковые раковины	Повышенное количество шлака	Очистка расплава от шлака	
2. Металлические включения	Неполное расплавление ферросплавов и легирующих элементов при вводе модифицирующих и легирующих присадок вследствие следующих факторов: недостаточного перегрева чугуна	Стабилизация температурного режима плавки — заливки	Попадание в полость формы посторонних предметов; неполное расплавление внутренних холодильников
	нарушения технологии модифицирования и неадекватного выбора способа ввода модификаторов	Изменение или соблюдение технологии модифицирования	
В. Нарушение сплошности			
1. Горячие трещины	Повышенная температура заливки	Стабилизация температурного режима плавки и заливки чугуна	Нетехнологичная конструкция отливки (наличие перепадов температур при затвердевании, выступающих частей и т. д.), недостаточная податливость форм и стержней, механическое торможение усадки элементами литниковой системы
2. Спай	Пониженная жидкотекучесть чугуна вследствие: окисленности несоответствия химического состава (пониженное содержание С, Si и P) низкой температуры заливки	Стабилизация хода плавки Применение качественных шихтовых материалов Стабилизация температурного режима плавки и заливки чугуна	Недостаточная скорость заливки; нетехнологичная конструкция отливки; утечка чугуна из формы; нерациональная конструкция литниковой системы

Дефекты и их разновидности	Причины образования дефектов металлургического характера и меры по их устранению		Прочие причины образования дефектов
	Причины	Меры	

Г. Дефекты поверхности и формы отливок

1. Пригар

Повышенная температура заливки

Стабилизация температурного режима заливки чугуна

Большой металлостатический напор; слабая набивка форм; некачественная окраска; длительная заливка; недостаточная термостойкость форм

2. Ужимины
Д. Несоответствие состава, структуры и свойств требованиям техническим условиям

То же

То же

1. Отбел

Несоответствие и неправильный выбор химического состава чугуна: пониженное содержание углерода и кремния; повышенное содержание карбидообразующих элементов (Cr, Mo, V)

Неэффективное модифицирование

Длительная выдержка расплава

Пониженная температура заливки

Повышенная загазованность и окисленность чугуна

Стабилизация химического состава выплавляемого чугуна

Изменение технологии выпечной обработки

Применение эффективной ковшовой обработки

Стабилизация температурного режима заливки чугуна

Стабилизация хода ваграночной плавки; применение качественных материалов

Повышенная влажность смеси; неправильный подвод металла; наличие заливов; неправильный выбор холодильников

2. Несоответствие микроструктуры требованиям техническим условиям

Несоответствие химического состава

Неправильный выбор состава чугуна

Неэффективное модифицирование

Изменение технологии выпечной обработки

Стабилизация химического состава выплавляемого чугуна

Изменение технологии выпечной обработки

Нарушение режима термообработки

Дефекты и их разновидности	Причины образования дефектов металлургического характера и меры по их устранению		Прочие причины образования дефектов
	Причины	Меры	
3. Несоответствие механических свойств требованиям технических условий	Длительная выдержка расплава в миксере	Применение эффективной ковшовой обработки	Наличие в образцах усачной пористости
	Несоответствие химического состава выплавляемого чугуна	Стабилизация химического состава выплавляемого чугуна	
	Неправильный выбор химического состава чугуна	Изменение химического состава чугуна	
	Неэффективное модифицирование чугуна	Изменение технологии модифицирования	
	Длительная выдержка расплава	Применение эффективной ковшовой обработки	
	Недостаточный перегрев чугуна	Стабилизация температурного режима плавки	

Приложение 2

Таблица 2. Вагранки закрытого типа конструкции Гипростанок

Показатели	Внутренний диаметр вагранки, мм		
	850	1100	1350
Геометрические размеры вагранки, мм			
диаметр горна вагранки	850	900	1100
диаметр фурменной коробки	3000	3224	3424
диаметр фурм и их количество	160×6	180×6	200×6
полезная высота вагранки	5000	5500	—
высота опорной части	2000	2500	2500—3000
высота горна	600	700	750
высота шихтового затвора	—	1500	1500
высота шлаковой камеры	2850	3150	—
Номинальная производительность, т/ч	5	8	12
Диапазон оптимальной производительности, т/ч	4—6	6—9	10—15
Температура металла на желобе, °С, не более		1520	
Расход топлива:			
кокса в рабочую колошу, %		10—14	
природного газа в рекуператоре для обеспечения устойчивого горения ваграночных газов, м ³ /ч	60	100	150

Показатели	Внутренний диаметр вагранки, мм		
	850	1100	1350
Расход дутья (максимальный), м ³ /ч	5000	7000	12 000
на охлаждение плавильного верхнего пояса и фурм	85	105	130
на очистку ваграночных газов	25	30	40
Установленная мощность, кВт	400	400	500
Длительность работы вагранки без текущего ремонта, сут, не более	6	6	6

Примечание. Расходы кокса и газа приняты средними для монопроцесса; для дуплекс-процесса их можно уменьшить на 20 %.

Приложение 3

Таблица 3. неполадки при плавке в вагранках закрытого и открытого типов и меры по их устранению

Неполадки	Причины	Меры по устранению
В вагранке		
Низкая температура металла в начале плавки	Низкая начальная высота холостой колоши; мелкий кокс с малой механической прочностью; значительное снижение высоты холостой колоши из-за длительного или интенсивного розжига	Дать одну или две удвоенные топливные колоши; уменьшить временно расход дутья (до подхода пересыпки к зоне плавления)
Снижение температуры выпускаемого металла	Снижение уровня зоны плавления и температуры подогрева дутья	Дать удвоенную топливную колошу; проверить правильность назначения и дозирования кокса и массы металлической колоши; принять меры к подъему температуры подогрева дутья
Прорыв металла через подину	Некачественная набивка подины; размыв подины водой, поступающей через неплотности водоохлаждаемых узлов вагранки; высокое давление дутья в начале плавки	Прекратить подачу дутья в вагранку; выпустить из нее весь металл (до шлака); закрыть огнеупорной глиной (леточным составом) место прорыва; исключить попадание воды в вагранку
Замерзание металла в летке или переходном канале сифонного шлакоотделителя в начале плавки	Пониженная температура металла; плохая набивка летки или переходного канала (не на всю длину); недостаточная сушка переходного канала и шлакоотделителя; попадание куска кокса в переходной канал	Прекратить подачу дутья в вагранку; прожигать летку кислородом. При необходимости принять меры к повышению температуры металла

Неполадки	Причины	Меры по устранению
Прекращение стока металла через переходной канал сифонного шлакоотделителя	Резкое снижение температуры металла; попадание в переходной канал куска кокса, обгоревшего кирпича	Остановить дутье, выпустить металл из шлакоотделителя; прочистить ломиком или прожечь кислородом переходной канал или медленно выбить вагранку; принять меры к повышению температуры металла
Подъем шлака в вагранке к фурмам и прекращение удаления его через сифонный шлакоотделитель	Недостаточно высокое давление дутья в вагранке; несоблюдение размеров сифонного шлакоотделителя; попадание в переходной канал куска кокса	Поднять давление дутья до максимального. Прочистить летку «нглой», а если это не дает результата, прекратить подачу дутья в вагранку, выпустить металл через нижнюю летку; снизить металлический и шлаковый порог
Верхнее зависание шихты	Применение крупной шихты; наличие выбоин и выступов в футеровке шахты вагранки	Прекратить подачу дутья в вагранку. Соблюдая меры предосторожности, пробивать шихту через загрузочное окно или люки в шахте закрытых вагранок, предварительно выключив в них устройство, создающее разрежение в системе газоочистки, и открыв люки в верхней части шахты. После устранения зависания давать удвоенную топливную колошу
Нижнее зависание шихты (зависание шихты на шлаковых настилах)	Применение мелкого кокса с высоким содержанием золы или некачественного флюса; обвалы футеровки из-за некачественного ремонта	Дать одну или две топливные колоши крупного кокса и легкоплавкого флюса, и, если устранить зависание не удастся, выбить вагранку во избежание образования «козла»
В системе газоочистки		
Не закрывается нижняя крышка шлюзовой камеры загрузки шихты закрытых вагранок	Перегрузка шахты вагранки; верхнее зависание шихты	Перевести управление крышкой в наладочный режим; попробовать закрыть крышку через 10—15 мин. Принять меры по устранению верхнего зависания
Зависание шихты в бункере шлюзовой камеры	Применение негабаритной шихты; верхнее зависание шихты	Перевести управление крышкой в наладочный режим; попробовать закрыть крышку через 10—15 мин. Принять меры по устранению верхнего зависания
Зависание шихты в бункере шлюзовой камеры	Применение негабаритной шихты; большая масса колоши	Остановить дутье; выключить устройство, создающее разрежение в системе газоочистки; открыть верхнюю крышку шлюзовой камеры и закрепить ее; проветрить бункер и, соблюдая меры предосторожности, устранить зависание шихты; работы выполнять в противогазе с голкалитовым патроном

Неполадки	Причины	Меры по устранению
Повышение давления в узле отбора газов в систему газоочистки выше заданного	Забивка шламопроводов; прекращение слива воды от аппаратов газоочистки; засорение газохода ваграночных газов	Прекратить подачу дутья в вагранку и подачу воды к аппаратам газоочистки, проверить слив шлама из аппаратов газоочистки и при необходимости прочистить шламопроводы
Повышение температуры газов в системе газоочистки выше допустимой	Понижение уровня шихты в вагранке; зависание шихты; отсутствие подачи воды в систему газоочистки	Снизить расход дутья; принять меры по загрузке шихты в вагранку, устранить зависание, проверить исправность системы подачи воды к аппаратам газоочистки, устранить замеченные неисправности; увеличить расход воды в системе газоочистки
Разрушение или прогар взрывных клапанов в системе газоочистки	Высокая температура ваграночных газов, взрыв в системе газоочистки	Прекратить подачу дутья и выключить устройства, создающие разрежение в системе газоочистки; отключить узел с вышедшим из строя клапаном от вагранки; открыть доступ ваграночных газов в атмосферу непосредственно из шахты вагранки; заменить вышедший из строя взрывной клапан; герметизировать систему газоочистки, включить систему отсоса ваграночных газов

В системе подачи и подогрева дутья

Отсутствие разрежения в топке или камере дожигания рекуператора	Засорение теплообменника пылью; неплотное закрытие люков и лазов рекуператора	Проверить герметичность дымового тракта рекуператора; уменьшить расход дымовых газов через рекуператор (снизить расход дутья или уменьшить расход природного газа)
Превышение заданной температуры дыма на выходе из топки рекуператора	Повышенный расход кокса в вагранке, природного газа в рекуператоре или низкое качество кокса	Уменьшить расход газа в топке рекуператора; увеличить подсос воздуха в топку рекуператора; принять меры к снижению расхода кокса
Проскок пламени в горелку ваграночных газов	Низкая скорость газовой смеси на выходе из горелки	Увеличить подачу воздуха в горелку и, если это не дает результата, прекратить подачу дутья в вагранку; дать смесителю остыть

Таблица 4. Рекомендуемые скорости дутья и площади сечения фурм в зависимости от диаметра шахты вагранки с двумя рядами фурм

Внутренний диаметр шахты вагранки, D, мм	Скорость дутья, м/с		Площадь сечения фурм, дм ²			Отношение площади сечения фурм к площади сечения шахты вагранки			Диаметр, мм, количество фурм, шт.	
	в первом ряду фурм	во втором ряду фурм	общая	в первом ряду фурм	во втором ряду фурм	общее	первого ряда фурм	второго ряда фурм	в первом ряду	во втором ряду
700	25—30	14—17	3,40	1,60	1,80	1 : 11	1 : 24	1 : 21	70×4	74×4
900	29—34	17—20	4,95	2,35	2,60	1 : 13	1 : 27	1 : 25	70×6	75×6
1100	29—34	17—20	6,90	3,35	3,45	1 : 14	1 : 27	1 : 27	90×6	90×6
1300	32—39	18—22	8,80	4,50	4,30	1 : 15	1 : 30	1 : 30	100×6	95×6

Примечание. Меньшее значение скорости дутья относится к расходу кокса, составляющему 10 % металлозавалки, большее — к расходу кокса, составляющему 14 % металлозавалки.

Таблица 5. Величина усадки и объем усадочных раковин для различных чугунов

Чугуни	Этапы линейной усадки, %					Объем усадочных раковин, %
	г рае	г д.п	г γ-α	г п.п	г лит	
ВЧ, КЧ	0,1	1,2—1,4	0,02—0,4	≈ 1	1,8—2,2	5,0—6,0
СЧ	0,1—0,25	0,1—0,5	0,04—0,2	≈ 1	0,9—1,3	0,0—4,0
ВЧШГ	0,3—1,0	(-0,4)—(+0,4)	0,04—0,2	≈ 1	(-0,3)—(+0,6)	2,5—12,0
ЧВГ	0,2—0,6	(-0,2)—(+0,5)	0,04—0,2	≈ 1	0,6—0,9	2,0—7,0

Программа

расчета шихты на микрокалькуляторах «Электроника БЗ-34», «Электроника МК-61», «Электроника МК-52» (по данным И. Д. Данилова)

Порядок работы:

1. Ввести программу.
2. Перейти в режим вычислений (FABT).
3. Очистить программный указатель (В/0).
4. Ввести число легирующих элементов: n С/П.
5. Ввести одно за другим, перемежая нажатием клавиши «↑», процентное содержание первого легирующего элемента в исходном сплаве A₁, содержание первого легирующего элемента в сплаве, который должен быть получен, т. е. В₁, содержание первого легирующего элемента в первом ферросплаве С₁. Запустить программу на счет (С/П).
6. Продолжить ввод чисел A_i, В_i, С_i как описано в п. 5 (i = 2, ..., n); по окончании ввода перейти к п. 7.
7. После остановки, во время которого на индикаторе высвечивается число «0», ввести исходную массу плавки в килограммах: M₀ С/П.

8. После останова считать с индикатора итоговую массу плавки M_k . Последовательно нажать n раз клавишу «ПП» и каждый раз считывать с индикатора массу добавки очередного ферросплава M_i ($i = 1, \dots, n$), выраженную в килограммах.
9. Если требуется снова вывести на индикатор массу добавки i -го ферросплава M_i , нажать клавиши «ИП», «i» и считать с индикатора появившееся на нем число.

Программа.

00	↑	0E	n	n					
01	+	10	2n						
02	ПД	4Г	2n						
03	ГО	40	2n						
04	С/П	50	2n						
04	С/П	50	C_i	B_i	A_i				
05	÷	13	B_i/C_i	A_i					
06	КП↑	LE	—	—					
07	FBx	0	C_i/C_i	B_i/C_i	A_i				
08	XY	14	B_i/C_i	C_i	A_i				
09	F0	25	C_i	A_i					
10	÷	13	A_i/C_i						
11	КГО	L0	—						
12	FLO	5Г	—						
13	04	04	—						
14	ИПД	6Г	2n						
15	ГО	40	2n						
16	1	01	1	2n					
17	↑	0E	1	1	2n				
18	КИП↑	ГЕ	B_i/C_i	1	1	2n			
19	—	11	$1 - B_i/C_i$		1	2n	2n		
20	XY	14	1	$1 - B_i/C_i$		2n			
21	КИГО	ГО	A_i/C_i	1		$1 - B_i/C_i$	2n		
22	—	11	$1 - A_i/C_i$			$1 - B_i/C_i$	2n		
23	XY	14	$1 - B_i/C_i$			$1 - A_i/C_i$	2n		
24	FLO	5Г	—			—	—		
25	18	18	—			—	—		
26	÷	13	$1 - \sum (A_i/C_i)$						
			$1 - \sum (B_i/C_i)$						
27	ИПД	6Г	2n	K					
28	ГО	40	2n	K					
29	F0	25	K						
30	↑	0E	K	K					
31	КИП↑	ГЕ	B_i/C_i	K	K				
32	X	12	$B_iK/C_i - A_i/C_i$		K				
33	КИГО	ГО	A_i/C_i	B_iK/C_i	K				
34	—	11	$B_iK/C_i - A_i/C_i$		K				
35	КП↑	E	—		—				
36	FLO	5Г	—		—				
37	29	29	—		—				
38	ИПД	6Г	2n						
39	ГО	40	2n						
40	0	00	0	2n					
41	С/П	50	0	2n					
42	ПС	4[M_0						
43	КИГО	ГО	$B_iK/C_i - A_i/C_i$		M_0				
44	ИПС	6[M_0	$B_iK/C_i - A_i/C_i$	M_0				
45	X	12	$(B_iK/C_i - A_i/C_i) M_0$						
46	КП↑	E	—		—				
47	+	10	$M_0 + M_i$						
48	FLO	5Г	—						
49	43	43	—						
50	ПА	4—	M_k						

51	ИПД	6Г	2п	M_k
52	ПО	40	2п	M_k
53	FO	25		M_k
54	С/П	50		M_k
55	КИПО	ГО		M_f
56	FLO	5Г		M_f
57	54	54		M_f
58	С/П	50		M_f

Приложение 7

Контроль качества жидкого чугуна

1. Контроль температуры расплава. Непрерывный контроль температуры жидкого чугуна может быть выполнен с помощью системы АПИР-С, включающей лейкоапфировые световоды, устройства монтажа, преобразования сигнала, индикации и записи сигнала.

Периодические и разовые измерения производятся с помощью термоэлектрических преобразователей (термопар) кратковременного погружения типа ТХА, ППР, ТВР, ТПР, а также с применением более дорогостоящих термопар типа ТПП. Точность измерения температуры металла термопарами в цеховых условиях обычно составляет $\pm 6^\circ$.

Измерение температуры расплава с помощью пирометров излучения типа ОППИР-017 и других обеспечивает обычно точность измерения $\pm 15^\circ$. Показания пирометров необходимо периодически проверять с помощью калиброванных термопар погружения.

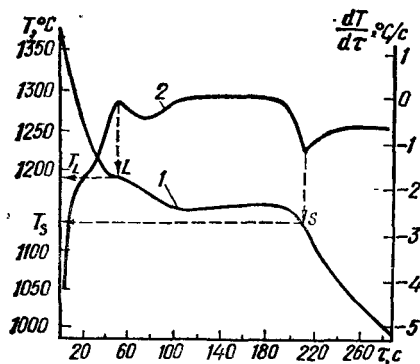
Поскольку при использовании пирометров измеряется так называемая яркостная температура, необходимо предварительно удалять с поверхности металла шлак, различные пленки и т. п. Яркость излучения зависит также от химического состава металла, поэтому при переходе на выплавку чугуна другой марки пользуются обычно поправкой или производят контрольный замер термопарой погружения.

2 Контроль химического состава. Применяется ряд методов контроля состава чугуна: химический, термографический (по кривым охлаждения чугуна), физический (по характеристикам продуктов горения при сжигании чугуна, по термоЭДС и т. п.), спектрографический и др.

Химический метод определения содержания элементов является наиболее точным, но вместе с тем длительным, поэтому чаще применяются экспресс-методы. Продолжительность и точность определения содержания элементов различными методами приведена в табл. 6.

Таблица 6. Методы и точность определения химического состава чугуна

№ п/п	Элемент	Метод определения	Продолжительность определения, мин	Точность определения, %
1	C	Метод сжигания	8	$\pm 0,05$
2	C	Гравиметрический метод	90	$\pm 0,05$
3	Mn	Персульфатно-серебряный метод	15	$\pm 0,025$
4	Mn	Метод сжигания	5	$\pm 0,004$
5	P	Фотоколориметрический метод	20	$\pm 0,01$
6	Mn	То же	20	$\pm 0,07$
7	C	Объемный метод	35	$\pm 0,02$
8	Mo	То же	30	$\pm 0,01$
9	Si, Mn, Ni, Cr	Спектрографический метод	4—10	$\pm 0,01$



Определение температур ликвидуса T_L и солидуса T_S по экстремальным точкам первой производной термограммы охлаждения чугуна:

кривая 1 — $T = f(\tau)$; кривая 2 —

$$\frac{dT}{d\tau} = f(\tau)$$

ления температур ликвидуса и солидуса сплавов по максимумам первой производной (см. график), проведения всех расчетов химического состава, глубины отбела по величине переохлаждения при эвтектическом превращении относительно температуры стабильной диаграммы состояния и т. д. Вводятся также поправки по изменению температуры ликвидуса в зависимости от содержания легирующих элементов, например по уравнению:

$$T_L = 1599 - 107C - 26,6Si - 61,4P + 9,7Mn + 7,65S + 0,5Ni - 21,7Cr.$$

Эта зависимость не учитывает кривизны поверхности ликвидуса в диаграмме состояния железоуглеродистых сплавов, однако с достаточной точностью описывает влияние ряда элементов; особенно важно вводить поправки по содержанию фосфора и хрома. Полученные расчетные данные по концентрациям углерода, кремния, величине переохлаждения, температуре заливки, ликвидуса и солидуса, время взятия пробы, номер печи и другие характеристики высвечиваются на дисплее прибора, а также выводятся для контроля на цифробежать.

Физические методы также позволяют быстро и достаточно точно определять содержание отдельных элементов. Так, в течение одной минуты можно установить количество углерода в чугуне с помощью специального анализатора фирмы «Лек», работающего на принципе измерения различной теплопроводности кислорода и углекислого газа. Эти газы образуются при сжигании навески исследуемого чугуна в потоке кислорода. Теплопроводность газа измеряется автоматически и результат фиксируется на шкале прибора (в процентах углерода). Предел определения углерода составляет 0,02—9%; точность замеров соответствует точности химического анализа. Эта же фирма выпускает приборы для определения кислорода и азота в чугуне.

ВНИИА черметом создана установка АН-29, автоматически определяющая содержание углерода в чугуне после сжигания навески в течение 1—1,5 мин. Английской фирмой «Рэнк Пресижи» разработана установка «Инфракрас-СЕ 200», позволяющая провести анализ углерода в диапазоне 0,01—0,5% за 70 с и серы (0,001—5,0%) за 2—2,5 мин. Установка состоит из индукционной печи мощностью 1,5 кВт, в которой сжигается граммовая навеска при температуре 1650 °С, инфракрасных газоанализаторов концентраций CO_2 и O_2 и автоматической системы управления работой установки. Результаты анализов выдаются в цифровой форме.

Для определения содержания кремния применяется также термоэлектрический метод, который основан на том, что ЭДС между контактными проводниками зависит от разности температур и от содержания кремния в проводниках. Если известен хи-

Термографический метод анализа состава чугуна основан на расшифровке кривых охлаждения. Определяя температуру ликвидуса, солидуса, интервала кристаллизации чугуна, можно с высокой точностью вычислить углеродный эквивалент, содержание углерода и кремния. Для повышения точности записи термограммы охлаждения применяют калиброванные хромель-алюмелевые или платинородиевые термопары, обеспечивающие точность замеров $\pm 1^\circ$, а также пробоотборник из огнеупорных материалов, которые обеспечивают заданную скорость охлаждения.

На основе термографического метода созданы приборы для экспресс-анализа состава чугуна и определения некоторых параметров кристаллизации (величины переохлаждения, теплот кристаллизации фазовых составляющих): прибор АЧ-03 (Институт проблем литья АН УССР); «Si — C — Q» (Швейцария); «Siderlab» (Австрия) и др.

Во всех этих приборах использованы возможности компьютерного анализа термограмм охлаждения для точного определе-

мический состав одного из электродов, то по значению ЭДС можно определить содержание кремния во втором электроде.

Изменение массовой доли углерода в пределах 2,9—3,6 % и фосфора — 0,1—0,8 % практически не влияет на величину ЭДС и получаемые результаты. Марганец, напротив, заметно изменяет показания, поэтому для учета этого фактора требуется вводить поправку.

Для получения среднего результата измерения ЭДС следует производить на силикометре в нескольких точках исследуемого образца; гораздо проще применять стружку испытуемого металла. С этой целью используется установка, в которой стружка находится на холодной пластине и прижимается нагретой. Измерение производится одновременно во многих точках и показания усредняются. Точность определения кремния этим методом составляет $\pm 0,1$ %, продолжительность от момента заливки жидкого металла 5—10 мин.

Таблица 7. Длина залитой ветви спирали в зависимости от эвтектичности чугуна

Химический состав, %			Температура заливки, °С	Длина залитой ветви спирали, мм
Углерод	Кремний	Углеродный эквивалент		
3,16	1,21	3,46	1320	460
3,26	1,44	3,64	1320	450
3,12	1,77	3,71	1320	790
3,12	2,01	3,79	1260	665
3,23	2,57	4,09	1280	790
3,06	2,89	4,02	1260	705
2,92	2,71	4,19	1270	862
2,96	4,02	4,30	1260	873
2,99	4,40	4,46	1260	1148
2,82	4,99	4,48	1270	1118

Определение состава чугуна *спектрографическим методом* является самым распространенным, поскольку одновременно определяется содержание нескольких элементов, в том числе и неметаллов, с высокой точностью.

Многоканальный фотоэлектрический спектральный квантометр ДФС-10 отечественного производства предназначен для экспресс-анализа стали и сплавов по 12 программам. По каждой из программ за 5—10 мин можно определить ряд элементов: хром, медь, магний, цинк, никель, вольфрам, титан, железо, алюминий, кремний, кобальт, молибден, бериллий, бор, марганец. Анализ всех элементов производится по сопоставлению с контрольными эталонами.

Модифицированный вариант квантометра типа ДФС-10М в течение 2—2,5 мин производит определение содержания десяти элементов в очень широком диапазоне. Этот прибор может работать круглосуточно с производительностью 1500—3000 определений.

Вакуумный фотоэлектрический прибор типа ДФС-31 используется в основном для определения содержания углерода, серы, фосфора, кремния, марганца, хрома, никеля, меди и других элементов в стали и сплавах.

Несмотря на высокую стоимость спектрографов, они обычно быстро окупаются на промышленных предприятиях, главным образом, за счет заметного повышения качества выпускаемой продукции. Это особенно важно при плавке высокопрочных чугунов с использованием стальных металлоотходов, содержащих различные легирующие элементы, что необходимо учитывать при проведении процесса.

Находят распространение системы для спектрохимического анализа черных металлов, которые включают в себя вакуумные спектрометры, обеспечивающие повышенную точность замеров в широких диапазонах концентраций, и электронно-вычислительную машину для управления работой системы (выбор программы, проведение подготовительных операций, обработка полученных результатов и т. п.) и при необходимости для управления технологическими операциями дозирования, шихтовки

и плавки. Результаты спектрохимического анализа выдаются в удобной для оператора форме: цифровой на табло или печатной. Примером таких систем могут быть установки «Поливак Е900», на которых одновременно определяется 36 элементов, а результаты считываются в течение 1 мин, и «Полнвак Е1000» — до 60 элементов.

Кроме спектрометров, предназначенных для определения комплекса элементов, существуют приборы для спектрометрического определения одного из элементов. При этом длительность определения составляет менее 1 мин.

Оперативный контроль литейных свойств чугуна обычно производится по пробам на отбел и жидкотекучесть. Определение жидкотекучести чугуна основано на принципе заполнения специальной формы. Наибольшее распространение имеет проба Керри с размером канала 5×5 или 7×8 мм, длиной до 1900 мм. Теплофизические свойства формы и напор металла в литниковой чаше во всех случаях должны быть постоянными.

Таблица 8. Клиновые пробы для контроля величины отбела

Толщина стенок отливки, мм	Высота клина, мм	Ширина основания клина, мм
До 25	50	25
25—30	70	35
30—50	100	50

Данные о длине залитой ветви спирали, т. е. о величине жидкотекучести чугуна с шаровидным графитом в зависимости от степени эвтектичности приведены в табл. 7.

Ориентировочно можно считать, что при уменьшении толщины стенок отливки требуемая жидкотекучесть высокопрочного чугуна, выраженная длиной ветви спиральной пробы, имеет следующие значения (при температурах 1260—1270 °С):

Толщина стенки отливки, мм . . .	До 6	6—15	16—25	Свыше 50
Длина ветви спиральной пробы, мм	500—700	400—500	300—400	200—300

Склонность чугуна к отбелу определяется по клиновым пробам, размеры которых в зависимости от толщины стенок заливаемых отливок приведены в табл. 8. Температура чугуна при заливке клиновых проб должна соответствовать температуре заливки в литейную форму.

Таблица 9. Угар химических элементов при плавке чугуна

Плавильный агрегат	Футеровка	Массовая доля углерода, %	Угар элементов, % содержания в шихте								
			Si	Mn	P	S	Cr	N	Cu	Mo	Ti
Дуговая электропечь	Кислая	(-5) ... (-10)	—	15—20	—	До 30	15—30	До 10	До 10	До 10	30—60
	Основная	(-3) ... (-5)	5—10	10—15	До 20	20—50	15—30	До 10	До 10	До 10	30—60
Индукционная тигельная печь промышленной частоты	Кислая	5—15	3...(-5)	10—25	—	—	До 1	0	0	До 5	До 25
	Основная	15—20	5—10	5—10	—	—	4—5	0	0	До 2,5	10—12
Индукционная тигельная печь высокой частоты	Кислая	15—20	5—10	10—15	—	—	До 1	0	0	До 5	До 25
	Основная	10—15	10—15	8—12	—	—	4—6	0	0	До 2,5	10—12
Вагранка холодного дутья	Кислая	В зависимости от условий плавки	10—35	15—40	—	Пригар 25—100	15—20	До 10	—	До 5	—
	Основная		35—50	10—15	До 30	Пригар 10—30	15—30	До 30	—	До 5	—
Вагранка с подогревом дутья	Кислая	То же	5—15	15—30	5—7	Пригар 25—50	20	До 10	5	5	15—20
То же	Без футеровки		10—20	20—30	20—30	Пригар 10—20	30	До 20	5	5	15—20

1. *Арсирий Н. М., Мишин Д. П.* Применение микрокалькуляторов для расчета шнхты // Литейное производство.— 1987.— № 10.— С. 33.
2. *Александров Н. Н., Клочнев Н. И.* Технология получения и свойства жаростойких чугунов.— М. : Машиностроение, 1964.— 171 с.
3. *Баландин Г. Ф.* Основы теории формирования отливки : В 2 ч.— М. : Машиностроение.— Ч. 1.— 1978.— 328 с. ; Ч. 2.— 1979.— 335 с.
4. *Брокмайер К.* Индукционные плавильные печи.— М. : Энергия, 1972.— 304 с.
5. *Воронова Н. А.* Десульфурация чугуна магнем.— М. : Metallургия, 1980.— 238 с.
6. *Высококачественные чугуны для отливок* / Под ред. А. А. Александрова.— М. : Машиностроение, 1982.— 222 с.
7. *Васильев Е. А.* Отливки из ковкого чугуна.— М. : Машиностроение, 1976.— 239 с.
8. *Ващенко К. И., Софрони Л.* Магниевый чугун.— М. ; К. : Машгиз, 1960.— 487 с.
9. *Ветишка А., Брадик Й., Мацашек И., Словак С.* Теоретические основы литейной технологии / Под ред. К. И. Ващенко.— К. : Вища шк. Головное изд-во, 1981.— 317 с.
10. *Воздвиженский В. М., Грачев В. А., Спасский В. В.* Литейные сплавы и технология их плавки в машиностроении.— М. : Машиностроение, 1984.— 432 с.
11. *Воскобойников В. Г., Кудрин В. А., Якушев А. М.* Общая металлургия.— 4-е изд., перераб. и доп.— М. : Metallургия, 1985.— 480 с.
12. *Гуляев Б. Б.* Теория литейных процессов.— М. ; Л. : Машиностроение, 1976.— 214 с.
13. *Гольдштейн Я. Е., Мизин В. Г.* Модифицирование и микролегирование чугуна и стали.— М. : Metallургия, 1986.— 271 с.
14. *Гиршович Н. Г.* Кристаллизация и свойства чугуна в отливках.— М. ; Л. : Машиностроение, 1966.— 562 с.
15. *Данилов И. Д.* Секреты программируемого микрокалькулятора.— М. : Наука, 1986.— 158 с.
16. *Ефименко Г. Г., Гиммельфарб А. А., Левченко В. Е.* Metallургия чугуна.— 3-е изд., перераб. и доп.— К. : Вища шк Головное изд-во, 1988.— 351 с.
17. *Жуховицкий А. А., Шварцман Л. А.* Краткий курс физической химии.— М. : Metallургия, 1979.— 363 с.
18. *Кузнецов Б. Л.* Применение чугуна с шаровидным графитом в автомобилестроении.— М. : Минавтопром, 1984.— 135 с.
19. *Лепинских Б. М., Востряков А. А.* Растворение твердых фаз в металлургических расплавах.— М. : Наука, 1978.— 148 с.
20. *Леви Л. И., Мариенбах Л. М.* Основы теорий металлургических процессов и технология плавки литейных сплавов.— М. : Машиностроение, 1970.— 496 с.
21. *Индукционные печи для плавки чугуна* / Б. И. Платонов, А. Д. Акнменко, С. М. Богуцкая и др.— М. : Машиностроение, 1976.— 176 с.
22. *Пельх С. Г., Семесенко М. П.* Оптимизация литейных процессов.— К. : Вища шк. Головное изд-во, 1977.— 188 с.
23. *Грачев В. А., Рагулов С. А.* Metallургия литейного производства.— Ташкент : Укитувчи, 1979.— 302 с.

24. *Справочник по чугунному литью* / Под ред. Н. Г. Гиршовича.— 3-е изд., перераб. и доп.— М.; Л.: Машиностроение. Ленингр. отделение, 1978.— 758 с.
25. *Тодоров Р. П.* Структура и свойства ковкого чугуна.— М.: Металлургия, 1974.— 160 с.
26. *Худокормов Д. Н.* Производство отливок из чугуна.— Минск: Вышэйш. шк., 1987.— 197 с.
27. *Шумихин В. С., Лузан П. П., Жельнис М. В.* Синтетический чугун.— К.: Наук. думка, 1971.— 517 с.
28. *Шумихин В. С., Билецкий А. К.* Физико-химические процессы электроплавки чугуна.— К.: Наук. думка, 1989.— 167 с.
29. *Эллиот Д. Ф., Глейзер М., Рамакришна В.* Термохимия сталеплавильных процессов.— М.: Металлургия, 1969.— 190 с.
30. *Электрометаллургия стали и ферросплавов* / Под ред. Д. Я. Поволоцкого.— 2-е изд., перераб. и доп.— М.: Металлургия, 1984.— 568 с.
31. *Электрические промышленные печи. Дуговые печи и установки специального нагрева* / Под ред. А. Д. Свенчанского.— 2-е изд., перераб. и доп.— М.; Энергоиздат, 1981.— 296 с.

Предисловие	3
Введение	4
Глава 1. Основы физико-химических процессов плавки чугуна	7
1.1. Термодинамика процессов плавления сплавов	7
1.2. Окисление и восстановление элементов в процессах плавки	10
1.3. Состав и свойства расплавленных шлаков	14
1.4. Процессы растворения добавок в чугуне	17
1.5. Физико-химические основы модифицирования чугуна	23
Глава 2. Материалы, применяемые при плавке чугунов	34
2.1. Металлические шихтовые материалы и ферросплавы	34
2.2. Топливо	41
2.3. Карбюризаторы	45
2.4. Флюсы	47
2.5. Рекомендации по использованию шихтовых материалов	48
2.6. Расчет шихты	50
2.7. Огнеупорные материалы и рекомендации по их применению	53
Глава 3. Плавка чугуна в вагранках	62
3.1. Основные типы коксовых и газовых вагранок	62
3.1.1. Коксовые вагранки	64
3.1.2. Вагранка с горячим дутьем без футеровки	71
3.1.3. Коксогозовые вагранки	72
3.1.4. Газовые вагранки	75
3.2. Тепловые процессы плавки в вагранке	77
3.3. Интенсификация процессов плавки	88
3.4. Металлургические процессы плавки в вагранках	90
Глава 4. Плавка чугуна в индукционных электропечах	100
4.1. Основные типы индукционных электропечей	100
4.2. Металлургические основы плавки чугуна в индукционных электропечах	108
4.3. Интенсификация процессов плавки	122
4.4. Основные технологические процессы плавки чугуна в индукционных печах	128
4.4.1. Низкотемпературный режим плавки	128
4.4.2. Восстановительная плавка чугуна	130
4.5. Влияние технологии плавки на структуру и свойства чугуна	133
Глава 5. Плавка чугуна в дуговых электропечах	139
5.1. Основные типы дуговых электропечей	139
5.2. Металлургические особенности плавки чугуна в дуговых печах	145
5.3. Примеры технологических процессов плавки в дуговых печах	153
Глава 6. Рафинирование чугуна	155
6.1. Десульфурация чугуна	156
6.2. Электрошлаковая обработка жидкого чугуна	160
6.3. Продувка чугуна газами	162
6.4. Рафинирование с применением физических методов воздействия	164
Глава 7. Получение серого и ковкого чугунов	166
7.1. Состав и свойства чугуна с графитом пластинчатой формы	167

7.2. Технологические основы получения высококачественного серого чугуна	168
7.2.1. Модифицирование чугуна	169
7.2.2. Легирование чугуна	173
7.3. Особенности производства ковкого чугуна	178
7.3.1. Классификация ковкого чугуна	178
7.3.2. Термическая обработка отливок из ковкого чугуна	182
Глава 8. Получение и свойства высокопрочного чугуна	187
8.1. Модификаторы	187
8.2. Методы модифицирования	191
8.3. Особенности получения высокопрочного чугуна с графитом вермикулярной формы	201
8.4. Литейные свойства высокопрочного чугуна	204
8.5. Свойства высокопрочного чугуна	205
8.6. Термическая обработка отливок	209
Глава 9. Техничко-экономические показатели процессов плавки чугуна	214
9.1. Сравнительные характеристики плавильных агрегатов	214
9.2. Газообразные и пылевые отходы при плавке чугуна	220
9.3. Тенденции применения плавильных печей	222
Приложение 1. Основные дефекты чугунных отливок металлургического характера	229
Приложение 2. Вагранки закрытого типа конструкции Гипростанок	232
Приложение 3. Неполадки при плавке в вагранках закрытого и открытого типов и меры по их устранению	233
Приложение 4. Рекомендуемые скорости дутья и площади сечения фурм в зависимости от диаметра шахты вагранки с двумя рядами фурм	236
Приложение 5. Величина усадки и объем усадочных раковин для различных чугунов	236
Приложение 6. Программа расчета шихты на микрокалькуляторах «Электроника БЗ-34», «Электроника МК-61», «Электроника МК-52»	238
Приложение 7. Контроль качества жидкого чугуна	238
Приложение 8. Угар химических элементов при плавке чугуна	242
Список рекомендуемой литературы	243

Учебное издание

Ващенко Константин Ильич
Шумихин Владимир Сергеевич

**ПЛАВКА И ВНЕПЕЧНАЯ ОБРАБОТКА ЧУГУНА
ДЛЯ ОТЛИВОК**

Переплет художника *С. И. Белая*
Художественный редактор *А. Д. Бондаренко*
Технический редактор *Л. И. Швец*
Корректор *Э. Г. Дудина*

ИБ № 14293

Сдано в набор 28.12.89. Подписано в печать 20.06.91. Формат 60×90^{1/16}. Бум. тип. № 2. Гарнитура литературная. Высокая печать. Усл. печ. л. 15,5. Усл. кр.-отт. 15,5. Уч.-изд. л. 18,05. Тираж 1800 экз. Изд. № 8808. Заказ 1—1159.

Издательство «Вища школа», 252054, Киев-54, ул. Гоголевская, 7. Отпечатано с матриц Головного предприятия республиканского производственного объединения «Полиграфкнига». 252057, Киев-57, ул. Довженко, 3 в Киевской книжной типографии. Научной книги. 252004, Киев-4, ул. Репина, 4. Зак. 2-59.

Издательство «ВЫЩА ШКОЛА»

выполняет заказы

- по литературному и специальному редактированию, подготовке к полиграфическому изданию рукописей

- (книг, авторефератов, диссертаций, статей, буклетов)

<i>на украинском,</i>
<i>русском,</i>
<i>английском,</i>
<i>французском,</i>
<i>немецком,</i>
<i>испанском языках,</i>

- по техническому и художественному редактированию, изготовлению иллюстраций и карт.

Наш адрес:

252054, г. Киев-54,

ул. Гоголевская, 7

Телефон: 216-01-44