

Высшее профессиональное образование

Симонов Ю.Н., Белова С.А., Симонов М.Ю.

# **МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ТЕХНОЛОГИИ**

Учебник

Пермь

Издательство ПНИПУ

2012

## Оглавление

Предисловие.....	3
Введение.....	5
<b>Часть I. Технологии получения железа и чугуна.....</b>	<b>12</b>
Глава 1. Исходные материалы для производства железа и чугуна.....	12
1.1. Железные руды.....	12
1.2. Подготовка железных руд.....	14
1.2.1. Дробление и измельчение.....	15
1.2.2. Рассев и усреднение.....	18
1.2.3. Обогащение.....	19
1.2.4. Окускование.....	23
1.3. Флюсы .....	28
1.4. Metallургический кокс.....	29
Глава 2. Технология получения железа.....	32
2.1. Процесс Мидрекс.....	33
2.2. Процесс ХИЛ.....	35
Глава 3. Технология получения чугуна.....	36
3.1. Устройство и работа доменной печи .....	36
3.2. Состав доменного цеха.....	43
3.3. Доменный процесс (физико-химические процессы в доменной печи)	
.....	53
3.3.1. Горновые процессы.....	54
3.3.2. Колошниковые процессы (нагрев шихты, удаление влаги, разложение карбонатов).....	56
3.3.3. Процессы восстановления железа.....	57
3.3.4. Процессы восстановления примесей.....	59
3.3.5. Науглероживание железа и образование чугуна.....	62

3.3.6. Образование шлака.....	63
3.3.7. Поведение серы в доменной печи.....	65
3.3.8. Внедоменная десульфурация.....	66
3.4. Продукты доменной плавки.....	67
3.5. Основные технико-экономические показатели работы доменных печей.....	69
3.6. Перспективы развития доменного процесса.....	72
3.7. Новые процессы и технологии получения первичного жидкого чугуна.....	74
<b>Часть II. Технологии получения сталей.....</b>	<b>80</b>
Глава 4. Общие теоретические основы сталеплавильного производства.....	80
4.1. Некоторые положения термодинамики и кинетики процессов сталеварения.....	81
4.2. Сталеплавильные шлаки.....	84
4.3. Процессы окисления углерода в сталеплавильных агрегатах.....	86
4.4. Процессы окисления и восстановления примесей.....	88
4.5. Сера и ее удаление из жидкой стали.....	92
4.6. Раскисление сталей.....	94
4.6.1. Глубинное раскисление.....	94
4.6.2. Диффузионное раскисление.....	96
4.6.3. Раскисление синтетическим шлаком.....	97
4.6.4. Вакуумно-углеродное раскисление.....	98
4.7. Легирование сталей.....	99
4.8. Неметаллические включения в сталях.....	101
4.9. Газы в сталях.....	103
4.9.1. Кислород в сталях.....	104
4.9.2. Водород в сталях.....	105
4.9.3. Азот в сталях.....	107

Глава 5. Классификация и маркировка сталей.....	108
5.1. Классификация сталей.....	109
5.2. Маркировка сталей в России.....	112
Глава 6. Конвертерное производство сталей.....	116
6.1. Конвертерные процессы с донным воздушным дутьем.....	116
6.2. Кислородно-конвертерный процесс.....	118
6.3. Технология кислородно-конвертерной плавки.....	121
6.4. Современные разновидности конвертерных процессов.....	124
6.5. Устройство конвертерного цеха.....	126
6.6. Перспективы развития конвертерных процессов.....	127
Глава 7. Мартеновское производство сталей.....	128
7.1. Устройство и работа мартеновской печи.....	129
7.2. Разновидности и особенности технологии мартеновского процесса.....	131
7.3. Технология выплавки сталей в мартеновских печах.....	133
Глава 8. Электрометаллургия сталей.....	136
8.1. Устройство дуговых электропечей.....	137
8.1.1. Трехфазные дуговые электропечи.....	137
8.1.2. Дуговые печи постоянного тока.....	140
8.2. Электроды дуговых печей.....	141
8.3. Технологии выплавки сталей в дуговых электропечах.....	143
8.3.1. Технология выплавки сталей сложного состава в печах средней емкости.....	143
8.3.2. Технология выплавки сталей в дуговых печах большой емкости.....	147
8.3.3. Технология выплавки сталей в малых дуговых электропечах.....	147
8.4. Устройство индукционных электропечей.....	148
8.5. Перспективы развития электрометаллургии сталей.....	152
Глава 9. Дуплекс-процессы.....	153

9.1. Дуплекс-процесс «кислая мартеневская печь на основную мартеневскую печь».....	154
9.2. Дуплекс-процессы для переработки природнолегированных чугунов.....	154
9.3. Дуплекс-процесс «кислородный конвертер на дуговую электропечь».....	155
Глава 10. Технологии получения сталей высокого и особо высокого качества.....	157
10.1. Ковшовая металлургия.....	158
10.1.1. Методы перемешивания.....	158
10.1.2. Методы введения порошковых реагентов.....	159
10.1.3. Вакуумная обработка.....	161
10.1.4. Методы комплексной обработки на установках «ковш—печь».....	166
10.2. Переплавные процессы.....	168
10.2.1. Плавка в вакуумно-индукционных печах.....	168
10.2.2. Вакуумная дуговая плавка (ВДП).....	168
10.2.3. Электроннолучевая плавка (ЭЛП).....	169
10.2.4. Электрошлаковый переплав (ЭШП).....	170
Глава 11. Разливка сталей.....	172
11.1. Сталеразливочные ковши.....	172
11.2. Разливка сверху.....	174
11.3. Сифонная разливка.....	175
11.4. Строение стальных слитков.....	176
11.5. Непрерывная разливка сталей.....	178

### **Часть III. Основы технологии литейного**

<b>производства.....</b>	<b>2</b>
--------------------------	----------

	186
Глава 12. Metallургические основы литейного производства.....	186
12.1. Закономерности процесса кристаллизации металлов.....	186
12.1.1. Термодинамика процесса кристаллизации.....	187
12.1.2. Кинетика процесса кристаллизации.....	188
12.1.3. Дендритная схема роста кристаллов.....	190
12.2. Литейные свойства металлов и сплавов.....	191
12.2.1. Жидкотекучесть.....	191
12.2.2. Усадка.....	194
12.2.3. Ликвация.....	199
12.2.4. Горячеломкость.....	204
Глава 13. Основы технологии литья в песчаные формы.....	206
13.1. Формовочные материалы.....	206
13.2. Литейная оснастка.....	211
13.3. Получение форм (формовка).....	217
13.3.1. Ручная формовка.....	217
13.3.2. Заливка форм и завершающие операции.....	226
13.3.3. Машинная формовка.....	228
13.3.4. Автоматическая формовка.....	230
Глава 14. Получение отливок специальными способами литья.....	231
14.1. Литье в кокиль.....	231
14.2. Центробежное литье.....	233
14.3. Литье под давлением (жидкая штамповка).....	234
14.4. Литье в оболочковые формы.....	235
14.5. Литье по выплавляемым моделям.....	237
Глава 15. Литейные сплавы.....	239
15.1. Производство отливок из чугуна.....	239
15.2. Производство стальных отливок.....	241
15.3. Производство отливок из цветных сплавов.....	243
15.3.1. Производство отливок из медных сплавов.....	243

15.3.2. Производство отливок из алюминиевых сплавов.....	244
15.3.3. Производство отливок из магниевых сплавов.....	245
<b>Часть IV. Технологии обработки металлов давлением (ОМД).....</b>	<b>249</b>
Глава 16. Теоретические основы обработки металлов давлением.....	250
16.1. Силы и напряжения.....	250
16.2. Напряженное состояние.....	252
16.3. Коэффициент мягкости напряженного состояния.....	253
16.4. Схемы напряженного состояния.....	255
16.5. Деформации. Деформированное состояние.....	256
16.6. Пластичность металлов. Механические схемы деформации при ОМД.....	259
Глава 17. Технология ОМД.....	261
17.1. Технологические параметры ОМД.....	261
17.1.1. Температура деформации.....	261
17.1.2. Степень деформации.....	269
17.1.3. Скорость и дробность деформации.....	269
17.2. Виды ОМД.....	270
17.2.1. Прессование.....	270
17.2.2. Волочение.....	272
17.2.3. Прокатка.....	277
17.2.4. Ковка и штамповка.....	282
Список литературы.....	291
Оглавление.....	294

## АННОТАЦИЯ

к книге Симонова Ю.Н., Беловой С.А., Симонова М.Ю.

«Металлургические технологии»

Рассмотрены технологические процессы производства железа, чугуна, сталей. Описаны основные технологические приемы получения сталей высокого и особо высокого качества. Кратко изложены основы литейного производства и принципы обработки металлов давлением.

Учебник предназначен для студентов, обучающихся в бакалавриате по направлению 150100.62 «Металлургия», а также — по смежным направлениям подготовки бакалавров.

## Предисловие

Современное состояние нашей цивилизации однозначно свидетельствует о том, что мы живем в период бурного развития теоретического и практического материаловедения. В XX веке к традиционным материалам, уже давно используемым человечеством, прибавились керамика, пластмассы, силикаты, углерод, композиты, широчайшая гамма цветных металлов и сплавов, полупроводники, диэлектрики, сверхпроводники, опто-, пьезо-, нано-, и многие другие материалы.

В то же время следует подчеркнуть, что главными конструкционными материалами XXI века останутся металлы и сплавы, и в первую очередь — сплавы на основе железа — стали и чугуны. На протяжении многих столетий чугун и сталь были, и в обозримой перспективе будут являться главными конструкционными материалами нашей цивилизации; более того, на рубеже нового тысячелетия стало совершенно очевидно, что металлургическая отрасль в целом и металлургия сталей в частности является стратегическим национальным ресурсом.

Вместе с тем, в последние десятилетия наметились кардинальные изменения в стратегии производства сталей: мировой рынок требует увеличения выпуска высококачественных сталей с высоким уровнем эксплуатационных характеристик.

В связи с этим предмет данного учебника является актуальным и востребованным в программах подготовки специалистов, будущая деятельность которых связана с производством и обработкой металлов и сплавов на их основе.

Учебник написан в соответствии с программой дисциплины «Основы производства и обработки металлов», которая преподается студентам, обучающимся на курсе подготовки бакалавров по направлению 150100.62 «Металлургия».

Цель данного учебника состоит в том, чтобы познакомить читателя с общими принципами получения железа, чугуна, сталей, наиболее широко применяемых цветных металлов, некоторых ферросплавов; а также — дать общие представления о производстве деталей и заготовок методами обработки давлением, литья, порошковой металлургии и принципах термической обработки.

Более детальную информацию о технологиях и оборудовании, используемых для производства и обработки металлов, студенты могут получить в учебниках и монографиях, указанных в перечне рекомендуемой литературы.

Учебник предназначен для студентов, обучающихся в бакалавриате по направлению 150100.62 «Металлургия», а также — по смежным направлениям подготовки бакалавров. Кроме того, учебник может оказаться полезным при составлении общих разделов курсовых проектов и выпускных бакалаврских работ студентами других специальностей и направлений.

## Введение

Среди известных в настоящее время химических элементов большая часть — металлы.

Металлы в твердом и, частично, — в жидком состоянии обладают ярко выраженными металлическими свойствами: высокой электро- и теплопроводностью, хорошей отражательной способностью (характерным металлическим блеском), повышенной способностью к пластической деформации. М.В Ломоносов, еще в XVIII веке, отмечая металлический блеск и высокую пластичность металлов, давал такое определение: «металлы суть светлые тела, которые ковать можно».

Этот уникальный комплекс свойств металлов обусловлен наличием в них особого, металлического типа межатомных связей. Металлическую связь, в самом простом приближении, можно представить себе как систему упорядоченно расположенных положительно заряженных ионов и множество свободных — «коллективизированных» электронов.

Все металлы и металлические сплавы являются кристаллическими телами, то есть, характеризуются закономерным расположением атомов (ионов) в пространстве, образующих пространственную кристаллическую решетку.

Совокупность минимального числа атомов, характеризующую решетку в целом, называют элементарной кристаллической ячейкой.

Кристаллические решетки металлов и сплавов могут быть разных типов. Наиболее часто встречаются следующие типы решеток (рис. 1): объемноцентрированная кубическая (ОЦК), гранецентрированная кубическая (ГЦК) и гексагональная плотноупакованная (ГП).

В элементарной кристаллической ячейке решетки ОЦК атомы расположены в вершинах и на пересечении пространственных диагоналей куба (рис. 1, а). Решетку ОЦК имеют Li, Na, K, V, Nb, W, Mo и другие металлы и сплавы.

В решетке ГЦК атомы расположены в вершинах и в центрах граней куба (рис. 1, б). Решетку ГЦК имеют такие металлы, как Al, Ni, Cu, Ag, Pt, Au, Pd и др.

## Элементарная

кристаллическая ячейка ГП решетки представляет собой шестигранную призму; атомы находятся в вершинах и в центре оснований призмы, а также внутри призмы (рис. 1, в). ГП решетку имеют Be, Mg, Ti, Zn, Co и другие металлы.

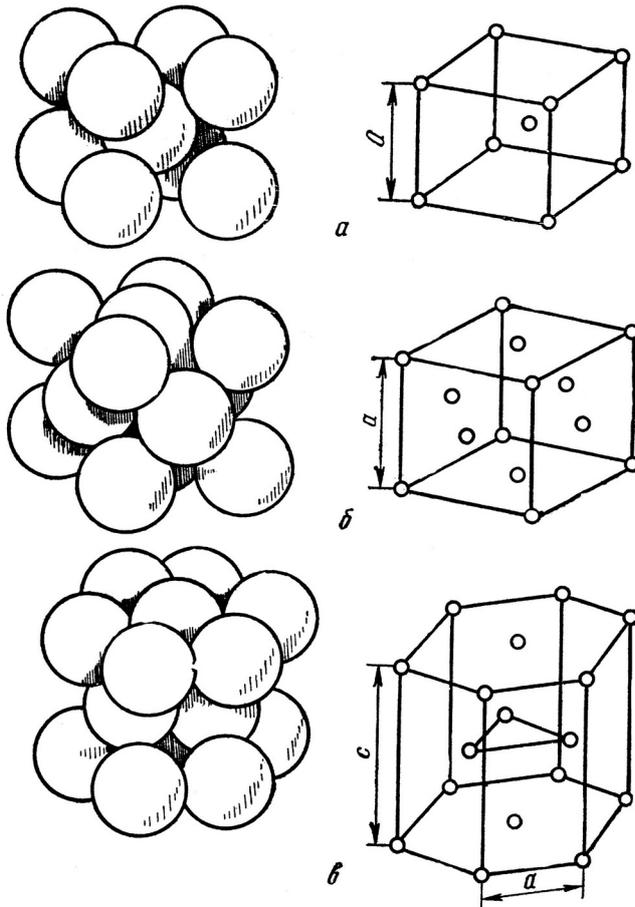


Рис. 1. Схемы элементарных кристаллических ячеек:

- a* – объемноцентрированная кубическая;
- б* – гранецентрированная кубическая;
- в* – гексагональная плотноупакованная

Встречаются металлы, которые, в различных температурных интервалах, имеют два и более устойчивых типа кристаллических решеток.

Существование одного металла в различных кристаллографических формах (модификациях) при разных температурах называют полиморфизмом или аллотропией. Процесс перехода металла из одного кристаллического строения в другое называют полиморфным или аллотропическим превращением. К металлам, обладающим полиморфизмом, относятся: кобальт, олово, марганец, титан, цирконий, железо и другие металлы. Различные аллотропические модификации обычно обозначают начальными буквами греческого алфавита:  $\alpha$ ,  $\beta$ ,  $\gamma$ ,  $\delta$ .

Среди многих металлов, используемых в народном хозяйстве, железо и сплавы на его основе, — сталь и чугун, занимают особое место. Они являются основой конструкционных материалов, без них невозможна современная цивилизация.

Под железом понимают химический элемент и металл, содержащий от 99,8 до 99,9 % железа, остальное — примеси. Порядковый номер железа в периодической системе Д.И. Менделеева — 26, молярная масса 55,85 г. Железо имеет валентность +2 и +3, плотность железа 7874 кг/м<sup>3</sup>. Железо, как и все металлы, имеет кристаллическое строение, а, кроме того, железо обладает полиморфизмом. При температурах ниже 911 °С железо имеет решетку ОЦК ( $\alpha$ -Fe), при температуре 911 °С происходит полиморфное превращение, и ОЦК-решетка переходит в решетку ГЦК ( $\gamma$ -Fe), которая сохраняется до 1392 °С. При 1392 °С ГЦК-решетка вновь переходит в решетку ОЦК ( $\delta$ -Fe). При температуре 1539 °С расплавляется  $\delta$ -Fe, и кристаллическая решетка разрушается.

В процессе охлаждения, после завершения кристаллизации, превращения в железе происходят в обратном порядке при тех же температурах.

В мировой металлургической практике исторически сложилось деление металлов на черные — железо и сплавы на его основе и нечерные или цветные. В свою очередь, цветные металлы принято делить на легкие (алюминий, магний), тяжелые (медь, свинец и др.), тугоплавкие (вольфрам, молибден, тантал и др.), благородные (золото, платина и др.) и редкие (индий, скандий и др.). Соответственно, металлургию подразделяют на черную и цветную. На долю черной металлургии в настоящее время приходится до 95 % всей металлопродукции.

Металлургическое производство возникло на заре развития человечества. Такие металлы, как железо, золото, серебро, медь, ртуть, олово и свинец нашли применение еще до нашей эры. Колыбелью древней металлургии, как цветных металлов, так и железа, считают Ближний Восток. Первые следы производства железа датируют 3000 г. до нашей эры (Чегер-Безер, Ирак).

В древности железо получали не в жидком виде, а в размягченном — тестообразном состоянии. В Древней Руси такое железо называли кричным

железом. Агрегатом для получения кричного железа служил сыродутный (кричный) горн (рис. 2). В горн загружали куски железной руды, а в качестве топлива использовали древесный уголь. Воздух для поддержания горения угля в горн вдували силой легких через деревянную трубку. Шлак, содержащий много оксидов железа, отделяли от железа под молотом, выдавливая его из крицы. Таким образом, параллельно с возникновением и развитием способов производства железа, зарождались и совершенствовались различные способы его обработки, и, в первую очередь,ковка — самый древний вид обработки металлов давлением.

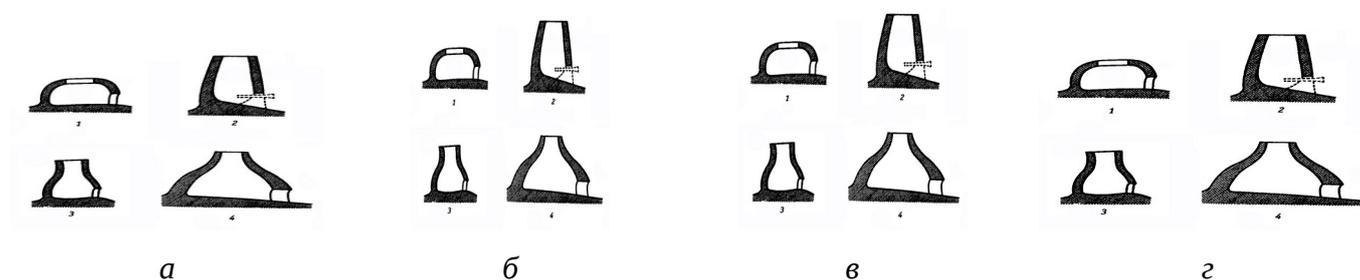


Рис. 2. Сыродутные горны (домницы):

*a* – Болгарское городище; *б* – Якутия; *в* – Чехия; *г* – Германия

Несмотря на то, что спрос на железо всегда опережал объем его производства, на протяжении многих веков не было предложено новых способов его получения. Изменялись лишь форма и размеры горна, увеличивалась мощность дутья: вместо человеческих легких стали использовать так называемые меха (гармошку), сначала ручные, а затем — приводимые в движение потоком падающей воды или двигающимися по кругу животным.

В средние века сыродутный горн постепенно приобрел вид шахтной печи, достигавшей в высоту нескольких метров. На Руси эти печи называли домницами — от старорусского «дмать» — дуть.

Интенсификация процесса привела к повышению температуры в домницах, более полному протеканию процессов восстановления железа и более сильному его науглероживанию. По мере увеличения содержания углерода в железе снижалась его температура плавления, и, в какой-то момент, часть наиболее сильно науглероженного железа расплавилась. Таким образом, в домницах наряду с

кричным железом появился жидкий металл, который после затвердевания, становился весьма твердым, но одновременно и очень хрупким — при первых ударах молота он разлетался на куски. Так, случайно, в средние века металлурги обнаружили способ получения чугуна.

Вначале чугун просто выбрасывали, поскольку его нельзя было ковать, но затем, примерно в XIII—XIV веках, его начали вторично переплавлять вместе с рудой, получая при этом железную крицу. Именно в это время и сформировался существующий до сих пор двухстадийный способ получения железа из руды: на первой стадии в домницах, постепенно превратившихся в домны, выплавляли чугун. На второй стадии, в кричных горнах, а позднее — в сталеплавильных агрегатах, чугун перерабатывали (переделывали) в сталь.

Примерно в это же время (XIV век) чугун начали использовать еще и для литья готовых чугунных изделий.

Начиная с XVIII века, техника и технология выплавки чугуна и стали непрерывно совершенствовалась. В 1735 г. англичанин А. Дерби предложил технологию получения кокса из коксующихся углей. Кокс до настоящего времени является незаменимым топливом доменного процесса. Примерно в это же время началось использование воздуходувных машин для подачи воздуха в доменную печь. В 1784 г. в Англии была построена первая пламенная (пудлинговая) печь для переработки чугуна в сталь. В 1828 г. [Г. Каупер](#) изобрел и построил первый агрегат для предварительного подогрева воздуха, подаваемого в доменную печь.

В 1857 г. [Г. Бессемер](#) впервые получил жидкую сталь. Агрегат Бессемера (бессемеровский конвертер) был замечателен тем, что для получения высоких температур, достаточных для расплавления сталей, не требовал дополнительных источников тепла, а использовал лишь тепло, выделяющееся в результате реакций окисления примесей. В 1878 г. [С. Томас](#) заменил кислую футеровку бессемеровского конвертера на основную, сделав возможным удаление фосфора из жидких сталей. В 1933 г. в СССР были проведены первые опыты по продувке жидкого чугуна кислородом, а в 1952—1953 гг. в Австрии кислородно-конвертерный процесс был впервые осуществлен в промышленном масштабе. В

настоящее время кислородно-конвертерным процессом получают более 80 % всех выплавляемых в мире сталей.

В 1864 г. французский инженер Пьер Мартен, используя принцип регенерации тепла, модернизировал пудлинговую печь и впервые получил жидкую сталь в пламенном отражательном агрегате. Этот год можно считать началом мартеновского производства сталей.

Россия дала миру таких крупных ученых-металлургов, как П.П. Аносов, Д.К. Чернов, А.А. Байков, К.И. Байер, И.П. Бардин, Н.С. Курнаков и многих других.

П.П. Аносов — основоположник теории и практики производства литых высококачественных сталей. Он впервые применил микроскоп для изучения внутреннего строения сталей, и, кроме того, — раскрыл утерянный в веках секрет производства булатных сталей и организовал производство булатных клинков на заводе в г. Златоусте.

В.В. Петров создал электрическую дугу и положил начало развитию электрометаллургии.

Создателем метода порошковой металлургии является русский ученый и изобретатель П.Г. Соболевский. В марте 1827 года на заседании Ученого комитета по горной и соляной части П.Г. Соболевский выступил с докладом «Об очищении и обработке сырой платины», в котором сообщил о создании им нового способа получения различных изделий из платиновых порошков.

В 1868 году Д.К. Чернов представил результаты работы, в которых указал на существование в сталях критических точек (критических температур) и их зависимость от содержания углерода. Этот год считают годом возникновения науки о металлах — металловедения и термической обработки металлов, а Д. К. Чернова, — основоположником этой науки.

К.И. Байер разработал способ получения оксида алюминия, а Н.Н. Бекетов заложил основы электролитического получения алюминия.

Академики А.А. Байков, М.А. Павлов, Н.С. Курнаков и И.П. Бардин, работавшие в XX веке, много сделали для развития и совершенствования теории и практики отечественной и мировой металлургии.

Таким образом, современное производство черных металлов включает: производство железа и чугуна с предварительной добычей железных руд и их подготовкой, производство сталей, а также — производство ферросплавов.

Обработка черных металлов заключается в получении чугунных или стальных заготовок или изделий и может включать:

получение чугунных и стальных отливок (литейное производство);

получение стальных полуфабрикатов методами обработки давлением;

получение готовых деталей из порошков железа и его сплавов — порошковая металлургия;

создание определенного внутреннего строения чугунных или стальных заготовок и изделий путем нагрева, выдержки и охлаждения — термическая обработка. Причем, термической обработке можно подвергать как деформированные заготовки и полуфабрикаты, так и отливки и изделия порошковой металлургии.

Более подробно все эти этапы производства и обработки металлов и перспективы развития некоторых из них рассмотрены в соответствующих разделах данного учебника.

## Часть I. Metallургия железа и чугуна

### Глава 1. Исходные материалы для производства железа и чугуна

Исходные (сырые) материалы, используемые для производства железа и чугуна, обычно делят на следующие группы:

- 1) железосодержащие материалы — железные руды и чугунный лом;
- 2) топливо и восстановители — кокс, уголь, мазут, природный газ;
- 3) флюсы — известняк, известь.

Исходные материалы любого процесса, взятые в определенной пропорции, называют шихтой этого процесса.

#### 1.1. Железные руды

Железо, по распространенности в земной коре, занимает четвертое место после кислорода, кремния и алюминия. Однако вследствие достаточно высокого химического сродства к кислороду, в металлическом виде железо практически не встречается, а находится в соединениях с кислородом и двуокисью углерода. Полезные ископаемые, содержащие соединения с железом, называют железными рудами.

Железные руды — это горные породы, из которых технически возможно и экономически выгодно извлекать железо. Железная руда, как и любая другая руда, состоит из полезного минерала (химического соединения, содержащего железо), пустой породы, а также — примесей, которые могут быть полезными (хром, марганец, ванадий и др.) и вредными (сера, фосфор).

Пустая порода — это соединения, не содержащие в своем составе железа. Чаще всего пустая порода состоит из различных оксидов:  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ . Поскольку  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  относят к кислым, а  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$  — к основным оксидам, то пустую породу с преобладанием кислых оксидов, называют кислой, а пустую породу, в которой больше основных окислов, называют основной.

В пустой породе большинства месторождений преобладает  $\text{SiO}_2$ , то есть пустая порода практически всегда — кислая.

По современным данным мировые запасы железных руд составляют примерно 140 миллиардов тонн — при нынешних темпах добычи этого запаса хватит примерно на 100 лет. В табл. 1.1 приведены данные о запасах и темпах добычи железных руд в некоторых странах.

Таблица 1.1

Запасы и темпы добычи железных руд в некоторых странах

Страна	Запасы, млрд т	Добыча в 2002 г., млн т
Китай	25,000	125
Украина	22,430	32,8
Россия	19,815	84,2
Австралия	17,400	200
США	10,000	102
Казахстан	8,300	12,2
Бразилия	7,600	230

### Краткая характеристика железных руд

Существует множество видов железных руд, различающихся типом полезного минерала и пустой породы, набором и содержанием полезных и вредных примесей и др. Наиболее распространенными видами железных руд являются следующие:

**Магнетит (магнитный железняк).** Полезный минерал — магнитный оксид железа,  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ . Содержание железа в руде — высокое, до 70 %; содержание вредных примесей — минимальное. Пустая порода — кислая,  $\text{SiO}_2$ .

В магнетите железо и кислород прочно связаны между собой, и поэтому данная руда относится к классу трудно восстанавливаемых. Магнетит характеризуется высокой магнитной восприимчивостью и пригоден для магнитного обогащения; по внешнему виду магнетит — это плотные, прочные куски почти черного цвета.

**Гематит (красный железняк).** Полезный минерал — безводный оксид железа,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ . Содержание железа в руде — высокое, до 60 % содержание вредных примесей — минимальное. Пустая порода — кислая,  $\text{SiO}_2$  либо  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . Гематит относят к легковосстановимым рудам. Цвет — от красного до светло-серого. Гематитовые руды чаще кусковые, но иногда и пылевидные.

**Бурый железняк.** Полезные минералы — водные оксиды железа:  $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$  и  $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ . Содержание железа в руде — низкое, не более 37...40 %, содержание вредных примесей, особенно фосфора, — высокое, до 1,5 %. Пустая порода — кислая,  $\text{SiO}_2$  либо  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . Бедная, влажная, трудно восстанавливаемая руда, цвет — от желтого до бурого, куски — неплотные, легко рассыпаются и размываются.

**Шпатовый железняк.** Полезный минерал — сидерит  $\text{FeCO}_3$ . Содержание железа в руде — низкое, не более 40 %. Легковосстановимая руда.

**Титано-магнетит.** Полезный минерал — ильменит  $\text{FeTiO}_3$ , содержит 36,8 % железа и 31,8 % титана. Встречается всегда в сочетании с магнетитом.

**Железистые кварциты.** В этих рудах оксиды железа достаточно тесно связаны или смешаны с кремнеземом  $\text{SiO}_2$ .

Добычу и переработку железных руд осуществляют горно-обогатительные комбинаты (ГОКи). Крупнейшими ГОКами в РФ являются: ОАО «Лебединский ГОК», г. Губкин, Белгородской области; ОАО «Михайловский ГОК», г. Железногорск Курской области; а также ОАО «Стойленский ГОК», г. Старый Оскол Белгородской области.

## 1.2. Подготовка железных руд

Крупность добываемой железной руды различна: при открытой (карьерной) добыче она составляет 1000...1500 мм, при шахтной добыче — 300...800 мм. По мере увеличения мощности добывающего оборудования крупность добываемых кусков руды непрерывно растет.

В то же время, для успешного ведения металлургических процессов необходима руда значительно меньших размеров. Так, для доменного процесса нужны куски размером от 40 до 100 мм, для мартеновского процесса — кусочки

размером 20...40 мм, для агломерации — от 6 до 10 мм, а для некоторых способов обогащения подходят только пылеобразные частицы размером не более 0,1 мм. Кроме того, практически вся руда, добываемая в настоящее время, имеет недостаточно высокое для успешного ведения металлургических процессов содержание железа.

Таким образом, сырая руда не может быть напрямую использована для производства железа и чугуна. Она должна быть определенным образом подготовлена.

Подготовка руд включает следующие стадии: дробление и измельчение; рассев (классификация); усреднение; обогащение; окускование.

### **1.2.1. Дробление и измельчение**

Дробление и измельчение — процесс деления кусков материала на более мелкие части за счет разрушения более крупных. Проводят дробление на горно-обогатительных комбинатах (ГОКах). Дробление — это весьма энергоемкая, а также и материалоемкая операция. Так, при измельчении железистых кварцитов на ГОКах Курской магнитной аномалии (КМА) расход энергии составляет 3...5 кВт · ч/т руды, а расход броневых плит из легированных сталей — 0,1...0,2 кг/т руды. Поэтому для того, чтобы «не дробить ничего лишнего», процесс дробления разделяют на несколько стадий, при этом после каждой стадии проводят отделение готовых по размеру кусков. Чаще всего различают 4 стадии дробления: крупное дробление, при котором добытые куски руды размером 1500...300 мм дробят до 350...100 мм; среднее дробление — от 350...100 до 60...40 мм; мелкое дробление — от 60...40 до 30...5 мм; измельчение — от 30...5 до 0,1 мм и мельче.

По характеру происходящих процессов разрушения кусков руды различают 4 способа дробления: раздавливание, раскалывание, удар, истирание.

Для дробления руд, флюсов, топлива, а также — агломерата применяют следующее оборудование: щековые, конусные, валковые и молотковые дробилки; шаровые и стержневые мельницы и другое подобное оборудование.

В **щековых дробилках** (рис. 1.1, а) при сближении подвижной 2 и неподвижной 1 щек, выполненных из броневых сталей, происходит раздавливание. Щековые дробилки предназначены в основном, для дробления твердых материалов.

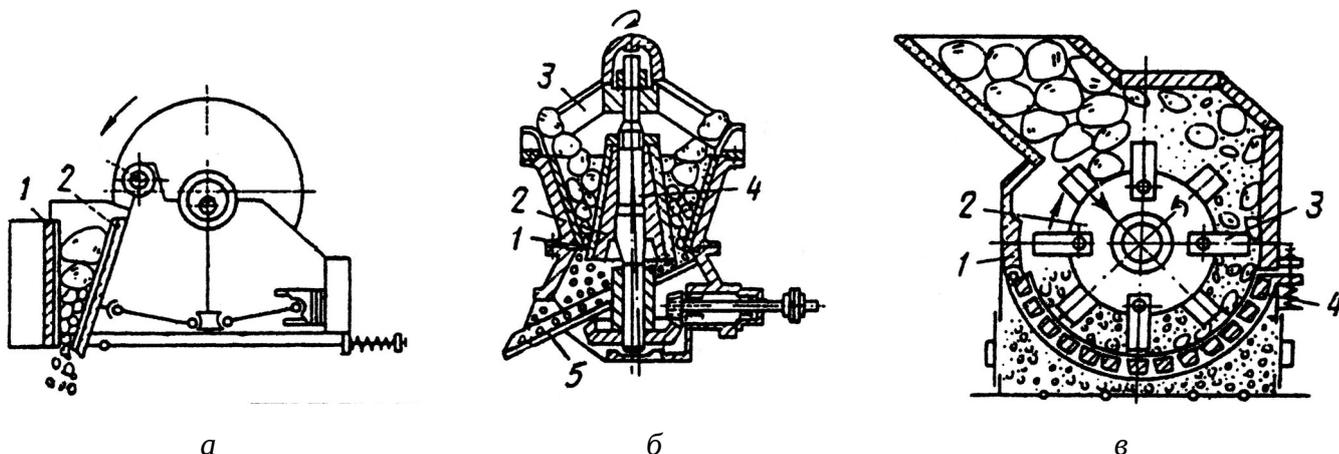


Рис. 1.1. Схемы дробилок:

- щековая дробилка (а): 1 — неподвижная щека; 2 — подвижная щека;  
 конусная дробилка (б): 1 — неподвижный конус; 2 — подвижный конус;  
 3 — загрузочное окно; 4 — приводной вал; 5 — разгрузочный лоток;  
 молотковая дробилка (в): 1 — кожух; 2 — ротор; 3 — молоток; 4 — решетка

**Конусные дробилки** (рис. 1.1, б) также предназначены для раздавливания твердых материалов. Основными элементами таких дробилок являются два конуса: неподвижный 1 и подвижный (рабочий) 2. Оси вращения рабочего конуса и приводного вала 4 не совпадают. Материал, подаваемый через загрузочное окно 3, попадает в эксцентрическую коническую щель переменного сечения, где и происходит дробление. Готовый материал по разгрузочному лотку 5 покидает дробилку.

**Молотковые дробилки** (рис. 1.1, в) предназначены для ударного дробления материалов средней твердости и мягких материалов. Кожух (корпус) 1 дробилки изнутри выложен износостойкими ударопрочными стальными плитами. На роторе 2, собранном из отдельных дисков, укреплены молотки 3. При быстром вращении ротора материал претерпевает соударение с молотками и дробится. Материал,

доведенный до определенного размера, проваливается в бункер через отверстия в решетке 4.

В **одновалковых зубчатых дробилках** (рис. 1.2, а) реализован способ раскалывания (и частично — раздавливания) мягких материалов, например, горячего агломерата. В корпусе 1 расположен ротор 2, состоящий из набора звездочек на валу. Между зубьями звездочек и колосниковой решеткой 3 имеется необходимый зазор. Отсечное устройство 4 предназначено для снятия агломерата с тележек агломерационной машины.

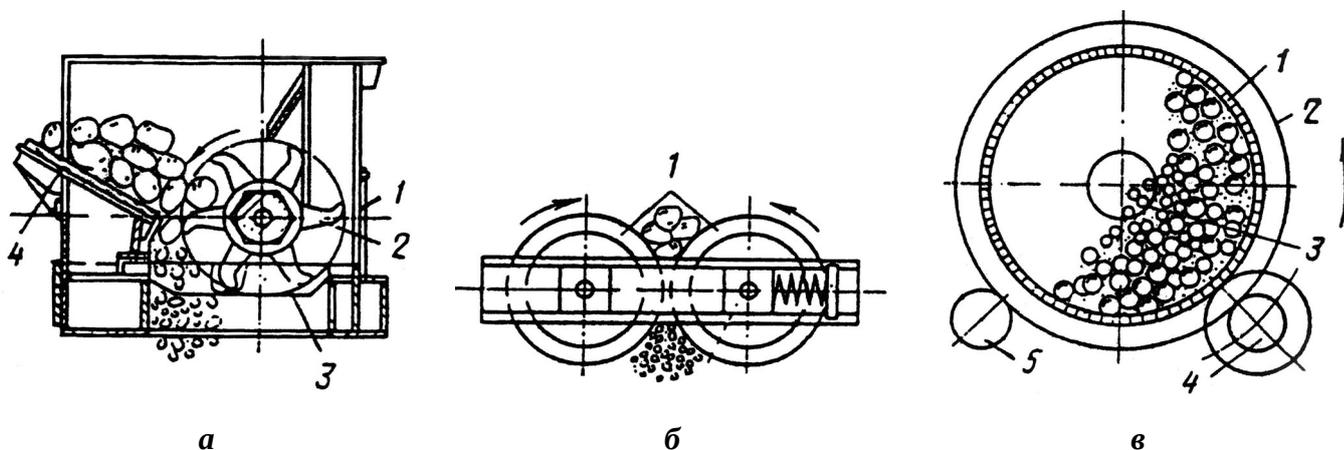


Рис. 1.2. Оборудование для дробления:

одновалковая зубчатая дробилка (а): 1 — корпус; 2 — ротор; 3 — решетка;

4 — отсечное устройство;

двухвалковая дробилка (б): 1 — валки;

шаровая мельница (в): 1 — барабан; 2 — бандажи; 3 — опорные цапфы; 4, 5 — ролики

**Двухвалковые дробилки** (рис. 1.2, б) работают по принципу раздавливания и частично — истирания мягких материалов. Исходный материал подается сверху на вращающиеся навстречу друг другу валки.

**Шаровые (стержневые) мельницы** (рис. 1.2, в) предназначены для измельчения материалов; работают по схеме истирания кусочков материала, перемещающихся внутри вращающегося барабана 1 совместно с шарами (стержнями), выполненными из износостойких материалов. Загрузку исходных материалов в барабан осуществляют через полые опорные цапфы 3. Вращение барабану передается от роликов 4, 5 через бандажи 2.

### 1.2.2. Рассев и усреднение

После каждой стадии дробления во исполнение принципа «не дробить ничего лишнего» проводят **рассев** (грохочение) сыпучих материалов на классы крупности (фракции) путем просеивания через одно или несколько сит. Эти процессы объединяют общим названием: классификация по крупности.

Во всех случаях в качестве рабочих органов различных агрегатов, используемых для классификации по крупности, применяют просеивающие поверхности с калиброванными отверстиями соответствующих размеров. В качестве просеивающих поверхностей используют колосниковые решетки, листовые решета, стержневые и струнные решетки, проволочные сита и др.

Материал, поступающий на грохочение, называют исходным, оставшийся на сите — надрешеточным продуктом, прошедший через отверстия в сите — подрешеточным продуктом.

Применяемые для грохочения агрегаты — грохоты могут быть подвижными и неподвижными. Из подвижных грохотов наибольшее распространение получил барабанный грохот (рис. 1.3), в котором рассев проходит через сетку, натянутую на вращающемся цилиндрическом каркасе.

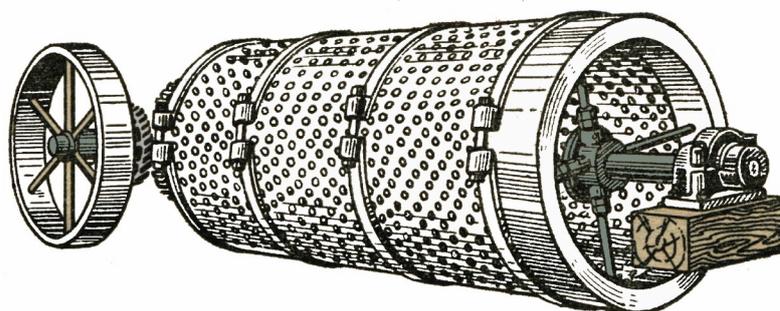


Рис. 1.3. Общий вид барабанного грохота

Из неподвижных грохотов наиболее перспективным считают дуговой грохот. Схема дугового грохота показана на рис. 1.4. Материал из разгрузочной воронки 1 высыпается на дуговую колосниковую решетку 2. Мелкая фракция проходит через

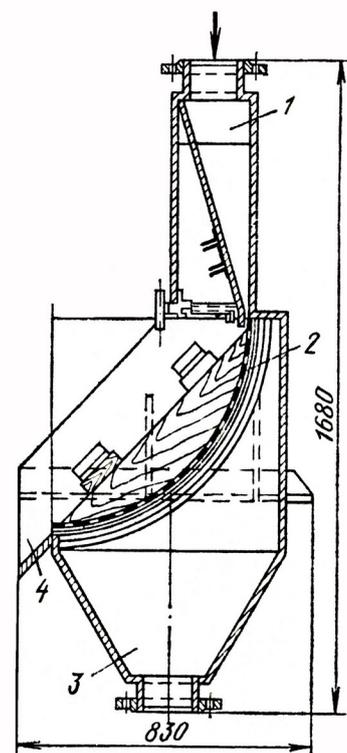


Рис. 1.4. Схема дугового грохота:

1 — разгрузочная воронка;

2 — решетка;

3 — подрешеточное пространство; 4 — желоб

отверстия в решетке и накапливается в подрешеточном пространстве 3, а крупная фракция удаляется по желобу 4.

**Усреднение** — комплекс мероприятий, целью которого является стабилизация химического и гранулометрического состава шихтовых материалов, поступающих на металлургический завод от различных поставщиков.

Все способы усреднения разделяют на усреднение в бункерах и усреднение в штабелях. В черной металлургии используют, как правило, усреднение в штабелях на рудных дворах, сущность которого заключается в послойно-горизонтальном складировании материалов, прибывающих со стороны, и последующем послойно-вертикальном отборе этих материалов в доменную печь.

### 1.2.3. Обогащение

Добываемые железные руды не удовлетворяют металлургов не только своим фракционным составом (размером кусков), но и содержанием полезного минерала. В связи с этим при подготовке руд к доменной плавке вынуждены проводить их обогащение.

Обогащение — это комплекс мероприятий, направленный на повышение содержания полезного минерала путем его отделения от пустой породы. В результате обогащения получают железорудный концентрат, более богатый по извлекаемому компоненту, чем исходная руда, и остаточный продукт, так называемые «хвосты», более бедный по извлекаемому компоненту.

Важнейшими показателями конкретного способа обогащения, характеризующими его технический и технологический уровень, являются: содержание полезного элемента в концентрате,  $\beta$ , и степень извлечения полезного элемента,  $\varepsilon$ .

Содержание полезного элемента в концентрате определяют экспериментально, а степень извлечения рассчитывают по формуле

$$\varepsilon = \frac{\alpha - \gamma}{(\beta - \gamma)\alpha} 100\%$$

где:  $\alpha$ ,  $\beta$ ,  $\gamma$  — процентное содержание полезного элемента (в данном случае — железа) соответственно в исходной руде, концентрате и хвостах. Степень извлечения железа при обогащении железных руд колеблется от 60 до 95 %.

**Способы обогащения** основаны на различиях в физико-механических свойствах полезного минерала и пустой породы.

Исторически первым способом обогащения можно считать так называемую **рудоразборку**, которая была основана на различиях в отражательной способности полезного минерала и пустой породы. Естественно, что полезный минерал, содержание металла в котором значительно более высокое, чем в пустой породе, обладает и более высокой отражательной способностью.

Из современных способов обогащения наиболее распространенными являются: промывка, гравитационное обогащение, магнитная сепарация и флотационное обогащение.

**Промывка** — наиболее простой и дешевый способ обогащения. Основан на различиях в размываемости полезного минерала и пустой породы. В результате промывки руд в бутарах (вращающихся дырчатых барабанах) мощные потоки воды размывают пустую породу и уносят с собой глинистые и песчаные частицы, а также — мелкие частицы руды. В связи с этим промывке подвергают крупнокусковые руды, чаще всего — бурые железняки.

**Гравитационное обогащение** основано на различиях в плотности полезного минерала и пустой породы. Различают два вида гравитационного обогащения: обогащение в тяжелых средах и «мокрую отсадку». В первом случае тонкоизмельченную руду помещают в жидкость, плотность которой больше плотности пустой породы, но меньше плотности полезного минерала. В таких условиях частицы полезного минерала будут опускаться на дно, а частицы пустой породы — всплывать на поверхность. В качестве тяжелой жидкости используют водную взвесь порошка ферросилиция (для увеличения плотности) с добавкой бентонита (для уменьшения скорости осаждения порошинок ферросилиция), а для того, чтобы плотность тяжелой суспензии была одинаковой в каждой части агрегата, ее непрерывно перемешивают.

При мокрой отсадке разделение частиц полезного минерала и пустой породы происходит за счет струй воды, пульсирующих в вертикальном направлении. Мощность пульсаций должна быть подобрана таким образом, чтобы частицы пустой породы всплывали на поверхность, а полезный минерал опускался на дно.

**Магнитная сепарация** основана на различиях в магнитных свойствах пустой породы и полезного минерала. Материалы, обладающие ферромагнитными свойствами, например, частицы магнетита, будут притягиваться к электромагниту, а на парамагнитные материалы (в данном случае — это пустая порода), магнитное поле не действует. Для обогащения магнетита крупностью более 6 мм применяют сухую магнитную сепарацию, для обогащения магнитных руд меньшей крупности используют мокрую магнитную сепарацию. На рис. 1.5 приведена схема магнитных сепараторов для сухого (рис. 1.5, а) и мокрого (рис. 1.5, б) обогащения.

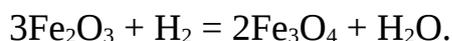
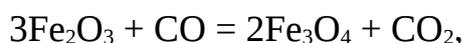


Рис. 1.5. Схема магнитных сепараторов:

для сухого обогащения (а): 1 — вращающийся немагнитный барабан; 2 — электромагнит;  
 для мокрого (б) обогащения: 1 — вращающийся немагнитный барабан; 2 — электромагнит;  
 3 — водяные спрейеры

Сепараторы состоят из вращающегося немагнитного барабана 1, внутри которого размещен неподвижный электромагнит 2, создающий магнитное поле. Сепаратор мокрого обогащения дополнительно снабжен водяными спрейерами 3 для смыва концентрата с барабана. Сухую руду или пульпу (смесь тонкоизмельченной руды с водой) подают на барабан. Частицы магнетита притягиваются электромагнитом к поверхности барабана и перемещаются вместе с ней до выхода из зоны действия электромагнита. Здесь они под действием силы тяжести падают в бункер для концентрата. Немагнитные частицы пустой породы падают с барабана в свой бункер значительно раньше.

Для того, чтобы подвергнуть магнитному обогащению немагнитные руды, например гематит, необходимо проведение так называемого магнетизирующего обжига. Для этого гематит непрерывно загружают во вращающуюся трубчатую печь, в которой при температурах 600...800 °С и недостатке газа-восстановителя протекают реакции



Охлаждение полученного магнетита ведут в безокислительной атмосфере для предотвращения протекания обратных реакций.

**Флотационное обогащение** основано на различиях в поверхностных свойствах (смачиваемости) пустой породы и полезного минерала. Чаще всего применяют прямую пенную флотацию, при которой частички концентрата не смачиваются жидкостью (водой), прилипают к пузырькам пены и поднимаются ими наверх. Частицы пустой породы водой смачиваются и опускаются на дно установки.

Оборудованием для флотации являются флотационные машины. Флотацию широко применяют для обогащения руд цветных металлов. В черной металлургии флотацию используют для обогащения марганцевых руд и доводки железорудных концентратов, содержащих не менее 70...72 % железа, а также — для доизвлечения железа из хвостов после гравитационного и магнитного обогащения.

Все более широкое использование способов обогащения, требующих для своего осуществления перевода руды в тонкоизмельченное состояние, привело к тому, что в результате продуктом обогащения все чаще является тонкоизмельченный концентрат (фракция 0,1 мм и менее), использование которого в процессах производства железа, чугунов и сталей без предварительного укрупнения (окускования) стало невозможным.

#### **1.2.4. Окускование**

Окускование — это утилизация железосодержащей мелочи (мелких руд, тонкоизмельченного концентрата, колошниковой пыли, прокатной окалины) путем укрупнения до получения кусочков необходимого размера и последующего использования в металлургических агрегатах. Для окускования применяют два основных способа: агломерацию и окатывание (получение окатышей).

**Агломерация** — это процесс спекания мелочи в результате сжигания топлива в слое спекаемого материала. Целью агломерации является не только получение более крупных кусков, но и введение флюса, а также удаление таких вредных примесей как сера и мышьяк.

Известно несколько способов агломерации: во вращающихся печах, во взвешенном состоянии, с подачей воздуха сверху и снизу, но наиболее

производительным, и поэтому наиболее распространенным, является способ с просасыванием воздуха.

Производство агломерата осуществляют на агломерационных фабриках (аглофабриках), которые обычно входят в состав доменного цеха. Аглофабрика включает комплекс оборудования для подготовки шихты, конвейерные агломерационные машины, а также — оборудование для дробления, охлаждения и сортировки полученного агломерата.

Примерный состав шихты аглопроцесса:

железосодержащие материалы, фракция до 8 мм	40...50 %;
известняк $\text{CaCO}_3$ , фракция до 2 мм	15...20 %;
возврат агломерата, фракция до 10 мм	20...30 %;
коксовая мелочь (кокстик), фракция до 3 мм	4...6 %;
влага	6...9 %.

Перед спеканием шихту готовят. Подготовка аглошихты включает: измельчение, дозирование, смешивание, увлажнение и окомкование.

Подготовленную шихту спекают на агломерационной машине, которая представляет собой спекательный агрегат конвейерного типа (рис. 1.6) состоящий из непрерывно движущихся спекательных тележек-паллет, снабженный устройствами для загрузки шихты и поджигания топлива, а также — вакуум-камерами для просасывания воздуха.

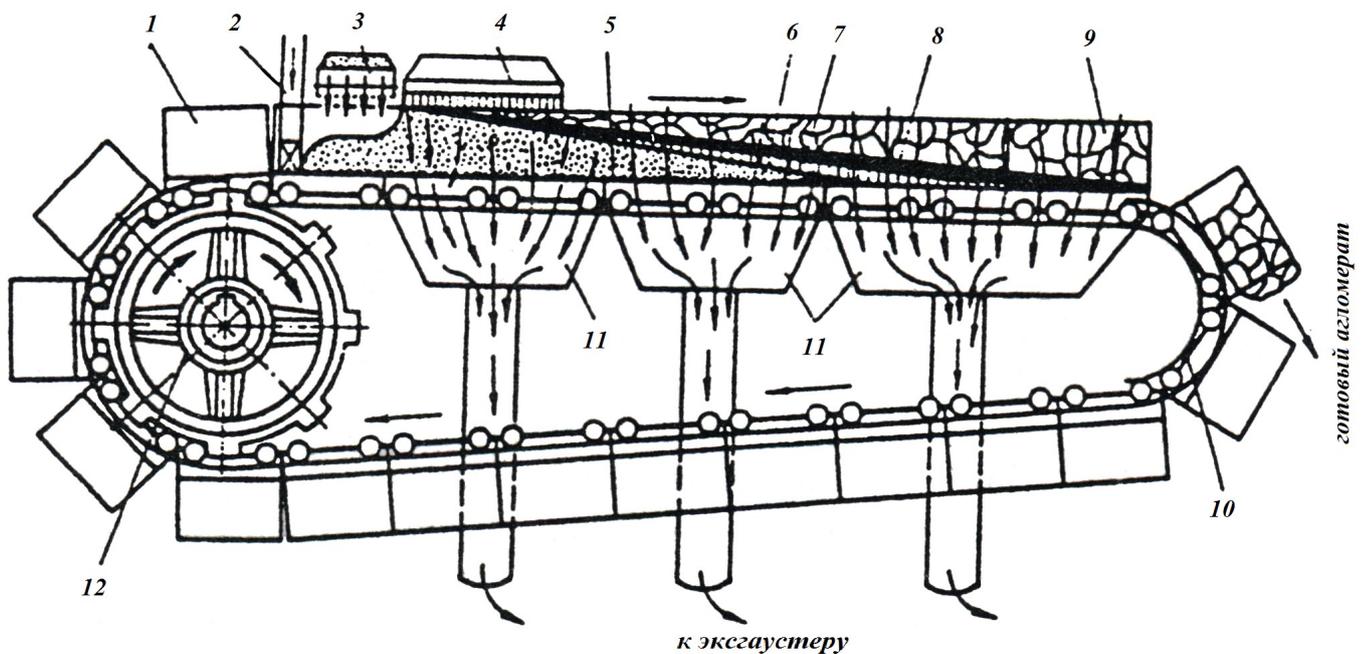


Рис. 1.6. Схема агломерационной машины:

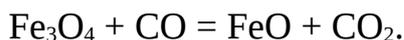
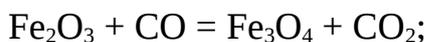
1 — спекательные тележки (паллеты); 2 — укладчик постели; 3 — челноковый питатель ленты шихтой; 4 — газовый зажигательный горн; 5 — постель; 6 — зона сырой шихты; 7 — зона сушки и подогрева шихты; 8 — зона горения твердого топлива; 9 — зона готового агломерата; 10 — разгрузочный конец машины; 11 — вакуум-камеры; 12 — ведущая звездочка привода ленты

Для уменьшения потерь шихты на решетку укладывают слой возврата — так называемую «постель» с толщиной слоя до 35 мм. На «постель» загружают слой шихты толщиной 250...350 мм. Для того чтобы процесс начался, горелками нагревают верхний слой шихты до 1200...1300 °С. Топливо (коксы) на поверхности воспламеняется, а за счет просасывания воздуха фронт горения постепенно распространяется сверху вниз на всю толщину аглошихты. Скорость распространения зоны горения топлива составляет 20...30 мм/мин, ее высота — до 20 мм, температура в зоне горения достигает 1500 °С.

**Химические процессы при агломерации.** Горение топлива в слое шихты существенно отличается от горения угля или кокса в топке. Если в обычной топке углерод сгорает полностью до  $\text{CO}_2$ , то на ленте агломерационной машины за счет неполного сгорания углерода  $2\text{C} + \text{O}_2 = 2\text{CO}$  и газификации  $\text{C} + \text{CO}_2 = 2\text{CO}$  образуется значительное количество окиси углерода  $\text{CO}$ . Таким образом, первой

группой реакций, происходящих при агломерации, являются процессы, приводящие к образованию газа-восстановителя, каким является окись углерода.

Второй группой реакций является частичное восстановление окислов железа образовавшимся газом-восстановителем:  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  восстанавливается до  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  и далее до  $\text{FeO}$ . Реакции неполного восстановления железа выглядят следующим образом

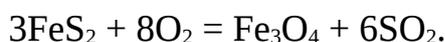


Температуры, развиваемые в зоне горения, достаточны для термического разложения известняка (третья группа реакций)

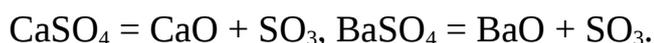


Четвертая группа реакций заключается в том, что образующиеся оксиды  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ,  $\text{FeO}$ ,  $\text{CaO}$ , а также имеющиеся в шихте оксиды  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и другие вступают в химическое взаимодействие с образованием легкоплавких соединений типа железокальциевого оливина —  $(\text{CaO})_x(\text{FeO})_{2-x}\text{SiO}_2$ , ферритов кальция —  $\text{CaO} \cdot 2\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$  и фаялита —  $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$ , которые немедленно расплавляются, поскольку их температуры плавления (1130...1230 °С) значительно ниже температур, развиваемых в зоне горения. Образующаяся жидкая фаза обволакивает твердую шихту и пропитывает ее. При охлаждении образуется твердый пористый спек — агломерат.

При агломерации происходит частичное удаление серы и мышьяка. Сера в шихте находится в виде пирита  $\text{FeS}_2$ , гипса  $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$  и барита  $\text{BaSO}_4$ . Пирит окисляется кислородом воздуха



Гипс и барит разлагаются под действием высоких температур



В настоящее время производят только офлюсованный агломерат, имеющий

основность  $\frac{\% \text{CaO}}{\% \text{SiO}_2} = 1,1 - 2,0$ . Такой уровень основности агломерата отвечает

условию полного выведения флюсов из доменной плавки.

На производство 1 т агломерата расходуется в среднем 1230...1270 кг шихты, в том числе руды и концентрата — 800...950 кг, топлива — 59...63 кг, электроэнергии — 37...39 кВт·ч, воды — 0,3...0,8 м<sup>3</sup>, флюса — 60...180 кг.

В настоящее время на металлургических заводах работает более 1000 агломашин. Наиболее производительные имеют площадь спекания до 600 м<sup>2</sup>. В России самые мощные машины АКМ-312 имеют площадь спекания 312 м<sup>2</sup>.

**Производство окатышей.** Окатыши — твердые тела размером 2...30 мм, имеющие форму близкую к сферической. Окатыши получают путем окатывания (окомкования) тонкоизмельченных рудных материалов с добавками связующих веществ и флюсов с последующим термическим упрочнением (обжигом). Окатыши получают на окомковательных фабриках, расположенных на территории горно-обогатительных комбинатов (ГОКов). Широкое использование окатышей в качестве шихты доменного процесса (начиная с середины 50-х годов прошлого века) обусловлено:

во-первых, значительным увеличением производства тонкоизмельченных богатых концентратов, окускование которых методом агломерации снижает технико-экономические показатели процесса;

во-вторых, окатыши, вследствие их высокой механической прочности, удобно транспортировать на большие расстояния с многократными перегрузками;

в-третьих, производство окатышей является экологически значительно более чистым процессом по сравнению с агломерацией;

в-четвертых, топливно-энергетические затраты при производстве окатышей в 1,5—2 раза ниже, чем при производстве агломерата.

Технология производства окатышей складывается из двух этапов: получение сырых окатышей и их упрочнение при высокотемпературном обжиге.

Сырые окатыши получают в барабанных окомкователях или тарельчатых грануляторах. Шихту, основным компонентом которой является тонкоизмельченный железорудный концентрат, увлажняют и добавляют в нее связующее, чаще всего бентонит, а также известняк, известь или доломит в качестве флюса.

Тарельчатый гранулятор (рис. 1.7) состоит из чаши диаметром до 9 м с бортами 1, механизмов для наклона и вращения чаши 3, устройства для очистки чаши 2 (скребков), станины 4, привода и системы увлажнения шихты.

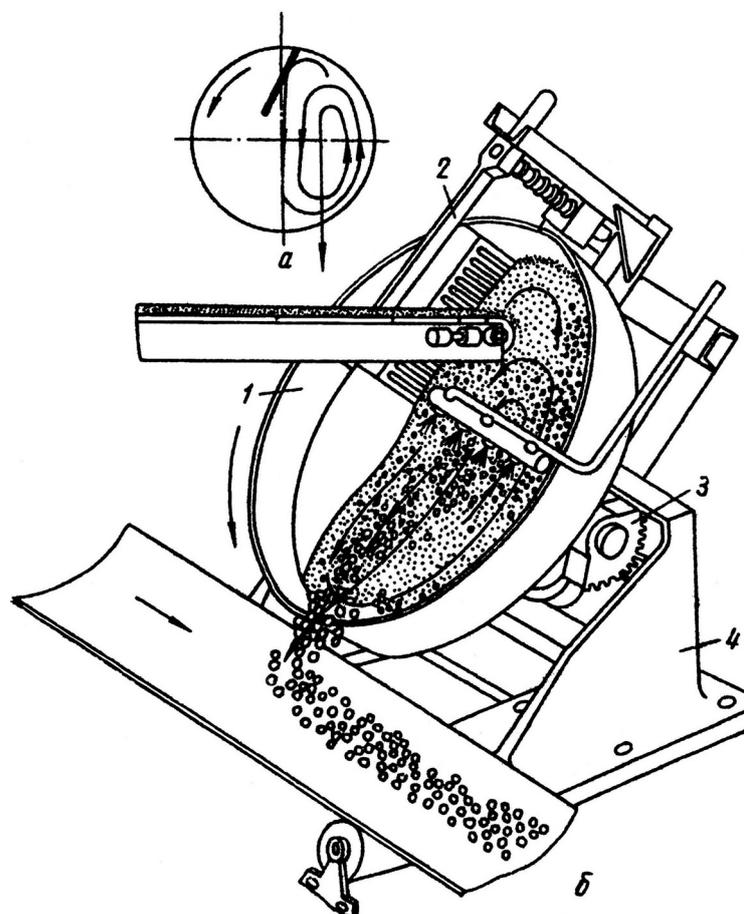


Рис. 1.7. Тарельчатый гранулятор:  
схема движения материала в чаше (а);  
общий вид гранулятора (б): 1 — чаша; 2 — устройство для очистки чаши (скребки);  
3 — механизм для наклона и вращения чаши; 4 — станина

На чашу непрерывно и равномерно подают шихту и распыленную воду. При вращении чаши шихта окомковывается, и готовые сырые окатыши пересыпаются через борт чаши на конвейер. Эффективность окомкования зависит от угла наклона чаши ( $45...60^\circ$ ), скорости ее вращения (6...9 об/мин), и режима увлажнения шихты. Необходимо, чтобы вода подавалась в виде мелких капель и орошала всю поверхность движущейся шихты. Скорость вращения чаши подбирают таким образом, чтобы неокомкованные мелкие фракции шихты достигали верхней кромки борта и отрывались с помощью скребка. Кроме того, установка скребка

предотвращает круговое движение шихты и вынуждает шихту двигаться по траектории, показанной на рис 1.7, а.

Далее сырые окатыши подвергают сушке при температуре 300...600 °С и упрочняющему обжигу при 1150...1350 °С. Для обжига используют конвейерные колосниковые машины (подобные агломашинам), шахтные печи, кольцевые колосниковые машины и др.

Процесс упрочнения окатышей при высокотемпературном обжиге основан на спекании частиц концентрат за счет протекания физико-химических реакций в твердой и жидкой фазах. Наиболее эффективное упрочнение окатышей достигается при наличии 12...20 % жидкой фазы, которая после остывания служит цементирующей связкой. В настоящее время обжиг проводят в окислительной атмосфере с окислением магнетита до гематита. В результате, между зернами магнетита появляются перемычки из гематита, которые превращают материал окатыша в прочный монолит.

Добавка в доменную шихту окатышей существенно повышает производительность доменных печей. Доля окатышей в общем объеме железорудного сырья в настоящее время превышает 30 %. Тем не менее, исходя из особенностей работы доменных печей, агломерат не может быть полностью заменен на окатыши.

### 1.3. Флюсы

Флюсами называют материалы, вводимые в металлургический агрегат для формирования шлака определенного состава с определенными физико-химическими свойствами, способного растворять в себе пустую породу руд, золу топлива и вредные примеси.

Дело в том, что температура плавления оксидов, входящих в состав пустой породы железных руд и золы топлива (кокса, угля) значительно выше температуры плавления шлаков не только доменного, но и сталеплавильного производства:

оксид	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO
температура плавления, °С	1728	2040	2570	2800

Однако, при определенном количественном соотношении кислых и основных оксидов, входящих в состав шлака, формируются легкоплавкие составы, температура плавления которых не превышает 1300 °С. Известно, что для обеспечения формирования легкоплавких составов соотношение кислых и основных

оксидов должно быть равно примерно 1, то есть  $\frac{\%CaO}{\%SiO_2} \approx 1$ . Поскольку в пустой породе железных руд преобладают кислые оксиды, становится ясно, что в качестве флюсов необходимо вводить оксиды основные. Вот почему в качестве флюса чаще всего используют известь CaO. Кроме того, в качестве флюсов можно использовать известняк CaCO<sub>3</sub>, доломитизированный известняк (известняк, содержащий небольшое количество карбонатов магния), доломит — CaCO<sub>3</sub>·MgCO<sub>3</sub>, боксит (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>+SiO<sub>2</sub>+Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), плавиковый шпат CaF<sub>2</sub> и др.

#### **1.4. Metallurgical coke**

Кокс в металлургических процессах, и в первую очередь, в доменном производстве выполняет роль топлива, восстановителя и науглероживателя.

Кокс — это твердый пористый углеродистый остаток, получаемый в результате нагрева (коксования) специальных углей до 900...1200 °С без доступа воздуха.

Перед коксованием уголь различных марок дробят, обогащают для снижения зольности и усредняют. Затем угли смешивают в определенной пропорции и подвергают измельчению. Необходимо, чтобы доля фракции до 3 мм составляла не менее 92...94 %, поскольку это позволяет обеспечить меньшую трещиноватость, и как следствие — более высокую прочность кокса.

Коксование ведут в герметизированных камерах, которые для увеличения производительности и уменьшения расхода топливных газов, собраны в батареи по 40—80 камер. Общий вид коксовой батареи показан на рис. 1.8. Камеры коксования расположены в ряд в верхней части батареи. Между камерами находятся

обогревательные простенки, в которых движутся продукты сгорания топливных газов. Для их перехода из одного простенка в другой имеются переходные каналы. В нижней части батареи расположены регенераторы, предназначенные для подогрева топливных газов и воздуха. Шихту загружают в камеры сверху. Температура огнеупорной кладки в обогревательных простенках 1350...1420 °С, что обеспечивает нагрев «коксового пирога» в камерах коксования на температуру не менее 1000 °С. Размеры камеры: длина 14...18 м, высота 4...8 м, ширина 0,4...0,6 м. Длительность процесса коксования 14—20 часов.

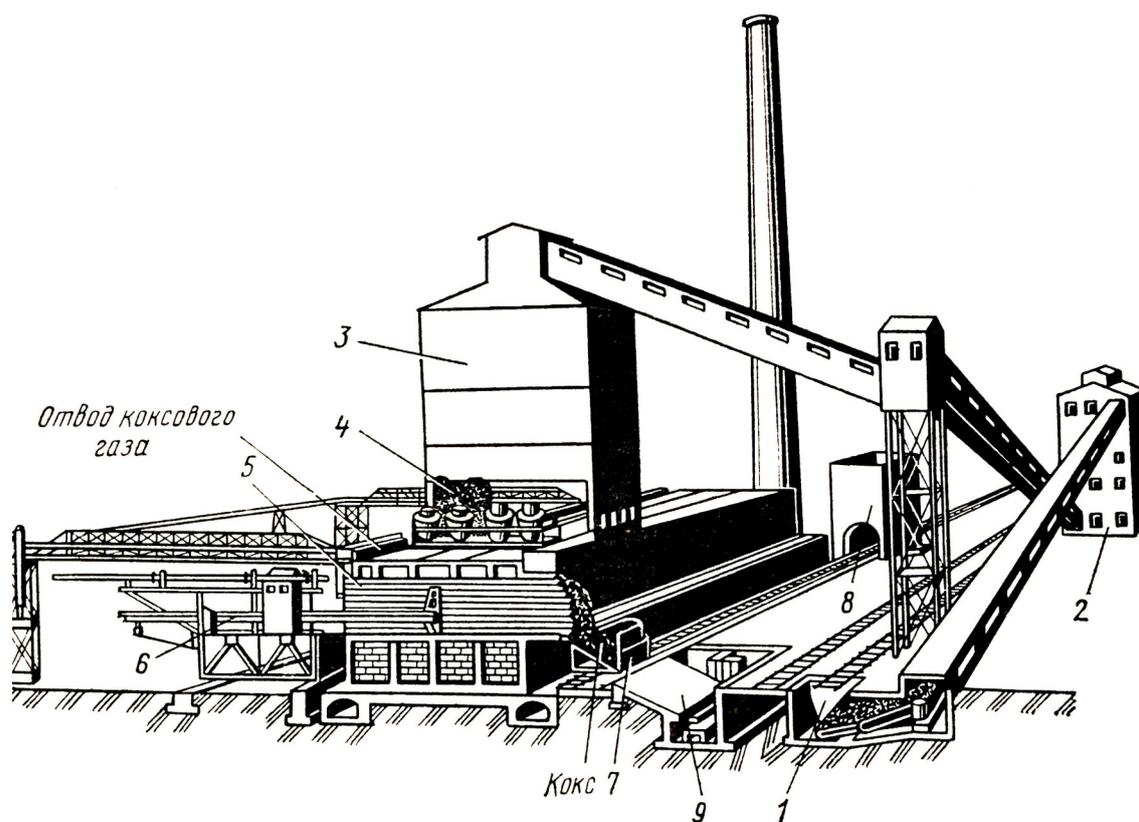


Рис. 1.8. Общий вид коксовой батареи:

- 1 — приемный бункер для сырого каменного угля; 2 — отделение для дробления и смешивания угля; 3 — распределительная башня; 4 — погрузочная тележка; 5 — камера коксования; 6 — коксовыталкиватель; 7 — тушильный вагон; 8 — тушильная башня; 9 — платформа для выгрузки остуженного кокса

По мере прогрева угольной шихты без доступа воздуха, в ней протекают процессы, указанные в табл. 1.2.

Таблица 1.2

Процессы, протекающие в камере коксования

Температура шихты в камере коксования, °С	Физические и термохимические процессы, протекающие при таких температурах
До 250	Испарение свободной (гигроскопической) влаги, выделение адсорбированных газов
250...300	Выделение паров смолы и связанной (гидратной) влаги, пропитка частиц угля смолой
350...400	Переход угля в пластичное состояние
400...550	Разложение пластической массы с выделением газа и смол и последующее ее отверждение с получением полукокса
550...700	Разложение полукокса с выделением газообразных продуктов и упрочнение
Выше 700	Превращение полукокса в кокс

После завершения процесса коксования готовый кокс выталкивают в вагон и транспортируют к башне тушения. Здесь кокс подвергают тушению и охлаждению водой (мокрое тушение) или инертными газами (сухое тушение). После тушения и охлаждения кокс сортируют по классам крупности.

Из 1 т сухой шихты получают в среднем 750...800 кг кокса, 320...330 м<sup>3</sup> коксового газа. Коксовый газ, после очистки содержащий примерно 6 % CO, 25 % CH<sub>4</sub>, до 60 % H<sub>2</sub> и 6...7 % CO<sub>2</sub> и N<sub>2</sub>, и имеющий теплоту сгорания 18 МДж/м<sup>3</sup>, используют как топливо. В частности, зажигательные горны агломерационных машин отапливают смесью коксового и доменного газов.

Кокс хорошего качества имеет серебристый оттенок, не пачкается и немного звенит при ударе куска о другой кусок.

Кроме кокса и коксового газа в результате коксования получают много других продуктов: бензол, фенолы, нафталин, сульфат аммония, каменноугольную смолу и др.

## Глава 2. Технология получения железа

Под металлургией железа понимают такие химические, химико-термические или электрохимические процессы, которые позволяют без участия доменной печи получать железо в виде губки, металлизированных окатышей или жидкого металла.

В настоящее время такие продукты называют прямовосстановленным железом (ПВЖ). В случае, если губчатое железо или металлизированные окатыши подвергают последующему горячему брикетированию, то такие продукты называют горячебрикетированным железом (ГБЖ).

Методы прямого получения железа из руд известны давно, но в последние десятилетия интерес к ним сильно возрос. Причины этого заключаются в том, что, во-первых, при реализации этих процессов отпадает необходимость в использовании кокса; а во-вторых, — совершенствование способов обогащения привело к возможности получения железорудных концентратов, очень богатых по железу и одновременно — очень чистых по сере и фосфору. Например, железорудный концентрат, производимый на ОАО «Лебединский ГОК», содержит менее 0,01 % серы и менее 0,003 % фосфора. Преимущество высокой чистоты исходной шихты в доменном процессе не может быть использовано, поскольку большое количество фосфора и особенно серы в доменную печь попадает с коксом.

В настоящее время до 90 % всего ПВЖ и ГБЖ получают при восстановлении газообразными восстановителями ( $\text{CO}$  и  $\text{H}_2$ ), получаемыми в результате конверсии природного газа. Поэтому наибольшую долю ПВЖ и ГБЖ производят страны, имеющие большие запасы природного газа (Мексика, Венесуэлла и др.).

К недостаткам методов производства ПВЖ можно отнести склонность ПВЖ к самовозгоранию, низкую абсолютную производительность, присутствие в ПВЖ золы и серы угля.

Среди методов твердофазного восстановления оксидов железа с использованием природного газа наиболее распространен процесс Мидрекс. Второе место по распространенности занимает процесс ХИЛ.

## 2.1. Процесс Мидрекс

Процесс разработан в 1966 г. Главными агрегатами для реализации процесса являются (рис. 2.1): шахтная восстановительная печь для металлизации 6 и риформер (реактор) 9 для получения газов-восстановителей из природного газа.

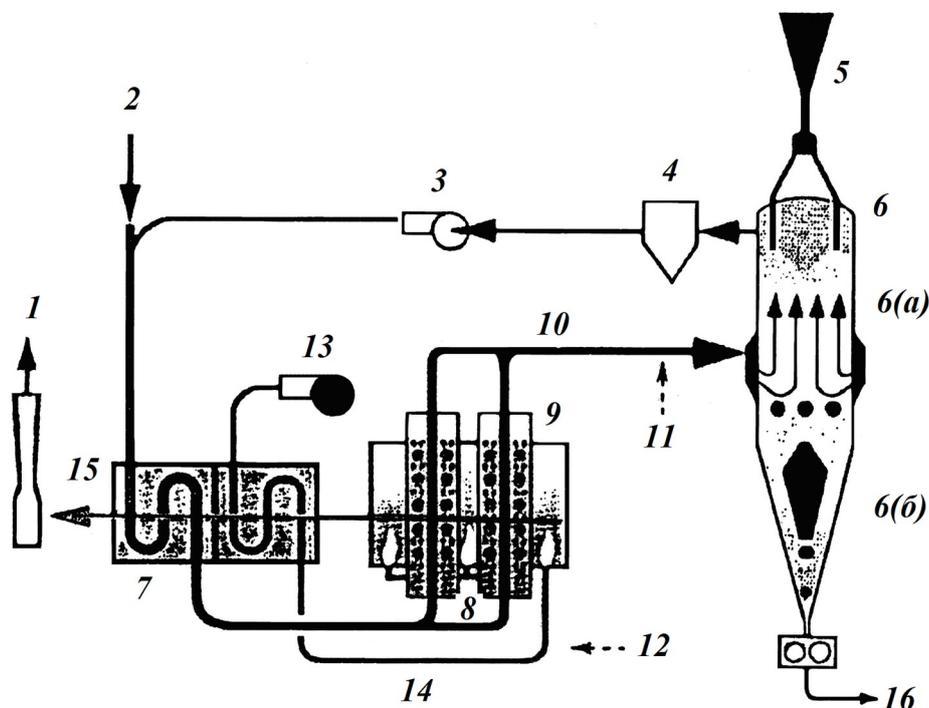


Рис. 2.1. Схема процесса Мидрекс: 1 — труба для отвода дымовых газов; 2 — подача природного газа для подогрева рекуператора; 3 — компрессор колошникового газа; 4 — скруббер для очистки колошникового газа; 5 — загрузочный бункер шихтовых окатышей; 6 — шахтная печь: 6 (а) - зона восстановления; 6 (б) - зона охлаждения; 7 — рекуператор; 8 — подача смеси природного и колошникового газов в риформер; 9 — риформер; 10 — подача восстановительных газов в шахтную печь; 11 — добавка природного газа и кислорода к восстановительным газам; 12 — подача природного газа для отопления риформера и науглероживания ПВЖ; 13 — компрессор холодного воздуха; 14 — подача нагретого в рекуператоре воздуха в риформер для сжигания природного газа; 15 — дымовые газы; 16 — брикетировочный пресс

В риформере осуществляют конверсию природного газа. При этом природный газ вначале разлагают на водород и углерод, а затем — дожигают углерод до СО кислородом (кислородная конверсия), углекислым газом (углекислотная конверсия) или водяными парами (водяная или паровая конверсия). Процесс проводят в

риформере на никелевом катализаторе. Суммарные реакции для различных видов конверсии выглядят следующим образом:

кислородная конверсия:  $2\text{CH}_4 + \text{O}_2 = 4\text{H}_2 + 2\text{CO}$ ;

углекислотная конверсия:  $\text{CH}_4 + \text{CO}_2 = 2\text{H}_2 + 2\text{CO}$ ;

паровая (водяная) конверсия:  $\text{CH}_4 + \text{H}_2\text{O} = 3\text{H}_2 + \text{CO}$ .

В процессе Мидрекс (рис. 2.1) используют углекислотную конверсию, при этом источником  $\text{CO}_2$  является колошниковый газ шахтной восстановительной печи, который после очистки и охлаждения в скруббере 4 добавляют к природному газу 2, нагнетая компрессором 3. Смесь природного и углекислого газов подогревают в рекуператоре 7 и подают в риформер 9, где и происходит образование восстановительных газов  $\text{CO}$  (30...35 %) и  $\text{H}_2$  (70...65 %). Образовавшиеся восстановительные газы, имеющие температуру 850...1050 °С, подают в шахтную восстановительную печь. Шахтная печь 6 разделена на две зоны: зону нагрева и восстановления (I), в которой протекают процессы восстановления оксидов железа (процессы металлизации) и зону охлаждения и науглероживания (II) полученного ПВЖ. Реакции металлизации, протекающие в зоне I шахтной печи аналогичны реакциям косвенного восстановления, протекающим в шахте доменной печи (см. подраздел 3.3.3).

Подогрев рекуператора обеспечивается газами 15, выходящими из риформера. Подогрев риформера осуществляют смесью природного газа 12 и подогретого в рекуператоре воздуха, нагнетаемого воздуходувной машиной 13. Кроме того, природный газ 12 подают в зону II шахтной печи для науглероживания полученного в зоне I ПВЖ.

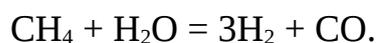
На одной из последних установок Мидрекс на заводе *Ispat Mexican* (Мексика) достигнута производительность 1,2 млн т ПВЖ в год.

В России процесс Мидрекс реализован на ОАО «Оскольский электрометаллургический комбинат». Четыре установки Мидрекс имеют суммарную годовую производительность 2 млн т ПВЖ в год.

## 2.2. Процесс ХИЛ

Процесс разработан в 1957 г. Процесс ХИЛ ведут в четырех ретортах. В определенный момент времени на одной из реторт осуществляют разгрузку готового ПВЖ и загрузку железорудного сырья. На второй реторте в это время производят подогрев шихты и восстановление ее газами, выходящими из третьей и четвертой реторт, причем, предварительно эти газы очищают от паров воды и подогревают. В третьей реторте происходят процессы довосстановления шихты свежим горячим газом-восстановителем, поступающим из риформера, а на четвертой реторте проводят науглероживание полученного ПВЖ.

В процессе ХИЛ используют паровую (водяную) конверсию природного газа



После осушки восстановительный газ содержит 70...75 %  $\text{H}_2$  и 15...20 %  $\text{CO}$ . Степень металлизации ПВЖ — 84...88 %.

Современный вариант процесса ХИЛ, получивший название ХИЛ-III, реализуют в противоточном шахтном агрегате, подобном восстановительной печи, используемой в процессе Мидрекс. Технология процесса ХИЛ-III предусматривает использование восстановительного газа с повышенным содержанием водорода (до 87 %), повышенного давления в реакторе и высокой температуры в зоне восстановления (выше 920 °С). Шихтой для процесса ХИЛ-III является смесь окатышей (70 %) и богатой кусковой железной руды (30 %).

В России первая установка ХИЛ-III с производительностью 1 млн. тонн ГБЖ в год запущена в строй на ОАО «Лебединский ГОК».

Перспективы развития процессов получения ПВЖ связывают с подачей подогретой смеси колошникового и природного газов в зону восстановления шахтной печи. Туда же подают конвертированный восстановительный газ с добавкой кислорода. Для улучшения газопроницаемости столба шихты газы подают на двух уровнях. Природный газ, попадая в шахту, подвергается авториформингу. Авториформинг означает превращение (конверсию) природного газа в смесь газов-восстановителей за счет использования каталитических свойств свежеполученного металлического железа



## Глава 3. Технология получения чугуна

В настоящее время основную долю чугуна выплавляют в доменных печах. Наиболее крупные современные доменные печи имеют полезный объем до 5000... 5500 м<sup>3</sup>. Суточная производительность подобных печей достигает 12000 т.

### 3.1. Устройство и работа доменной печи

Доменная печь — это шахтная печь непрерывного действия, работающая по принципу противотока.

Принцип противотока в доменной печи заключается в том, что сверху вниз опускаются твердые шихтовые материалы, загружаемые на колошнике, а снизу вверх поднимаются нагретые до высокой температуры реакционные газы. Принцип противотока обеспечивает тесный контакт газов с шихтовыми материалами, быстрый разогрев шихты и протекание всех физико-химических процессов, необходимых для получения жидкого чугуна.

**Профиль доменной печи.** Для обеспечения нормальной работы (металлурги говорят «нормального хода») доменная печь должна иметь рациональный профиль. Профилем называют вертикальный разрез внутреннего пространства доменной печи (рис. 3.1). Профиль современной доменной печи включает 5 частей. Верхнюю часть печи называют колошником 1. Колошник необходим для загрузки твердой шихты и отвода доменного газа. Ниже колошника располагается шахта 2, представляющая собой расширяющийся к низу усеченный конус. Такая форма шахты позволяет шихтовым материалам свободно опускаться вниз, а, кроме того, и предотвращает уплотнение шихты. Наиболее широкая часть внутреннего пространства — распар 3 представляет собой короткий цилиндр. Эта часть внутреннего пространства необходима для предотвращения зависания шихтовых материалов за счет плавного перехода от широкого основания шахты к сужающимся вниз заплечикам 4. Заплечики имеют форму сужающегося к низу усеченного конуса потому, что на данном горизонте печи происходит резкое уменьшение объема шихтовых

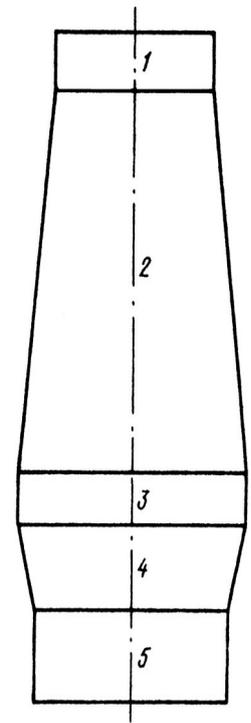


Рис. 3.1. Профиль доменной печи:

- 1 — колошник;
- 2 — шахта; 3 — распар; 4 — заплечики;
- 5 — горн

материалов за счет выгорания кокса и образования жидких продуктов плавки. Нижняя часть печи называется горн 5. В нижней части горна накапливаются продукты плавки — жидкий чугун и шлак. Здесь же расположены чугунные летки — отверстия для периодического выпуска жидкого чугуна. Чуть выше оси чугунных леток расположена шлаковая летка. В верхней части горна расположены фурмы — устройства, через которые в доменную печь подают горячий воздух, обогащенный кислородом — так называемое воздушно-кислородное дутье.

**Фундамент доменной печи.** Фундамент доменной печи необходим для обеспечения стабильности всей конструкции. Современная работающая доменная печь (рис. 3.2) имеет массу до 300...350 тыс т. Эта масса должна быть равномерно передана грунту. Фундамент печи состоит из двух частей. Нижнюю (подземную часть) называют подошвой. Она выполняется в виде массивной восьмигранной бетонной плиты толщиной не менее 4 м. На подошву опираются колонны, поддерживающие металлические конструкции печи. Верхняя (надземная) часть

фундамента (пень) представляет собой монолитный цилиндр из жароупорного бетона, на котором находится горн печи.

**Горн доменной печи.** Горн — это нижняя часть доменной печи, предназначенная для накопления и периодического выпуска жидкого чугуна и шлака, а также — для поступления воздушно-кислородного дутья в доменную печь.

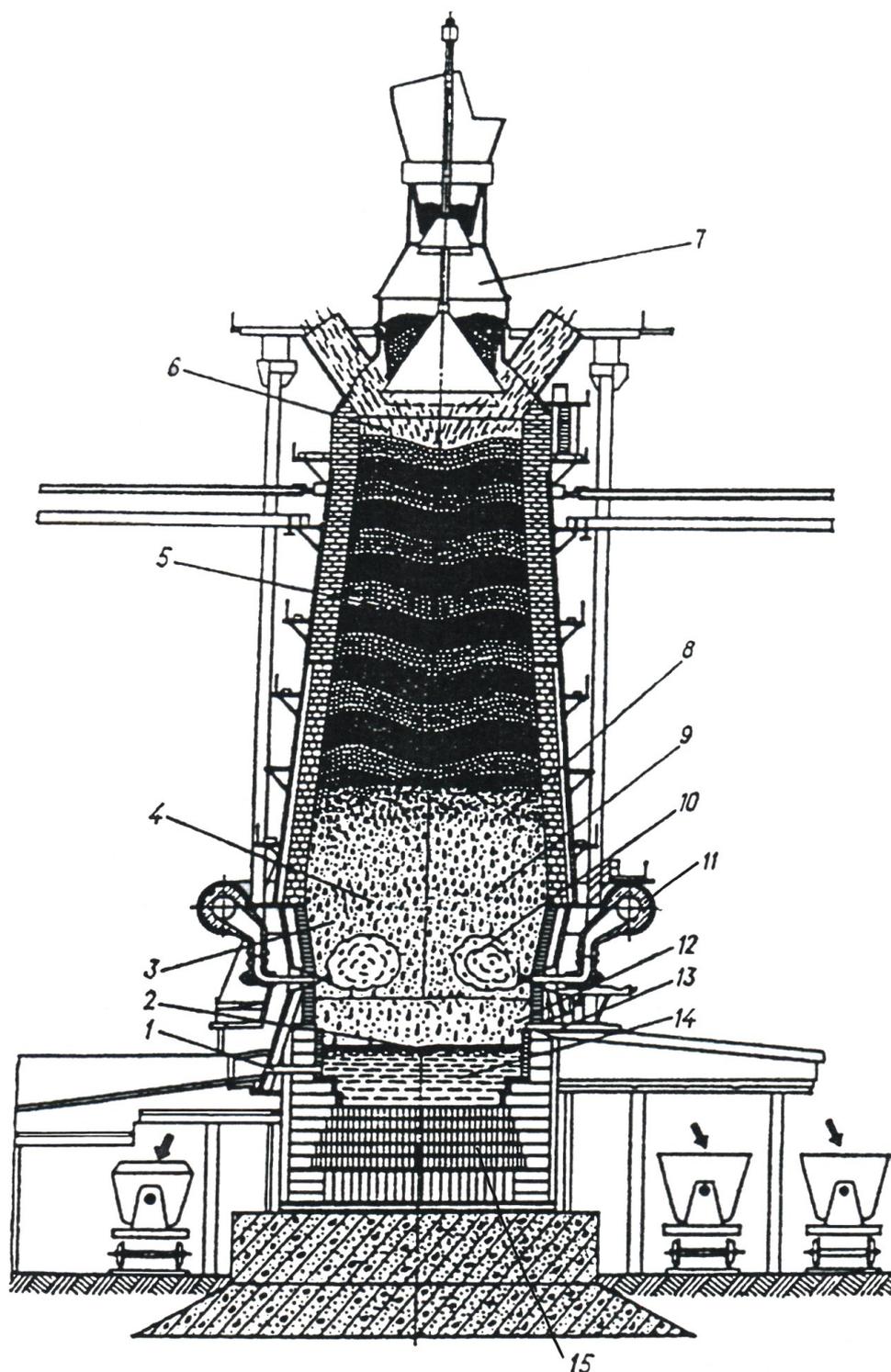


Рис. 3.2. Общий вид доменной печи (разрез):

- 1 — чугунная летка; 2 — горн; 3 — заплечики; 4 — распар; 5 — шахта; 6 — колошник;  
 7 — двухконусный засыпной аппарат; 8 — зона образования чугуна;  
 9 — зона образования шлака; 10 — зона горения кокса; 11 — фурменный пояс и  
 фурменный прибор; 12 — слой шлака; 13 — шлаковая летка;  
 14 — слой жидкого чугуна; 15 — лещадь

По высоте горн делится на металлоприемник и фурменную зону. Самую нижнюю часть металлоприемника называют лещадь. Именно на поверхности лещади происходит накопление жидкого чугуна. Ее выполняют из углеродистых блоков в сочетании с высокоглиноземистым кирпичом. Толщина лещади до 5,5 м. Лещадь непрерывно охлаждают воздухом, водой или маслом. Расстояние от верхнего среза лещади до уровня чугунных леток (0,6...1,7 м) называют зумпфом или «болотом», так как эта часть горна постоянно заполнена жидким чугуном, что предохраняет лещадь от выгорания и вымывания ее кладки чугуном.

На расстоянии 0,6...1,7 м от поверхности лещади располагаются чугунные летки, которые представляют собой прямоугольные каналы шириной 250...300 мм и высотой 450...500 мм. Количество чугунных леток зависит от объема доменной печи. На печах с полезным объемом до 2000 м<sup>3</sup> чугунная летка одна, с полезным объемом 2000...4000 м<sup>3</sup> — чугунных леток две, а на больших печах с объемом до 5000...5500 м<sup>3</sup> количество чугунных леток доведено до четырех.

Шлаковую летку обычно устраивают на высоте от 2,0 до 3,6 м от поверхности лещади, а на самых современных доменных печах шлак выпускают через чугунные летки. Во время плавки летки закрыты огнеупорной массой. Для выпуска чугуна в огнеупорной массе специальной бурильной машиной высверливают отверстие диаметром 50...60 мм. После окончания выпуска чугуна и шлака отверстие забивают огнеупорной массой с помощью электрической пушки.

В верхней части горна (фурменной зоне) по внешней окружности печи равномерно расположены устройства для подачи дутья внутрь печи. Эти устройства называют фурмами. Число фурм зависит от диаметра горна, колеблется от 18 до 42 и может быть рассчитано по следующей эмпирической формуле

$$n = 3D_r - 8,$$

где:  $n$  — число фурм,  $D_r$  — диаметр горна.

Воздух, нагретый в воздухонагревателях, подают к печи по кольцевому воздухопроводу (фурменному поясу), окружающему верхнюю часть горна. Из фурменного пояса воздух при помощи фурменных приборов поступает в печь. Фурменный прибор заканчивается водоохлаждаемой медной фурмой с внутренним

отверстием 150...220 мм, которая выступает внутрь печи из кладки на 300...500 мм. Каждый фурменный прибор оборудован устройством для измерения и регулировки расхода дутья и имеет сапфировый глазок для визуального наблюдения за процессами горения кокса перед фурмой.

**Футеровка и кожух доменной печи.** Доменную печь выкладывают из огнеупорного кирпича. Кирпичную кладку любого металлургического агрегата, выполненную из огнеупорного кирпича, называют футеровкой. В разных частях печи футеровку выполняют из различных кирпичей. Связано это с тем, что воздействия на кладку печи в разных ее частях различны. Так, горн доменной печи подвергается наиболее интенсивным температурным и механическим воздействиям. В нем происходит накопление жидкого чугуна и шлака, поэтому материал футеровки горна должен обладать высокой огнеупорностью, шлакоустойчивостью и не должен смачиваться чугуном. Такому комплексу требований удовлетворяют углеродистые блоки и высокоглиноземистый кирпич.

Шахту, распар и заплечики выкладывают из шамотного кирпича повышенной плотности с содержанием  $Al_2O_3$  не менее 41...42 % и не более 1,5 %  $Fe_2O_3$ , остальное — кремнезем. Огнеупорность футеровки данных частей доменной печи должна быть не менее 1750 °С. Для кладки колошника используют шамотный кирпич с содержанием  $Al_2O_3$  не менее 37 %.

Снаружи футеровка доменной печи защищена стальным сварным кожухом (броней), толщина которого колеблется от 30 до 50 мм. На больших доменных печах кожух выполняют в виде самонесущей конструкции, опирающейся на фундамент печи.

Для защиты от перегрева футеровки и кожуха печи между кожухом и футеровкой устанавливают холодильники — чугунные плиты с залитыми в них стальными змеевиками, по которым непрерывно циркулирует вода.

**Колошниковое устройство** располагается над колошником доменной печи. Предназначено для равномерного распределения шихтовых материалов по сечению печи, ее герметизации, а также для отвода колошникового газа.

Характер распределения материалов на колошнике и толщина слоев отдельных компонентов шихты — это основные параметры, управляющие распределением газовых потоков в доменной печи, обеспечивающих плавное опускание шихты без обвалов и зависаний, безаварийную высокоэффективную работу всего доменного агрегата.

Основной частью колошниково­го устройства является засыпной аппарат. Большая часть доменных печей до настоящего времени оборудована двухконусными засыпными аппаратами (ДКЗА). Основными элементами ДКЗА (рис. 3.3) являются большой конус 1 с воронкой 2, вращающийся распределитель шихты (ВРШ), состоящий из малого конуса 4 и воронки 10, а также приемной воронки 6. Воронка 10 может вращаться вместе с малым конусом. Малый конус подвешен на трубчатой штанге 5, большой конус — на штанге 3, проходящей внутри трубчатой штанги 5, поэтому конусы могут перемещаться вверх-вниз независимо друг от друга. В верхнем (закрытом) положении большой конус прижат к воронке

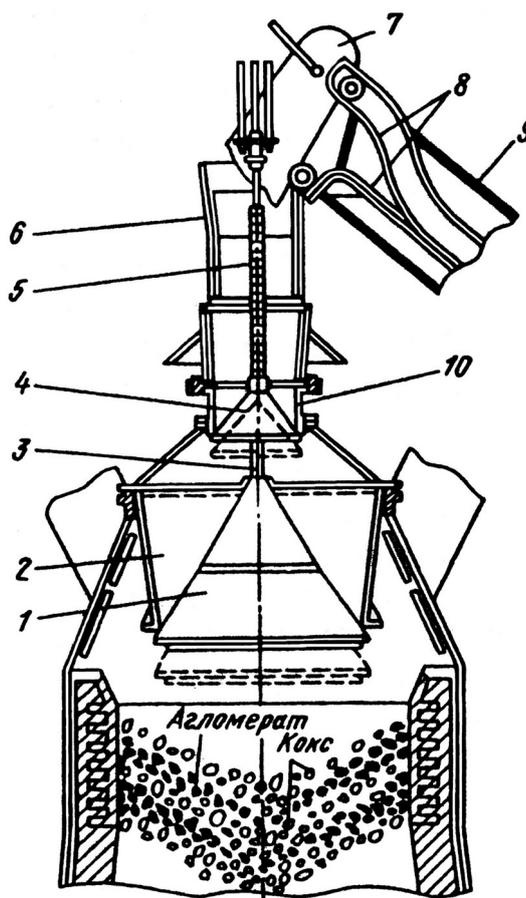


Рис. 3.3. Схема двухконусного засыпного аппарата:

- 1 — большой конус; 2 — воронка (чаша); 3 — штанга; 4 — малый конус;  
 5 — полая трубчатая штанга; 6 — приемная воронка; 7 — скип;  
 8 — рельсы наклонного моста; 9 — наклонный мост; 10 — воронка

2, а малый конус — к воронке 10. Нижнее (открытое) положение конусов показано пунктиром.

Шихту подают на колошник поочередно двумя скипами 7. Скипы представляет собой тележки, которые движутся по рельсам 8 наклонного моста 9 одновременно: груженный шихтой скип поднимается вверх — на колошник, пустой опускается в это время вниз.

В верхнем положении скип опрокидывается, и шихта через приемную воронку сыпается на малый конус. Для равномерного распределения шихты по сечению печи малый конус вместе с воронкой 10 поворачивается на определенный угол, величина которого зависит от кратности подачи. Затем малый конус опускается, и шихта высыпается на большой конус. Подобным образом на большой конус набирают шихту из нескольких скипов. Когда шихта в печи опускается до определенного уровня, большой конус при закрытом малом конусе опускается вниз, и шихта, равномерно распределенная по поверхности большого конуса, поступает в доменную печь. Количество шихты, одновременно поступающее в доменную печь при опускании большого конуса, называют подачей. Кратность подачи характеризуют числом скипов шихты, попадающей в печь при опускании большого конуса. Если угол поворота ВРШ равен  $90^\circ$ , то в печь одновременно уходят 4 скипа шихты ( $360^\circ/90^\circ$ ), и подача четырехскиповая. Если угол составляет  $60^\circ$ , то подача шестискиповая и т.д.

Доменная печь работает при повышенном давлении: так, давление дутья перед фурмами составляет около 0,5 МПа, давление газов на колошнике — до 0,3 МПа. Для стабильной работы конусов имеется устройство, которое выравнивает давление в межконусном пространстве с давлением внутри доменной печи при опускании большого конуса или с атмосферным давлением при подъеме малого конуса.

В каждом скипе может находиться только один компонент шихты: или кокс, или агломерат, или окатыши. Изменением числа скипов с каким-то одним из компонентов и последовательностью набора различных компонентов шихты регулируют распределение материалов на колошнике доменной печи.

На самых современных печах используют бесконусные (лотковые) засыпные аппараты (рис. 3.4). Этот аппарат имеет два бункера 5 объемом 50...80 м<sup>3</sup> каждый. В то время, когда один из бункеров загружается шихтой, из второго бункера шихта поступает в доменную печь. Бункера имеют верхний 4 и нижний 7 газоотсекающие клапаны. При открывании нижнего клапана 7 и шихтового затвора 6 шихта по трубе 8 попадает на вращающийся лоток 11 и по нему ссыпается в печь. За время опорожнения бункера (1...3 мин) лоток совершает не менее 10 оборотов. Подачу шихты в бункера осуществляют не скипами, а транспортерной лентой 1.

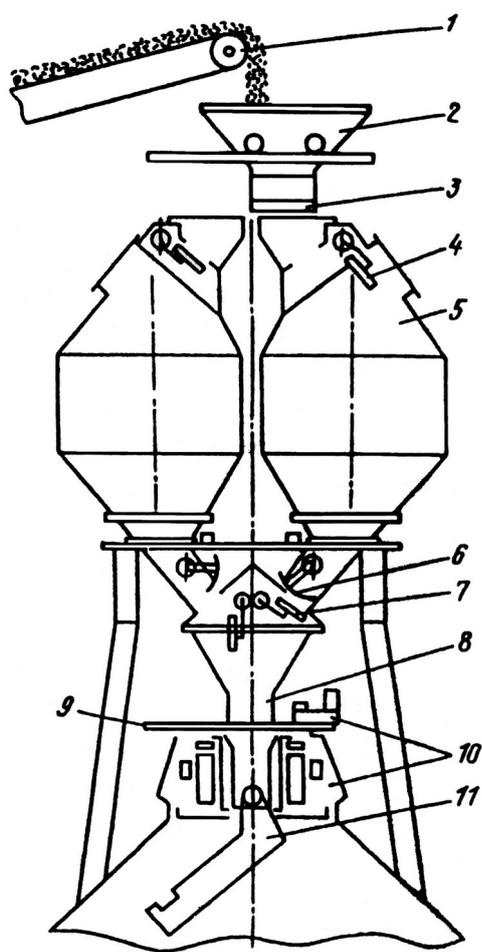


Рис. 3.4. Схема бесконусного засыпного аппарата:  
 1 — конвейер для подачи шихты; 2 — приемная воронка; 3 — затвор; 4 — верхний газоотсекающий клапан; 5 — бункер; 6 — затвор бункера; 7 — нижний отсекающий клапан; 8 — трубка; 9 — отсечная задвижка; 10 — механизм вращения лотка;  
 11 — вращающийся лоток

На ленточном конвейере в определенной последовательности уложены порции агломерата, окатышей и кокса. В бункер поступает одна порция определенного компонента шихты. Применение вращающегося лотка, а также изменение угла его наклона позволяет в очень широких пределах перераспределять

шихту по сечению колошника и регулировать толщину слоев железорудных материалов и кокса.

### 3.2. Состав доменного цеха

Современный доменный цех (рис. 3.5) состоит из комплекса отдельно стоящих, но технологически связанных между собой агрегатов и устройств. Кроме доменных печей в состав цеха входят склады сырых материалов, устройства для подачи компонентов шихты к доменным печам, воздухонагреватели (кауперы), системы газоочистки, средства для уборки чугуна и шлака, отделение разливки чугуна в мелкие слитки (чушки). Доменный цех обслуживают кислородная и воздуходувная станции, представляющие собой самостоятельные подразделения.

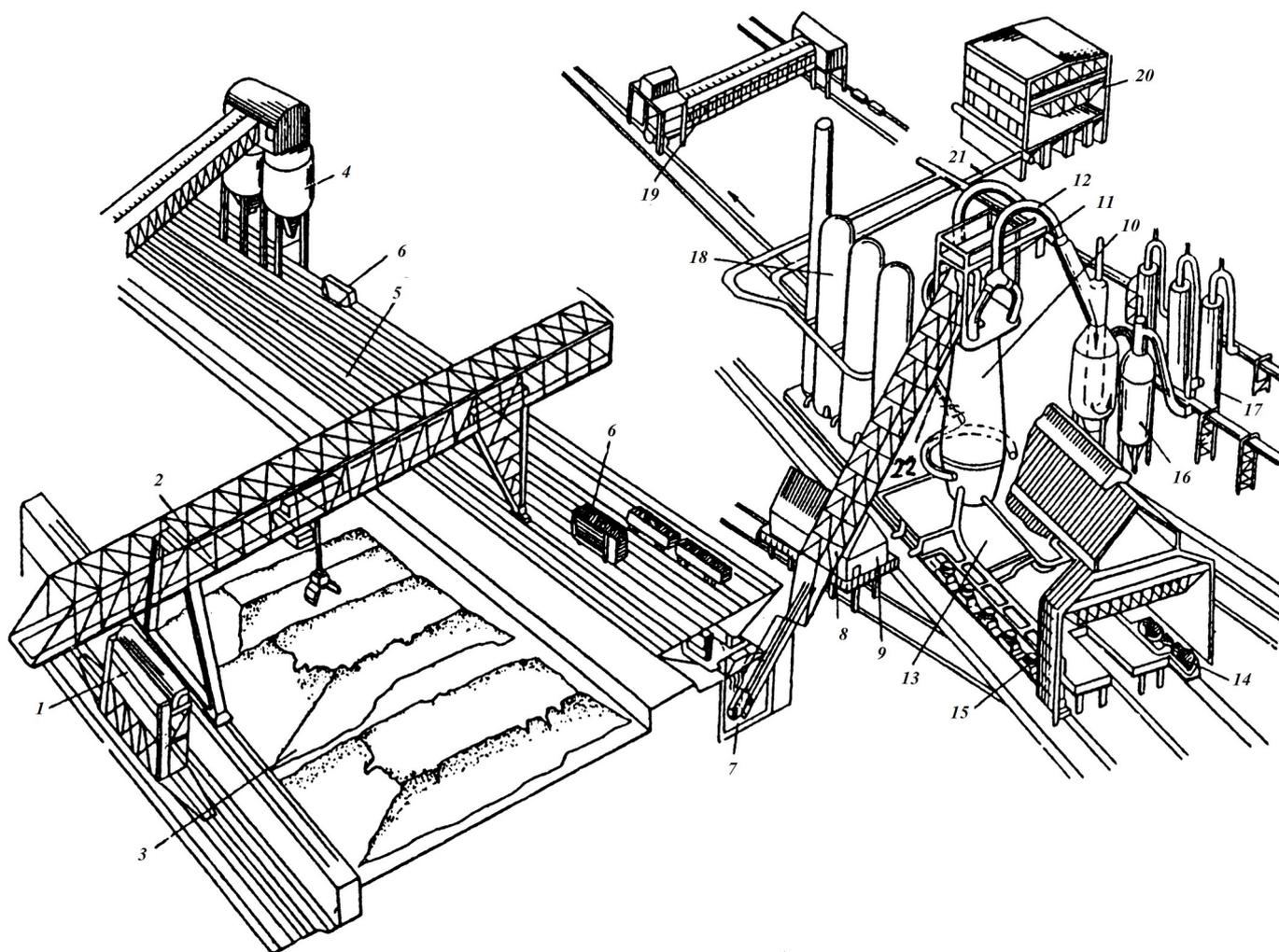


Рис. 3.5. Общее устройство доменного цеха и рудного двора:

1 — вагоноопрокидыватель; 2 — перегрузочный кран; 3 — штабеля материалов рудного двора;

- 4 — коксовый силос; 5 — бункерная эстакада; 6 — перегрузочные вагоны; 7 — скиповая яма; 8 — скиповый подъемник; 9 — машинное здание; 10 — доменная печь; 11 — колошниковое устройство; 12 — газоотводы; 13 — литейный двор; 14 — чугуновозы; 15 — шлаковозы; 16 — пылеуловители грубой очистки; 17 — агрегаты тонкой очистки доменного газа; 18 — воздухонагреватели; 19 — разливочная машина; 20 — воздуходувная станция; 21 — трубопровод для подачи холодного воздуха; 22 — трубопровод горячего воздушно-кислородного дутья

Современные доменные цеха, кроме того, включают: установку придоменной грануляции шлака, участок для обжига известняка и аглофабрику.

**Прием, хранение и подача шихты к доменным печам.** Обычно основные технологические агрегаты доменного цеха (сами доменные печи, воздухонагреватели, системы газоочистки) располагаются в линию. Непосредственно к линии доменных печей примыкает бункерная эстакада, которая, по сути, является складом оперативного хранения материалов. Емкость бункера для железорудной шихты составляет 100...200 м<sup>3</sup>, количество бункеров от 20 до 35 штук. Это позволяет создавать запас железорудной шихты примерно на сутки. Коксовые бункера располагаются непосредственно над скиповой ямой для уменьшения числа перегрузок кокса. На одну печь приходится 2 коксовых бункера емкостью 600 м<sup>3</sup>, что позволяет создать запас кокса примерно на 6 часов работы печи.

Долговременные запасы исходных компонентов шихты создают на складе, называемом рудным двором, который расположен вдоль линии доменных печей сразу за бункерной эстакадой. Рудный двор по ширине перекрыт мостовым краном-перегрузателем, состоящим из двухопорного моста с передвигающейся грейферной тележкой. Опорами моста служат две «ноги», установленные на ходовые тележки, перемещающиеся по двухниточному рельсовому пути. Грейферная тележка передвигается по специальному рельсовому пути вдоль моста крана. На тележке размещены механизмы ее передвижения и управления грузозахватным устройством — грейфером. Грузозахватными органами грейфера являются его челюсти. Емкость грейфера примерно 10...12 м<sup>3</sup>, производительность мостового крана до 500 т/час.

Различные компоненты шихты подают к доменным печам разными способами. В соответствии с этим различают 3 потока подачи шихты.

Первый поток — подача прочных железорудных материалов, привозимых со стороны.

Второй поток — это подача агломерата. Агломерат подают с аглофабрики, которая обычно располагается за рудным двором, непосредственно в бункера бункерной эстакады при помощи транспортеров.

Третий поток – подача кокса. Кокс нельзя перегружать грейфером, поэтому коксовые бункера располагают вблизи скиповой ямы, а загрузку кокса в них осуществляют с помощью транспортеров.

**Подача и нагрев дутья.** Для нормального хода доменной печи в нее необходимо ежеминутно вдувать  $1,6...2,3 \text{ м}^3$  горячего воздушно-кислородного дутья на  $1 \text{ м}^3$  полезного объема печи. Для повышения давления и подачи дутья в печь применяют воздуходувные машины различных типов. Наибольшее распространение получили центробежные воздуходувные машины с паротурбинным приводом (паротурбовоздуходувки — ПТВ), производительностью  $4000...7000 \text{ м}^3/\text{мин}$ , с давлением на выходе  $400...500 \text{ кПа}$ .

В настоящее время воздушное дутье обогащают кислородом, который получают на кислородных станциях с блоками разделения воздуха. Процесс получения кислорода состоит из предварительного сжижения воздуха и его последующей ректификации, то есть разделения, основанного на различии температур сжижения различных составляющих воздуха. Полученный газообразный технический кислород ( $95...97 \% \text{ O}_2$ ) добавляют во входной патрубок ПТВ.

Воздушно-кислородное дутье нагревают до  $1100...1300 \text{ }^\circ\text{C}$  в воздухонагревателях (кауперах), которые бывают двух типов: со встроенной камерой горения и выносной камерой сгорания. Воздухонагреватель со встроенной камерой горения (рис. 3.6) представляет собой сигарообразный сосуд, внешним диаметром около 10 м, высотой примерно 40 м. Внутреннее пространство каупера состоит из трех основных частей: камеры сгорания 1, подкупольного пространства 2 и огнеупорной насадки 3.

Огнеупорная насадка представляет собой кладку из огнеупорных кирпичей с вертикальными каналами размером 45×45 или 60×60 мм. Нижнюю часть насадки выполняют из шамотного кирпича, а верхнюю — из высокоглиноземистого кирпича.

Различают два режима работы каупера: газовый и воздушный. Газовый режим еще называют режимом работы «на нагрев», а воздушный — режимом работы «на дутье».

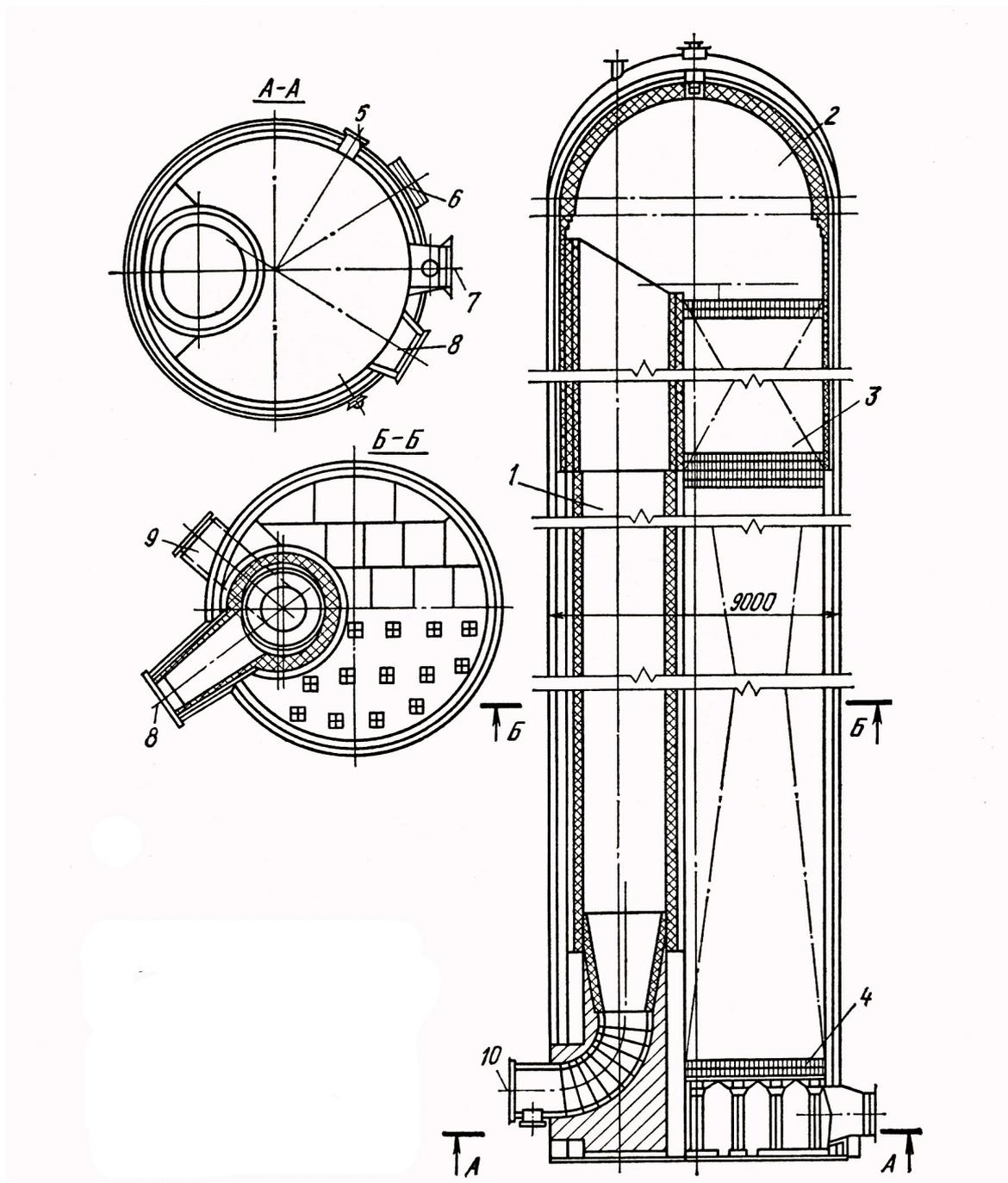


Рис. 3.6. Разрез воздухонагревателя (каупера):

1 — камера сгорания; 2 — подкупольное пространство; 3 — огнеупорная насадка;  
4 — поднасадочная решетка; 5 — выпускной клапан; 6 — дымовой клапан; 7 — клапан холодного дутья; 8 — клапан горячего дутья; 9 — люк для зажигания газов; 10 — горелка

При работе в режиме «на нагрев» очищенный доменный газ сгорает в камере сгорания. Продукты сгорания, проходя через подкупольное пространство, попадают в огнеупорную насадку и нагревают ее. В режиме работы «на дутье» холодный воздух, обогащенный кислородом, вдувают в горячую огнеупорную насадку, где и происходит его разогрев до необходимой температуры. Далее горячее воздушно-кислородное дутье подают в кольцевой воздухопровод, расположенный вокруг верхней части горна доменной печи (так называемый фурменный пояс), откуда дутье поступает в фурмы, а через них — в горн доменной печи.

Длительность газового режима примерно в два раза больше, чем воздушного. В связи с этим, для нормальной работы доменной печи необходимо, как минимум, три каупера, два из которых в данный момент времени работают в газовом режиме, а один — в воздушном. Фактически в настоящее время на одну доменную печь приходится 4 каупера или 7 кауперов на 2 печи.

По мере охлаждения огнеупорной насадки температура воздуха на выходе из каупера падает. Это может привести к сбоям в работе печи, поэтому воздух всегда нагревают до более высокой температуры, а заданную температуру дутья поддерживают автоматически, подмешивая определенное количество холодного воздуха в трубопровод горячего дутья.

**Очистка доменного газа.** Вместе с колошниковым (доменным) газом из доменной печи выносится значительное количество пыли, содержание которой составляет от 2 до 40 г/м<sup>3</sup>. Использование газа, загрязненного пылью, в качестве топлива недопустимо. Поэтому доменный газ очищают от пыли до ее остаточного содержания 0,002...0,005 г/м<sup>3</sup>.

Газ последовательно подвергают грубой, полутонкой и тонкой очистке:

грубая — это очистка сухим способом в пылеуловителях или циклонах до остаточного содержания пыли 1...3 г/м<sup>3</sup>;

полутонкая — мокрая очистка в скрубберах и трубах-распылителях (трубы Вентури) до содержания  $0,5...1,5 \text{ г/м}^3$ ;

тонкая — мокрая очистка в трубах-распылителях, а также сухая или мокрая очистка в электрофильтрах до содержания  $0,001...0,005 \text{ г/м}^3$ .

Грубая очистка происходит под действием силы тяжести, действующей на пылеобразные частицы. При поступлении газа в пылеуловитель или циклон скорость газового потока резко падает, и пыль осаждается на дно установки (рис. 3.7).

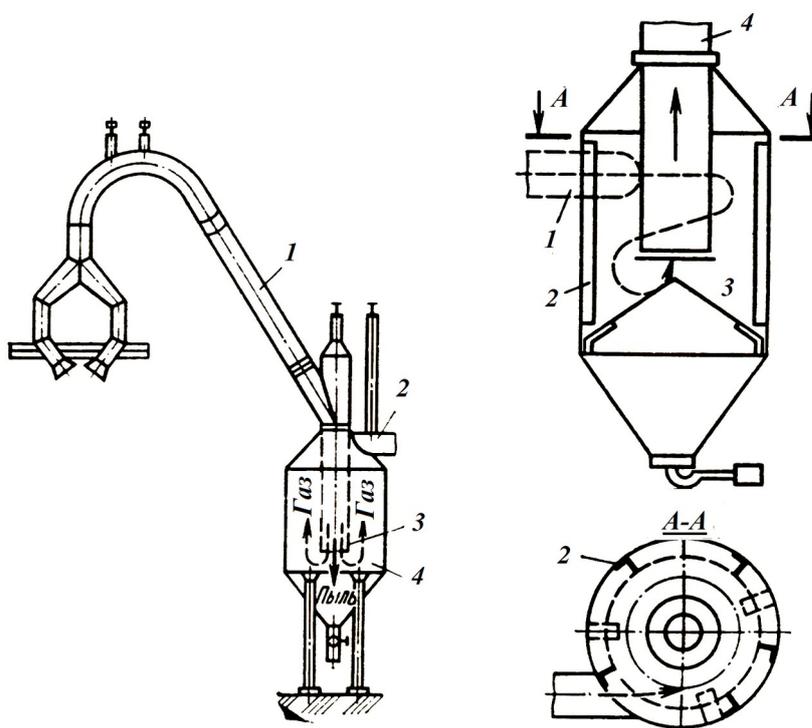


Рис. 3.7. Схема устройства сухого пылеуловителя (циклона):

1 — газопровод неочищенного доменного газа; 2, 3 — трубы; 4 — корпус пылеуловителя

Полутонкая очистка в скрубберах основана на смачивании частиц пыли водой и удалении их в виде шлама (илистого осадка). Скруббер (рис. 3.8) представляет собой металлическую емкость высотой до 35 м и диаметром 4...6 м. Внутри скруббера имеется несколько ярусов деревянных насадок. Насадки орошают водой с помощью брызгал, расположенных в верхней части скруббера. Газ, прошедший грубую очистку в пылеуловителе, с большой скоростью подают в нижнюю часть скруббера. Более крупные частицы пыли смачиваются водой и сразу осаждаются. Мелкие частицы потоком газа увлекаются вверх, где встречаются с водяным

туманом, увлажняются и прилипают к деревянным насадкам, с которых смываются водой в нижнюю часть скруббера. Очищенный и охлажденный до 40 °С газ выходит из скруббера и далее направляется на тонкую очистку.

**Труба-распылитель для тонкой очистки представляет собой вертикальную трубу с пережимом (рис. 3.9). В пережим трубы, где скорость газового потока резко увеличивается, под высоким давлением подают воду. Турбулентное движение газа и водяной туман создают условия для слипания (коагуляции) мельчайших частичек пыли. Укрупненные таким образом пылевидные частицы осаждаются на выходе из трубы-распылителя.**

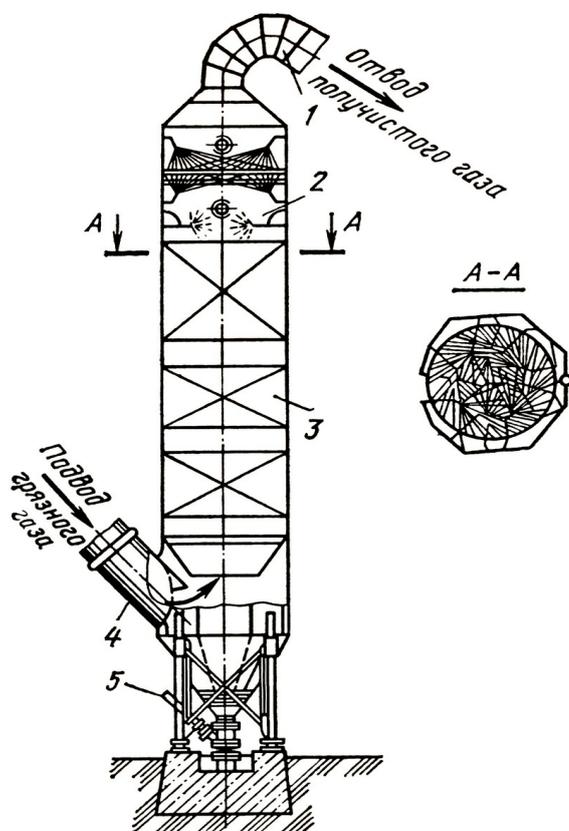


Рис. 3.8. Схема скруббера:

- 1 — газопровод очищенного газа; 2 — брызгало;
- 3 — насадка; 4 — газопровод неочищенного газа;
- 5 — водослив

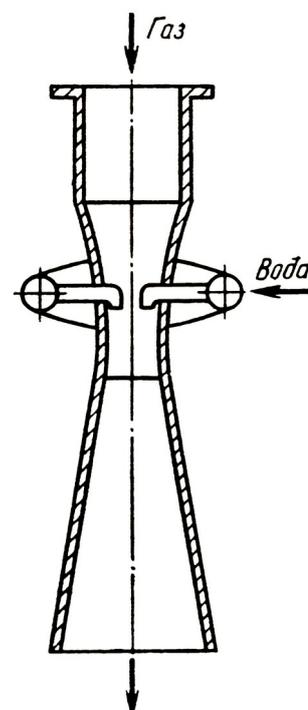


Рис. 3.9. Труба-распылитель

После труб Вентури доменный газ подвергают дальнейшей очистке в дроссельных устройствах и электрофильтрах. Затем газ подают в инерционные водоотделители, после которых очищенный газ подают в заводской коллектор чистого доменного газа, и по нему газ уходит потребителям.

**Разливка чугуна.** Жидкий чугун не весь перерабатывают в сталь. Часть его разливают на небольшие слитки (чушки) массой 45...50 кг для создания запаса или для продажи. Разливку чугуна осуществляют на разливочных машинах, установленных в разливочном отделении доменного цеха.

Разливочная машина представляет собой направленный вверх конвейер из двух бесконечных цепей с закрепленными на них корытообразными изложницами (мульдами). Жидкий чугун из наклоненного чугуновозного ковша тонкой струей выливают на разливочный желоб. Из желоба чугун попадает в медленно движущиеся мульды, которые охлаждаются водой из труб, снабженных спрейерами (брызгалами). В верхней точке конвейера мульда опрокидывается, и закристаллизовавшаяся чугунная чушка вываливается из нее на железнодорожную платформу. Пустые мульды в опрокинутом положении двигаются вниз к заливочной части машины. При этом они опрыскиваются известковым раствором для предотвращения приваривания чугуна.

Производительность разливочной машины около 1800 т/сутки, скорость движения конвейера 7...13 м/мин.

**Транспортировка чугуна и шлака.** Чугун и шлак в расплавленном состоянии образуют две несмешивающиеся жидкости различной плотности: плотность чугуна при температуре 1450 °С составляет 6450 т/м<sup>3</sup>, плотность шлака — приблизительно 2400 т/м<sup>3</sup>. Это позволяет довольно легко разделять чугун и шлак. Жидкий чугун и шлак по системе желобов, оборудованных устройствами для отделения чугуна от шлака, поступают в различные ковши: чугун — в чугуновозный ковш, шлак — в шлаковозы.

Жидкий чугун в чугуновозах транспортируют в сталеплавильные цеха, где чугун переливают непосредственно в сталеплавильный агрегат или в миксер. Миксер — это отапливаемый мазутом или газом футерованный и взятый в «броню» сосуд, емкостью от 500 до 2000 тонн. Миксер служит для накопления чугуна и его усреднения по температуре и химическому составу. В дальнейшем чугун из миксера переливают в сталеплавильный агрегат. Кроме того, жидкий чугун могут

транспортировать в разливочное отделение доменного цеха, где на разливочных машинах его разливают на мелкие слитки (чушки).

Шлаковозы транспортируют шлак к агрегатам грануляции шлака или к шлаковому отвалу.

В России широкое распространение получили чугуновозы с грушевидным ковшом емкостью 50, 100 и 140 т (рис. 3.10). Чугуновозы с закрытым ковшом миксерного типа (рис. 3.11) имеют емкость от 100 до 600 т. Ковши закреплены с помощью цапф на железнодорожных тележках и могут поворачиваться вокруг горизонтальной оси на угол  $360^\circ$ .

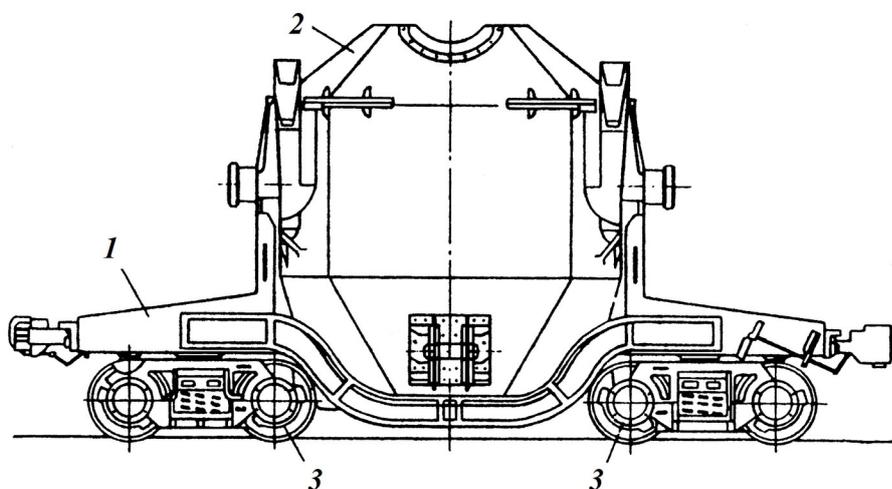


Рис. 3.10. Чугуновозный ковш грушевидной формы.

1 — платформа; 2 — ковш; 3 — ходовые тележки

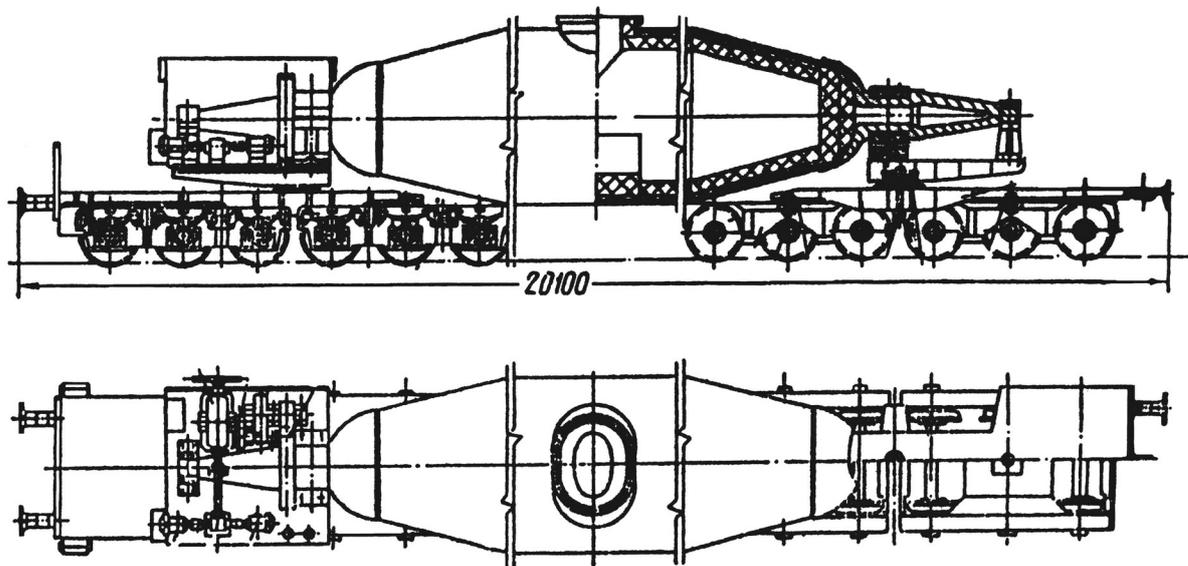


Рис. 3.11. Чугуновоз с ковшом миксерного типа

Чугуновозные ковши футерованы шамотным кирпичом, стойкость которого до 1000 наливов. При использовании ковшей миксерного типа отпадает необходимость в стационарном миксере, а, кроме того, появляется возможность транспортировать жидкий чугун на расстояния до 50 км.

Шлаковозы (рис. 3.12) имеют круглую или овальную чугунную чашу емкостью 11 или 16,5 м<sup>3</sup> с механизмом опрокидывания чаши.

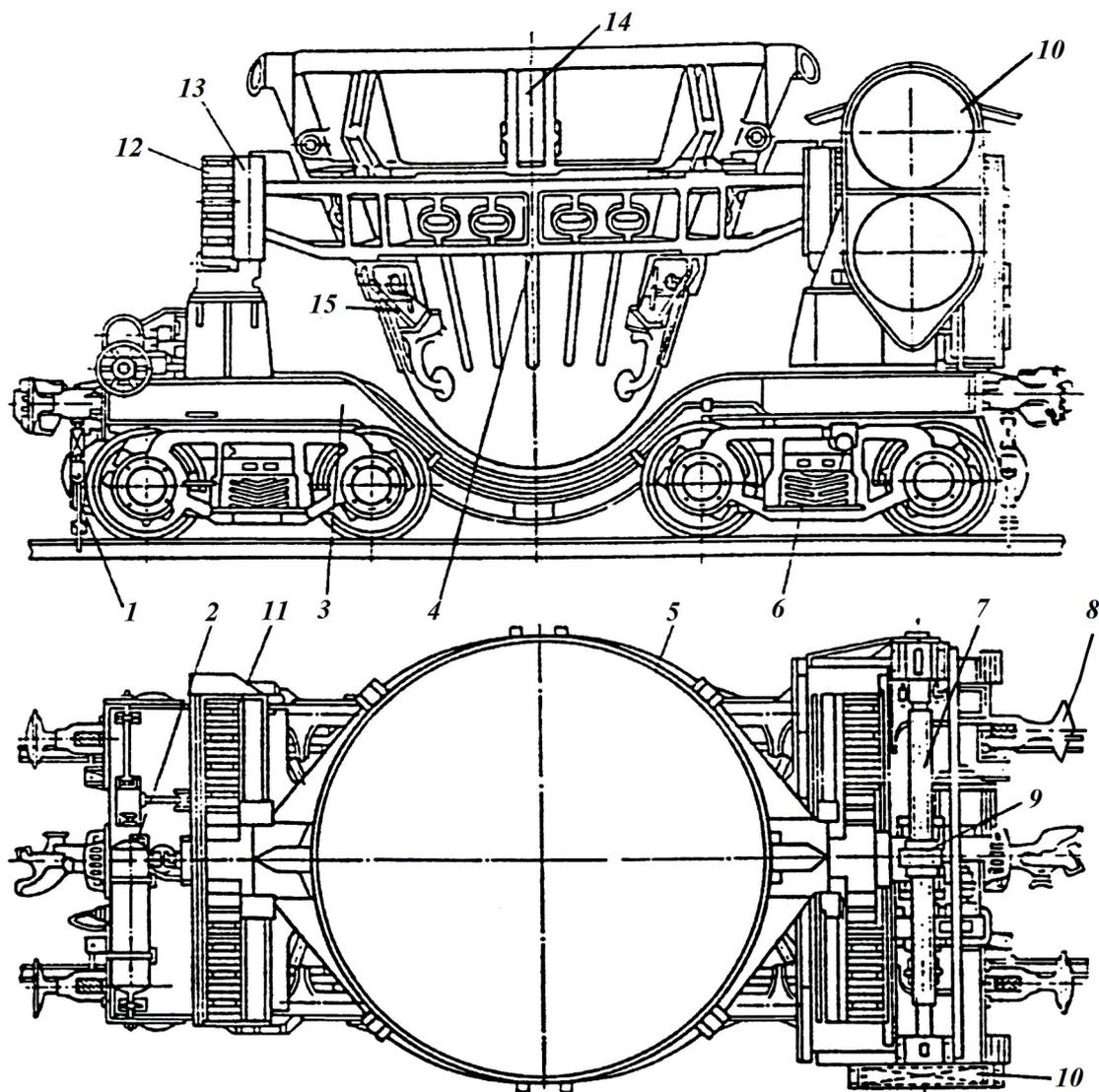


Рис. 3.12. Шлаковоз:

- 1 — захват; 2 — пневматический тормоз; 3 — платформа; 4 — опорное кольцо; 5 — ковш,  
 6 — ходовая тележка; 7 — винты поворотного устройства; 8 — автоматическая сцепка,  
 9 — ползунки; 10 — зубчатые колеса; 11 — рейки; 12 — зубчатые секторы;  
 13 — опорные бегунки; 14 — опорные лапы; 15 — упоры

### **3.3. Доменный процесс (физико-химические процессы в доменной печи)**

Доменным процессом принято называть совокупность физико-химических процессов, протекающих в доменной печи, результатом которых является получение жидкого чугуна в качестве основного продукта.

Обычно рассматривают следующие группы процессов:

процессы, происходящие в горне доменной печи (горновые процессы);

процессы, происходящие на колошнике доменной печи;

процессы восстановления окислов железа;

восстановление окислов других элементов (примесей);

процессы науглероживания железа и образования чугуна;

поведение серы в доменной печи;

образование шлака.

#### **3.3.1. Горновые процессы**

В горне доменной печи встречаются и взаимодействуют два потока: опускающаяся шихта и горновые газы. Основным и важнейшим процессом, происходящим в горне доменной печи, является процесс горения углерода кокса. В результате этого процесса обеспечивается получение необходимой температуры и восстановительной атмосферы. Кроме того, в результате сгорания кокса высвобождается объем, который заполняется вышележащими материалами и, тем самым, обеспечивается движение шихты сверху вниз.

Воздушно-кислородное дутье, нагретое до 1150...1350 °С поступает в верхнюю часть горна через фурмы, равномерно расположенные по окружности горна. При тех параметрах дутья, которые обеспечиваются современными фурмами (избыточное давление 150...300 кПа, объем вдуваемых газов на одну фурму 170...230 м<sup>3</sup>/мин, скорость газов на выходе из фурмы 100...150 м/с) кинетической энергии потока газов достаточно для того, чтобы вызвать циркуляцию кусков кокса перед фурмами (рис. 3.13).

Пространство перед фурмами, в котором происходит окисление углерода кокса, называют окислительной зоной. Схема окислительной зоны показана на рис. 3.14, а изменение состава газовой фазы и распределение температуры — на рис. 3.15. Видно, что в зоне 1 преобладают кислород и углекислый газ, а температура достигает 2000 °С. В зоне 2 преобладает угарный газ, а температура снижается до 1800...1600 °С.

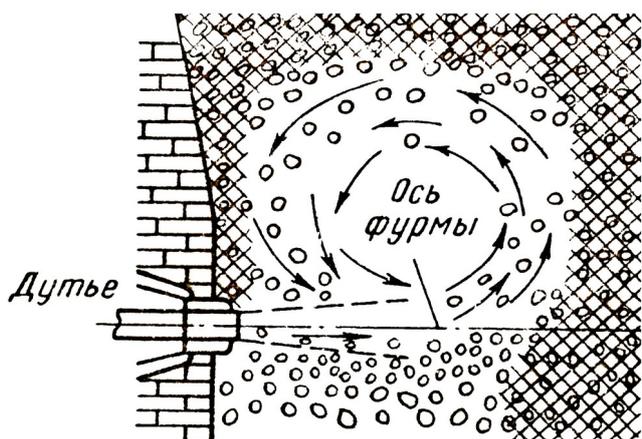


Рис. 3.13. Зона циркуляции кусков кокса перед фурмой

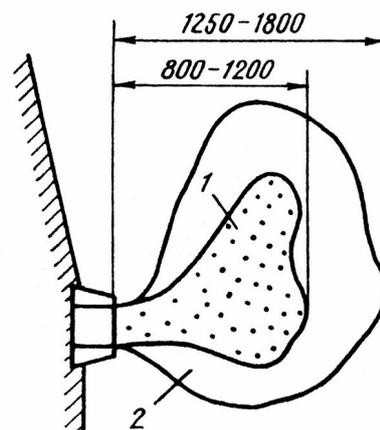


Рис. 3.14. Схема окислительной зоны:  
1 — кислородная зона; 2 — зона интенсивного окисления (углекислотная зона)

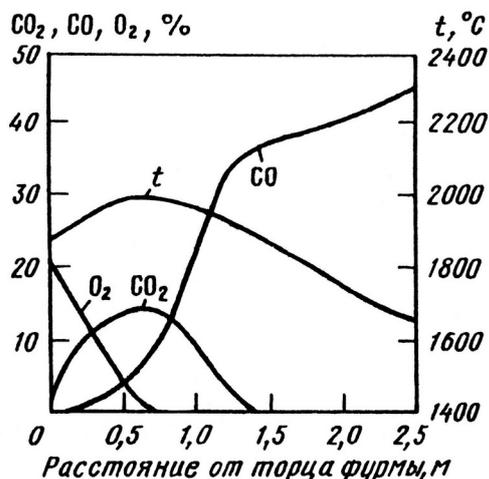


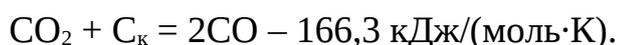
Рис. 3.15. Изменение состава газовой фазы и температуры в окислительной зоне горна доменной печи

Все это позволяет представить процессы горения углерода кокса в окислительной зоне следующим образом: в зоне 1, которую называют кислородной зоной, углерод кокса  $C_k$ , реагируя с кислородом дутья, сгорает полностью, то есть окисляется до  $CO_2$ .



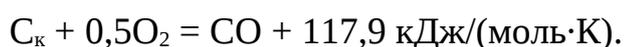
Этому способствует и то обстоятельство, что куски кокса в кислородной зоне за счет их циркуляционного движения сгорают во взвешенном состоянии. Реакция полного сгорания углерода кокса экзотермическая и протекает с выделением весьма значительного количества теплоты.

Образовавшийся в зоне 1 (кислородная зона)  $\text{CO}_2$  уходит в зону 2 (углекислотная зона или зона интенсивного окисления), где вступает в реакцию с углеродом кокса, лежащего в слое. В результате реакции неполного сгорания углерода кокса образуется угарный газ  $\text{CO}$



Реакция неполного сгорания углерода эндотермическая, вот почему температура в зоне 2 несколько снижается по сравнению с кислородной зоной.

Суммарную реакцию горения углерода кокса можно представить следующим образом



Присутствие в дутье влаги приводит к появлению в горновых газах некоторого количества водорода.

Поскольку кокс является невозполнимым ресурсом, в настоящее время стремятся снизить его удельный расход за счет дополнительного вдувания через фурмы различных углеродсодержащих компонентов: измельченного угля, мазута, природного газа. Этот прием получил название комбинированного дутья.

В России наиболее широко применяют комбинированное дутье с добавкой природного газа. При этом в горне, наряду с обычными процессами горения углерода кокса, происходит неполное сгорание природного газа, основу которого составляет метан  $\text{CH}_4$



то есть дутье обогащается водородом (до 8...15 %).

При вдувании природного газа удельный расход кокса снижается не только за счет увеличения доли косвенного восстановления, в котором принимает участие водород, но и за счет образования дополнительного количества теплоты.

### 3.3.2. Колошниковые процессы

Температура отходящих газов на колошнике составляет 300...600 °С. При таких температурах на колошнике происходят процессы удаления гигроскопической и гидратной влаги.

Шихта, загружаемая в доменную печь, неизбежно содержит гигроскопическую (физически связанную) влагу, например, в коксе содержание гигроскопической влаги может достигать до 5 %. При нагревании компонентов шихты до температуры 100...200 °С гигроскопическая влага из них легко испаряется, и для ее удаления не требуется дополнительной теплоты.

При температурах 200...500 °С из шихтовых материалов, например, из бурых железняков, удаляется гидратная (химически связанная) влага, а из кокса удаляются остатки летучих органических соединений.

При более высоких температурах (около 1000 °С) происходит разложение углекислых соединений (карбонатов) магния  $MgCO_3$  и кальция  $CaCO_3$



Реакции разложения карбонатов протекают с поглощением очень большого количества тепла: введение в доменную печь 1 кг  $CaCO_3$  требует дополнительного введения 0,4 кг кокса. В связи с этим, начиная с середины прошлого века (1949 г.), в доменные печи вместо известняка  $CaCO_3$  вводят известь  $CaO$ , которую получают путем термического разложения известняка в обжиговых печах, отапливаемых газом или мазутом. В последние десятилетия известь стараются вводить не как отдельный компонент шихты, а в составе офлюсованного агломерата и офлюсованных окатышей.

### 3.3.3. Процессы восстановления железа

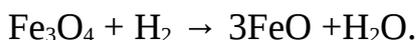
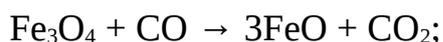
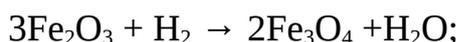
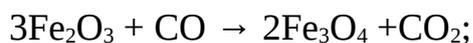
Веществами-восстановителями железа в доменной печи являются углерод кокса  $C_k$  и газы  $CO$  и  $H_2$ . Восстановление углеродом кокса называют прямым восстановлением, а восстановление газами — косвенным восстановлением.

Железо образует три оксида: высший оксид  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , средний оксид  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  и низший оксид,  $\text{FeO}$ , существование которого возможно только при температурах выше  $570^\circ\text{C}$ .

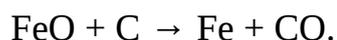
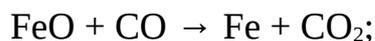
В соответствии со схемой академика А.А. Байкова, процессы восстановления железа протекают постепенно, от высшего оксида до низшего и далее — до железа.

При температурах выше  $570^\circ\text{C}$  реализуются следующие стадии восстановления железа:  $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO} \rightarrow \text{Fe}$ . При температурах ниже  $570^\circ\text{C}$  низший оксид существовать не может, поэтому средний оксид сразу восстанавливается до железа:  $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{Fe}$ .

Известно также, что высшие оксиды до низшего восстанавливаются только косвенным путем:



Низший оксид до железа может восстанавливаться как косвенным, так и прямым путем



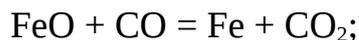
В верхней половине шахты, где температура не превышает  $800^\circ\text{C}$  протекают реакции косвенного восстановления высших оксидов железа до низшего. Эту зону доменной печи называют зоной косвенного восстановления.

В нижней части шахты и в распаре, где температура значительно выше и доходит до  $1100\text{...}1200^\circ\text{C}$  располагается зона смешанного восстановления. Здесь  $\text{FeO}$  восстанавливается до железа как косвенным, так и прямым путем из твердой или жидкой фазы.

В зоне прямого восстановления с температурами выше  $1100\text{...}1200^\circ\text{C}$  (запечи и горн), где уже сформировался жидкий шлак, в котором растворены

оксиды железа. Железо восстанавливается в виде твердой губки прямым путем из жидкого шлака при его стекании вниз между кусками кокса.

Приведенная выше запись реакции прямого восстановления не отражает механизма ее протекания. Дело в том, что непосредственное взаимодействие углерода с твердыми оксидами ограничено вследствие малой поверхности контакта. В действительности, прямое восстановление протекает с участием газовой фазы и включает две стадии



В сумме эти две реакции и дают реакцию прямого восстановления. Таким образом, главным моментом, отличающим прямое восстановление от косвенного, является расходование углерода кокса при прямом восстановлении.

В связи с этим ранее считали (французский ученый Л. Грюнер, середина XIX века), что экзотермические процессы косвенного восстановления являются более предпочтительными по сравнению с эндотермическими процессами прямого восстановления. Однако на рубеже XIX и XX веков русский ученый, академик М.А. Павлов доказал, что оптимальный ход доменной печи, и в первую очередь — минимальный расход кокса, достигается при определенном соотношении между долями косвенного и прямого восстановления. По предложению Павлова был введен параметр, называемый степенью прямого восстановления железа, который показывает часть железа в процентах или безразмерных долях, восстановленного из FeO прямым путем.

В последние десятилетия степень прямого восстановления в печах, работающих на обычном воздушно-кислородном дутье, составляет 40...60 %. В тех печах, где используют комбинированное дутье, степень прямого восстановления 20...40 %. Сейчас становится ясно, что для дальнейшего снижения удельного расхода кокса необходимо еще несколько снизить степень прямого восстановления.

### **3.3.4. Процессы восстановления примесей**

Наряду с оксидами железа в доменной шихте присутствуют и многие другие оксиды. Все оксиды, принимающие участие в доменном процессе, можно разбить на 3 группы: химически-непрочные, химически-прочные и амфотерные или безразличные.

Химически-непрочные оксиды — это оксиды, химическая прочность которых ниже химической прочности соответствующего оксида железа. Такие оксиды в доменной печи восстанавливаются легко и полностью. Термин «легко» означает, что такие оксиды восстанавливаются при относительно низких температурах (ниже 1000 °С) и косвенным путем. Термин «полностью» означает, что все 100 % оксидов претерпевают восстановление, а восстановленный элемент полностью переходит в чугун.

Химически прочные оксиды — это такие вещества, химическая прочность которых выше химической прочности соответствующего оксида железа. Эти оксиды в доменной печи, хотя и восстанавливаются, но тяжело и не полностью. «Тяжело» означает — при температурах выше 1000 °С и только прямым путем. Часть такого оксида восстанавливается, и восстановленный элемент переходит в чугун, а часть в не восстановленном виде переходит в шлак.

Амфотерные оксиды — это оксиды элементов, сродство которых к кислороду больше, чем у углерода. Такие оксиды в доменной печи не восстанавливаются и полностью переходят в шлак.

Элементы, оксиды которых принимают участие в доменном процессе, по возрастанию сродства к кислороду можно расположить в следующий ряд: Cu, As, Ni, Fe, P, Zn, Mn, V, Cr, Si, Ti, Al, Mg, Ca.

Оксиды элементов от меди до марганца относят к химически непрочным, от марганца до титана — к химически прочным, а оксиды алюминия, магния и кальция — к амфотерным. Таким образом, медь, фосфор, никель практически целиком восстанавливаются и переходят в чугун. Цинк также полностью восстанавливается, но он возгоняется, переходя в газовую фазу, и концентрируется в порах футеровки, вызывая ее «рост» и разрывы кожуха печи. Марганец, ванадий и хром восстанавливаются на 70...90 %, кремний и титан восстанавливаются на 10...25 %,

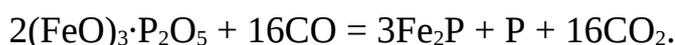
причем степень восстановления титана ниже, чем кремния; алюминий, магний и кальций в доменной печи не восстанавливаются.

**Восстановление фосфора.** Фосфор отрицательно влияет на свойства чугунов и, особенно, — сталей, придавая им хладноломкость (хрупкость при низких климатических температурах). Фосфор попадает в доменную печь с минералами пустой породы железных руд, агломерата или окатышей. Чаще всего, оксид фосфора, — фосфорный ангидрид, находится в пустой породе в виде соединений с кальцием или железом:  $(CaO)_3 \cdot P_2O_5$ ,  $(CaO)_4 \cdot P_2O_5$ ,  $(FeO)_3 \cdot P_2O_5$ ,  $(FeO)_4 \cdot P_2O_5$ . Эти соединения в присутствии избытка кремнезема  $SiO_2$ , разлагаются при температурах выше  $1000\text{ }^\circ C$  с образованием  $P_2O_5$ , который восстанавливается прямым путем, причем, реакция восстановления сопровождается поглощением большого количества теплоты.

В реальных условиях современного доменного процесса при соотношении

$\frac{CaO}{SiO_2} = 1,1 - 1,25$  фосфорный ангидрид является химически непрочным окислом, и,

после термического разложения соединений типа  $(FeO)_3 \cdot P_2O_5$ , при температурах  $850...950\text{ }^\circ C$  он легко восстанавливается газами, а восстановленный фосфор переходит в чугун



**Восстановление марганца.** В состав железных руд марганец входит в виде оксидов:  $MnO_2$ ,  $Mn_2O_3$ ,  $Mn_3O_4$  (высших оксидов). Высшие оксиды марганца являются химически непрочными оксидами и легко восстанавливаются до  $MnO$ . В свою очередь, низший оксид марганца  $MnO$ , является химически прочным и восстанавливается до марганца только прямым путем, причем, реакция сопровождается значительным эндотермическим эффектом



Восстановлению марганца способствует повышенное содержание оксидов марганца в шихте, повышенная температура в доменном агрегате и основность

$$\text{шлака} \text{ — } \frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} > 1.$$

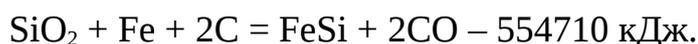
Марганец является полезной примесью, его присутствие в чугунах и сталях повышает их свойства. Кроме того, присутствие марганца в чугунах, предназначенных для передела в сталь, способствует протеканию процессов шлакообразования в сталеплавильных агрегатах.

**Восстановление кремния.** Кремний присутствует в шихте в виде кремнезема  $\text{SiO}_2$  — химически прочного оксида. Поэтому он может быть восстановлен при температурах приблизительно  $1500\text{ }^\circ\text{C}$  и только прямым путем



Реакции восстановления кремния сопровождаются очень большим эндотермическим эффектом.

Известно, что в доменных печах восстановление кремния возможно и при более низких температурах ( $1050\dots1150\text{ }^\circ\text{C}$ ) с образованием силицидов железа  $\text{FeSi}_2$ ,  $\text{FeSi}$ ,  $\text{Fe}_3\text{Si}$



Однако для протекания подобных реакций ее «участники» должны находиться в твердофазном состоянии и не переходить в жидкие фазы — чугун и шлак. Поэтому наиболее вероятно, что при температурах около  $1100\text{ }^\circ\text{C}$  кремний из жидкого шлака восстанавливается углеродом карбида железа  $\text{Fe}_3\text{C}$  по реакции



Восстановлению кремния способствуют высокие температуры, а также

кислые шлаки, основность которых меньше единицы —  $\frac{\% \text{CaO}}{\% \text{SiO}_2} < 1$ .

### 3.3.5. Науглероживание железа и образование чугуна

Свежевосстановленное железо активно поглощает углерод и другие элементы. Процесс науглероживания начинается при появлении первых порций губчатого железа и заметен уже на горизонтах доменной печи с температурой 450...600 °С.

Горячий угарный газ, поднимаясь на все более высокие горизонты печи, вынужден при этом обтекать куски свежевосстановленного губчатого железа.

На поверхности губчатого железа, которое служит катализатором для многих реакций, протекают процессы разложения угарного газа на углекислый газ и сажистый — атомарный углерод, который осаждается на поверхности кусочков губчатого железа



Атомарный углерод, обладая высокой химической активностью, реагирует со свежевосстановленным железом, образуя карбид железа — цементит:



Тогда суммарную реакцию науглероживания железа в твердом состоянии можно записать следующим образом



В твердом состоянии в железе растворяется до 1,0...1,2 % углерода.

По мере науглероживания температура плавления железа снижается. Так, если чистое железо плавится при 1539 °С, то сплав, содержащий 4,3 % С, плавится при 1147 °С.

С другой стороны, шихта, постепенно опускаясь, попадает в горизонты доменной печи со все более высокой температурой, и на горизонте с температурой примерно 1250 °С наиболее науглероженные кусочки губчатого железа начинают плавиться. В результате появляются первые капли жидкого чугуна. Стекая вниз, капли жидкого чугуна контактируют с кусками раскаленного кокса. В таких условиях процесс науглероживания резко интенсифицируется



В жидком чугуне может раствориться до 6 % углерода. Кроме углерода в жидком чугуне растворяются и другие, восстановленные на разных горизонтах

печи, элементы: кремний, марганец, фосфор и др. В чугуна растворяется также сера шихтовых материалов и золы кокса.

### 3.3.6. Образование шлака

Одновременно с образованием чугуна в доменной печи формируется шлак, в который полностью переходят амфотерные оксиды:  $Al_2O_3$ ,  $MgO$ ,  $CaO$ ; не восстановившаяся часть химических прочных оксидов, в первую очередь,  $SiO_2$  и  $TiO_2$ ; небольшое количество  $MnO$  и  $FeO$ ; а также —  $CaS$ .

В общем случае, процесс шлакообразования заключается в получении легкоплавких соединений, температура плавления которых значительно ниже температуры плавления каждого из оксидов, входящих в состав шлака.

На горизонте печи с температурой 1000...1100 °С начинается процесс размягчения железорудных материалов. Несколько ниже этой зоны, при температурах 1200...1250 °С происходит образование первичного шлака за счет расплавления части оксидов.

Первичный шлак характеризуется повышенным содержанием  $MnO$  и  $FeO$ . По мере опускания и нагрева первичного шлака в нем растворяются все большие количества  $Al_2O_3$ ,  $MgO$ ,  $CaO$  и  $SiO_2$ , а содержание  $MnO$  и  $FeO$  уменьшается вследствие постепенного восстановления железа и марганца, и, когда шлак опускается в горн, почти все содержащееся в шлаке железо и марганец успевают восстановиться. На горизонте фурм к шлаку присоединяется зола сгоревшего кокса. Сера переходит в шлак постепенно, и окончательное ее содержание в шлаке устанавливается в нижней части горна при контакте слоя жидкого шлака с жидким чугуном.

Важнейшими характеристиками шлака являются его температура плавления, вязкость (текучесть) и основность.

Первичные шлаки — легкоплавкие. Для них характерна высокая текучесть и высокая плотность (вследствие повышенного содержания  $MnO$  и  $FeO$ ). Такие шлаки быстро стекают в горн, и там на них тратится большое количество теплоты. Вязкие шлаки, наоборот, опускаются медленно, задерживая при этом сход шихты, особенно

у стен печи, и снижая газопроницаемость шихты. Таким образом, в доменном процессе необходимо избегать как чрезмерно текучих, так и слишком вязких шлаков. Многолетний опыт работы металлургов-доменщиков свидетельствует о том, что наилучшими являются шлаки, обладающие высокой текучестью при температурах не ниже 1400...1500 °С.

Основность, которую количественно характеризуют отношением % CaO к % SiO<sub>2</sub>, является важнейшей характеристикой не только доменного, но и любого другого шлака. В зависимости от соотношения кислотных (SiO<sub>2</sub>, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, TiO<sub>2</sub>) и основных окислов (CaO, MgO), доменные шлаки делят на кислые и основные. К

кислым относят шлаки, для которых  $\frac{\%CaO}{\%SiO_2} < 1$ ; основными называют шлаки с основностью 1,2 и более. Шлаки, имеющие основность от 1,0 до 1,2, относят к шлакам с пониженной основностью.

Кислые шлаки — густые, тягучие, медленно застывающие, при затвердевании переходящие в стекловидную массу.

Шлаки с пониженной основностью в расплавленном состоянии жидкие, текучие, быстро застывающие. В застывшем состоянии имеют камневидный излом.

Основные шлаки — густые, но не тягучие. При застывании такие шлаки рассыпаются в порошок.

Для обеспечения эффективной работы доменных печей основность шлака стараются поддерживать на уровне 1,1—1,25. Такие шлаки обладают высокой текучестью при температурах 1400 °С и выше.

Конечный доменный шлак имеет следующий примерный химический состав: % CaO + % SiO<sub>2</sub> + % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> = 85...95 %; 2...10 % MgO; 0,2...0,6 % FeO; 0,3...3,0 % MnO, 1,5...2,5 % CaS.

### 3.3.7. Поведение серы в доменной печи

Сера — вредная примесь. Ухудшает жидкотекучесть чугунов, а сталям придает красноломкость — хрупкость при высоких температурах. В жидком чугуне

может растворяться до 0,9 % серы, в то время как ее содержание в чугунах и, особенно, в сталях не должно превышать сотых долей процента.

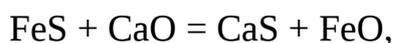
Серу значительно легче удалить из руд и чугунов, чем из сталей, поэтому процессам удаления серы в доменном производстве уделяют особое внимание.

Основная доля серы попадает в доменную печь с коксом, а часть — с железорудными материалами в виде пирита  $\text{FeS}_2$ , барита  $\text{BaSO}_4$  и гипса  $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ .

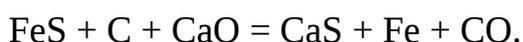
Часть серы (от 10 до 20 %) улетучивается в виде серных или сернистых остатков в результате термического разложения баритов и гипсов, например,  $\text{BaSO}_4 \rightarrow \text{BaO} + \text{SO}_3$ .

Часть окисляется кислородом дутья  $3\text{FeS}_2 + 8\text{O}_2 = \text{Fe}_3\text{O}_4 + 6\text{SO}_2$ . Часть серы может удаляться в шлак после выпуска чугуна из доменной печи в ковш в результате ее связывания в сульфиды марганцем, растворенным в чугуне  $\text{FeS} + \text{Mn} = \text{MnS} + \text{Fe}$ .

Тем не менее, значительная часть серы (60...80 %) остается в печи и переходит в чугун, поэтому для ее удаления используют реакцию офлюсования (или ошлакования)



или в присутствии углерода реакция запишется следующим образом



Количественной характеристикой полноты процесса удаления серы служит коэффициент распределения серы между шлаком и жидким чугуном, который показывает отношение содержания серы в шлаке и чугуне

$$L_s = \frac{\text{CaS}}{\text{FeS}}.$$

Удаление серы (десульфурация) происходит при данной температуре тем полнее, чем выше содержание в шлаке оксида кальция (основность шлака) и чем ниже содержание в нем оксида железа. Процесс десульфурации чугуна протекает в горне доменной печи ниже оси воздушных фурм, когда капли чугуна, стекая в нижнюю часть горна, просачиваются сквозь слой жидкого шлака.

### 3.3.8. Внедоменная десульфурация

В тех случаях, когда остаточное содержание серы в жидком чугуна выше допустимого уровня, проводят так называемую внедоменную десульфурацию, которая заключается в продувке жидкого чугуна, выпущенного из доменной печи в ковш, порошкообразными реагентами, такими как гранулированный магний или карбид кальция  $\text{CaC}_2$ , кальцинированная сода  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  или известь  $\text{CaO}$ .

При обработке чугуна в ковше содой происходит удаление не только серы, но также фосфора (дефосфорация) и кремния (десиликонизация).

При попадании соды в ковш под действием высоких температур, происходит ее термическая диссоциация



Образующийся углекислый газ окисляет кремний и фосфор, а оксид натрия связывает оксиды кремния и фосфора в прочные силикаты и фосфаты. Суммарные реакции десиликонизации, дефосфорации и десульфурации можно записать следующим образом



Внедоменная обработка жидкого чугуна позволяет снизить содержание серы, фосфора и кремния до 0,005 % каждого элемента в отдельности. Расход соды при этом составляет 50...60 кг соды на 1 т чугуна. Обязательным мероприятием внепечной обработки является полное скачивание (удаление) шлака как до, так и после обработки.

### 3.4. Продукты доменной плавки

Конечными продуктами доменного процесса являются чугун, шлак, доменный (колошниковый) газ, колошниковая пыль, а также — новый железосодержащий материал, имеющий торговое название «Синтеком». Чугун является основным

продуктом доменного производства; шлак, колошниковый газ и колошниковая пыль — побочными продуктами.

Все **доменные чугуны** разделяют на три класса: передельные, литейные и специальные чугуны, к которым относят и доменные ферросплавы.

**Передельные чугуны** (до 90 % всех выплавляемых чугунов) предназначены для дальнейшей переработки (передела) в сталь в конвертерах, мартеновских и электродуговых печах. Передельные чугуны делят на передельные коксовые, передельные коксово-фосфористые и передельные коксовые высококачественные. Средний состав передельных чугунов: углерода — 4,2...4,9 %; кремния — 0,3...1,2 %; марганца — 0,2...1,0 %; фосфора — 0,15...0,20 %; серы — 0,015...0,050 %.

**Литейные чугуны** предназначены для получения чугунных отливок. Обладают более высокими по сравнению с передельными чугунами литейными свойствами, в первую очередь — жидкотекучестью. Литейные чугуны делят по содержанию фосфора (от 0,1 до 1,2 %) на 4 класса, а каждый класс — на 6 марок по содержанию кремния (от 0,50 до 3,75%).

К **специальным чугунам** относят чугуны с особыми свойствами — теплостойкие, износостойкие и др. Для получения специальных свойств в чугуны вводят легирующие элементы: хром, никель, кремний, алюминий и др. Такие чугуны выплавляют либо в вагранках, либо, чаще — в индукционных электропечах.

К доменным ферросплавам относят доменный ферромарганец (10...25 % Mn, до 2 % Si) и доменный ферросилиций (10...18 % Si).

**Доменные шлаки.** Доменные шлаки содержат в основном различные оксиды: 35...40 % SiO<sub>2</sub>, 8...22 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 38...48 % CaO, 2...12 % MgO и другие. Кроме того, в доменных шлаках в небольших количествах присутствуют продукты удаления серы — FeS, MnS, CaS, MgS. В среднем выход шлака составляет 250...350 кг на 1 тонну чугуна и определяется содержанием пустой породы в железорудных материалах. В настоящее время доменные шлаки широко используют (до 80 % всех шлаков) для изготовления различных строительных материалов: цемента, растворов, бетонов, шлаковой пемзы и минеральной ваты, теплоизоляционных материалов и др.

**Доменный (колошниковый) газ** — это газ, отводимый из доменной печи через газопроводы, установленные на колошнике. Средний состав доменного газа: 24...32 % CO, 0,2...0,4 % CH<sub>4</sub>, 1,5...2,0 % H<sub>2</sub>, 10...18 % CO<sub>2</sub>, остальное — азот. Выход доменного газа 1700...3000 м<sup>3</sup>/т чугуна. Поскольку в составе доменного газа присутствует значительное количество горючих компонентов (CO, CH<sub>4</sub>, H<sub>2</sub>), то после очистки от пыли его используют как топливо. До 50 % всего колошниковога газа идет на обогрев кауперов, некоторое его количество используют для отопления нагревательных печей прокатных станов. После удаления CO<sub>2</sub> доменный газ могут вдувать в доменную печь с целью сокращения удельного расхода кокса.

**Колошниковая пыль** — это продукт грубой очистки колошниковога газа. Она представляет собой смесь мелких частиц всех компонентов шихты, загружаемых в доменную печь. Выход колошниковога пыли составляет от 25 до 75 кг на тонну чугуна. Колошниковую пыль используют в качестве компонента шихты при производстве агломерата.

**Синтеком** — новый железосодержащий материал, получаемый путем заливки железорудных окатышей или агломерата жидким чугуном в различных соотношениях. Этот синтетический материал одновременно содержит железо, углерод и оксиды железа. Синтеком используют как шихтовый материал в конвертерном и электросталеплавильном производстве взамен чугуна или скрапа.

### **3.5. Основные технико-экономические показатели работы доменных печей**

Основными показателями, характеризующими работу доменной печи, являются: производительность в единицу времени и расход кокса на тонну выплавляемого чугуна. Кроме того, для сравнительной оценки эффективности работы доменных печей различного объема в России используют относительный показатель, так называемый коэффициент использования полезного объема доменной печи (КИПО).

Для оценки производительности в единицу времени пользуются не суточной выплавкой, а средней производительностью за какой-либо представительный период времени (месяц, квартал, год) за исключением времени, затраченного на проведение капитальных ремонтов.

Удельный расход кокса (расход кокса на тонну выплавляемого чугуна) в настоящее время является важнейшим показателем доменной плавки. В данном показателе, как в фокусе, отражается уровень техники и технологии самой плавки, степень подготовки сырья, мастерство металлургов-доменщиков. За последние 50—60 лет удельный расход кокса снизился с 930 до 530 кг/т передельного чугуна. На лучших печах он составляет 360...400 кг/т.

Коэффициент использования полезного объема (КИПО) представляет собой отношение полезного объема печи  $V_n$  к среднесуточной производительности  $G$

$$\text{КИПО} = V_n/G, \text{ м}^3 \text{ сутки/т} \left( \frac{\text{м}^3}{\text{т/сутки}} \right).$$

Поскольку производительность доменных печей при выплавке чугунов различных видов и марок не одинакова, то при расчете КИПО суточную выплавку выражают в тоннах передельного чугуна. Для этого массу выплавленного чугуна пересчитывают на массу передельного чугуна при помощи так называемых переводных коэффициентов (табл. 3.1).

Из двух доменных печей лучше работает та, у которой КИПО меньше. За последние 50—60 лет КИПО уменьшился с 1,15 до 0,55 м<sup>3</sup> сутки/т. На лучших печах достигнут уровень КИПО 0,4 м<sup>3</sup> сутки/т.

Таблица 3.1

Значения переводных коэффициентов

Вид чугуна	Значение переводного коэффициента
Чугун передельный:	
мартеновский	1,00
конвертерный	1,00
высококачественный	1,34

Чугун литейный (в среднем)	1,26
Доменный ферросилиций	2,5
Доменный ферромарганец	2,5
Феррофосфор	4,0

**Материальный баланс доменной плавки.** Производительность наиболее крупных доменных печей с полезным объемом 4500...5500 м<sup>3</sup> достигает 12000 т чугуна в сутки. В табл. 3.2 приведен примерный баланс доменной плавки, причем, расход и приход материалов дан как на 1 т чугуна, так и на суточную производительность, равную 12000 т. Последнее дает представление о той массе исходных материалов и получаемых продуктов, которые необходимо переместить в доменном цехе железнодорожным и трубопроводным транспортом.

**Управление работой доменной печи.** Доменный процесс является сложным физико-химическим процессом с многочисленными входными и выходными параметрами. Управление работой доменной печи осуществляется на основе информационных технологий с центральной станции управления, расположенной на территории доменного цеха и оснащенной современной промышленной компьютерной техникой. Задачей управления является ведение доменного процесса, обеспечивающее безаварийную работу печи с высокой производительностью и получением продуктов заданного состава, температуры и качества. Это достигается равномерным и максимально регулируемым ходом газов через столб шихтовых материалов и их равномерным сходом.

Таблица 3.2

## Материальный баланс доменной плавки

Статьи баланса	Расход на 1 т чугуна, т	Расход на суточную производительность 12000 т, т
<b>Поступило, т:</b>		
Железорудные материалы	1,6	19200
Кокс	0,36	4320
Вдуваемый уголь	0,12	1440
Горячее дутье	1,36	16320
Кислород	0,05	600
<b>ИТОГО:</b>	<b>3,49</b>	<b>41880</b>
<b>Получено продуктов, т:</b>		
Жидкого чугуна	1,0	12000
Жидкого шлака	0,32	3840
Доменного газа	2,16	25920
Пыли и шлама	0,01	120
<b>ИТОГО:</b>	<b>3,49</b>	<b>41880</b>
<b>Дополнительно:</b>		
Израсходовано воды на охлаждение	20 м <sup>3</sup>	240000 м <sup>3</sup>
Удалено загрязненного воздуха	3000 м <sup>3</sup>	36 · 10 <sup>6</sup> м <sup>3</sup>

Доменная печь оборудована большим количеством датчиков, работающих в автоматическом режиме. Информация от них в режиме реального времени поступает на соответствующие компьютеры, которые обрабатывают полученную информацию. В случае отклонения какого-либо параметра от заданного интервала значений компьютер немедленно извещает оператора и выдает рекомендации по исправлению ситуации.

Основными контролируемыми и регулируемыми параметрами работы доменной печи являются: состав, качество и количество шихтовых материалов, их распределение на колошнике; температура и расход заменителей кокса (природный газ, молотый уголь, мазут); температура и распределение газа на колошнике, в районе стен и центре доменной печи; распределение давления по высоте и сечению печи; тепловое состояние печи: температура кожуха, горна и лещади, температура и расход охлаждающей воды; параметры чугуна и шлака на выпуске, параметры работы кауперов системы газоочистки.

Все параметры связаны воедино математической моделью доменного процесса.

### **3.6. Перспективы развития доменного процесса**

В XX веке развитие техники и технологии доменного производства шло по пути увеличения полезного объема печей, совершенствования конструкции отдельных элементов, разработки различных систем управления и контроля. Большое внимание было уделено повышению надежности и долговечности работы различных агрегатов, уменьшению доли ручного труда, повышению безопасности работы и улучшению условий труда обслуживающего персонала, снижению экологически вредных выбросов.

Рис. 3.16 иллюстрирует прогресс в конструкции и повышении производительности доменных печей Германии с 1861 по 1993 гг.

Доменные печи являются прекрасными агрегатами для переработки различных отходов: старых денежных купюр, изделий из пластика, которые в измельченном состоянии вдувают в горн печи.

В последние годы разработаны высокоэффективные доменные печи с малым полезным объемом 500...800 м<sup>3</sup>, которые хорошо вписываются в технологический цикл мини-заводов для обеспечения дуговых электропечей жидким чугуном. Кроме того, доменная печь может хорошо сочетаться с альтернативным способом производства чугуна — КОРЕКС-процессом (см. следующий раздел). При этом

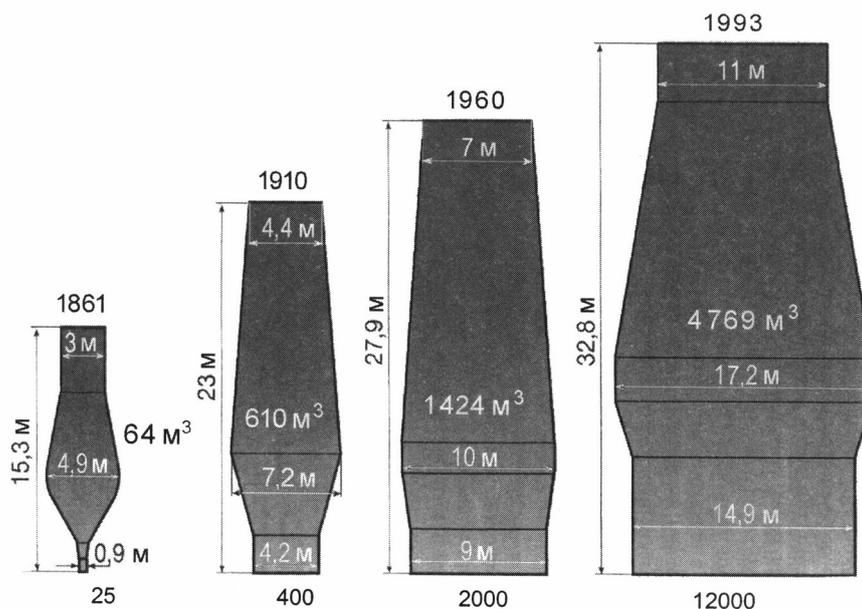


Рис. 3.16. Изменение профиля, размеров и среднесуточной производительности печей на заводах

Германии:

цифры сверху – год,

цифры внизу – среднесуточная производительность (т/сутки)

колошниковый газ КОРЕКС-процесса можно использовать в качестве компонента комбинированного дутья.

Исходя из сказанного, доменный процесс, по мнению Г.Н. Еланского, в ближайшие 25—50 лет будет оставаться главным способом производства чугуна для последующего передела в сталь.

В более далекой перспективе доменная печь может быть использована как агрегат для получения исходных материалов для цветной металлургии. Этому будут способствовать два обстоятельства: во-первых, в компонентах шихты доменного процесса в небольших количествах присутствуют многие цветные, редкие и рассеянные металлы. Во-вторых, в условиях доменной плавки происходит более глубокое, чем в известных методах цветной металлургии, разделение этих металлов — они полностью переходят или в чугун, или в шлак, или происходит их полная газификация, а легкоплавкие металлы растворяются в расплавленном свинце, находящемся на лещади доменной печи.

Таким образом, продукты доменной плавки могут рассматриваться как перспективные исходные материалы для последующего извлечения цветных, редких и рассеянных металлов.

### 3.7. Новые процессы и технологии получения первичного жидкого чугуна

Новые процессы производства жидкого чугуна, базирующиеся на использовании угля вместо кокса, можно разделить на две группы:

комбинированные процессы, в которых стадии предварительного восстановления, довосстановления и плавления разделены и происходят в двух или трех агрегатах, последовательно связанных между собой. К таким процессам относятся *Corex*, *DIOS*, *AISI*, *CCF*;

одностадийные процессы, в которых восстановление, плавление и рафинирование металла происходит в одном агрегате. К таким процессам относятся: *Romelt*, *Hismelt*, *Ausiron*, *Tecnored*.

Единственным, работающим в промышленности процессом, является процесс *Corex*. Процесс *Romelt* находится на стадии коммерческого внедрения. Процессы *Hismelt*, *DIOS*, *Tecnored*, прошли только стадию опытно-промышленного опробования.

**Процесс КОРЕКС.** Процесс КОРЕКС (*Corex* — совместно Австрия и Германия) — плавильно-восстановительный процесс для получения жидкого чугуна из железной руды и угля.

Схема установки КОРЕКС приведена на рис. 3.17. Установка состоит из двух расположенных друг над другом агрегатов: нижнего — плавильно-восстановительного горна 1 и верхнего — шахтной восстановительной печи 2.

В восстановительную печь загружают кусковую железную руду, окатыши и флюс, где при температуре 800...850 °С происходит восстановление оксидов железа газами-восстановителями CO и H<sub>2</sub>. Продукт восстановления — губчатое железо (ПВЖ), состоящее из 90...92 % металлического железа, содержащего 1,5...5 % углерода и 8...10 % оксидов железа, по транспортерам-питателям 5 подают в плавильно-восстановительный горн 1. Колошниковый газ по газопроводу 12 подают

в скруббер мокрой очистки 8. После очистки этот газ можно использовать как топливо каких-либо других агрегатов 13 или как охлаждающий газ 14, подмешивая его к горновым газам-восстановителям.

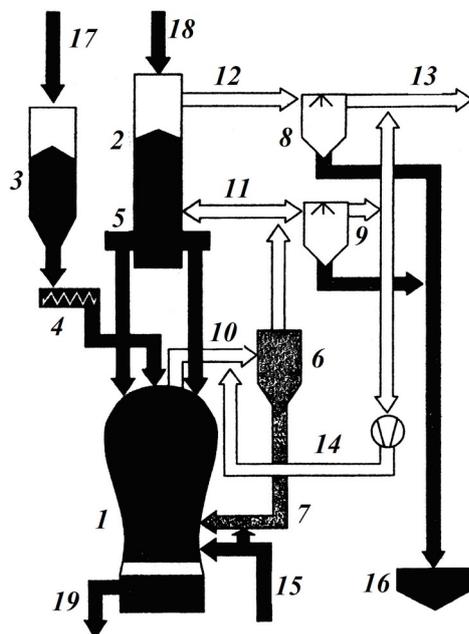


Рис. 3.17. Схема процесса Корекс:

1 — плавильно-восстановительный горн; 2 — шахтная восстановительная печь; 3 — бункер с углем; 4 — питатель угля; 5 — питатель губчатого железа; 6 — циклон горячей очистки горнового газа; 7 — система возврата пыли из циклона в горн; 8, 9 — скрубберы мокрой очистки газов; 10 — горновой газ; 11 — восстановительный газ; 12 — колошниковый неочищенный газ; 13 — очищенный газ; 14 — охлаждающий газ; 15 — подача кислорода; 16 — шламособорник; 17 — подача угля; 18 — загрузка кусковой руды; 19 — чугунные и шлаковые летки

В горне 1 всегда имеется определенное количество жидкого чугуна. ПВЖ, подаваемое в горн, растворяется в жидком чугуне; оксиды железа, входящие в состав ПВЖ, при этом полностью восстанавливаются, а оксиды, входящие в состав пустой породы, и флюс образуют шлак. Чугун и шлак периодически выпускают через летку 19.

Необходимое количество газов-восстановителей получают в горне в результате газификации угля, подаваемого из бункера 3 по питателю 4. Одновременно с подачей угля в горн через фурму 15 подают кислород. В контакте с кислородом и жидким чугуном уголь газифицируется с образованием высших углеводородов, которые под воздействием высоких температур мгновенно

разлагаются на CO и H<sub>2</sub>. Газы-восстановители по газопроводу 10 транспортируют в циклон горячей очистки 6. Уловленную в циклоне пыль по оборотной системе 7 возвращают в горн, а очищенные газы-восстановители по газопроводу 11 подают в шахтную печь 2.

В установке КОРЕКС получают передельный чугун состава: 4,2...4,3 % углерода, 0,4...0,6 % кремния, 0,03...0,05 % серы и 0,15...0,2 % фосфора, Температура чугуна на выходе — около 1500 °С.

По сравнению с доменным процессом процесс КОРЕКС имеет следующие преимущества: в установке используется неподготовленный уголь; себестоимость КОРЕКС-чугуна на 2 5% ниже; КОРЕКС-процесс экологически более чистый — выбросы оксидов серы меньше примерно в 10 раз, выбросы оксидов азота меньше в 5—7 раз.

Таким образом, процесс КОРЕКС является реальной альтернативой доменному процессу в стремлении металлургов к полной замене кокса на каменный уголь при производстве чугуна.

**Процесс Romelt.** Процесс *Romelt* предложен и разработан в России в Московском институте стали и сплавов (1979 г). Для отработки технологии и проверки возможностей процесса на ОАО НЛМК была построена опытно-промышленная установка, на которой в 1985-1998 гг. было проведено более 40 опытных плавок и выплавлено около 40 тыс. т чугуна. Весь выплавленный чугун был успешно переработан на сталь в конвертерном цехе НЛМК.

В процессе *Romelt* используют неокискованные железосодержащие материалы и уголь. Эти материалы непрерывно подают в печь через специальные отверстия в своде печи (рис. 3.18). Печь работает под небольшим разрежением, поэтому не требуются специальные уплотнения и загрузочные устройства.

Процессы плавления и восстановления железа, рафинирования чугуна происходят в жидкой шлаковой ванне, продуваемой через нижние фурмы дутьем, обогащенным кислородом.

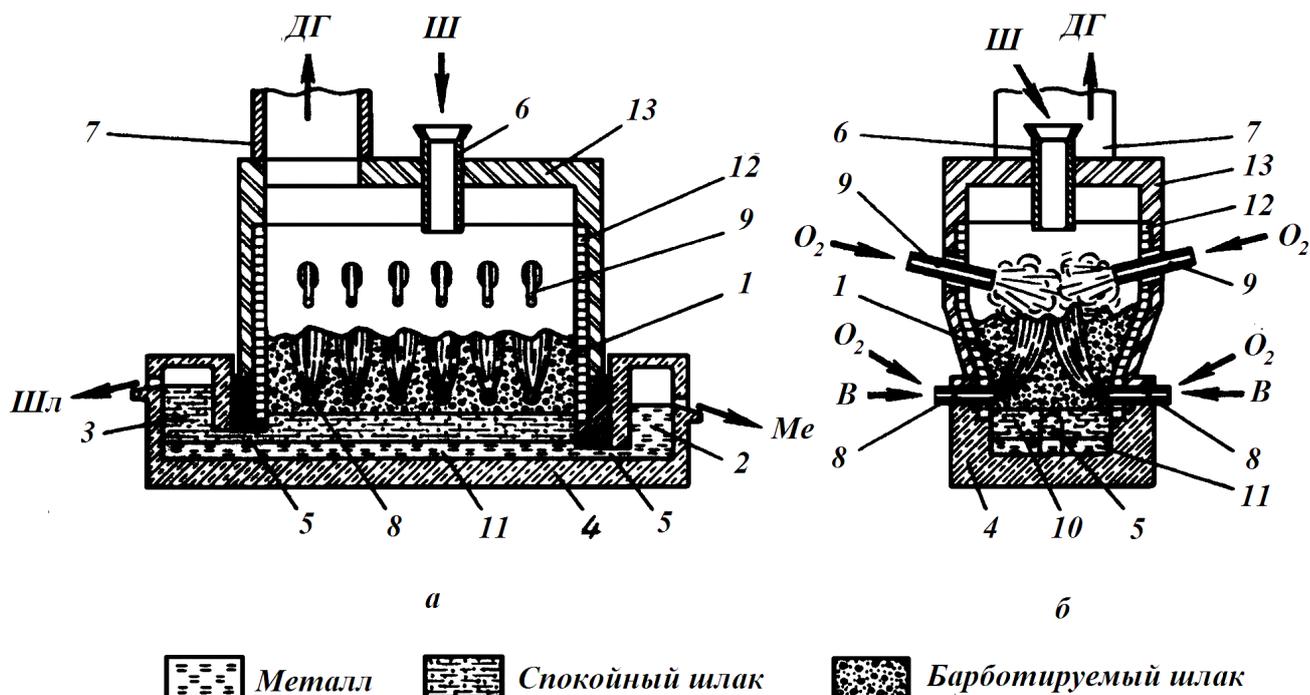


Рис. 3.18. Продольный (а) и поперечный (б) разрезы установки Romelt:

1 — барботируемый слой шлака, 2 — металлический сифон (отстойник), 3 — шлаковый сифон (отстойник), 4 — горн с подиной, 5 — переток, 6 — загрузочная воронка, 7 — дымоотводящий патрубок, 8 — фурмы нижнего ряда (барботажные), 9 — фурмы верхнего ряда (дожигательные), 10 — слой спокойного шлака, 11 — слой металла, 12 — водоохлаждаемые кессоны.

ДГ — дымовые газы в котел-утилизатор; Ш — подача шихты; Шл — шлак; В — подача воздуха; O<sub>2</sub> — подача кислорода

Реакционная зона ограничена водоохлаждаемыми панелями, что снимает проблемы стойкости футеровки. Ниже уровня продувочных фурм находится зона спокойного шлака и металла. Рабочее пространство печи связано со шлаковым и металлическим отстойниками футерованными перетоками различной высоты, обеспечивающими разделение металла и шлака.

В отличие от всех известных процессов в процессе Romelt организована и эффективно работает зона дожигания. Организация передачи тепла из зоны дожигания в ванну позволяет использовать в процессе Romelt холодное воздушно-кислородное дутье и неокискованное сырье с низким содержанием железа.

### Вопросы для самоконтроля:

1. Что такое сплав?
2. Какие сплавы называют черными?
3. Какие существуют типы железных руд?
4. Что такое кокс?
5. Как модно получить железо без применения кокса?
6. Как выглядит общая схема получения различных видов металлопродукции?
7. Что обеспечивается в результате сгорания кокса в доменной печи?
8. Что такое косвенное и прямое восстановление?
9. Основные химические реакции в ходе доменной плавки
10. Приведите схему восстановления окислов железа в доменном процессе (схема А.А. Байкова). Каким путем происходит восстановление низшего окисла железа?
11. Приведите классификацию окислов, участвующих в доменном процессе. Каково поведение различных групп окислов?
12. Какие доменные окислы относят к амфотерным?
13. Как происходит удаление серы в условиях доменного процесса?
14. Что является шихтой доменного процесса?
15. Что такое железная руда? Перечислите наиболее распространенные железные руды.
16. Что такое железорудные и металлизированные окатыши?
17. Каково назначение доменного флюса?
18. Каковы функции кокса в доменном процессе?
19. Для чего необходима подготовка руд? Перечислите стадии подготовки.
20. Что такое усреднение шихты? Сформулируйте главную цель усреднения.
21. Что такое обогащение руды? Дайте краткую характеристику способа обогащения.

22. Дайте определение агломерации. Опишите основные химические процессы при агломерации.
23. Что называют профилем доменной печи? Перечислите основные части профиля.
24. Что представляет собой бункерная эстакада и рудный двор?
25. Какое оборудование используют для подачи и нагрева дутья?
26. Каковы конечные продукты доменного процесса? Дайте их краткую характеристику.
27. По какому показателю можно сравнить эффективность работы двух доменных печей?
28. Каковы перспективы доменного процесса?
29. Что представляют собой процессы внедоменного получения железа?
30. Виды выплавляемого чугуна в доменном процессе.

## Часть II. Технологии получения стали

### Глава 4. Общие теоретические основы сталеплавильного производства

Сталью называют деформируемый сплав железа с углеродом и примесями. Содержание углерода в сталях обычно не превышает 1,3 %, хотя, в соответствии с диаграммой состояния «Железо-углерод», содержание углерода в сталях может достигать 2,14 %.

На протяжении многих столетий сталь была, и в обозримой перспективе остается главным конструкционным материалом нашей цивилизации. Вместе с тем, в последние десятилетия наметилось кардинальное изменение в стратегии производства сталей — мировой рынок требует увеличения выпуска высококачественных сталей с высоким уровнем эксплуатационных характеристик. Поэтому основная особенность современного металлургического производства заключается в том, что при общем росте экономики общее мировое производство сталей практически не растет: в 1990—1999 гг. оно колебалось в пределах 700...765 млн. тонн в год. За последние 25 лет производство сталей в США сократилось на 45 %, в Японии — на 20 %. В то же время, объем производства высокотехнологичной высококачественной металлопродукции в этих странах значительно вырос и продолжает расти.

Поскольку на нашей планете исторически сложился двухстадийный процесс производства сталей, то основную массу сталей получают из чугунов. Для того, чтобы переделать чугун в сталь, в нем необходимо уменьшить содержание углерода. В связи с этим в сталеплавильных агрегатах преобладают окислительные процессы, в которых, в отличие от доменных печей, преобладают процессы восстановления.

#### 4.1. Некоторые положения термодинамики и кинетики процессов сталеварения

Подробно вопросы термодинамики и кинетики рассматриваются в курсе «физическая химия», поэтому здесь очень кратко изложены самые основные положения.

**Термодинамика** должна, прежде всего, ответить на следующие вопросы:

- 1) каково направление процесса;
- 2) какое количество энергии при этом поглощается или выделяется;
- 3) каково соотношение концентраций (или активностей), при котором достигается состояние равновесия.

Пусть имеем реакцию  $mA + nB = pC + qD$ .

Возможность протекания реакции в прямом направлении оценивается величиной изменения энергии Гиббса  $\Delta G$ , которая находится из уравнения

$$\Delta G = \pm\Delta H \pm \Delta S \cdot T,$$

где  $\Delta H$  — изменение энтальпии;  $\Delta S$  — изменение энтропии;  $T$  — абсолютная температура

Данное выражение можно также назвать температурной зависимостью  $\Delta G$ :

если при данной температуре  $\Delta G < 0$  — реакция протекает в прямом направлении;

если  $\Delta G > 0$  — реакция протекает в обратном направлении;

если  $\Delta G = 0$  — наблюдается термодинамическое равновесие.

Для проведения элементарного термодинамического анализа большое значение в температурной зависимости  $\Delta G$  имеет знак перед энтропийным слагаемым  $\Delta S \cdot T$ .

Если перед энтропийным слагаемым стоит знак «минус»  $\Delta G = \pm\Delta H - \Delta S \cdot T$ , тогда с повышением температуры  $\Delta G$  будет уменьшаться, и, следовательно, вероятность протекания реакции в прямом направлении с повышением температуры будет только увеличиваться.

Если же перед энтропийным слагаемым стоит знак «плюс»  $\Delta G = \pm\Delta H + \Delta S \cdot T$ ,

тогда с повышением температуры  $\Delta G$  будет увеличиваться, и, если исходно  $\Delta G$  было отрицательным, то при достижении какой-то определенной температуры наступит термодинамическое равновесие, когда  $\Delta G=0$ , а при дальнейшем повышении температуры  $\Delta G$  станет положительным, и возникнет вероятность протекания реакции в обратном направлении.

Полнота протекания химической реакции оценивается величиной константы реакции  $K_p$ , которая записывается как отношение произведения активностей (или концентраций) продуктов реакции к произведению активностей (или концентраций) исходных веществ, взятых в соответствующей степени

$$K_p = \frac{a_C^p \cdot a_D^q}{a_A^m \cdot a_B^n}$$

Поскольку термодинамическую активность какого-либо вещества можно записать как произведение коэффициента активности этого вещества  $\gamma_i$  на концентрацию данного вещества  $[i]$

$$a_i = \gamma_i \cdot [i],$$

константу реакции можно переписать следующим образом

$$K_p = \frac{\gamma_C \cdot [C]^p \cdot \gamma_D \cdot [D]^q}{\gamma_A \cdot [A]^m \cdot \gamma_B \cdot [B]^n}$$

В том случае, если коэффициенты активности всех веществ, принимающих участие в реакции, близки к единице, константа реакции будет равна отношению произведения концентраций продуктов реакции к произведению концентраций исходных веществ, взятых в соответствующей степени

$$K_p = \frac{[C]^p \cdot [D]^q}{[A]^m \cdot [B]^n}$$

В тех случаях, когда одно или несколько веществ, участвующих в реакции, находятся в газообразном состоянии, вместо концентрации можно записать парциальное давление соответствующего газа.

Реакция в прямом направлении идет тем полнее, чем меньше значение константы реакции  $K_p$  или, другими словами, чем меньше активность продуктов реакции и чем больше активность исходных веществ.

Величина энергии Гиббса и константа реакции связаны между собой следующим соотношением

$$\Delta G = -RT \ln K_p.$$

Поскольку  $\Delta G = \pm \Delta H \pm \Delta S \cdot T$ , то можно записать следующее равенство

$$-RT \ln K_p = \pm \Delta H \pm \Delta S \cdot T$$

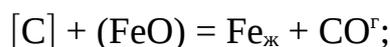
и окончательно:

$$\ln K_p = \pm \frac{\Delta H}{-RT} \pm \frac{\Delta S}{-R}.$$

Последнее уравнение позволяет предсказать, в какую сторону будет смещаться равновесие реакции с изменением температуры, то есть, по сути, представляет собой температурную зависимость константы реакции.

В сталеплавильном агрегате химический элемент (или химическое соединение) может находиться в одной из трех фаз: в жидком металле, в шлаке или в газовой фазе. Если элемент растворен в жидком металле, принято его символ заключать в квадратные скобки. Например, углерод, растворенный в жидком металле, будет записан следующим как [C]. Если элемент или соединение растворено в жидком шлаке, то его символ заключают в круглые скобки. Например, кислород в шлаке может быть записан как (O) или (FeO). Если вещество находится в газовой фазе, то это указывают буквой «г» в верхнем индексе, например, CO<sup>г</sup>.

Так, реакция окисления углерода, растворенного в жидком железе, кислородом, растворенным в шлаке, с образованием газообразной окиси углерода и жидкого железа, запишется следующим образом



а запись константы этой реакции будет выглядеть как

$$K_p = \frac{p_{\text{CO}}}{[C] \cdot (\text{FeO})}.$$

**Кинетика** позволяет ответить на вопрос, какова скорость процесса и как она зависит от различных факторов.

В самом общем случае протекание какого-либо химического процесса в ванне сталеплавильного агрегата может быть представлено следующими стадиями:

- 1) подвод реагентов к месту реакции;
- 2) сам акт химической реакции;
- 3) выделение продуктов реакции в отдельную фазу и их удаление.

В каждом конкретном случае одна из этих стадий может лимитировать скорость протекания процесса в целом, особенно, если скорость этой стадии будет значительно меньше скорости двух других стадий. Так, для большинства металлургических реакций при тех температурах, которые реализуются в сталеплавильных агрегатах, скорость второй стадии практически никогда не является лимитирующей, поскольку сам акт химической реакции протекает практически мгновенно. Лимитирующими же оказываются первая и, особенно, — третья стадия. В свою очередь, скорость первой и третьей стадий очень часто определяются состоянием шлака в сталеплавильном агрегате. Поэтому важно знать параметры, характеризующие состояние шлака и уметь ими управлять.

#### **4.2. Сталеплавильные шлаки**

В результате расплавления шихты в сталеплавильном агрегате образуются два несмешивающихся слоя — жидкий металл и жидкий шлак.

Источниками шлака в сталеплавильных агрегатах являются:

- 1) оксиды, образующиеся в процессе плавки —  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{FeO}$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ;
- 2) продукты удаления примесей —  $\text{FeS}$ ,  $\text{MnS}$ ,  $(\text{CaO})_3 \cdot \text{P}_2\text{O}_5$ ;
- 3) пустая порода руд, флюсы, зола топлива —  $\text{CaO}$ ,  $\text{CaF}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ;
- 4) футеровка агрегата —  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$  или  $\text{SiO}_2$ .

В самом общем случае, в формировании шлаков принимают участие три типа оксидов:

кислые (или кислотные) оксиды —  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{V}_2\text{O}_5$ ;

основные оксиды —  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{MnO}$ ;

нейтральные (амфотерные) оксиды —  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .

Шлаки, в которых преобладают кислые оксиды называют кислыми шлаками; а шлаки, в которых преобладают основные оксиды — основными.

Если все оксиды, принимающие участие в сталеплавильных процессах, расположить в ряд —  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{CaO}$  — то в этом ряду слева направо основность окислов возрастает. Таким образом, двуокись кремния является самым сильным кислым оксидом, а оксид кальция — самым сильным основным оксидом. Поскольку и доля этих оксидов, по отношению к другим максимальна, то отношение  $(\text{CaO})/(\text{SiO}_2)$  является первой важнейшей характеристикой состояния шлаков. Эта характеристика носит название «основность шлака».

По величине основности шлаки делят на следующие виды:

$(\text{CaO})/(\text{SiO}_2) < 0,8$  — шлаки кислые;

$(\text{CaO})/(\text{SiO}_2) = 0,8 \dots 1,2$  — шлаки нейтральные;

$(\text{CaO})/(\text{SiO}_2) = 1,2 \dots 1,5$  — шлаки низкоосновные;

$(\text{CaO})/(\text{SiO}_2) = 1,5 \dots 2,5$  — шлаки среднеосновные;

$(\text{CaO})/(\text{SiO}_2) > 2,5$  — шлаки высокоосновные.

Показатель основности шлака имеет решающее значение для процессов удаления из жидких сталей таких вредных примесей как фосфор и сера (дефосфорация и десульфурация). Известно, что под кислыми шлаками удаление этих примесей принципиально невозможно. Чем выше основность шлака, тем успешнее проходят процессы дефосфорации и десульфурации.

Другая важнейшая характеристика шлака — это его окисленность, которая характеризуется содержанием в шлаке кислорода: (O) или (FeO).

Повышение окисленности шлака позволяет полнее реализовать такие процессы как окисление углерода и окисление примесей, а снижение окисленности является необходимым условием для протекания десульфурации.

Еще одной важной характеристикой шлака является его вязкость. Обычно вязкость шлака больше, чем вязкость жидкой стали. Если вязкость шлака становится чрезмерно большой, шлак становится газонепроницаемым. В этом случае будет

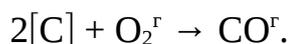
затруднено протекание реакций, в которых принимает участие газовая фаза, например, реакций окисления углерода, реакций удаления вредных газов (водорода, азота).

Для разжижения шлаков в сталеплавильный агрегат вводят специальные добавки-разжижители. Для разжижения основных шлаков вводят боксит ( $\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2$ ) или, чаще, — плавиковый шпат ( $\text{CaF}_2$ ). Для разжижения кислых шлаков вводят  $\text{CaO}$  и  $\text{MgO}$ . Если необходимо повысить вязкость основного шлака (что бывает крайне редко), то это достигается введением  $\text{CaO}$  и  $\text{MgO}$ ; если появляется необходимость повышения вязкости кислого шлака — вводят боксит или кремнезем ( $\text{SiO}_2$ ).

#### 4.3. Процессы окисления углерода в сталеплавильных агрегатах

Поскольку основную массу сталей получают из чугуна, а содержание углерода в чугунах значительно выше, чем в сталях, особое значение в практике сталеварения имеют реакции окисления углерода. Другими словами, для того, чтобы превратить чугун в сталь, из него необходимо убрать «лишний» **углерод кислород**. Металлурги часто называют эти реакции «главными реакциями сталеплавильного производства».

Углерод, растворенный в жидком железе, может быть окислен, во-первых, кислородом газовой фазы



Температурная зависимость  $\Delta G$  данной реакции выглядит следующим образом

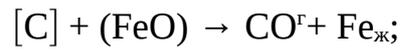
$$\Delta G = - 152570 - 33,8T.$$

Во-вторых, углерод, растворенный в железе, может быть окислен кислородом, растворенным в жидком металле



$$\Delta G = - 35630 - 31T.$$

В-третьих, углерод, растворенный в железе, может быть окислен кислородом, растворенным в шлаке



$$\Delta G = + 85373 - 83,8T;$$

$$K_p = \frac{p_{CO}}{[C] \cdot (FeO)}.$$

Знак «минус» во всех уравнениях температурной зависимости  $\Delta G$  перед энтропийным слагаемым означает, что повышение температуры в сталеплавильном агрегате благоприятно влияет на протекание реакций окисления углерода. В связи с этим не следует ожидать активного протекания этих реакций с самых первых моментов работы агрегата: необходимо, чтобы прошло некоторое время, в течение которого температура в агрегате повысится, и создадутся благоприятные термодинамические условия для протекания реакций окисления углерода.

Анализ константы реакции окисления углерода кислородом шлака свидетельствует о том, что для более полного протекания реакции необходимо увеличение окисленности шлака и снижение парциального давления оксида углерода.

Скорость реакций окисления углерода определяется, во-первых, интенсивностью подвода окислителя, роль которого выполняет кислород, а во-вторых — условиями образования и удаления пузырьков окиси углерода CO.

Пузырек CO образуется в жидкой стали и начинает подниматься вверх в том случае, если выполняется следующее условие

$$p_{CO} \geq p_{атм} + p_{шл} + p_{м} + p_{пов.нат},$$

где  $p_{CO}$  — парциальное давление CO;  $p_{атм}$  — давление газовой атмосферы в сталеплавильном агрегате;  $p_{шл}$  — давление, оказываемое слоем шлака;  $p_{м}$  — давление, оказываемое слоем жидкого металла;  $p_{пов.нат}$  — силы поверхностного натяжения.

Таким образом, для облегчения образования пузырьков оксида углерода необходимо каким-то образом уменьшить сумму давлений в правой части неравенства. Рассмотрим подробнее возможные мероприятия.

Давления слоя жидкого металла и шлака равны

$$P_{м} = \rho_{м}gh_{м};$$

$$P_{\text{шл}} = \rho_{\text{шл}} g h_{\text{шл}},$$

где  $\rho_m$ ,  $\rho_{\text{шл}}$  — плотность жидкого металла и шлака;  $h_m$ ,  $h_{\text{шл}}$  — высота слоя жидкого металла и шлака;  $g$  — ускорение свободного падения.

Отсюда очевидно, чем меньше высота слоя жидкого металла и шлака, тем меньше и давление металла и шлака, и, следовательно, слой металла и шлака должен быть по возможности более тонким. Для этого геометрия ванны сталеплавильного агрегата должна напоминать «блюдце», а не «стакан».

Известно, что сила поверхностного натяжения,  $p_{\text{пов.нат}}$  меньше при гетерогенном зарождении новой фазы. Для увеличения вероятности гетерогенного зарождения пузырьков СО необходимо, чтобы площадь пода сталеплавильного агрегата была по возможности больше. Таким образом, вновь приходим к тому, что геометрия ванны должна быть вполне определенной: «блюдце», а не «стакан».

Для уменьшения давления газовой атмосферы  $p_{\text{атм}}$  возможна откачка газов после предварительной герметизации агрегата (вакуумировании).

Таким образом, реакции окисления углерода протекают полнее при повышении температуры в сталеплавильном агрегате под шлаками с высокой окисленностью, а также — в агрегатах с плоскими и неглубокими ваннами. Кроме того, мощным фактором, существенно облегчающим протекание процессов окисления углерода, хотя и весьма дорогим, является вакуумирование.

Пробулькивание большого количества пузырьков СО на поверхности ванны создает иллюзию кипения, вот почему отрезок времени, в течение которого активно происходят реакции окисления углерода, металлурги называют периодом «кипения» (или периодом «кипа»).

Кроме уменьшения содержания углерода в жидком металле, без которого невозможно превращение чугуна в сталь, кипение способствует выравниванию температуры и химического состава металла за счет интенсивного его перемешивания, снижению содержания атомов газов (водорода, азота), а также — мелких неметаллических включений.

#### 4.4. Процессы окисления и восстановления примесей

Рассмотрим эти процессы на примере поведения марганца, кремния и фосфора.

**Окисление и восстановление марганца.** Марганец по свойствам близок к железу и поэтому растворяется в нем в любых соотношениях. Марганец — элемент, легко окисляющийся при относительно невысоких температурах до высших оксидов:  $MnO_2$ ,  $Mn_2O_3$ ,  $Mn_3O_4$ . При высоких температурах устойчив только оксид  $MnO$ .

Основная доля марганца поступает в сталеплавильный агрегат вместе с чугуном. Довольно часто марганец присутствует в железной руде и стальном ломе (скрапе).

Марганец, растворенный в жидком металле, может быть окислен:

1) кислородом газовой фазы



2) кислородом, растворенным в металле

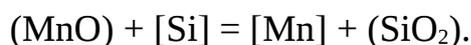
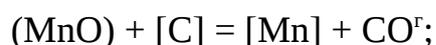
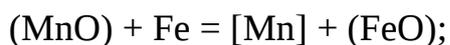


3) кислородом, содержащимся в окислах железа шлака



$$K_p = \frac{(MnO)}{[Mn] \cdot (FeO)}.$$

Следует обратить внимание на то, что в двух первых реакциях перед энтропийным слагаемым стоит знак «плюс». Это означает, что с повышением температуры в сталеплавильном агрегате возможно протекание реакций восстановления марганца. Действительно, марганец может восстанавливаться железом, углеродом, кремнием и другими элементами, растворенными в железе, сродство которых к кислороду в данных условиях выше, чем у марганца



На процессы окисления и восстановления марганца большое влияние оказывает окисленность шлака ( $FeO$ ) — чем выше окисленность шлака, тем полнее

протекают реакции окисления марганца и тем выше температура термодинамического равновесия, то есть, температура, начиная с которой возможно протекание реакций восстановления марганца.

**Окисление и восстановления кремния.** Кремний, как и марганец, растворяется в жидком железе в любых соотношениях. Основная масса кремния поступает в сталеплавильный агрегат вместе с чугуном. Также как и другие элементы, кремний может быть окислен кислородом газовой фазы (реакция 1), кислородом, растворенным в жидком железе (реакция 2) и кислородом, содержащимся в оксидах железа шлака (реакция 3):



$$K_p = \frac{(\text{SiO}_2)}{[\text{Si}] \cdot (\text{FeO})^2}.$$

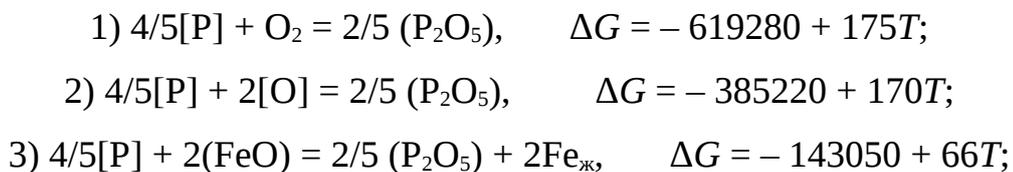
Реакция окисления кремния кислородом газовой фазы (реакция 1) сопровождается очень значительным экзотермическим эффектом, который, по сути, является «топливом» бессемеровского процесса.

Знак «плюс» перед энтропийным слагаемым свидетельствует о возможности протекания обратных реакций — реакций восстановления кремния при повышении температуры. Действительно, процессы восстановления кремния протекают под кислыми шлаками, когда активность двуокиси кремния высока, а окисленность шлака мала. Повышение окисленности шлака, как следует из записи константы реакции 3, способствует протеканию реакций окисления кремния и препятствует протеканию процессов восстановления кремния.

**Окисление и восстановление фосфора.** Фосфор растворяется в железе в значительных количествах, при этом выделяется некоторое количество тепла. Фосфор в железуглеродистых сплавах считают вредной примесью и поэтому его удалению из стали металлурги уделяют особое внимание. Главное отрицательное влияние фосфора заключается в том, что он придает сталям хладноломкость —

хрупкость при пониженных температурах. В сталеплавильный агрегат фосфор вносится вместе с чугуном, скрапом, ферросплавами.

Реакции окисления фосфора:



$$K_p = \frac{(\text{P}_2\text{O}_5)^{2/5}}{[\text{P}]^{4/5} \cdot (\text{FeO})^2}.$$

Все указанные реакции экзотермические, особенно реакция 1, которая, по сути, является «топливом» томасовского процесса.

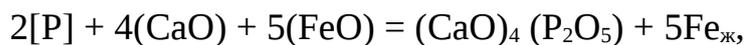
Знак «плюс» перед энтропийным слагаемым говорит о том, что процессы окисления фосфора активно протекают в сталеплавильных агрегатах при относительно невысоких температурах, а при повышении температуры в сталеплавильном агрегате возможно протекание реакций восстановления фосфора. Действительно, если не предпринять специальных мер, то при обычных температурах сталеварения (около 1500 °С) такие элементы как углерод, кремний, марганец, растворенные в жидком железе, практически полностью восстановят фосфор, который вновь растворится в жидком железе.

Рассмотрим условия удаления фосфора из жидкого металла (условия дефосфорации) и мероприятия по предотвращению процесса восстановления фосфора и его растворения в жидком железе (рефосфорации).

Из выражения константы реакции 3 следует, что повышение окисленности шлака (FeO) должно приводить к смещению равновесия реакции окисления фосфора вправо и повышению температуры термодинамического равновесия данных реакций. Однако в сталеплавильных агрегатах всегда имеются вещества, например, SiO<sub>2</sub>, которые резко ограничивают активность (FeO), поэтому повышение окисленности шлака недостаточно для гарантии успешной дефосфорации.

В связи с этим поступают иначе, а именно — снижают активность продукта реакции окисления фосфора, (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>), путем его связывания в прочные соединения, например, трифосфат или тетрафосфат кальция: (CaO)<sub>3</sub>(P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>), (CaO)<sub>4</sub>(P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>). Для

этого наводят шлак с высокой основностью. В таких условиях реакция окисления фосфора кислородом шлака с образованием тетрафосфата кальция запишется так



а ее константа

$$K_p = \frac{(\text{CaO})_4 \cdot (\text{P}_2\text{O}_5)}{[P]^2 \cdot (\text{CaO})^4 \cdot (\text{FeO})^5}.$$

Совместный анализ температурных зависимостей  $\Delta G$  реакций окисления фосфора и константы последней реакции позволяет окончательно сформулировать условия успешной дефосфорации:

- 1) температура в сталеплавильном агрегате должна быть относительно низкой. Другими словами, дефосфорацию необходимо проводить в начале сталеплавильного процесса;
- 2) окисленность шлака (FeO) должна быть высокой;
- 3) основность шлака (CaO) должна быть высокой;
- 4) активность фосфорсодержащего продукта реакции  $(\text{CaO})_4 \cdot (\text{P}_2\text{O}_5)$  должна быть низкой.

Мероприятием, гарантирующим отсутствие процесса рефосфорации, является проведение операции замены высокофосфористого шлака на новый шлак, не содержащий фосфора. Операцию удаления шлака металлурги называют «скачивание шлака», а создание нового шлака — «наведение шлака».

В заключение важно отметить, что в агрегатах с кислой — динасовой футеровкой проведение дефосфорации принципиально невозможно, поскольку в подобных агрегатах невозможно создание шлака с высокой основностью.

#### **4.5. Сера и ее удаление из жидкой стали**

Сера в железоуглеродистых сплавах является вредной примесью. С железом и другими элементами сера образует легкоплавкую эвтектику, которая плавится при температуре 988 °С, поэтому при нагреве слитков или заготовок под горячую обработку давлением (ковку, прокатку) происходит оплавление границ зерен, и, как следствие, резко уменьшается межзеренная когезия. Это, в свою очередь, приводит

к разрушению слитка в процессе горячей пластической деформации. Данное явление получило название красноломкость.

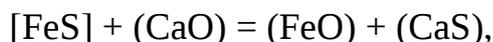
Источниками поступления серы в сталеплавильный агрегат являются чугуны, скрап, особенно промасленная стальная стружка, а также — атмосфера агрегата, работающего на газе или мазуте.

Для удаления серы из жидкого железа (десульфурации) вводят элементы-десульфураторы. Элемент-десульфуратор (Э) — это химический элемент, энергия образования сульфида которого меньше энергии образования сульфида железа

$$\Delta G_{(ЭS)} < \Delta G_{(FeS)} \text{ или } \Delta G_{(ЭS)} - \Delta G_{(FeS)} < 0.$$

Таковыми элементами являются марганец, магний, натрий, кальций и другие. Необходимо отметить, что вероятность протекания реакций образования сульфидов элементов-десульфураторов увеличивается по мере повышения температуры в сталеплавильном агрегате.

Чаще всего для проведения десульфурации используют известь CaO. Тогда реакция десульфурации выглядит следующим образом



а ее константа запишется как

$$K_p = \frac{(FeO) \cdot (CaS)}{[FeS] \cdot (CaO)}.$$

Серосодержащие продукты реакций десульфурации (CaS) и (MnS) не только не растворяются в жидком железе, но даже не смачиваются им и поэтому полностью переходят в шлак.

Таким образом, можно сформулировать условия успешной десульфурации:

- 1) высокая температура в сталеплавильном агрегате;
- 2) высокая основность шлака;
- 3) низкая окисленность шлака;
- 4) низкая активность серосодержащего продукта реакции (CaS).

Кроме того, необходимо учитывать, что сера является поверхностно-активным элементом, и поэтому ее содержание на границе раздела двух фаз, например, «жидкий металл—шлак» всегда выше, чем в толще жидкого железа. В связи с этим

наибольший эффект дают такие методы ведения плавки, которые обеспечивают увеличение поверхности контакта десульфуратора с жидким металлом. К таким приемам можно отнести перемешивание жидкого металла со шлаком или вдувание порошкообразных реагентов.

В заключение сравним условия успешного проведения дефосфорации и десульфурации. Очевидно, что фосфор успешно удаляется в начале процесса сталеварения при относительно низких температурах в агрегате, тогда как сера удаляется при высоких температурах — в конце процесса. Окисленность шлака для дефосфорации должна быть высокой, а для десульфурации — низкой. Таким образом, следует признать, что в традиционных сталеплавильных агрегатах одновременное удаление фосфора и серы из жидкой стали невозможно.

#### **4.6. Раскисление сталей**

Для успешного протекания реакций окисления углерода — «кипения», в сталеплавильный агрегат в том или ином виде подают кислород, поэтому после завершения периода «кипения» содержание кислорода в жидком металле весьма велико. Кислород, также как фосфор и сера, является вредной примесью и поэтому его необходимо удалять.

Технологическую операцию удаления кислорода из жидкой стали или связывания его в химически прочные и нерастворимые в стали соединения называют раскислением.

В настоящее время при выплавке сталей используют четыре основных способа раскисления:

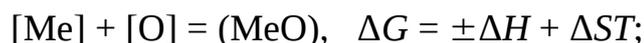
- 1) глубинное (осаждающее) раскисление;
- 2) диффузионное раскисление;
- 3) раскисление синтетическим шлаком;
- 4) вакуумно-углеродное раскисление.

Рассмотрим подробнее эти способы раскисления.

##### **4.6.1. Глубинное раскисление**

Глубинное раскисление заключается в том, что в толщу (глубину) жидкого металла вводят элементы-раскислители, то есть такие химические элементы или их соединения, химическое сродство которых к кислороду больше, чем у железа.

Если элемент-раскислитель, растворенный в жидком железе обозначить, например, как [Me], то реакция глубинного раскисления будет выглядеть так же, как и реакция окисления примеси, растворенной в жидком железе, кислородом, растворенным в жидком железе



$$K_p = \frac{a_{(\text{MeO})}}{a_{[\text{Me}]} \cdot a_{[\text{O}]}}$$

Исходя из экономических соображений, наиболее часто в качестве раскислителей используют марганец, кремний и алюминий. Марганец и кремний используют в виде сплавов с железом (ферросплавов — ферромарганца и ферросилиция), а алюминий — в чистом виде.

Применяют и комплексные раскислители: силикомарганец (SiMn), силикокальций (SiCa), а также сплавы типа АМС (Al+Mn+Si) и КМК (Si+Mn+Ca).

Анализ записи константы реакции глубинного раскисления говорит о том, что для более полного протекания реакции в прямом направлении активность продукта реакции  $a_{(\text{MeO})}$  должна быть минимальной. Другими словами, чем более химически прочным является получаемый оксид, тем более полно протекает глубинное раскисление.

Поскольку среди перечисленных элементов минимальным сродством к кислороду обладает марганец, то сталь, раскисленная одним ферромарганцем, содержит в своем составе повышенное количество кислорода. Иначе говоря, сталь, раскисленная ферромарганцем — кипящая. Сталь, раскисленная ферромарганцем и ферросилицием, содержит значительно меньшее количество кислорода, и ее относят к полуспокойным сталям. Сталь, раскисленная последовательно ферромарганцем, ферросилицием и алюминием, содержит минимальное количество кислорода и является спокойной.

Оксид металла-раскислителя, образующийся в ходе реакции, будет «выпадать в осадок». Поскольку плотность жидкой стали больше, чем плотность любого соединения, входящего в состав шлака, то для случая сталеплавильного агрегата «выпасть в осадок» означает «всплыть в шлак».

В большинстве случаев раскислители подают в ковш во время выпуска готовых сталей. Непосредственно после выпуска следует операция разливки стали по изложницам. Естественно, что во время выпуска и тем более — разливки, температура стали снижается.

Анализ температурной зависимости  $\Delta G$  свидетельствует о том, что по мере снижения температуры вероятность протекания реакции глубинного раскисления в прямом направлении увеличивается. Другими словами, в процессе выпуска и, особенно, разливки в жидкой стали появляются все новые порции оксида (MeO). Оксиды, образовавшиеся в изложнице одновременно с протеканием процесса кристаллизации, могут по различным причинам не успеть всплыть в прибыльную часть, остаются в теле стального слитка и загрязняют сталь.

Таким образом, глубинное раскисление является наиболее простым и дешевым способом раскисления и поэтому широко используется при производстве сталей обыкновенного качества и качественных сталей. Однако вследствие загрязненности стали оксидами, образовавшимися в процессе раскисления, данный способ неприемлем для окончательного раскисления сталей высокого качества.

#### 4.6.2. Диффузионное раскисление

Данный способ раскисления основан на законе Нернста, который гласит: «отношение активностей (или концентраций) примеси, распределенной между двумя фазами, при данных условиях есть величина постоянная».

По отношению к кислороду, распределенному между шлаком и жидким железом, данный закон запишется так:

$$\frac{(FeO)}{[O]} = const \quad \text{при } P, T = const$$

Если уменьшить окисленность шлака (FeO), то в соответствии с данным законом, система, стремясь восстановить первоначальное значение константы, инициирует диффузию атомов кислорода из жидкого металла в шлак. Процесс диффузии будет продолжаться до тех пор, пока не восстановится первоначальное значение константы. В результате, содержание кислорода в жидком металле уменьшится — реализуется раскисление.

Для уменьшения (FeO) достаточно подействовать на шлак каким-то сильным восстановителем, например, графитовым порошком  $C_{\text{пор}}$  или порошкообразным ферросилицием,  $FeSi_{\text{пор}}$ . Порошок, в отличие от большого куска, задержится и прореагирует в шлаке. В результате, в шлаке пройдут реакции



Окисленность шлака уменьшится, и начнется диффузия кислорода из жидкого металла в шлак.

Преимущество диффузионного раскисления в том, что данный способ — «чистый», то есть в жидкий металл ничего не вносится и в нем ничего не образуется. Еще один важный положительный момент заключается в том, что в результате диффузионного раскисления формируется шлак с весьма низкой окисленностью (так называемый белый шлак). Если выполнить другие условия (высокая основность шлака и высокая температура в сталеплавильном агрегате) и замешать такой шлак в жидкую сталь, то в ней будут протекать процессы десульфурации. Иначе говоря, диффузионное раскисление готовит жидкую сталь к десульфурации.

Недостаток данного способа раскисления — его большая длительность: ведь после того, как на шлак будет подан порошковый восстановитель, необходимо заставить температуру в агрегате и сделать выдержку 30—40 минут для протекания диффузии атомов кислорода из шлака в металл. Это приведет к увеличению длительности всего процесса и, как следствие, — к снижению удельной производительности агрегата. Поэтому диффузионное раскисление используют достаточно редко, в основном при выплавке высококачественных сталей в электродуговых печах.

### **4.6.3. Раскисление синтетическим шлаком**

Раскисление синтетическим шлаком (СШ) является разновидностью диффузионного раскисления. Способ заключается в следующем: одновременно с выплавкой стали в другом плавильном агрегате готовят СШ, не содержащий оксида железа, то есть шлак, окисленность которого равна нулю. Готовую жидкую сталь выпускают в один сталеразливочный ковш, а СШ — в другой такой же ковш. Затем сталь постепенно переливают в ковш с СШ.

При ударе о слой СШ жидкая сталь разбивается на капли, которые начинают просачиваться сквозь слой шлака. В условиях, когда объем раскисляемого металла уменьшается до капли, а в окружающем эту каплю шлаке отсутствует химически активный кислород, процесс диффузии кислорода из жидкой стали в шлак протекает с очень высокой скоростью, и, пока стальная капля просачивается сквозь слой СШ, она успевает «отдать» ему весь свой кислород.

Обладая преимуществом диффузионного раскисления, данный способ является экономичным, поскольку не приводит к снижению удельной производительности сталеплавильного агрегата, и поэтому в настоящее время широко используется предприятиями металлургической отрасли.

Кроме того, обработка СШ — это универсальный процесс, позволяющий удалять из жидкой стали не только кислород. Действительно, если приготовить низкоокисленный шлак с высокой основностью, то обработка жидких сталей таким СШ при высоких температурах позволит удалить серу, а обработка металла СШ с высокой окисленностью и высокой основностью при относительно низких температурах обеспечит удаление фосфора.

### **4.6.4. Вакуумно-углеродное раскисление**

Данный способ основан на раскисляющем действии углерода, растворенного в жидком металле. Запишем реакцию окисления углерода, растворенного в жидком металле кислородом, растворенным в жидком металле, а также — константу данной реакции



Очевидно, что уменьшение парциального давления угарного газа приведет к смещению реакции вправо — к уменьшению концентрации исходных веществ, в том числе кислорода в жидком металле.

Для того, чтобы реализовать этот способ раскисления, необходимо герметизировать агрегат или ковш со сталью, а затем начать откачку газов из объема над ванной. Однако технически реализовать этот технологический прием достаточно сложно и дорого. В связи с этим в предыдущие десятилетия данный способ раскисления использовался редко и только при выплавке сталей особо высокого качества. В настоящее время доля сталей, подвергаемых вакуумно-углеродному раскислению, существенно увеличилась, и к 2010 году доля сталей, обрабатываемых этим способом, достигла 30 % (в экономически развитых странах).

#### 4.7. Легирование сталей

Легирование — это технологическая операция введения в жидкую сталь легирующих элементов.

Легирующие элементы — это химические элементы, чаще — металлы, специально вводимые в сталь для направленного изменения ее структуры и свойств.

По химическому составу принято делить все стали на нелегированные (углеродистые) и легированные. Легированные стали — это стали, содержащие в своем составе легирующие элементы; соответственно, нелегированные стали — это те, которые не содержат в составе легирующих элементов.

Металлургу-сталеплавильщику важно знать поведение легирующих элементов при выплавке сталей для того, чтобы выплавить сталь нужного состава с минимальными потерями легирующих элементов. Вот почему главная проблема легирования — избежать взаимодействия легирующих элементов с кислородом и свести процессы их окисления к минимуму. Процесс окисления легирующих элементов и их переход в виде оксидов в шлак металлургии называют «угар»,

поэтому кратко можно сказать, что главная проблема легирования — минимизация «угара» легирующих добавок.

В зависимости от степени химического сродства к кислороду все легирующие элементы металлурги делят на две группы. В первую группу входят легирующие элементы, сродство к кислороду которых меньше, чем у железа. К ним относятся никель (Ni), кобальт (Co), медь (Cu), молибден (Mo). В условиях выплавки и разлива сталей легирующие элементы первой группы не окисляются и, следовательно, могут быть введены в сталь в любой удобный для металлурга момент плавки.

Ко второй группе относятся легирующие элементы, химическое сродство которых к кислороду больше, чем у железа. Сюда можно отнести такие элементы как марганец (Mn), хром (Cr), вольфрам (W), ванадий (V), ниобий (Nb), титан (Ti), кремний (Si), алюминий (Al). Исходя из принципа минимизации угара, легирование элементами второй группы проводят либо после раскисления, либо одновременно с раскислением. Общий принцип введения легирующих элементов второй группы таков: чем выше сродство данного элемента к кислороду, тем позднее он вводится в жидкую сталь.

Легирующие добавки могут вводить в сталь в чистом виде, например, так вводят медь, алюминий, никель. Чаще всего легирующие элементы вводят в жидкую сталь в виде сплавов с железом — ферросплавов. Так вводят марганец, хром, ванадий, титан, кремний и многие другие элементы. Некоторые элементы вводят в виде соединений, чаще — окислов: ванадий в виде пятиоксида ванадия  $V_2O_5$ , марганец в виде марганцевой руды, молибден в виде молибдата кальция и др.

Иногда для легирования (и раскисления) используют экзотермические брикеты, которые помещают в сталеразливочный ковш перед выпуском в него жидкой стали. В состав таких брикетов входят порошкообразные раскислители и восстановители (алюминий или магний), окислители (селитра), шлакообразователи, а также соединения, в состав которых входят легирующие добавки (оксиды хрома, оксиды марганца).

Под действием высоких температур окислители и восстановители реагируют между собой, при этом выделяется определенное количество тепла. Шлакообразующие добавки обеспечивают получение неметаллических включений, обладающих свойством несмачиваемости, и поэтому быстро всплывающих в шлак. Одновременно происходит восстановление легирующих элементов и растворение их в жидкой стали. Правильный подбор состава брикетов позволяет экономить достаточно дорогие легирующие добавки.

#### **4.8. Неметаллические включения в сталях**

Неметаллические включения (НВ) — это содержащиеся в сталях соединения металлов с неметаллами. Неметаллические включения в большинстве случаев оказывают отрицательное влияние как на механические (прочность, пластичность, ударная вязкость), так и на физико-химические свойства сталей (электропроводность, магнитная проницаемость, сопротивление коррозии и т.д.). В связи с этим, уменьшение объемной доли НВ и управление характером распределения, формой и размерами НВ — важная задача, стоящая перед металлургами.

Согласно классификации, предложенной А.А. Байковым, все НВ по их происхождению можно разделить на два вида:

1) НВ, возникающие в результате химических реакций, протекающих при производстве сталей. Такие НВ называют эндогенными. Типичным примером эндогенных НВ являются оксиды, возникающие в результате глубинного раскисления;

2) НВ, попадающие в сталь в готовом виде. Такие НВ называют экзогенными. Типичный пример экзогенных НВ — это частицы переработанной шихты, кусочки попавшей в сталь футеровки.

Указанные виды НВ могут взаимодействовать между собой, образуя комплексные соединения.

Неметаллические включения в зависимости от их химического состава принято делить на сульфиды (FeS, MnS и др.), оксиды (FeO, MnO, SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и др.) и нитриды (TiN, ZrN и др.).

Очень часто НВ представляют собой сложные соединения типа силикатов (nFeO·mMnO·pSiO<sub>2</sub>), алюмосиликатов (nMnO·mSiO<sub>2</sub>·pAl<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), шпинелей (FeO·Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>).

Эндогенные НВ образуются в результате взаимодействия растворенных в жидком металле компонентов или уменьшения их растворимости при кристаллизации. Плотность всех НВ меньше плотности стали, и поэтому они стремятся всплыть в шлак. Скорость всплывания зависит от многих факторов: размеров НВ, вязкости жидкого металла, смачиваемости НВ металлом и шлаком, интенсивности движения металла и шлака. Количественно скорость всплывания можно оценить по формуле Стокса

$$v = 0,22gr^2 \cdot \frac{(\rho_{Me} - \rho_{НВ})}{\eta},$$

где  $v$  — скорость всплывания НВ;  $g$  — ускорение свободного падения;  $r$  — радиус НВ;  $\rho_{Me}$  — плотность жидкого металла,  $\rho_{НВ}$  — плотность НВ;  $\eta$  — вязкость жидкого металла.

Таким образом, быстрее будут всплывать крупные и легкие включения в металле с низкой вязкостью.

На скорость всплывания большое влияние оказывают процессы укрупнения НВ: коагуляция (слипание) и коалесценция (слияние с исчезновением поверхности раздела), так как в соответствии с приведенной формулой скорость всплывания пропорциональна квадрату радиуса частицы НВ.

В случае если дисперсность НВ велика (очень мелкие НВ), силы смачивания на границе «включение — жидкий металл» заставляют их эти включения двигаться вместе с металлом. Иногда включение, достигшее шлака, им не смачивается и остается в металле.

Наименее благоприятные условия для удаления НВ создаются в тех случаях, когда эти включения образуются в процессе кристаллизации сталей — по мере снижения температуры вязкость расплава возрастает, а, кроме того, растущие

кристаллы препятствуют всплыванию НВ. В результате часть НВ неизбежно остается в металле. Типичным примером являются оксиды, возникающие в процессе глубинного раскисления. В данном случае главная задача металлурга — обеспечить такую форму и распределение включений в готовом изделии, которые бы снижали качество металлопродукции в минимальной степени.

Количество НВ и особенно их размер в различных сталях и даже отдельных плавках могут сильно различаться. Обычно объемная доля НВ находится в пределах 0,01...0,1 %, а размер — от  $10^{-5}$  до 10 мм и более. Основная масса НВ имеет размер более  $10^{-3}$  мм. Экзогенные НВ практически всегда значительно крупнее эндогенных.

В литых сталях НВ присутствуют либо в виде кристаллов (правильная геометрическая форма), либо в виде глобулей (форма, близкая к сферической).

В результате горячей обработки давлением (ковка, штамповка, прокатка) включения изменяют форму и расположение в зависимости от их свойств. Если НВ пластичны при температуре горячей деформации, то, независимо от их исходной формы в литом металле, они вытягиваются в направлении главной деформации и приобретают нитевидную форму. Так себя ведут сульфиды и силикаты марганца.

Иначе ведут себя включения, которые сохраняют высокую прочность при температуре горячей деформации — НВ сферической формы не деформируются и сохраняют форму сферы после горячей обработки металлов давлением (ОМД). Так, например, ведут себя включения диоксида кремния  $\text{SiO}_2$ . Прочные включения геометрической формы в результате ОМД могут разрушаться на осколки неправильной формы и присутствовать в металле в виде скоплений, строчек, цепочек, вытянутых в направлении главной деформации. Так себя ведут, например, оксид алюминия и нитрид титана.

Размеры НВ и их объемная доля в сталях должны соответствовать требованиям ГОСТ 1778-70 и другой нормативной документации. Загрязненность сталей НВ в соответствии с ГОСТ 1778-70 определяют путем сравнения с эталонными шкалами или подсчетом числа и объемной доли НВ в деформированном и литом металле.

## 4.9. Газы в сталях

В сталях всегда содержатся элементы, которые в обычных условиях являются газами: кислород, водород, азот. Газы могут содержаться в металлах в виде газовых пузырей; соединений — оксидов, гидридов, нитридов; а также в виде атомов или ионов, распределенных между атомами или ионами жидкого металла или внедренных в кристаллическую решетку твердого металла. Газы, даже при содержании в несколько тысячных долей процента, оказывают существенное, в большинстве случаев, неблагоприятное влияние на свойства металлов.

### 4.9.1. Кислород в сталях

Атмосфера большинства сталеплавильных агрегатов является окислительной. При окислительном характере атмосферы некоторое количество кислорода всегда переходит из газовой фазы через шлак в металл. Дополнительными источниками кислорода служат шихтовые материалы, содержащие оксиды железа, например, ржавчина или окалина на поверхности стального лома. Если в шлаке имеется какое-то количество оксидов железа, то по закону Нернста в результате перехода кислорода из шлака в металл между суммарным содержанием оксидов железа в шлаке (FeO) и кислородом, растворенным в металле [O], устанавливается

определенное соотношение  $\frac{(FeO)}{[O]}$ .

Растворимость кислорода в жидком железе с повышением температуры возрастает (рис. 4.1). Если сталь содержит примеси, сродство которых к кислороду больше, чем у железа, то происходит окисление этих примесей, и концентрация кислорода в жидкой стали падает. Если в жидкую сталь специально вводят примеси с химическим сродством к кислороду большим, чем у железа, то такую операцию называют раскислением, а вводимые примеси (марганец, кремний, алюминий и др.) — раскислителями. Раскислителем может являться и углерод, который в период кипения активно реагирует с растворенным в металле кислородом с образованием газа CO. Поэтому в период кипения содержание кислорода определяется не соотношением  $(FeO)/[O]$ , а содержанием углерода в стали (рис. 4.2).

Таким образом, если металл не содержит примесей, то содержание кислорода в нем зависит от окисленности шлака и температуры. Если в металле имеются примеси, то окисленность металла (содержание кислорода в жидком металле) определяется активностью этих примесей. В период кипения окисленность металла определяется содержанием углерода.

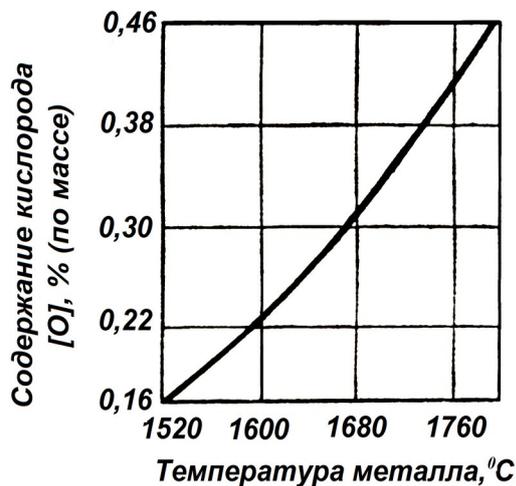


Рис. 4.1. Влияние температуры на растворимость кислорода в жидком железе

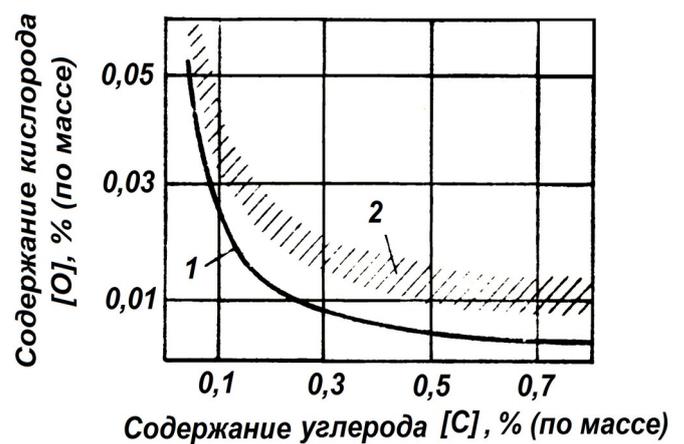


Рис. 4.2. Влияние углерода на окисленность стали в период кипения: 1 — кривая равновесных концентраций  $[C]$  и  $[O]$ ; 2 — концентрации  $[C]$  и  $[O]$ , фактически наблюдаемые в сталеплавильном агрегате в период кипения

#### 4.9.2. Водород в сталях

Атмосфера любого сталеплавильного агрегата содержит некоторое количество водорода или водяных паров. Из атмосферы агрегата водород может переходить в жидкий металл по реакции  $H_2^g \rightarrow 2[H]$ . Константа данной реакции запишется следующим образом

$$K_p = \frac{[H]^2}{\rho H_2^g},$$

а концентрация растворенного в жидком металле водорода при данной температуре

$$[H] = (K_p \cdot \rho H_2^g)^{1/2}.$$

Процесс диссоциации водорода особенно заметен при высоких температурах. Например, в дуговых электропечах в районе горения электрических дуг температура достигает 3000 °С. В таких условиях активно протекает процесс диссоциации газообразного водорода и его растворения в жидком металле.

Водород обладает рядом особенностей по сравнению с атомами других примесей. Во-первых, это самый маленький атом из всех известных веществ, поэтому диффузионная подвижность атомов водорода значительно больше всех других атомов. Во-вторых, атомы водорода, находясь в твердом растворе, ослабляют межатомные связи в решетке железа. В-третьих, водород обладает уникальным свойством увеличивать свою концентрацию в микрообъемах металла с повышенным уровнем внутренних напряжений (свойством восходящей диффузии). В результате резко возрастает вероятность образования микротрещин, особенно в процессе ускоренного охлаждения металла (например, при закалке). Поскольку парциальное давление водорода в полости образовавшейся трещины равно нулю, атомы водорода быстро перемещаются из металла в полость трещины. Там происходит их молизация, и образовавшийся газообразный водород своим внутренним давлением может раскрыть микротрещину до весьма значительных размеров. Такие холодные трещины, главной причиной появления которых явилось повышенное содержание водорода в стали, называют флокенами.

Вообще, проблема водородной хрупкости сталей многообразна и все еще далека от своего окончательного решения. Вот почему вопросам удаления водорода из жидких сталей уделяется особое внимание.

В промышленных условиях для снижения содержания атомарного водорода в сталях рекомендуют проводить следующие мероприятия:

1) вакуумная обработка жидкого металла.

При уменьшении парциального давления газообразного водорода над ванной расплава атомарный водород, растворенный в металле, начинает диффундировать из жидкого металла в атмосферу.

2) организация кипения ванны.

В период кипения в ванне сталеплавильного агрегата образуется огромное количество пузырьков оксида углерода CO. Парциальное давление водорода в пузырьке CO близко к нулю, поэтому пузырьки CO по отношению к водороду являются вакуумными микрокамерами. Атомы водорода и других газов стремятся попасть в пузырек CO. Там они превращаются в газ (молизируются) и вместе с пузырьком CO покидают ванну.

3) продувка инертным газом.

Самым доступным инертным газом в настоящее время является аргон. Парциальное давление водорода в пузырьке аргона равно нулю, поэтому атомы водорода стремятся попасть в пузырек аргона и вместе с ним уносятся в атмосферу.

Одновременно с дегазацией при продувке ванны инертным газом происходит перемешивание металла, которое способствует выравниванию температуры и состава жидкого металла.

4) добавление гидридообразующих элементов.

Некоторые металлы (например, цирконий) вступают в реакцию с атомами водорода, образуя дисперсные, химически прочные соединения — гидриды. При образовании гидридов концентрация водорода, растворенного в металле, уменьшается.

5) выдержка закристаллизовавшегося металла при высоких температурах.

При кристаллизации металла растворимость водорода в нем скачкообразно снижается (рис. 4.3). Если закристаллизовавшийся стальной слиток выдержать

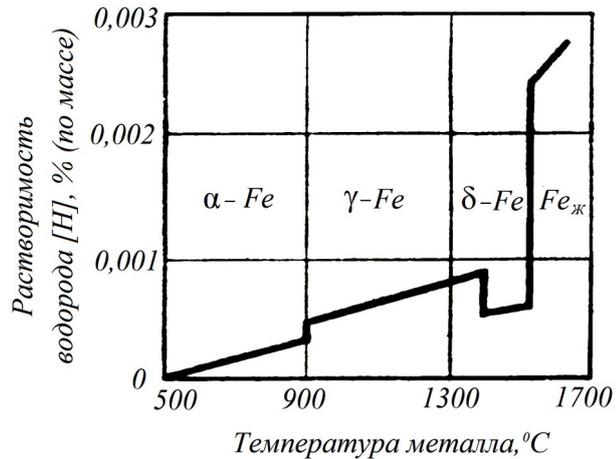


Рис. 4.3. Влияние температуры на растворимость водорода в железе

определенное время при высокой температуре, то вследствие высокой диффузионной подвижности атомов водорода его содержание в металле снизится в несколько раз. Из слитков небольшого сечения водород удаляется почти полностью. Чем больше масса слитка, тем сложнее организовать удаление водорода данным способом — необходимы более высокие температуры и более длительные выдержки. Для очень массивных слитков (массой до 30 тонн и более) этот способ не дает необходимого эффекта.

#### 4.9.3. Азот в сталях

Закономерности растворения азота в сталях такие же, как и в случае водорода:

$$K_p = \frac{[N]^2}{\rho N_2^r}, \quad [N] = (K_p \cdot \rho N_2^r)^{1/2}.$$

При обычных температурах сталеварения (1500...1600 °C) интенсивность растворения азота в жидком металле невелика. Однако при высоких температурах (выше 2500 °C), например, в зоне горения электрических дуг в электропечах или в зоне контакта кислородной струи с металлом, при продувке ванны кислородом происходит диссоциация газообразного азота, и процесс растворения азота в жидкой стали резко интенсифицируется.

Поскольку размер атома азота больше, чем атома водорода, скорость диффузии атомарного азота в металле значительно ниже. Даже при обработке вакуумом удаление азота происходит достаточно медленно.

В сталях с повышенным содержанием азота в процессе эксплуатации происходит медленное, постепенное снижение пластичности и ударной вязкости (так называемое «старение» сталей). Это явление особенно опасно, если стальные конструкции эксплуатируются при низких климатических температурах.

Мероприятия, обеспечивающие получение сталей с минимальным содержанием азота:

- 1) использование чистых по азоту шихтовых материалов;
- 2) организация кипения ванны;
- 3) продувка ванны инертным газом;
- 4) обработка металла вакуумом;
- 5) введение в сталь нитридообразующих элементов (алюминия или ванадия);
- 6) использование для продувки чистого по азоту кислорода.

## **Глава 5. Классификация и маркировка сталей**

Получаемые тем или иным способом стали чрезвычайно разнообразны по химическому составу и свойствам. В настоящее время число марок выплавляемых в мире сталей доходит до 10 тысяч.

Набором марок сталей в стандартах весь используемый диапазон свойств перекрыт многократно, и поэтому в настоящее время общая тенденция заключается в сокращении числа марок используемых сталей. Если в ГОСТ 4543 представлены 85 марок сталей, то в аналогичном японском стандарте — 40 марок; в США за последние годы из стандарта изъято 92 марки. Вводить новые марки имеет смысл только при появлении сталей с новым принципом упрочнения, обеспечивающим высокую технологичность изготовления заготовок и деталей, а также — высокую надежность получения заданного уровня характеристик механических и физико-химических свойств.

Для того, чтобы ориентироваться в этом множестве сталей необходимо как минимум уметь классифицировать используемые стали и знать их маркировку. При этом следует отметить, что единой мировой системы классификации и маркировки сталей в настоящее время нет.

### 5.1. Классификация сталей

В России приняты следующие основные виды классификации сталей:

1) по способу выплавки (способу производства).

По способу производства различают: бессемеровскую, томасовскую, кислородно-конвертерную, электросталь.

2) по металлургическому качеству.

Классификационным признаком является суммарное содержание основных вредных примесей — серы и фосфора. В соответствии с данной классификацией все стали делят на 4 класса (табл. 5.1).

Таблица 5.1

Содержание фосфора и серы в сталях различного металлургического качества

Класс стали	фосфор,	сера,	фосфор +сера,
	% масс.	% масс.	% масс
	не более		
Сталь обыкновенного качества	0,040	0,050	0,090
Качественная сталь	0,035	0,035	0,070
Высококачественная сталь	0,025	0,025	0,050
Особовысококачественная сталь	0,025	0,015	0,040

Стали обыкновенного качества могут быть только углеродистыми (нелегированными). Стали других классов могут относиться к любым группам по степени легированности.

3) по химическому составу.

По химическому составу все стали принято делить на два класса: стали, не содержащие в своем составе легирующих элементов — углеродистые

(нелегированные) и стали, в составе которых легирующие элементы имеются. Такие стали называют легированными.

В свою очередь, углеродистые стали делят на три группы по содержанию углерода: низкоуглеродистые (содержание углерода менее 0,30 %), среднеуглеродистые (содержание углерода от 0,30 до 0,65 %) и высокоуглеродистые (содержание углерода более 0,65 %).

Легированные стали разделяют на три группы по суммарному содержанию легирующих элементов: низколегированные (суммарное содержание легирующих не более 2,5 %), легированные или среднелегированные (суммарное содержание легирующих от 2,5 до 10 %) и высоколегированные с содержанием легирующих добавок более 10 %, при содержании в них железа не менее 45 %. Кроме того, все легированные стали, также как и нелегированные, делят на три группы по содержанию углерода. В соответствии с такой классификацией, низколегированная сталь может быть низко-, средне- и высокоуглеродистой.

Таким образом, по химическому составу все легированные стали можно разбить на 9 групп.

4) по характеру кристаллизации в изложнице.

Данная классификация относится только к сталям обыкновенного качества. По характеру кристаллизации в изложнице стали обыкновенного качества принято делить на три класса: кипящие (кп), полуспокойные (пс) и спокойные (сп).

Характер кристаллизации сталей в изложнице зависит от степени их раскисленности — чем полнее раскислена сталь, тем спокойнее кристаллизуется слиток.

Сталь, раскисленная только ферромарганцем, содержит в своем составе достаточно большое количество кислорода. При разливке по изложницам кислород, растворенный в жидкой стали, реагирует с углеродом по реакции



Пробулькивание большого количества пузырьков угарного газа CO создает иллюзию кипения стали в изложнице. Вот почему такую сталь называют кипящей.

Сталь, раскисленная ферромарганцем и ферросилицием, содержит меньшее количество кислорода, поэтому при разливке реакция образования угарного газа протекает менее интенсивно. Количество пузырьков СО значительно меньше. Такую сталь называют полуспокойной.

Сталь последовательно раскисленная ферромарганцем, ферросилицием и алюминием, содержит минимальное количество кислорода, и реакция образования угарного газа в изложнице не протекает. Такая сталь называется спокойной.

Кипящие, полуспокойные и спокойные стали различаются по содержанию кремния. В составе кипящих сталей содержание кремния не превышает 0,07 %, полуспокойные стали содержат кремния от 0,05 до 0,17 %, в спокойных сталях содержание кремния от 0,12 до 0,30 %.

5) по назначению.

В самом простом случае все стали по назначению можно разделить на два класса: конструкционные и инструментальные.

Конструкционной называют сталь, применяемую для изготовления различных деталей машин, механизмов и конструкций в машиностроении и строительстве.

В свою очередь, конструкционные стали подразделяют на строительные, машиностроительные и стали и сплавы с особыми свойствами: теплоустойчивые, жаропрочные, жаростойкие, коррозионностойкие и др.

Инструментальной называют сталь, применяемую для изготовления различных видов инструмента — режущего, штампового и измерительного.

Внутри указанной классификации существуют более узкие подразделения сталей как по назначению, так и по свойствам.

## **5.2. Маркировка сталей в России**

В основу Российской маркировки сталей положена их классификация по металлургическому качеству. Кроме того, используют классификации сталей по химическому составу и по назначению.

### **Маркировка сталей обыкновенного качества**

Стали обыкновенного качества маркируют буквами «Ст», за которыми следует цифра, указывающая порядковый номер стали в данной группе: Ст0, Ст1, Ст2, Ст3, Ст4, Ст5, Ст6.

Углеродистые стали обыкновенного качества (ГОСТ 380-94) в зависимости от назначения и гарантируемых при поставке свойств разделяют на три группы: А, Б, и В. Группы поставки «Б» и «В» указывают впереди марки. Группа поставки «А» в обозначении марки не указывается.

Стали группы «А» поставляют с регламентированными механическими свойствами. При этом их химический состав не нормируется. В связи с этим, стали группы поставки «А» применяют в конструкциях, узлы которых не могут подвергаться горячей обработке давлением, термической обработке и сварке.

Стали группы «Б» поставляют по регламентированному химическому составу, без гарантии механических свойств. Такие стали применяют для изделий, подвергаемых горячей обработке.

Стали группы «В» поставляют с регламентированными химическим составом и механическими свойствами. Как правило, такие стали применяют для изготовления сварных конструкций.

Для обозначения степени раскисления после номера марки записывают индекс «кп», если сталь кипящая; «пс» — если сталь полуспокойная или «сп» — если сталь спокойная. Полуспокойные стали могут иметь повышенное содержание марганца (до 1,2 %). Тогда после номера стали записывается буква «Г».

Кроме того, каждая марка стали может иметь различную категорию в зависимости от количества нормируемых показателей химического состава и механических свойств. Категория обозначается числом от «1» до «5» после индекса, обозначающего степень раскисления. Чем выше категория, тем большее число показателей нормируется.

Так, ВСт3сп5 означает, что это сталь Ст3, группы поставки В, спокойная, категории 5.

### **Маркировка качественных сталей**

Все качественные стали принято делить по химическому составу на углеродистые (нелегированные) и легированные. В свою очередь, и углеродистые, и легированные стали разделяют по назначению на конструкционные и инструментальные. В соответствии с данной классификацией различают 4 группы качественных сталей, маркировка которых рассмотрена ниже.

#### 1. Маркировка качественных углеродистых конструкционных сталей.

Качественные углеродистые конструкционные стали обозначают двухзначным числом, указывающим среднее содержание углерода в сотых долях процента: 05, 08, 10, 15, 20, 25, 30, 35, 40, 45, 50, 55, 60, 65. Для не полностью раскисленных сталей в обозначение добавляют индексы: кп — кипящая сталь, пс — полуспокойная сталь, например, 15кп, 20пс. Поскольку качественные стали в основном спокойные, то для спокойных сталей индекс не указывают.

#### 2. Маркировка качественных углеродистых инструментальных сталей.

Качественные углеродистые инструментальные стали обозначают буквой «У» и следующей за ней цифрой, указывающей среднее содержание углерода в десятых долях процента: У7, У8, У9, У10, У11, У12, У13.

#### 3. Маркировка качественных легированных конструкционных сталей.

В легированных сталях основные легирующие элементы обозначают буквами: А (в середине марки) — азот, Б — ниобий, В — вольфрам, Г — марганец, Д — медь, Е — селен, К — кобальт, М — молибден, Н — никель, П — фосфор, Р — бор, С — кремний, Т — титан, Ф — ванадий, Х — хром, Ц — цирконий, Ю — алюминий.

Цифрами после буквы в обозначении марки показывают примерное содержание легирующего элемента, округленное до целого числа. При среднем содержании легирующего элемента менее 1,5 % цифру за буквой не записывают. Среднее содержание углерода указывается в начале марки в сотых долях процента.

Например, сталь марки 12Х2Н4 классифицируется как качественная, низкоуглеродистая, легированная (среднелегированная) конструкционная сталь со средним содержанием углерода 0,12 %; средним содержанием хрома примерно 2 % и средним содержанием никеля приблизительно 4 %.

Сталь марки 35ГС классифицируется как качественная, среднеуглеродистая низколегированная конструкционная сталь со средним содержанием углерода 0,35 % и примерным средним содержанием марганца и кремния менее 1,5% каждого элемента в отдельности.

Записанная в начале марки буква «А» указывает на то, что данная сталь является автоматной повышенной обрабатываемости, например, А35Г2. Индекс «АС» в начале марки показывает, что сталь автоматная с добавлением свинца, например, АС35Г2.

#### 4. Маркировка качественных легированных инструментальных сталей.

Легирующие элементы обозначают также как и в случае конструкционных сталей. Если углерода в стали данной марки менее 1 %, то его указывают в начале марки цифрой, обозначающей его среднее содержание в десятых долях процента. Если же содержание углерода в легированной инструментальной стали 1 % и более, то его не указывают.

Так, сталь марки 9ХС — качественная, высокоуглеродистая низколегированная инструментальная сталь со средним содержанием углерода 0,9 % и средним содержанием хрома и кремния менее 1,5 % каждого элемента в отдельности.

Сталь марки ХВГ — качественная, высокоуглеродистая легированная инструментальная сталь со средним содержанием углерода более 1 % и средним содержанием хрома, вольфрама и марганца менее 1,5 % каждого элемента в отдельности.

#### **Маркировка высококачественных и особовысококачественных сталей**

Высококачественную сталь маркируют аналогично качественным сталям. Единственным отличием является буква «А» в конце марки, например, 30ХГСА, 40ХН2МА.

Особовысококачественную сталь получают методами специальной очистки (рафинирования) от атомов примесей и неметаллических включений. Для этого

используют различные методы переплава слитков, полученных в традиционных сталеплавильных агрегатах — конвертерах, мартеновских или электродуговых печах: электрошлаковый переплав (ЭШП или Ш), вакуумно-дуговой переплав (ВДП), электрошлаковый с последующим вакуумно-дуговым (ШВД). Поэтому для обозначения особовысококачественной стали в конце марки через дефис указывают соответствующие индексы, например: 18Х2Н4В-ЭШП, 03Х11Н10М2Т-ВДП, 40Х5МФ-ШВД.

### **Некоторые особые случаи маркировки Российских сталей**

В некоторых случаях система маркировки отличается от принятой. Так, шарикоподшипниковую сталь маркируют следующим образом: в начале марки записывают букву «Ш», содержание углерода не указывают, содержание хрома записывают в десятых долях процента, другие легирующие элементы указывают обычным порядком, например: ШХ6, ШХ9, ШХ12, ШХ15, ШХ20СГ.

В марках быстрорежущих сталей вначале записывают букву «Р», за ней следует цифра, указывающая среднее содержание вольфрама. Во всех быстрорежущих сталях содержится около 4 % хрома, поэтому его в марке не указывают. Ванадий, содержание которого в различных марках колеблется в пределах от 1 до 5 %, указывается в марке, если его содержание 2,0 % и более. Содержание углерода в марках быстрорежущих сталей не указывается.

Например, быстрорежущая сталь состава 0,7...0,8 % С, 3,8...4,4 % Cr, 17...18,5 % W, 1,0...1,4 % V обозначается маркой Р18, а сталь состава 0,95...1,05 % С, 3,8...4,4 % Cr, 5,5...6,0 % W, 4,6...5,2 % Мо, 1,8...2,4 % V, 7,5...8,5 % Со обозначается как Р6М5Ф2К8.

Маркировка жаропрочных и жаростойких сплавов на железоникелевой и никелевой основе состоит только из буквенных обозначений элементов, за исключением никеля, после которого указывается цифра, показывающая его среднее содержание в процентах. Например, сплав состава 0,12 % С, 14...16 % Cr, 34...38 % Ni, 1,1...1,4 % Ti, 2,8...3,5 % W, Fe — основа — обозначается как ХН35ВТ. Сплав состава 0,07 % С, 19...22 % Cr, 2,4...2,8 % Ti, 0,6...1,0 % Al; не более 4,0 % Fe; остальное — Ni обозначается как ХН77ТЮР.

Сталь, применяемая для изготовления отливок, обозначается буквой «Л» в конце марки, например, 20ХФЛ, 40ХЛ.

Наглядность и простота Российской маркировки выгодно отличает ее от систем маркировок, используемых в других странах.

## **Глава 6. Конвертерное производство сталей**

### **6.1. Конвертерные процессы с донным воздушным дутьем**

Массовое производство сталей в жидком состоянии (так называемых литых сталей) началось в 1855 г. после того, как английский изобретатель Генри Бессемер предложил использовать тепло, выделяющееся в результате процессов окисления примесей, и в первую очередь — кремния, для дополнительного разогрева материалов, находящихся в сталеплавильном агрегате. Бессемеровский агрегат, который впоследствии был назван конвертером, представлял собой сосуд грушевидной формы со скошенной горловиной и кислой — динасовой (более 96 %  $\text{SiO}_2$ ) футеровкой. В конвертер заливали жидкий чугун и продували его воздухом в течение 10—15 минут через фурмы, расположенные в днище конвертера. Тепло, выделяющееся при окислении примесей, обеспечивало разогрев стали до температуры выпуска 1580...1600 °С.

По ходу продувки можно выделить 3 периода бессемеровской плавки, которые различаются как по внешним проявлениям, так и по протекающим в это время химическим процессам. Первый период (первые 5 минут от начала продувки) характерен тем, что из горловины конвертера вырывается столб искр. В это время интенсивно протекают экзотермические реакции окисления примесей, и температура в конвертере повышается примерно на 200...250 градусов. Вторым периодом (с шестой по десятую минуту продувки) — столб искр сменяется пламенем. В этот период активно протекают процессы окисления углерода, чугун постепенно превращается в сталь, температура в конвертере повышается еще на 50...100 градусов. Третий период — пламя сменяется бурным дымом, то есть начинается активное окисление железа. Период нежелательный, при первых признаках

появления дыма продувку воздухом прекращают, конвертер наклоняют и выпускают готовую сталь в ковш вместе со шлаком, одновременно проводят раскисление стали.

В 1878—1879 гг. англичанин Сидней Томас модернизировал конвертер Бессемера, заменив кислую футеровку на основную — доломитовую ( $\text{CaO}\cdot\text{MgO}$ ), что позволило перерабатывать в сталь высокофосфористые чугуны западной Европы.

Для второй половины XIX века эти изобретения, несомненно, были революционными. Тем не менее, следует отметить ряд недостатков, присущих бессемеровскому и томасовскому процессам:

- 1) высокое содержание в сталях фосфора и серы, особенно в сталях полученных бессемеровским способом;
- 2) насыщенность сталей азотом;
- 3) невозможность получения легированных сталей;
- 4) невозможность переработки стального лома.

Дальнейшее развитие конвертерных процессов, по сути, было направлено на устранение этих недостатков. Во второй половине XX века широкое распространение получил кислородно-конвертерный процесс, который позволил устранить указанные недостатки бессемеровского и томасовского процессов и получать качественные стали из чугунов любого химического состава с добавкой в шихту стального лома.

## **6.2. Кислородно-конвертерный процесс**

Кислородно-конвертерный процесс (ККП) — это выплавка сталей из жидкого чугуна с добавкой стального лома (скрапа) в конвертере с основной футеровкой и продувкой кислородом сверху через водоохлаждаемую фурму. Первые опыты по продувке чугуна кислородом были проведены в СССР в 1933 г. Первая промышленная кислородно-конвертерная сталь была получена в 1952—1953 гг. в Австрии на заводе, расположенном между городами Линц и Донавиц. Поэтому в

западноевропейских странах этот процесс называют *LD*-процессом. В США и Японии данный процесс называют *BOF* (*Basic Oxygen Furnace* — основная кислородная печь).

В 1960 г. доля кислородно-конвертерной стали составила 4 % ее мирового производства, в 1970 г. — 41 %, а в 1998 г. — 62 %, то есть в течение 40 лет ККП стал основным способом производства сталей. Причины такого быстрого распространения ККП объясняются его несомненными преимуществами перед другими способами массовой выплавки сталей. Эти преимущества следующие:

- 1) устранены все недостатки конвертерных процессов с донным воздушным дутьем (бессемеровский и томасовский процессы);
- 2) самая высокая удельная производительность агрегата;
- 3) более низкие капитальные затраты и расходы по переделу;
- 4) возможность полной автоматизации и компьютеризации процесса.

**Устройство кислородного конвертера.** Кислородный конвертер представляет собой цилиндро-конический сосуд (рис. 6.1). Конвертер имеет стальной кожух 1 (броню), жестко закрепленный в опорном кольце 5. Две цапфы опорного кольца, закрепленные в опорных подшипниках, позволяют конвертеру поворачиваться вокруг горизонтальной оси на угол  $360^\circ$  в любую сторону. Это необходимо для осуществления различных технологических операций: завалки лома, заливки чугуна, а также выпуска стали и шлака. Конвертер имеет двухслойную футеровку: арматурный слой, примыкающий к кожуху, толщиной 100...250 мм, выполнен из магнезитового кирпича; внутренний — рабочий слой, контактирующий с жидкой сталью, толщиной 500...750 мм, выполнен из смолодоломитового или смоломагнезитового кирпича. Наиболее высокую стойкость имеет рабочий слой, выполненный из периклазоуглеродистых кирпичей.

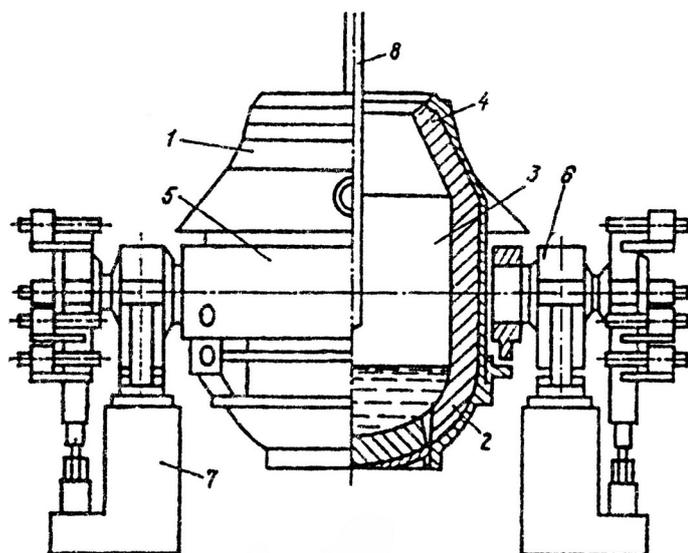


Рис. 6.1. Общее устройство кислородного конвертера:

- 1 — корпус; 2 — футеровка; 3 — рабочее пространство; 4 — горловина; 5 — опорное кольцо; 6 — опорный подшипник; 7 — станина;  
8 — кислородная фурма

Конвертер имеет стационарное (несъемное) днище сферической или сфероконической формы, летку для выпуска готовой стали, устройство для отсечки шлака от стали при выпуске.

Подачу кислорода в конвертер осуществляют с помощью кислородной фурмы 8. Механизм движения фурмы заблокирован с механизмом вращения конвертера, поэтому его невозможно повернуть, если перед этим не удалить фурму из конвертера.

**Кислородная фурма.** Кислород вдувают с помощью кислородной фурмы, которую вводят в конвертер сверху по центру. Фурма — это три концентрически расположенные стальные трубы: по центральной трубе поступает кислород, по двум другим циркулирует охлаждающая вода. На нижнем конце фурмы расположена сменная водоохлаждаемая головка (рис. 6.2). Головку сваривают из медных штампованных деталей. В ней имеется от 3 до 7 веерообразно расположенных отверстий специального профиля, так называемых сопел Лаваля. Скорость истечения кислорода из такого сопла выше скорости звука.

**Режим дутья.** Режим дутья оказывает решающее влияние на длительность продувки, интенсивность шлакообразования, стойкость футеровки и качество

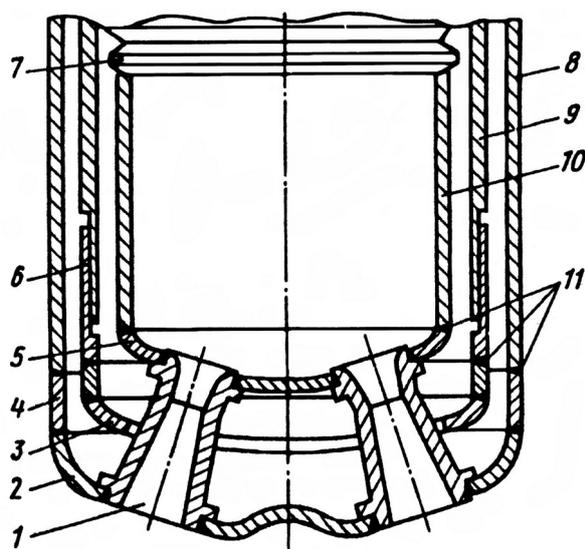


Рис. 6.2. Головка кислородной фурмы:

1 — сопло Лавалья (медь);

2 — наружная тарелка (медь);

3 — распределитель воды; 4 — стальной патрубок; 5 — внутренняя тарелка;

6 — телескопическое соединение;

7 — компенсатор;

8, 9, 10 — стальные трубы;

11 — места сварки при смене головки

выплавляемой стали. Параметры дутья: скорость истечения кислорода примерно 500 м/с, давление кислорода в фурме не менее 1 МПа, расход кислорода на 1 т стали 50...55 м<sup>3</sup>, интенсивность подачи кислорода 4...5 м<sup>3</sup>/т. мин, чистота кислорода не менее 99,5 %. Средняя продолжительность продувки 10—15 мин.

Особое значение имеет высота расположения фурмы, которую можно изменять в пределах от 0,8 до 3,3 м от зеркала жидкого металла в спокойном состоянии. Известны 3 основных режима продувки в зависимости от высоты расположения фурмы. Первый режим — это поверхностный обдув или «мягкая продувка», при котором высота фурмы над зеркалом металла не менее 3 м. В таком режиме кинетической энергии струи кислорода недостаточно для проникновения вглубь жидкого чугуна, и кислород распределяется в поверхностном слое. Режим «мягкой продувки» используют для быстрого формирования шлака и повышения его окисленности.

Второй режим — это режим «жесткой продувки». В этом случае высота расположения фурмы над шлако-металлической ванной не более 1 м. Основная масса кислорода уходит вглубь металла, в результате окисленность металла возрастает, и создаются условия для протекания реакций окисления углерода.

Третий режим реализуется в период кипения, когда интенсивность процессов окисления углерода резко возрастает — большое количество пузырьков СО вспенивает ванну, и фурма оказывается погруженной в газо-шлако-металлическую эмульсию. Этот режим продувки называют «продувка в режиме заглубленной струи». Уровень ванны в это время достигает горловины конвертера, и задача оператора — не допустить взрывообразного течения реакции окисления углерода и выброса эмульсии из конвертера. Это достигается за счет уменьшения удельного расхода кислорода или увеличения высоты расположения фурмы.

### **6.3. Технология кислородно-конвертерной плавки**

Технологический цикл ККП состоит из следующих операций (рис. 6.3):

1) завалка скрапа. Конвертер наклоняют и по лотку загружают сначала добавки — известь и плавиковый шпат, а затем стальной лом (сначала легковесный, а затем — тяжеловесный). Чтобы шихта на днище конвертера распределилась равномерно, его отклоняют в сторону, противоположную завалке. Длительность операции 3—5 минут.

2) заливка чугуна. Заливку чугуна осуществляют в один прием из ковша-чугуновоза. Предварительно из ковша скачивают шлак для уменьшения поступления серы в конвертер. Длительность операции 3—5 минут.

3) продувка кислородом. Конвертер устанавливают вертикально, опускают в него фурму и подают кислород. Сначала ведут «мягкую продувку» с высоким положением фурмы с целью быстрого формирования шлака и повышения его

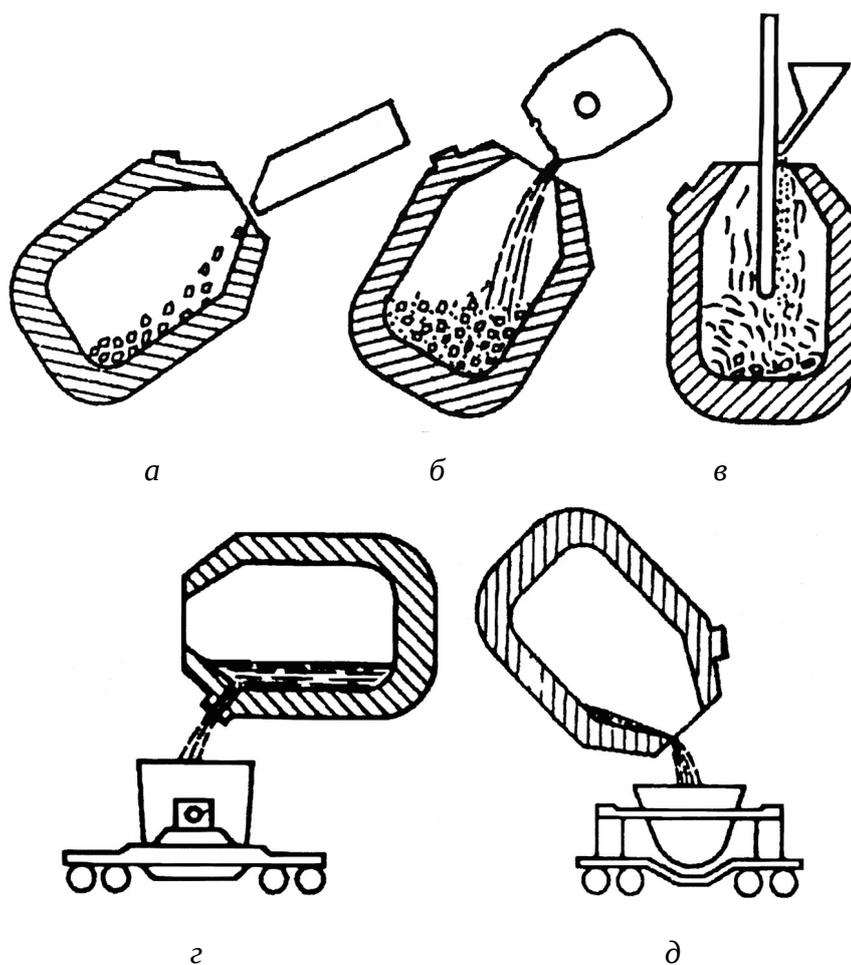


Рис. 6.3. Основные технологические операции кислородно-конверторной плавки: а — завалка скрапа с помощью лотка; б — заливка чугуна; в — продувка и подача шлакообразующих добавок; г — выпуск жидкой стали; д — слив шлака

окисленности, а затем уменьшают высоту расположения фурмы для интенсификации кипения. Общая длительность операции составляет от 10 до 25 минут и зависит, главным образом, от интенсивности подачи кислорода. Во время первой половины продувки из расположенного сверху бункера порциями подают известь для повышения основности шлака и плавиковый шпат для поддержания его жидкотекучести. Момент окончания продувки определяют либо по количеству израсходованного кислорода и по цвету пламени, либо по результатам измерения температуры в конвертере и определения содержания углерода в стали.

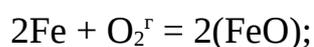
Если температура стали в конвертере в норме, а содержание углерода выше нормы, — проводят кратковременную додувку; если содержание углерода ниже нормы — вводят графитовый порошок или кусочки графитовых электродов (так называемый графитовый бой). В тех случаях, если содержание углерода в норме, а температура выше нормы — вводят охладители. Лучшим охладителем является холодная кусковая сталь того же состава, что и жидкая сталь в конвертере; если же температура ниже нормы — проводят кратковременную додувку.

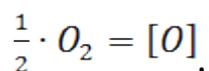
4) выпуск стали осуществляют через стальную летку в сталеразливочный ковш. Операцию выпуска совмещают с раскислением сталей. Раскисление проводят осаждающим способом. Подачу раскислителей начинают при заполнении ковша на одну четверть, а заканчивают при его заполнении на три четверти. Длительность операции выпуска с одновременным раскислением 5—10 минут.

5) слив шлака производят в шлаковую чашу через горловину конвертера, повернув его в противоположную от стальной летки сторону.

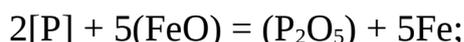
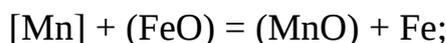
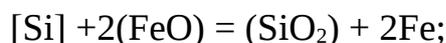
6) осмотр и подготовка конвертера к следующей плавке сводится к осмотру и ремонту футеровки, который чаще всего заключается в нанесении шлакового гарниссажа.

**Изменение химического состава металла по ходу продувки.** С самых первых секунд продувки в реакционном кратере активно протекают реакции окисления





Кислород, растворенный в жидком металле и шлаке, окисляет кремний, марганец, фосфор, а затем и углерод



### Анализ

данных,

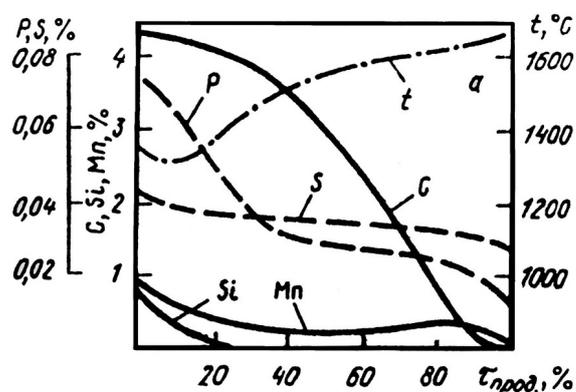
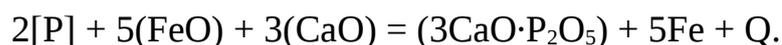


Рис. 6.4. Изменение состава металла по ходу кислородно-конвертерной плавки

представленных на рис. 6.4, говорит о том, что практически весь кремний окисляется в первую четверть продувки, а большая часть марганца и фосфора окисляется в первую треть продувки. В конце продувки может происходить частичное восстановление марганца. Благодаря быстрому формированию шлака с высокой окисленностью и высокой основностью, фосфор, окислившийся до  $P_2O_5$ , связывается в химически прочное соединение — трифосфат кальция, что и обеспечивает быструю дефосфорацию



Коэффициент распределения фосфора  $L = \frac{(P_2O_5)}{[P]}$  в условиях ККП весьма высок

и достигает 50—100.

После того, как в результате экзотермических реакций окисления примесей температура в конвертере повысится с 1200 до 1400 °С, активизируются процессы окисления углерода.

Сера в ходе ККП удаляется лишь частично. Небольшая ее часть окисляется кислородом дутья и удаляется в виде SO<sub>2</sub>. Остальная сера распределяется между сталью и шлаком. Коэффициент распределения серы при ККП невелик и составляет

$$L = \frac{(FeS)}{[S]} = 2 - 6.$$

Объясняется это тем, что при ККП невозможно обеспечить формирование шлака с низкой окисленностью, поэтому чаще всего окончательный состав и температуру кислородно-конвертерных сталей обеспечивают доводкой в ковшах методами ковшовой металлургии.

#### **6.4. Современные разновидности конвертерных процессов**

В настоящее время все конвертерные процессы, которых насчитывается несколько десятков, можно разделить на 3 группы.

К первой группе относят процессы с верхней кислородной продувкой. Наиболее распространенным процессом, относящимся к этой группе, безусловно, является описанный выше одношлаковый кислородно-конвертерный (или *LD*) процесс. Его отличают технологическая гибкость и быстрое шлакообразование. К недостаткам этого процесса следует отнести высокую окисленность шлака, невозможность глубокой десульфурации, опасность переокисления металла, бурное протекание реакций, недостаточное перемешивание ванны.

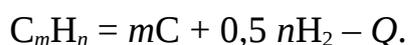
Еще одной, довольно распространенной (особенно в странах западной Европы) разновидностью процесса с верхней кислородной продувкой является процесс *OLP* (Франция) или *LD-AC* (Германия), предназначенный для переработки высокофосфористых чугунов, содержание фосфора в которых может достигать 2 %. Особенность данного процесса в том, что вместе с кислородом через фурму вдувают измельченную известь. Благодаря этому резко ускоряется формирование высокоосновного шлака, и процесс дефосфорации активно проходит с самых первых секунд продувки.

Для дополнительного ускорения шлакообразования в конвертере оставляют часть шлака предыдущей плавки. Процесс включает два периода, разделенных промежуточным скачиванием высокофосфористого шлака. В первый период продувку ведут до тех пор, пока содержание фосфора в металле не снизится с 2,0 до 0,2 %; содержание углерода в металле при этом снижается до 0,6...1,0 %. Затем продувку останавливают, скачивают высокофосфористый шлак, содержащий до 20 %  $P_2O_5$  (затем его используют в качестве удобрения), добавляют в конвертер скрап или железную руду и проводят второй период продувки до заданного содержания углерода в металле. Содержание фосфора в металле при этом снижается еще примерно в 10 раз, и таким образом готовая сталь содержит не более 0,02 % фосфора.

Благодаря быстрому формированию высокоосновного шлака происходит более успешная, чем при обычном ККП, десульфурация.

Ко второй группе конвертерных процессов относят процессы с донной кислородной продувкой. Наиболее широко используемым процессом второй группы является процесс *ОВМ*, разработанный в Германии в 1967—1968 гг. Следует отметить, что впервые кислородная продувка чугуна была опробована 9 мая 1945 г. в СССР на одном из бессемеровских конвертеров Чусовского металлургического завода. Эти опыты показали, что в придонной зоне конвертера вследствие активного протекания процессов окисления примесей развиваются чрезвычайно высокие температуры, и футеровка днища очень быстро выходит из строя.

Для охлаждения реакционной зоны и защиты днища от быстрого разрушения в современных конвертерах этого типа вдувание кислорода осуществляют в оболочке из углеводородов: природного газа  $CH_4$ , пропана  $C_3H_8$  или жидкого топлива. В контакте с жидким металлом углеводороды разлагаются с поглощением теплоты



Преимуществами данного процесса являются низкая окисленность металла и шлака, спокойное течение реакций, хорошее перемешивание ванны. К недостаткам

процесса следует отнести замедленное шлакообразование и пониженный расход лома.

Третья группа — это комбинированные конвертерные процессы. Наиболее распространены комбинированные процессы с продувкой кислородом сверху и подачей инертного газа снизу. Типичным примером является *LBE*-процесс, разработанный совместно фирмой *APBED* (Люксембург) и институтом *IRSID* (Франция). Нижнюю продувку инертных газов осуществляют через пористые огнеупорные блоки, а кислород для дожигания  $CO$  до  $CO_2$  подают через верхний ярус двухъярусной фурмы. Известен также процесс *LD-OTB*, разработанный японской фирмой «*Kobe Steel*», в котором продувку инертным газом (аргоном или азотом) осуществляют через донные фурмы.

Разработаны и другие разновидности комбинированных процессов, например, процесс с верхней и донной подачей кислорода (процесс  $\Phi$ -ИЧМ, 1958 г., СССР), который сочетает в себе обычный ККП и ОБМ; процессы с увеличенной долей лома в шихте (К-ОБМ, К-ВОР), позволяющие в широких пределах изменять соотношение жидкого чугуна и лома в шихте (до 100 % лома); процессы с предварительным подогревом лома и др.

### **6.5. Устройство конвертерного цеха**

Современный конвертерный цех состоит из нескольких отделений (пролетов), главными из которых являются: шихтовое отделение, которое необходимо для приема жидкого чугуна из доменных печей и скрапа; конвертерное отделение, в котором установлены один, два или три конвертера и отделения непрерывной разливки стали. Довольно часто в старых конвертерных цехах имеется миксерное отделение, в котором установлен миксер — отапливаемый мазутом или газом футерованный сосуд большой емкости (600...2000 т) для накопления жидкого чугуна, а также — выравнивания его по химическому составу и температуре.

В самых современных конвертерных цехах имеется агрегат для комплексной обработки жидкой стали (АКОС). В технологической цепочке АКОС находится

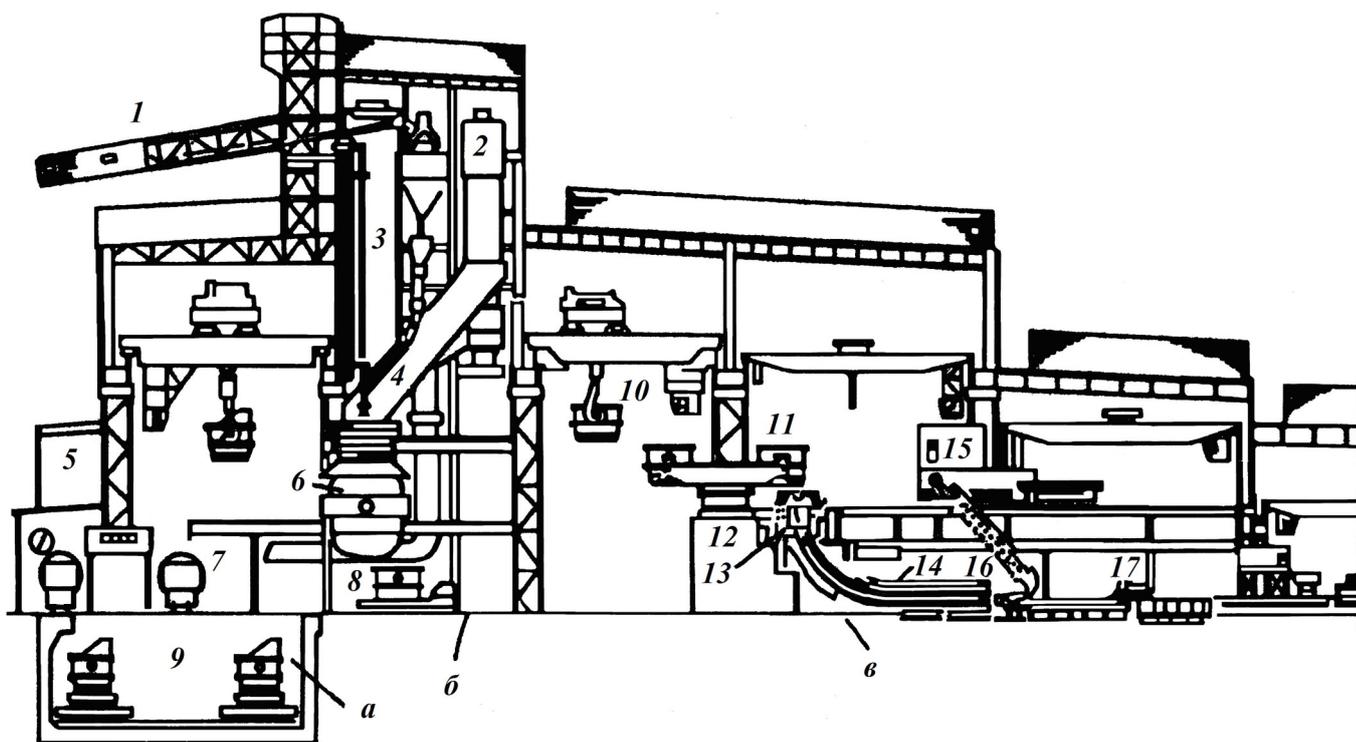


Рис. 6.5. Разрез современного кислородно-конверторного цеха, (а) — шихтовый пролет, (б) — конвертерный пролет, (в) — отделение непрерывной разливки стали:

1 — транспортер для подачи сыпучих материалов; 2 — вертикальный газоход; 3 — кислородная фурма; 4 — котел-утилизатор; 5 — пульт управления конвертером; 6 — конвертер; 7 — ковш-чугуновоз миксерного типа; 8 — сталеваз; 9 — канава для перелива чугуна из ковшей миксерного типа в заливочные ковши; 10 — сталеразливочный ковш с жидкой сталью; 11 — положение сталеразливочного ковша во время разливки стали; 12 — поворотный стэнд для смены ковшей машины непрерывного литья заготовок; 13, 14 — машина непрерывного литья заготовок (МНЛЗ); 15 — пульт управления МНЛЗ; 16 — затравка; 17 — установка для резки заготовок на мерные длины

между конвертером и машиной непрерывной разливки. На рис. 6.5 представлен поперечный разрез конвертерного цеха.

### 6.6. Перспективы развития конвертерных процессов

Анализ современного состояния кислородно-конвертерного процесса в промышленно развитых странах позволяет сделать следующее заключение.

Для современных конвертерных процессов характерны: высокая производительность, технологическая гибкость, высокие показатели культуры производства и качества сталей, благоприятные экологические показатели.

Современный кислородно-конвертерный комплекс включает конвертер, агрегат комплексной обработки сталей (АКОС) и машину непрерывной разливки сталей (МНРС).

Благодаря своим преимуществам кислородно-конвертерный процесс на достаточно продолжительное время (25—50 лет) останется основным способом производства сталей. В это время будут разработаны новые, более эффективные сочетания конвертерных и электросталеплавильных процессов. Однако полностью вытеснить другие процессы производства сталей конвертерная плавка не сможет вследствие относительно небольшой доли перерабатываемого стального лома (не более 25 %).

## **Глава 7. Мартеновское производство сталей**

Мартеновским процессом называют получение жидкой стали в результате окислительной плавки стального лома и чугуна на подду пламенной отражательной печи с регенеративным подогревом воздуха и газа. Мартеновский процесс был предложен в 1864 г. французским инженером Пьером Мартеном как альтернатива бессемеровскому процессу. Главным преимуществом мартеновского процесса явилось то, что он позволял перерабатывать большие количества стального лома, в то время как бессемеровский и томасовский конвертеры могли работать только на жидком чугуне.

Первые мартеновские печи имели кислую — диоксидную и кварцевую футеровку. Начиная с 1878 г. для футеровки мартеновских печей начали использовать основные огнеупоры. До середины XX века мартеновский процесс оставался главным способом массового производства сталей, однако, начиная с 70-х годов, он был вытеснен кислородно-конвертерным процессом. В промышленно развитых странах (Япония, США, Германия, Франция, Великобритания) общий объем мартеновской стали не превышает 2 %. В настоящее время мартеновским способом сталь выплавляют в России, Украине, Китае, Индии.

В России за последние 15 лет доля сталей, выплавленных мартеновским способом, снизилась на 30 %.

### **7.1. Устройство и работа мартеновской печи**

Мартеновская печь — пламенная отражательная печь периодического действия подового типа с регенеративным подогревом компонентов топлива. Кроме того, мартеновская печь — это агрегат реверсивного действия, в котором направление движения газов по системе газовых трактов периодически меняется. Для этого в газопроводах, воздухопроводах и боровах установлена система шиберов, клапанов, дросселей, задвижек, объединяемых общим названием «перекидные клапаны». Операция перекидки клапанов автоматизирована, интервал срабатывания перекидных клапанов составляет от 5 до 15 минут в зависимости от технологического периода плавки, вида топлива и других факторов.

Общая конструкция и схема работы мартеновской печи представлена на рис. 7.1. Всю конструкцию мартеновского агрегата принято делить на верхнее и нижнее строение. К верхнему строению относят элементы, расположенные выше рабочей площадки цеха: рабочее пространство печи (ванна печи), головки, верхнюю часть вертикальных каналов. Нижнее строение печи располагается ниже рабочей площадки и включает: нижние части вертикальных каналов, шлаковики, регенераторы, борова с перекидными клапанами.

Рабочее пространство ограничено снизу подом печи (подиной), сверху — сводом, с боков — передней и задней стенками, с торцов — головками и вертикальными каналами. В передней стенке имеются рабочие окна, их количество обычно нечетное — 3, 5 или 7 и зависит от емкости печи. Через рабочие окна в печь загружают шихтовые материалы. Каналы и головки служат для подачи компонентов топлива и отвода газов. Футеровка подины и стенок — периклазовая, свод, головки и каналы выложены из периклазохромитового кирпича.

Шлаковики (шлакоуловители) предназначены для предварительной (грубой) очистки отходящих газов от пыли, регенераторы обеспечивают предварительный

подогрев компонентов топлива. Тепло для нагрева регенераторам отдают отходящие газы. Нагрев в регенераторах происходит до температуры 1100...1250 °С.

На схеме рис. 7.2 изображена ситуация, когда компоненты топлива поступают справа, а газы (продукты сгорания топлива) с температурой 1650...1700 °С уходят по левой цепочке, при этом в шлаковике происходит грубая очистка газов. Проходя через левый регенератор, газы отдают свое тепло его огнеупорной насадке, нагревая ее. Из регенератора дымовые газы по боровам попадают в котел-утилизатор, систему газоочистки и дымовую трубу.

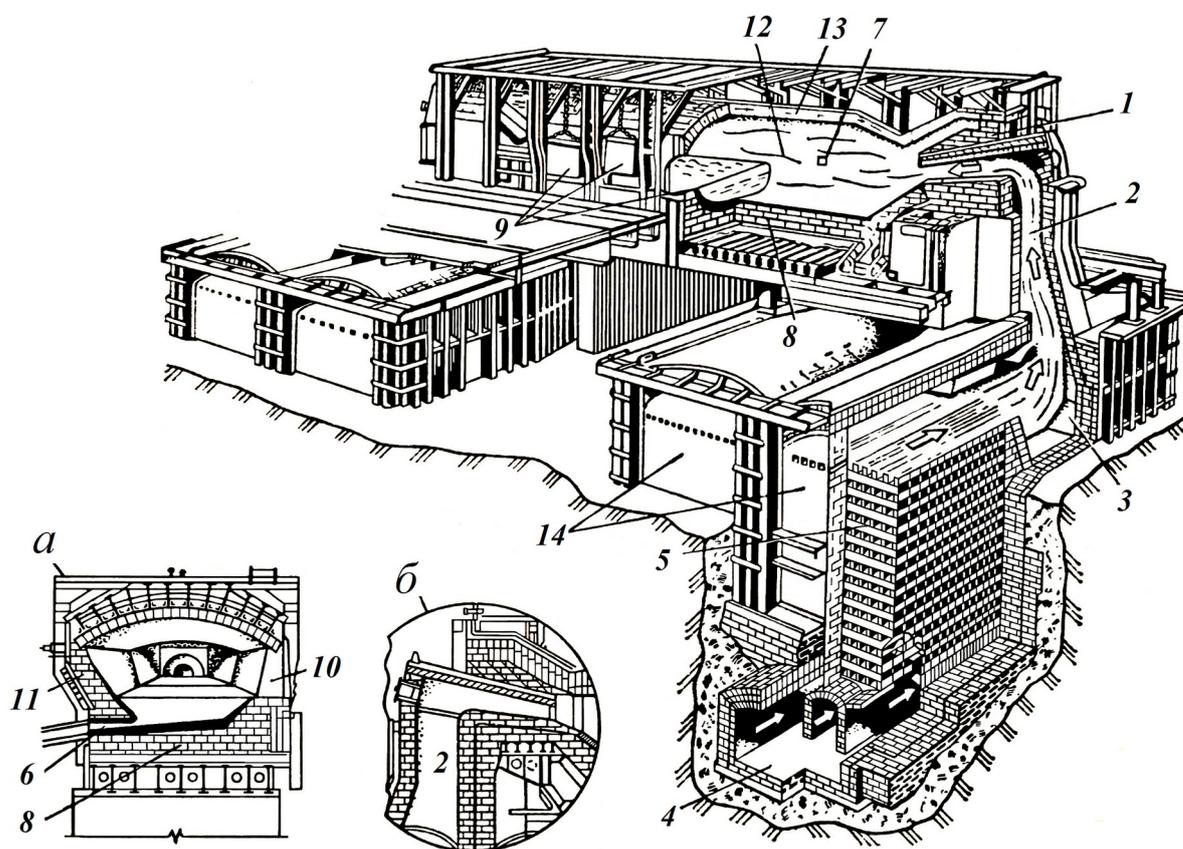


Рис. 7.1. Современная мартеновская печь:

*а* — поперечный разрез рабочего пространства печи; *б* — разрез по головке печи.

- 1 — головка, 2 — вертикальный канал, 3 — шлаковик, 4 — борова, 5 — насадка газового регенератора, 6 — сталевыпускное отверстие, 7 — отверстие в задней стенке печи для спуска шлака, 8 — под, 9 — завалочные окна, 10 — передняя стенка, 11 — задняя стенка, 12 — рабочее пространство, 13 — свод, 14 — регенераторы (газовый и воздушный)

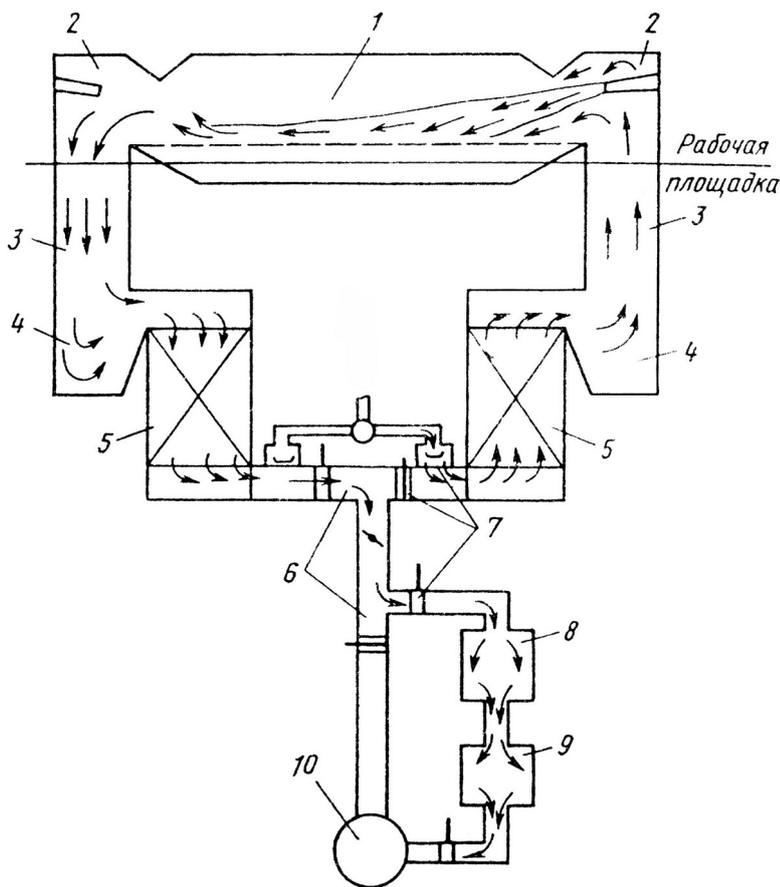


Рис. 7.2. Схема движения газов в мартеновской печи:

- 1 — рабочее пространство печи;
- 2 — головки;
- 3 — вертикальные каналы;
- 4 — шлаковики;
- 5 — регенераторы;
- 6 — боровы;
- 7 — перекидные клапаны;
- 8 — котел утилизатор;
- 9 — установка для очистки газов;
- 10 — дымовая труба

Через определенный промежуток времени (5—15 мин.) после охлаждения насадок правого регенератора и нагрева насадок левого регенератора срабатывают перекидные клапаны, и газовый поток направляется слева-направо.

## 7.2. Разновидности и особенности технологии мартеновского процесса

В настоящее время используют 2 разновидности мартеновского процесса, различающиеся по количеству и состоянию чугуна в шихте.

1) скрап-процесс. Шихта мартеновского скрап-процесса состоит из стального лома (75...55 %) и твердого чушкового чугуна, доля которого не превышает 25...45 %. Эту разновидность процесса используют на заводах неполного металлургического цикла, т.е. при отсутствии своего доменного производства. Емкость мартеновских печей для скрап-процесса от 50 до 250 т.

2) скрап-кислородный (или скрап-рудный) процесс. В этом случае шихта главным образом состоит жидкого чугуна (55...75 %) и скрапа, доля которого не превышает 45 %. Эту разновидность мартеновского процесса применяют на

металлургических заводах с полным циклом, поскольку в их состав входит собственный доменный цех. Емкость печей для скрап-кислородного процесса от 200 до 600 т.

Ранее использовали еще 2 разновидности мартеновского процесса: карбюраторный процесс (шихта — 100 % скрапа) и рудный (или кислородный) процесс (шихта — 100 % жидкого чугуна).

Технология мартеновской плавки отличается рядом особенностей.

Первой, наиболее важной особенностью является резко окислительный характер газовой атмосферы печи: парциальное давление кислорода в атмосфере печи примерно в  $10^8$  раз больше его равновесного с металлической ванной парциального давления в металлической ванне. Данная особенность предопределяет непрерывный переход кислорода из газовой атмосферы печи через шлак в жидкий металл. Это, в свою очередь, означает, что окисленность мартеновского шлака и металла всегда высокие и существенно снизить их не представляется возможным.

Второй особенностью технологии мартеновской плавки является то, что тепло к ванне поступает сверху, а отводится снизу, через подину печи. В связи с этим температура шлака всегда выше, чем температура металла, а по глубине мартеновской ванны всегда существует градиент температур. В начале периода кипения он составляет 70...100 °С, а в конце кипения уменьшается до 20...40 °С.

Третья особенность мартеновской плавки заключается в активном участии пода печи в протекающих процессах: во-первых, под служит подложкой, на которой в период кипения образуется основная масса пузырьков СО; во-вторых, верхний слой футеровки пода, так называемая наварка, расходуется на ошлакование фосфора и серы.

Четвертая особенность — это активное участие шлаков во всех без исключения процессах, протекающих в печи. Жидкий металл практически всегда находится под слоем шлака. Весь кислород, все добавки, все тепло поступают в металл, проходя через слой шлака. Все пузырьки СО, прежде чем уйти в атмосферу, также проходят через шлаковый слой. По существу, управление ходом мартеновской плавки заключается в том, что изменяют температуру, химический

состав и консистенцию шлака и таким образом добиваются получения металла требуемого состава.

### **7.3. Технология выплавки сталей в мартеновских печах**

Шихтой мартеновского процесса является стальной лом и жидкий или твердый чугун, а также различные добавки: железная руда, агломерат, окатыши, известь, плавиковый шпат и др. Топливо мартеновского процесса — это смесь природного газа (или мазута) с воздухом. Для создания окислительной атмосферы топливо сжигают с коэффициентом избытка воздуха 1,05—1,25.

Теплота от факела пламени передается излучением, поэтому важное значение имеет излучательная способность факела, характеризуемая степенью черноты  $\epsilon$ .

Для эффективной теплопередачи степень черноты факела должна быть более 0,5. В том случае, если топливом служит мазут, условие  $\epsilon > 0,5$  выполняется автоматически. При отоплении печи природным газом  $\epsilon = 0,15—0,20$ , и в этом случае для повышения степени черноты факела, в него добавляют мазут.

Мартеновская плавка состоит из отдельных периодов, во время которых решаются разные задачи:

1) заправка пода и откосов. Заключается в осмотре и ремонте подины и откосов рабочего пространства печи. Во время плавки верхний слой футеровки подины и откосов (наварка) расходуется на ошлакование примесей, и его каждый раз необходимо восстанавливать. Для этого с помощью пескочетной машины на подину и откосы забрасывают магнезитовый или доломитовый порошок. Под действием высоких температур происходит частичное оплавление и сваривание порошка с кирпичами футеровки. Длительность периода 10—30 мин.

2) завалка шихты. Завалку производят через рабочие окна печи специальными завалочными машинами. Исходные материалы в шихтовом отделении цеха распределяют по чугунным корытообразным емкостям, называемым мульдами, и затем поднимают на рабочую площадку. В одной мульде находится только один компонент шихты. Завалочная машина своим хоботом захватывает мульду с шихтой, вводит в рабочее пространство печи и вращением хобота переворачивает

ее. Шихта высыпается на подину печи. Машина извлекает пустую мульду из печи, ставит мульду на место и захватывает следующую, и так до завершения завалки.

Порядок завалки компонентов шихты зависит от разновидности процесса. При скрап-процессе сначала заваливают мелкий стальной лом (скрап-легковес), затем — добавки (известняк или известь и боксит), затем — средний и крупный скрап (скрап-тяжеловес) и в последнюю очередь — чушковый чугун. При скрап-кислородном процессе на подину заваливают слой железной руды, известь и затем — скрап.

Длительность периода завалки 2,5—3 часа.

3) прогрев шихты проводят только при скрап-кислородном процессе как подготовительный перед заливкой чугуна. Длительность составляет 20—30 мин.

4) заливка чугуна. Осуществляют только при скрап-кислородном процессе. Заливку проводят из ковшей-чугуновозов грушевидной формы по желобу, установленному к крайним рабочим окнам. Длительность периода 15—30 мин.

5) плавление шихты и окисление примесей. Заваленная в печь шихта под действием высоких температур факела пламени постепенно расплавляется — в первую очередь нагревается и плавится чушковый чугун. Капли чугуна, стекая вниз, передают тепло нижним слоям шихты и науглероживают скрап, тем самым снижая его температуру плавления. По мере расплавления чугуна и скрапа в жидкой ванне в соответствии с основными положениями термодинамики активно протекают реакции окисления примесей: окисляется практически весь кремний, большая часть марганца и фосфора, небольшое количество железа. Образующиеся оксиды вместе с неметаллическими примесями скрапа (земля, песок, ржавчина) и известь образуют первичный (или плавильный) шлак, основность которого в конце периода достигает уровня 1,5—2,0.

При скрап-кислородном процессе плавление ведут при интенсивной продувке металла кислородом, подаваемым с помощью кислородной фурмы, которую опускают через отверстие в своде печи. Кислородная продувка ускоряет процесс плавления и окисление примесей, однако при этом повышается угар (окисление) железа.

б) доводка (кипение, раскисление, легирование). Доводку начинают с операции скачивания плавильного шлака. Цель — избежать процесса рефосфорации, протекание которого становится возможным при повышении температуры.

При скрап-процессе скачивание проводят следующим образом: на шлак подают небольшое количество железной руды, провоцируя тем самым реакцию окисления углерода  $[C] + (FeO) = Fe + CO$ , а затем на очень короткое время отключают подачу компонентов топлива. В результате парциальное давление CO в печной атмосфере снижается, и происходит взрывообразная активизация реакции окисления углерода. Шлак вспенивается и вытекает через рабочие окна в шлаковые чаши. При включении подачи компонентов топлива металлическая ванна «оседает».

Далее необходимо по возможности быстро провести операцию наведения свежего высокоосновного шлака. Для этого в печь добавляют известь вместе с плавиковым шпатом в качестве разжижителя шлака. Быстрое формирование высокоосновного шлака ( $CaO/SiO_2 = 3,0$ ) позволяет дополнительно удалить из металла некоторое количество фосфора, а также — и серы.

Далее проводят кипение ванны. Для этого на шлак подают железную руду или продувают ванну кислородом, активизируя реакции окисления углерода. Ванна «кипит». Как только интенсивность «кипения» падает, в ванну подают новую порцию железной руды, обеспечивая тем самым ровное «кипение».

При скрап-кислородном процессе ванну в период доводки продолжают продувать кислородом. Поскольку количество плавильного шлака при ведении печи скрап-кислородным процессом довольно велико, активизация процессов окисления углерода поднимает его уровень выше уровня рабочих окон, и плавильный шлак самопроизвольно вытекает из печи.

Последние 15 минут доводки проводят без каких-либо присадок в ванну. Этот период называют периодом «чистого кипения».

Период доводки завершают проведением предварительного раскисления — для этого в жидкую сталь вводят ферромарганец и ферросилиций.

Легирование элементами первой группы (Cu, Ni, Mo) можно проводить в любой удобный для металлурга период плавки. Легирование элементами второй группы возможно только после предварительного или окончательного раскисления в ковше.

7) выпуск. При достижении требуемого состава и температуры проводят выпуск готовой стали из печи в сталеразливочный ковш. Выпускное отверстие (летка) мартеновской печи расположено в нижней части задней стенки по центру печи. Отверстие рассверливают, и сталь по желобу вытекает в ковш. В ковше проводят окончательное раскисление и, при необходимости, легируют сталь элементами второй группы.

## **Глава 8. ЭлектрOMETаллургия сталей**

ЭлектрOMETаллургия — способ производства сталей, при котором источником тепла для расплавления шихты и протекания физико-химических процессов является электрическая энергия. В отличие от кислородно-конвертерного и мартеновского процессов выделение тепла при электроплавке не связано с потреблением окислителей. Это позволяет вести процесс в любой атмосфере: нейтральной, восстановительной, окислительной. Кроме того, электрический нагрев металла может быть осуществлен при нормальном (атмосферном) давлении, а также — при повышенном и пониженном давлении (в вакууме).

Регулирование состава и давления газовой фазы в широких пределах дает возможность осуществлять более глубокую дефосфорацию и десульфурацию, удаление газов (дегазацию) и легирование.

По способу превращения электрической энергии в тепловую все электрические печи можно разбить на следующие группы: дуговые печи, печи сопротивления, индукционные, электронно-лучевые, плазменные и комбинированные.

В сталеплавильном производстве наибольшее применение нашли дуговые электропечи, работающие при атмосферном давлении.

## 8.1. Устройство дуговых электропечей

По типу используемого электрического тока печи делят на трехфазные, питаемые переменным током промышленной частоты (в России — 50 Гц), и однофазные, питаемые постоянным током, получаемым путем преобразования промышленного переменного тока в постоянный.

### 8.1.1. Трехфазные дуговые электропечи

Современная трехфазная дуговая электропечь (рис. 8.1) состоит из рабочего пространства с электродами и токоподводами и механизмов, обеспечивающих

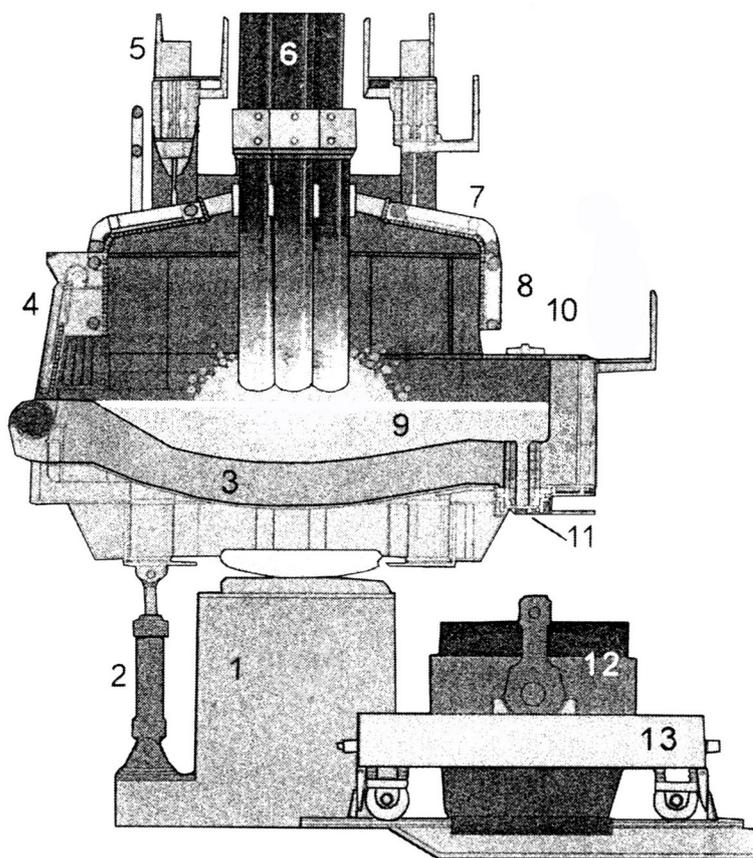


Рис. 8.1. Схема современной трехфазной дуговой электропечи:

- 1 — фундамент; 2 — гидравлический привод наклона печи; 3 — под; 4 — рабочее окно;  
5 — механизм подъема и поворота свода; 6 — графитизированные электроды;  
7 — водоохлаждаемый свод; 8 — водоохлаждаемые стенки печи; 9 — жидкий металл и жидкий шлак; 10 — рабочая площадка для обслуживания сталевыпускного отверстия; 11 — эксцентрично расположенное сталевыпускное отверстие; 12 — сталеразливочный ковш; 13 — сталевоз

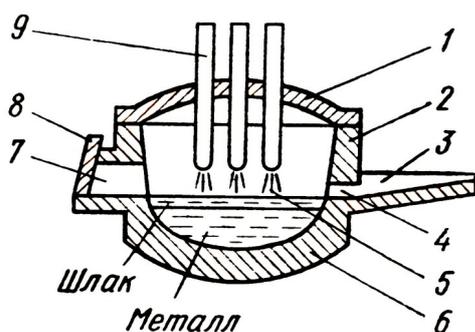


Рис. 8.2. Схема рабочего пространства дуговой электропечи:

- 1 — свод; 2 — стенки; 3 — желоб;
- 4 — сталевыпускное отверстие;
- 5 — электрические дуги;
- 6 — под; 7 — рабочее окно;
- 8 — заслонка рабочего окна;
- 9 — графитизированные электроды

наклон печи, удержание и перемещение электродов, и загрузку шихты. Плавку ведут в рабочем пространстве (рис. 8.2) ограниченном сверху куполообразным сводом 1, снизу — сферическим подом 6, с боков — стенками 2. Через отверстия в своде в рабочее пространство вводят электроды 9, которые с помощью специальных механизмов могут перемещаться вверх-вниз. Нагрев и плавление шихты осуществляется за счет тепла электрических дуг 5, возникающих между электродами и жидким металлом или твердой металлической шихтой.

Выпуск готовой стали и шлака производят через сталевыпускное отверстие 4 по желобу 3 за счет наклона печи или через отверстие в подине печи (см. рис. 8.2). Рабочее окно 7 с заслонкой 8 предназначено для контроля за ходом плавки, обслуживания подины и стенок, введения в печь различных добавок, в том числе — газообразного кислорода и углеродсодержащих порошков через стальные трубки, вводимые в рабочее окно манипулятором. На самых современных печах в рабочем окне монтируют от 3 до 7 топливно-кислородных горелок для дополнительного подогрева рабочего пространства. Это ускоряет плавление шихты и позволяет экономить электроэнергию.

Шихту в современные печи загружают бадьей с открывающимся днищем за один прием. В зависимости от способа открывания рабочего пространства различают печи с поворотным сводом, с выкатным корпусом, с откатным сводом. Эти печи отличаются компоновкой и устройством механического оборудования.

На отдельных, ранее построенных печах, завалку шихты производят мульдами через рабочее окно с помощью завалочной машины.

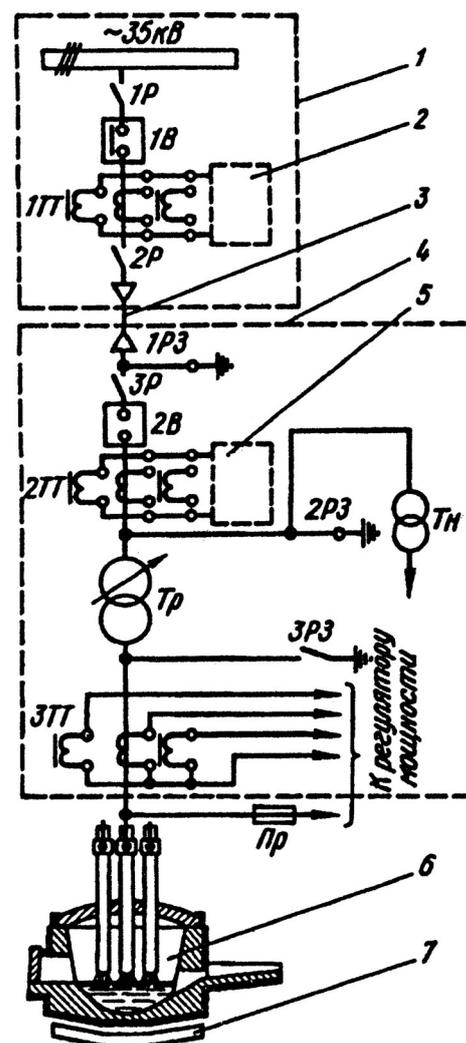
Футеровку пода печей изготавливают из высокоогнеупорного периклазового кирпича. Для кладки стен и свода используют периклазохромитовые огнеупоры (огнеупорность до 2000 °С), изготавливаемые из хромита (хромовой руды) и спеченного магнезита. Главной составляющей этих материалов является оксид магния MgO (периклаз).

**Электрооборудование трехфазных дуговых печей.** Дуговые трехфазные электропечи — мощные потребители электроэнергии, поэтому для уменьшения потерь электроэнергию подают к печам под высоким напряжением — от 6 до 220 кВ. Рабочее напряжение, подаваемое на электроды, должно находиться в пределах 110...800 В. Упрощенная схема электрооборудования, обеспечивающего снижение напряжения до уровня рабочего и подвод тока к электродам показана на рис. 8.3.

Печная подстанция 4 подключена к линии высокого напряжения. В ней размещены печной трансформатор *Tr* и вспомогательное оборудование. Печной трансформатор служит для преобразования электроэнергии высокого напряжения в рабочее напряжение. Трансформатор имеет устройство для переключения ступеней напряжения под нагрузкой для изменения мощности электрических дуг. В схеме питания электропечи устанавливают 2 трехфазных выключателя мощности 1В и 2В.

Рис. 8.3. Схема электропитания дуговой электропечи:

- 1 — высоковольтное распределительное устройство;
- 2 — приборы защиты;
- 3 — высоковольтный кабель;
- 4 — печная подстанция;
- 5 — приборы учета и измерения;
- 6 — рабочее пространство печи;
- 7 — устройство для электромагнитного перемешивания;
- 1Р-3Р — высоковольтные разъединители (безопасности);
- 1В — высоковольтный выключатель защиты печи;
- 2В — оперативный выключатель;
- 1РЗ-3РЗ — заземляющие разъединители;
- ТН — трансформатор напряжения;
- Tr — трансформатор печной;
- Пр — низковольтные предохранители;
- 1ТТ-3ТТ — токовые трансформаторы



Выключатель 1В служит для отключения печи при аварийных ситуациях, выключатель 2В является оперативным и служит для дистанционного отключения печи во время проведения различных технологических операций (завалке, скачивании шлака, выпуске, присадке добавок).

Электрический ток от печного трансформатора к электродам подают с помощью медных шин, гибких медных водоохлаждаемых кабелей, а также — медных водоохлаждаемых труб. Гибкие кабели обеспечивают возможность наклона печи, а также подъем и поворот свода для осуществления завалки шихты. Участок электросети от трансформатора до электродов называют короткой сетью. Короткая сеть должна обеспечить минимальные потери электроэнергии, равномерное распределение мощности по электродам и высокий коэффициент мощности.

### 8.1.2. Дуговые печи постоянного тока

Конструкция данных печей (рис. 8.4) мало отличается от трехфазных дуговых электропечей. Отличие заключается в типе питающего тока, наличии только одного графитизированного электрода, подключенного к отрицательному полюсу преобразователя тока и являющегося катодом. Анодом является металл, который через подовый электрод замкнут на положительный полюс преобразователя тока.

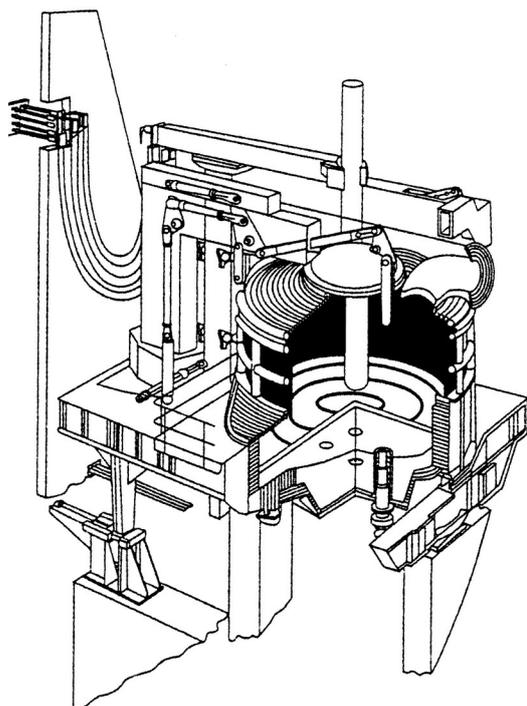


Рис. 8.4. Схема дуговой электропечи постоянного тока

Для обеспечения надежного контакта металла с подовым электродом часть металла от предыдущей плавки всегда оставляют в печи.

Электрооборудование дуговых печей постоянного тока более сложное и дорогое. В его состав кроме печного трансформатора входит тиристорный преобразователь, обеспечивающий получение постоянного тока.

Дуговые печи постоянного тока обладают рядом преимуществ перед трехфазными печами: меньший расход электроэнергии, электродов и огнеупоров, меньше уровень шума. Но при этом они требуют более высоких капитальных затрат на строительство.

## 8.2. Электроды дуговых печей

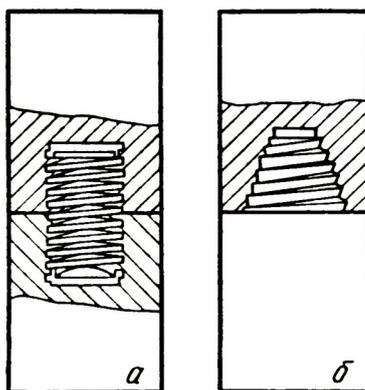


Рис. 8.5. Соединение электродов при помощи цилиндрического (а) и конического (б) ниппеля

На дуговых электропечах применяют графитизированные электроды круглого сечения. Длина электродов составляет 2...3 м. Для получения необходимой общей длины их свинчивают в так называемые свечи, используя для этого цилиндрические или конические ниппели (рис. 8.5).

Диаметр электродов зависит от емкости печи. Для трехфазных печей емкостью 100...130 т используют электроды диаметром 610 мм; диаметр электрода для однофазных печей емкостью 130...170 т равен 710 или 800 мм.

Сырьем для изготовления электродов служат графит, кокс и уголь. Исходные материалы дробят, прокаливают, добавляют связующее — каменноугольный электродный пек и подвергают прессованию. Спрессованные заготовки обжигают в

газовых печах при 1300 °С в течение 15—30 суток, а затем подвергают графитизации при температуре 2600...2800 °С прямым пропусканием тока. После графитизации и охлаждения готовые электроды подвергают механической обработке.

**Электрическая дуга.** Преобразование электрической энергии в тепловую в дуговых электропечах происходит в электрической дуге, которая горит между торцом электрода и поверхностью твердой шихты или жидкого металла. Дуга представляет собой поток электронов, ионов, паров металла и шлака. Температура дуги выше 3000 °С.

Для получения дуги концы электродов вначале приводят в соприкосновение друг с другом, а затем электроды разводят. При разведении электродов между ними возникает электрический разряд — дуга. Электроны, эмитированные катодом (отрицательно заряженный электрод), непрерывно ускоряясь в электрическом поле, движутся к положительно заряженному электроду — аноду. На пути к аноду электроны сталкиваются с электронейтральными молекулами или атомами. При столкновении движущихся электронов с молекулами или атомами происходит ионизация последних, что приводит к возникновению ионов и вторичных электронов.

На дуговых электропечах постоянного тока горение дуги после ее возбуждения (возникновения) быстро стабилизируется. При горении дуг на трехфазных печах переменного тока графитизированный электрод в течение одного периода является попеременно то катодом, то анодом. Поэтому в начале периода плавления, когда дуга горит на поверхности твердой холодной шихты, ее поведение отличается высокой нестабильностью. Такая дуга является источником мощного шума 120—130 дБ. По мере разогрева шихты и постепенного плавления горение становится более устойчивым, после полного расплавления горение стабилизируется. В месте контакта дуги с жидким металлом (пятне дуги) развиваются чрезвычайно высокие температуры (примерно 3300 °С). От пятна дуги тепло передается вглубь металла теплопроводностью и вынужденной конвекцией

вследствие перемешивания жидкого металла. Кроме того, тепло передается излучением станкам и своду печи.

В пятне дуги под действием высоких температур происходят реакции диссоциации молекул водорода и азота и растворения атомов этих газов в жидком металле. В связи с этим сталь, выплавленная в дуговых печах, обычно содержит азота и водорода больше, чем мартеновская и кислородно-конвертерная сталь. Поэтому необходимо проведение специальных мероприятий с целью уменьшения содержания атомов этих вредных элементов в электросталях.

### **8.3. Технологии выплавки сталей в дуговых электропечах**

В дуговых электропечах можно выплавлять любые виды сталей — от высокоуглеродистых низколегированных до безуглеродистых высоколегированных, а также — различные специальные сплавы.

По типу используемой технологии выплавки дуговые электропечи условно разбивают на 3 группы:

1) печи большой емкости (80...180 т), предназначены для выплавки нелегированных (углеродистых) и низколегированных сталей массового назначения;

2) печи средней емкости (25...60 т), предназначены для выплавки конструкционных легированных и коррозионностойких сталей;

3) печи малой емкости (3...25 т), предназначены для выплавки быстрорежущих сталей, а также — жаропрочных и жаростойких сталей и сплавов.

Для всех типов печей общими являются операции заправки, завалки и плавления. Далее технология выплавки сталей в печах разной емкости может существенно отличаться.

#### **8.3.1. Технология выплавки сталей сложного состава в печах средней емкости**

Данная технология, часто называемая технологией выплавки «на свежей шихте», применяется в течение многих лет на печах средней и малой вместимости

для выплавки сталей сложного состава и в настоящее время является традиционной для дуговых электропечей. Плавка состоит из следующих периодов:

- 1) заправка печи;
- 2) завалка шихты;
- 3) плавление;
- 4) окислительный период;
- 5) восстановительный период;
- 6) выпуск готовой стали.

*Заправку печи* проводят аналогично тому, как это делают на мартеновских печах. Длительность периода 10...15 мин.

*Завалку шихты* проводят с помощью бадьи за один прием. Шихта, как минимум, на 90 % состоит из стального лома. Для повышения содержания углерода в шихту могут вводить до 7...8 % чугуна, боя графитизированных электродов или кокса. В качестве добавки вводят 2...3 % извести. Укладку шихты в бадью проводят в определенной последовательности: на дно укладывают часть мелочи, чтобы защитить подину от ударов тяжелых кусков скрапа; в центр укладывают крупный лом; по периферии — мелкий лом.

*Плавление шихты* ведут на максимальной мощности печного трансформатора. Под действием высокой температуры дуг шихта под электродами плавится, электроды постепенно опускаются вниз, проплавливая в шихте вертикальные «колодцы» (рис. 8.6). По мере увеличения количества жидкого металла электроды, движением которых управляют автоматические регуляторы мощности, начинают подниматься. На печах емкостью более 50 т трех проплавленных «колодцев» может оказаться недостаточно для полного расплавления шихты. В этом случае приподнимают электроды и свод, печь поворачивают вокруг вертикальной оси на угол около 40° и проплавливают дополнительно 3 или даже 6 «колодцев».

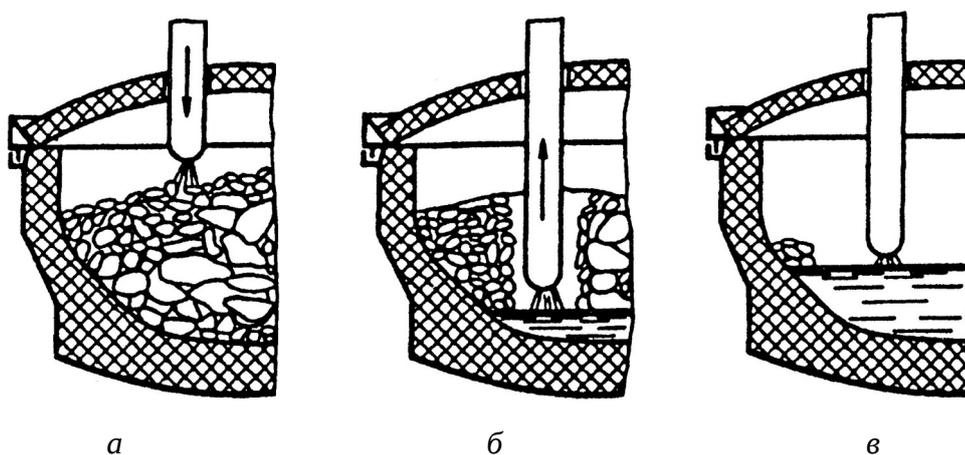


Рис. 8.6. Этапы плавления шихты в дуговой электропечи: (а) — начало плавления, (б) — проплавление колодца, (в) — окончание плавления

Во время периода плавления происходит окисление примесей: полностью окисляется кремний, до 60 % — марганец, в небольшой степени — углерод и железо. Быстрое формирование высокоосновного высокоокисленного шлака, а также — относительно невысокая температура жидкого металла, способствуют протеканию реакций окисления фосфора.

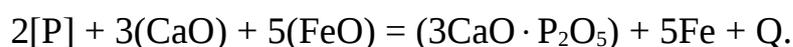
Длительность плавления, в первую очередь, зависит от мощности печного трансформатора и составляет от 1 до 3 часов. Для ускорения плавления ванну продувают кислородом или подогревают газо-кислородными горелками. Эти мероприятия позволяют сократить период плавления на 15—25 мин.

*Окислительный период.* Задачи окислительного периода: окисление углерода (кипение), дефосфорация, дегазация, нагрев металла до температуры выпуска.

Окислительный период начинают проведением операции скачивания 75 % плавильного шлака. Делают это для того, чтобы удалить из печи фосфор, перешедший в шлак во время периода плавления. После проведения скачивания немедленно наводят свежий шлак, присаживая в печь известь, боксит или плавиковый шпат, а также — шамот. Далее проводят кипение. Для поддержания процесса кипения в течение всего окислительного периода на шлак порциями вводят железную руду с известью, либо продувают ванну кислородом. В результате активно протекают реакции окисления углерода, и ванна «кипит». Образующийся

газ СО вспенивает шлак, его уровень повышается, и шлак вытекает через рабочее окно в шлаковую чашу.

Скорость протекания процессов обезуглероживания ванны при продувке кислородом в несколько раз выше, чем в результате присадки железной руды. Однако введение холодных твердых присадок позволяет регулировать температуру ванны и поддерживать ее на относительно невысоком уровне, что необходимо для успешного протекания реакций дефосфорации. Кроме того, добавки извести обеспечивают высокую основность шлака. В таких условиях дефосфорация протекает в течение всего окислительного периода



При кипении вместе с пузырьками СО из жидкого металла удаляются атомы водорода и азота. Эти процессы имеют большое значение для дегазации металла и обеспечения качества электростали, поскольку в пятне дуги водород и азот диссоциируют и растворяются в жидком металле.

Окислительный период заканчивают полным скачиванием окислительного шлака. Длительность периода 30...90 мин. Сокращение длительности периода (примерно на 50 %), а также — повышение эффективности дефосфорации — возможно за счет вдувания порошковой извести и железной руды в струе кислорода.

*Восстановительный период.* Задачи периода: раскисление, десульфурация, корректировка температуры и химического состава стали.

Период начинают с проведения глубинного раскисления. Для этого в печь добавляют ферромарганец, ферросилиций и алюминий. Далее наводят шлак, вводя в печь известь, плавиковый шпат и бой шамотного кирпича в соотношении 5:1:1. После наведения шлака приступают к проведению диффузионного раскисления. Сначала в течение 15—20 мин. на шлак порциями подают смесь порошков извести, плавикового шпата и молотого кокса в соотношении 8:2:1. Затем в течение такого же времени на шлак подают смесь порошков извести, плавикового шпата, кокса и ферросилиция в соотношении 4:1:1:1. По мере протекания диффузионного раскисления (его суть изложена в разделе 4.6.2) происходит уменьшение содержания кислорода, растворенного в металле, и одновременно — уменьшается

окисленность шлака. Результатом уменьшения окисленности шлака является то, что пробы шлака становятся все более светлыми, а в конце диффузионного раскисления — почти белыми. Поэтому шлак восстановительного периода часто называют «белым шлаком». При застывании такой шлак рассыпается в порошок. Примерный состав белого шлака: 55...60 % CaO, 15...25 % SiO<sub>2</sub>, примерно 10 % MgO, примерно 5 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, менее 0,5 % FeO.

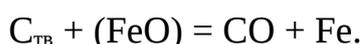
Таким образом, в результате проведения диффузионного раскисления в печи формируется высокоосновной низкоокисленный шлак. При перемешивании этого шлака с жидким металлом активно проходят процессы десульфурации.

*Выпуск* готовой стали производят в сталеразливочный ковш вместе со шлаком. Интенсивное перемешивание жидкого металла с белым шлаком в ковше обеспечивает дополнительное удаление некоторого количества серы, а также — неметаллических включений.

### **8.3.2. Технология выплавки сталей в дуговых печах большой емкости**

Большегрузные дуговые электропечи предназначены для выплавки углеродистых и низколегированных сталей. Принципиальное отличие данной технологии от технологии выплавки «на свежей шихте» заключается в отсутствии восстановительного периода. В качестве шихты используют скрап, твердый и жидкий чугун, прямовосстановленное железо (ПВЖ). Заправку и завалку проводят так же, как и в случае технологии выплавки «на свежей шихте». Для ускорения прогрева, оседания и плавления шихты одновременно с электродами включают в работу топливно-кислородные горелки, а после оседания шихты проводят операцию «подвалки», т.е. проводят завалку шихты из второй корзины.

Период плавления совмещают с окислительным периодом. В этот период окисляются кремний, марганец, фосфор и углерод. Окисление проводят кислородом, вдуваемым по трубкам, которые вводят в рабочее окно. Вместе с кислородом в печь вдувают молотый уголь, который сгорает в шлаке с образованием большого количества пузырьков угарного газа CO



Пузырьки СО вспенивают шлак, шлак поднимается и закрывает электрические дуги. Операция вспенивания шлака необходима для уменьшения интенсивности излучения тепла на стены и свод, а главное — для уменьшения интенсивности реакций диссоциации водорода и азота и растворения их в готовой стали. Проводят операцию выпуска стали в ковш, куда подают раскислители и, при необходимости, легирующие добавки. Часть жидкой стали оставляют в печи для ускорения плавления шихты следующей плавки.

Ковш с жидкой сталью поступает на стенд ковшовой металлургии для окончательной доводки по химическому составу и температуре и далее — на агрегат непрерывной разливки стали.

### **8.3.3. Технология выплавки сталей в малых дуговых электропечах**

Высоколегированные стали и сплавы выплавляют, чаще всего, из легированных отходов методом переплава. При использовании данной технологии шихту составляют таким образом, чтобы при расплавлении получить металл, по химическому составу (в первую очередь — по содержанию углерода) близкий к выплавляемой марке стали или сплава. В этом случае плавку ведут без окислительного периода. После периода плавления плавильный шлак не скачивают и сразу приступают к проведению восстановительного периода. Раскисление, десульфурацию и легирование проводят аналогично плавке «на свежей шихте».

### **8.4. Устройство индукционных электропечей**

В индукционных печах металл расплавляют в тигле, расположенном внутри индуктора. Через индуктор пропускают переменный электрический ток. При этом в объеме, заключенном внутри индуктора (в объеме тигля) возникает переменный магнитный поток, который индуцирует (наводит) в металлической части шихты вихревые токи (токи Фуко), которые и обеспечивают нагрев металла и его плавление. Индукционные печи, применяемые для выплавки сталей, сердечника не имеют, т.е. являются бессердечниковыми. В цветной металлургии применяют индукционные печи с железным сердечником.

Индукционные печи бывают двух типов: питаемые током высокой частоты и питаемые током промышленной частоты (50 Гц). В печах первого типа частота питающего тока снижается по мере увеличения емкости печи: малые печи емкостью до нескольких десятков кг питаются током с частотой от 50 до 100 кГц; большие печи емкостью от 1 до 60 т питают током с частотой от 0,5 до 10 кГц.

При индукционном нагреве тепло выделяется непосредственно в нагреваемом металле, поэтому использование тепла оказывается наиболее полным.

Особенностью индукционных печей является интенсивное перемешивание жидкого металла, вызываемое взаимодействием электромагнитных полей, возбуждаемых токами, протекающими по индуктору, и вихревыми токами в металле.

Еще одной важной особенностью индукционных печей является то, что плотность вихревых токов максимальна в металле, расположенном у стенок тигля, и быстро снижается по направлению к центру тигля (поверхностный эффект).

Главными элементами индукционной печи (рис. 8.7) являются огнеупорный тигель 5, вокруг которого расположен медный водоохлаждаемый индуктор 3. Футеровку тигля выполняют набивной. Во время работы она спекается в монолит. Кислую футеровку делают из молотого кварцита ( $\text{SiO}_2$ ) с добавкой борной кислоты ( $\text{H}_3\text{BO}_3$ ) в качестве связующего. Основную футеровку выполняют из магнезитового порошка ( $\text{CaO}\cdot\text{MgO}$ ), а в качестве связующего используют огнеупорную глину.

Индуктор представляет собой полу медную трубку, уложенную в виде спирали вокруг тигля. Профили применяемых трубок показаны на рис. 8.8. Равностенные трубки обычно используют для печей, работающих на токах высокой частоты, а разностенные — для печей, работающих на токах промышленной частоты. Для исключения электрического пробоя витки изолируют друг от друга.

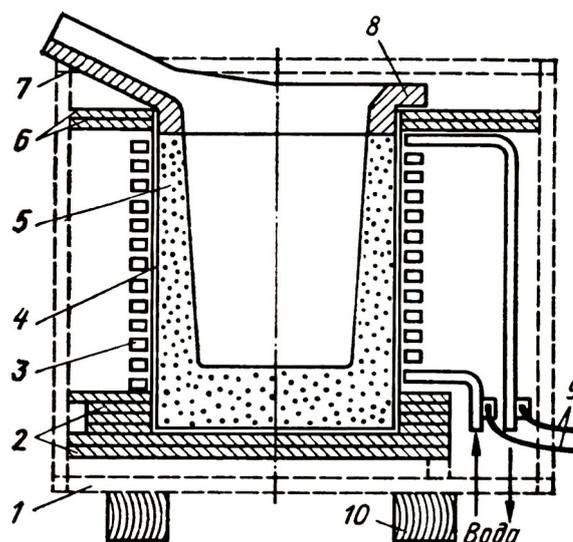


Рис. 8.7. Схема индукционной электропечи:

- 1 — каркас; 2 — подовая плита;
- 3 — индуктор; 4 — изоляционный слой;
- 5 — тигель;
- 6 — асбоцементная плита;
- 7 — сливной желоб; 8 — воротник;
- 9 — гибкий токоподвод; 10 — брусья



Рис. 8.8. Профили медных трубок для изготовления индуктора

Применяют следующие виды изоляции:

обмоточную — витки покрывают изоляционным лаком, а затем обматывают лентой из материала-диэлектрика (например — стеклотенты);

прокладочную — между витками прокладывают диэлектрические прокладки (стеклотекстолит);

напыленную — на поверхность индуктора напыляют слой оксида алюминия или двуокиси циркония;

монолитную — индуктор заливают полимерным материалом (полиэфирным компаундом).

Индукционная печь также как и конвертер имеет горизонтальную ось, вокруг которой печь можно наклонять на угол до  $95^\circ$ .

### Электрооборудование индукционных печей.

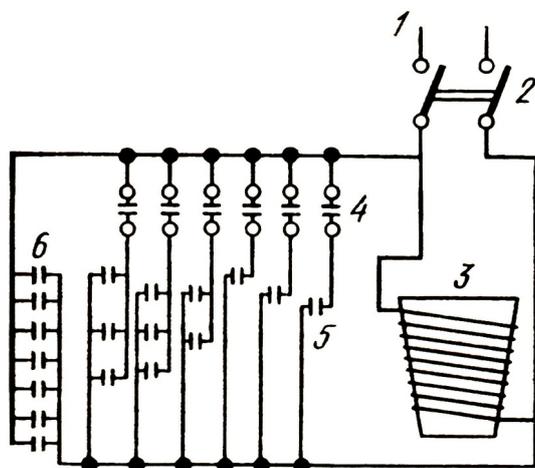


Рис. 8.9. Упрощенная электрическая схема индукционной печи:  
1 — подача электрического тока высокой частоты от генератора;

2 — выключатель;

3 — индуктор;

4 — выключатели-автоматы;

5 — конденсаторы второй группы;

6 — конденсаторы первой группы

индукционных печей, питаемых токами высокой частоты, в упрощенном виде показано на рис. 8.9. Переменный ток высокой частоты от источника питания 1 через выключатель 2 подается на индуктор 3, параллельно которому подключены группы (батареи) конденсаторов 5 и 6. Конденсаторы группы 6 подключены постоянно, а конденсаторы группы 5

включаются в работу выключателями-автоматами 4 при необходимости.

Конденсаторные батареи предназначены для компенсации индуктивного сопротивления индуктора и установки в целом и поддержания мощности установки на максимальном уровне. В процессе плавки по мере прогрева и плавления шихты ее магнитная проницаемость изменяется, что приводит к изменению индуктивного сопротивления установки. Включая или выключая конденсаторы группы 5, добиваются примерного равенства индуктивного и емкостного сопротивлений, и, тем самым, поддерживают мощность установки на уровне, близком к максимальному.

В качестве источников питания используют ламповые и машинные генераторы, а в последнее время — тиристорные преобразователи. Тиристорные преобразователи по сравнению с машинными генераторами обладают следующими

преимуществами: более высокий коэффициент полезного действия (КПД), высокая готовность к работе, возможность автоматического поддержания оптимального электрического режима без переключения конденсаторов, более высокая надежность, отсутствие шума при работе.

В схеме электропитания индукционных печей промышленной частоты отсутствуют генераторы высокой частоты, а печь включается в сеть через ступенчатый понижающий трансформатор, с напряжением на вторичной обмотке от 100 до 1000 В. Вследствие отсутствия преобразователя частоты для этих печей характерен меньший удельный расход электроэнергии и более высокий коэффициент мощности. Недостатком этих печей является чрезмерно интенсивная циркуляция жидкого металла. Поэтому их рассчитывают на меньшую удельную мощность, чем печи высокой частоты. Обычно рассчитанной мощности недостаточно для быстрого расплавления сталей, поэтому печи промышленной частоты используют для плавки чугунов и цветных металлов и сплавов.

**Технология выплавки сталей в индукционных электропечах.** Главной особенностью плавки в индукционных печах является наличие холодных и поэтому весьма вязких шлаков. В связи с этим, плавку в индукционных печах ведут без окислительного периода и не ставят задачу удаления фосфора и серы. Стали и сплавы выплавляют либо из легированных отходов (метод переплава), либо из чистого шихтового железа с добавкой ферросплавов (метод сплавления).

Плавка в индукционной печи непродолжительна, и поэтому необходим очень точный предварительный расчет шихты и ее взвешивание. Содержание в шихте углерода, серы и фосфора не должно превышать пределов, допустимых в выплавляемой стали.

Завалку (укладку) шихты проводят вручную. Шихту составляют из кусков различного размера, что обеспечивает высокую плотность ее укладки в тигле и снижает время, необходимое для расплавления шихты. Наиболее крупные куски ферромагнитных материалов укладывают у стенок тигля, где плотность вихревых токов максимальна, а тугоплавкие ферросплавы укладывают в нижней части тигля.

После включения тока следят за тем, чтобы опускание шихты проходило плавно, без образования так называемых «мостов». Периодически шихту «осаживают» ломиком или специальным манипулятором. В период плавления стараются поддерживать потребляемую мощность на максимальном уровне.

После появления жидкого металла в тигель вводят шлакообразователи: известь, плавиковый шпат и магнезит в соотношении 4:1:1. Главное назначение шлака — уменьшить газонасыщение металла и окисление легирующих элементов.

После полного расплавления шихты сливают плавильный шлак для предотвращения рефосфорации и берут пробу металла на анализ. Сразу же наводят свежий шлак, добавляя ту же смесь шлакообразователей, что и в период плавления. Потребляемую мощность снижают на 30...40 %. После получения результатов анализа при необходимости проводят корректировку химического состава металла, раскисление и легирование. При выплавке качественных сталей проводят глубинное раскисление, добавляя в тигель соответствующие ферросплавы. При выплавке высококачественных сталей проводят диффузионное раскисление — на шлак подают смесь извести, молотого ферросилиция и алюминиевого порошка. Затем делают выдержку в течение 30 мин.

Легирование проводят следующим образом: никель, феррохром, ферромolibден и ферровольфрам укладывают в тигель вместе с шихтой; ферромарганец, ферросилиций и феррованадий вводят в печь примерно за 10 мин до выпуска, алюминий — непосредственно перед выпуском. При этом учитывают окисление (угар) каждого элемента: угар вольфрама составляет примерно 2 %, угар хрома, марганца и ванадия — от 5 до 10 %, кремния 10...15 %. После проведения легирования готовую сталь сливают в ковш.

### **8.5. Перспективы развития электрометаллургии сталей**

Еще 50 лет назад считали, что электропечи всегда будут оставаться агрегатами для выплавки высоколегированных сталей и сплавов. Однако совершенствование конструкции электропечей, использование кислородных и топливно-кислородных горелок, развитие методов ковшовой металлургии, электротехнической и, в

частности, электродной промышленности, появление новых шихтовых материалов, например, прямовосстановленного губчатого железа — привели к созданию новых мощных дуговых печей большой емкости, предназначенных для производства низколегированных и углеродистых сталей массового использования.

Все более широко используются приемы, позволяющие существенно сократить длительность плавки: предварительный подогрев шихтового скрапа отходящими газами, использование двухкорпусных дуговых печей, ведение плавки с так называемым «жидким стартом», когда небольшую часть металла от предыдущей плавки оставляют в печи. Последний прием оказался особенно перспективным в случае использования в качестве основного компонента шихты металлизированных окатышей.

Еще одним весьма перспективным приемом является использование модуля «дуговая печь постоянного тока — конвертер», сочетающего преимущества дуговой печи постоянного тока и кислородного конвертера. Такой модуль позволяет увеличить долю скрапа в конвертере до 100 % при одновременном повышении качества выплавляемых сталей и без снижения производительности конвертера.

Успешно решается проблема использования смешанного скрапа, содержащего остатки пластмасс, наличие которых в шихте является причиной появления в составе отходящих газов крайне токсичных соединений: диоксинов и фуранов.

Таким образом, в ближайшие годы доля электростали в общей доле ее мирового производства будет увеличиваться.

## **Глава 9. Дуплекс-процессы**

Дуплекс-процессы — это двухстадийные процессы, при которых выплавка сталей осуществляется последовательно в двух агрегатах. Агрегаты могут быть как одинаковыми, так и различными. Называют дуплекс-процессы следующим образом:

сначала указывают агрегат, используемый на второй стадии, а затем — агрегат, используемый на первой стадии, например: «Кислородный конвертер на кислородный конвертер» или «Дуговая электропечь на кислородный конвертер», то есть, в первом случае на процесс на обеих стадиях ведут в кислородных конвертерах, а во втором случае на первой стадии используют кислородный конвертер, а на второй — дуговую электропечь.

Ниже приведены некоторые примеры использования дуплекс-процессов.

### **9.1. Дуплекс-процесс «кислая мартеновская печь на основную мартеновскую печь»**

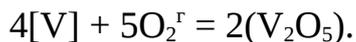
Известно, что удаление фосфора и серы возможно только в агрегатах с основной футеровкой, однако в кислых печах возможно получение прочных неметаллических включений наиболее благоприятной — сферической формы, которые не деформируются при обработке давлением, сохраняя свою сферическую конфигурацию. Поэтому на первой стадии в основной мартеновской печи получают жидкий полупродукт с минимально возможным содержанием фосфора и серы (не более 0,01...0,02 %), затем полупродукт выпускают в ковш и переливают в мартеновский агрегат с кислой футеровкой, где и проводят выплавку кислой стали с неметаллическими включениями сферической формы. Если необходимо обеспечить еще меньшее содержание фосфора и серы, проводят дуплекс-процесс «кислая мартеновская печь на основную дуговую электропечь».

### **9.2. Дуплекс-процессы для переработки природнолегированных чугунов**

Довольно часто железные руды содержат оксиды полезных элементов, таких как ванадий, хром, марганец и др. В результате доменной плавки эти примеси восстанавливаются и переходят в чугун. Технологиями, позволяющими выплавить сталь и одновременно — отделить эти полезные примеси для последующего производства ферросплавов, являются дуплекс-процессы. Примером такой технологии может служить используемый на ОАО «Нижнетагильский

металлургический комбинат» дуплекс-процесс «основной кислородный конвертер на основной кислородный конвертер».

В доменных печах ОАО НТМК получают ванадиевый чугун следующего среднего состава: 4,4...4,8 % С; 0,40...0,55 % V; 0,15...0,40 % Si; 0,20...0,55 % Mn; 0,10...0,35 % Ti; менее 0,045 % S и менее 0,01 % P. Этот чугун заливают в первый конвертер и ведут продувку кислородом. Главная задача — окислить ванадий и перевести его в шлак



Для поддержания в конвертере относительно низких температур, необходимых для успешного протекания процессов окисления ванадия, во время продувки в конвертер присаживают чушковый ванадиевый чугун. Длительность продувки 6...10 мин. Одновременно с ванадием окисляются и другие примеси: кремний, марганец, а также — и небольшая часть углерода. В результате плавки в первом конвертере получают жидкий полупродукт состава — 2,7...3,2 % С; менее 0,04 % V и ванадиевый шлак — 18...25 % V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 12...18 % SiO<sub>2</sub>; 3...5 % Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; FeO — остальное. Полупродукт через летку выпускают в ковш и переливают во второй конвертер, в котором ведут продувку до получения стали с заданным содержанием углерода. Слитый в шлаковую чашу ванадиевый шлак отправляют в специальный цех для производства феррованадия.

На ОАО «Чусовской металлургический завод» с этой же целью используют дуплекс-процесс «основная мартеновская печь на бессемеровский конвертер».

### **9.3. Дуплекс-процесс «кислородный конвертер на дуговую электропечь»**

Этот процесс получил достаточно широкое распространение, поскольку позволяет получать низкоуглеродистую сталь с высоким содержанием хрома (типа 03X18H9) при использовании дешевого высокоуглеродистого феррохрома. Традиционный способ выплавки таких сталей в дуговой электропечи требует применения дорогого низкоуглеродистого феррохрома.

На первой стадии в дуговой электропечи выплавляют легированный хромом и никелем углеродистый полупродукт с содержанием углерода 1,3...2,5 %.

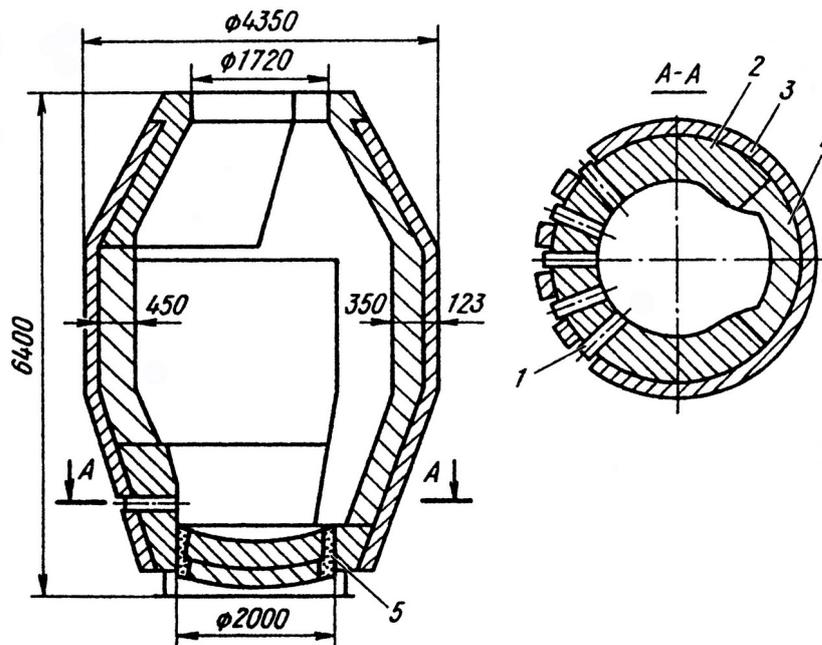


Рис. 9.1. Общее устройство аргоно-кислородного конвертера:

- 1 — сопло для подачи аргоно-кислородной смеси,
- 2 — смолодоломитовый кирпич высокого качества,
- 3 — обожженный смолодоломитовый кирпич,
- 4 — обожженный доломитовый кирпич, 5 — смолодоломитовая набивная масса

Вторая стадия этого процесса — окончательная выплавка стали в специальном конвертере с нижней аргоно-кислородной продувкой получила название *AOD*-процесс (*Argon-Oxygen Decarburization*).

Полупродукт вместе со шлаком переливают в конвертер, устройство которого показано на рис. 9.1. Конвертер продувают аргоно-кислородной смесью через сопла, расположенные в стенке у днища. Сопла состоят из центральной трубы для подачи аргоно-кислородной смеси и наружной трубы, по которой подают аргон для охлаждения сопла. Футеровка конвертера — смолодоломитовая.

Продувка делится на два периода. Первый период — окислительный. Во время этого периода происходит окисление примесей (легирующих добавок) и углерода. Перед началом продувки в конвертер загружают охладители: стальной лом и легирующие добавки. Продувку ведут аргоно-кислородной смесью переменного состава: в начале продувки соотношение расхода кислород/аргон

равно 3:1. По мере уменьшения содержания углерода в жидком металле долю аргона постепенно увеличивают. Заканчивают окислительный период при соотношении кислород/аргон как 1:2. Длительность периода примерно 70 мин.

Когда содержание углерода в металле снизится до 0,03...0,04 %, начинают проведение восстановительного периода — отключают подачу кислорода, продолжая продувку аргоном. Кроме того, в конвертер вводят известь и ферросилиций, который необходим для восстановления хрома, окислившегося и перешедшего в шлак во время окислительного периода. Продувка аргоном длится около 5 мин. За это время кремний восстанавливает из шлака до 95 % хрома. Продувку аргоном останавливают. Шлак, содержащий повышенное количество  $\text{SiO}_2$ , сливают и наводят свежий шлак, вводя известь и плавиковый шпат. При возобновлении аргоновой продувки в свежий шлак переходит до 95 % содержащейся в жидком металле серы. Длительность повторной продувки аргоном длится не более 3...5 мин. Общая длительность обработки в AOD-конвертере не превышает 90 мин.

## **Глава 10. Технологии получения сталей высокого и особо высокого качества**

Быстрое развитие современной техники предъявляет все более высокие требования к качеству сталей. Для целого ряда изделий авиационной и космической техники, для конструкций и деталей, работающих в условиях крайнего Севера, для радиоэлектронной и приборостроительной техники требуются стали и сплавы с гарантированным отсутствием макродефектов, однородные по составу и свойствам, содержащие в своем составе чрезвычайно низкие количества нежелательных примесей.

Качество сталей, выплавленных в обычных сталеплавильных агрегатах — конвертерах, дуговых электропечах, мартеновских печах — этим требованиям не соответствует. Поэтому во второй половине XX века получили развитие приемы и

технологии, способные обеспечить особо высокое металлургическое качество сталей и сплавов.

Эти способы можно разбить на две группы: специальная электрометаллургия (переплавные процессы) и ковшовая металлургия (или внепечная обработка жидких сталей). Теоретические основы этих способов изложены в главе 4.

### **10.1. Ковшовая металлургия**

Все разработанные на сегодняшний день методы ковшовой металлургии по их функциональной направленности можно разделить на 4 основные группы:

- 1) методы перемешивания жидкого металла с целью усреднения температуры и химического состава;
- 2) методы введения порошковых реагентов, раскислителей и легирующих микродобавок;
- 3) вакуумная обработка жидких сталей и сплавов;
- 4) методы комплексной обработки на установках «ковш – печь».

#### **10.1.1. Методы перемешивания**

Перемешивание жидких сталей при продувке аргоном или азотом является простым, дешевым и поэтому – самым распространенным способом внепечной обработки (рис. 10.1). Они позволяют проводить гомогенизацию жидких сталей, удалять до 10...15 % водорода и неметаллических включений, а также активизировать обменные процессы между металлом и шлаком.

Продувку металла в ковше инертным газом проводят с помощью фурмы, опускаемой сверху (рис. 10.1, а), либо через фурмы, расположенные тангенциально в днище ковша, либо через пористые пробки, швы и вставки, устанавливаемые в днище ковша (рис. 10.1, б). В последние годы метод продувки металла инертным газом получил дальнейшее развитие на заводах японской фирмы «*Nippon Steel Corporation*». Для защиты металла от окисления, повышения усвояемости раскислителей и легирующих добавок и точной корректировки химического состава сталь покрывают слоем синтетического шлака. Раскисление и легирование проводят

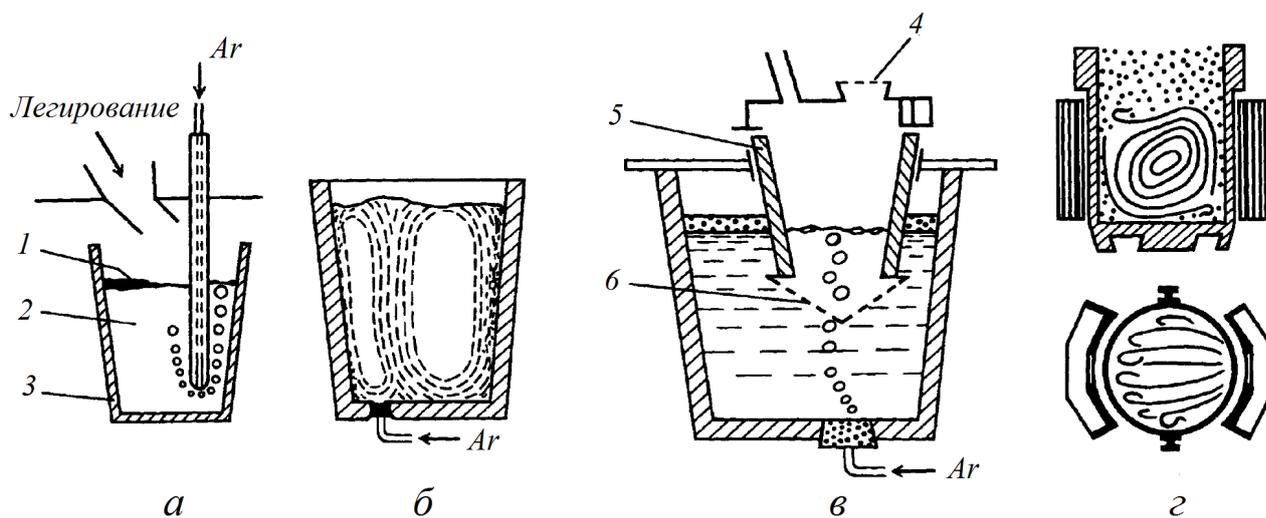


Рис. 10.1. Методы перемешивания расплава:

*a* — продувка аргоном через погруженную фурму, *б* — продувка аргоном снизу через пористую пробку, *в* — процесс *CAS-OB*, *г* — электромагнитное перемешивание;

1 — шлак; 2 — жидкий металл; 3 — ковш, 4 — люк;

5 — погружной колпак; 6 — защитный стальной конус

в нейтральной атмосфере через погружной колпак (рис. 10.1, *в*). Для химического подогрева металла во время обработки в расплав через верхнюю фурму вдувают кислород и одновременно вводят алюминиевый порошок. В литературе этот способ обработки называют *CAS-OB*.

Электромагнитное перемешивание металла в ковше (рис. 10.1, *г*) обладает рядом преимуществ по сравнению с продувкой инертным газом: большую надежность и безопасность, гибкость и точность регулирования режима, меньшие затраты. Однако в этом случае нет возможности удаления водорода.

### 10.1.2. Методы введения порошковых реагентов

Эти методы «инжекционной металлургии» позволяют решать задачи по глубокой дефосфорации и десульфурации жидких сталей, раскислению и модифицированию неметаллических включений, точному регулированию содержания различных элементов, включая углерод и азот.

Вдувание смеси порошкообразных материалов (фракция до 2 мм)  $\text{CaO-FeO-CaF}_2$  в струе инертного газа позволяет проводить глубокую дефосфорацию. Для

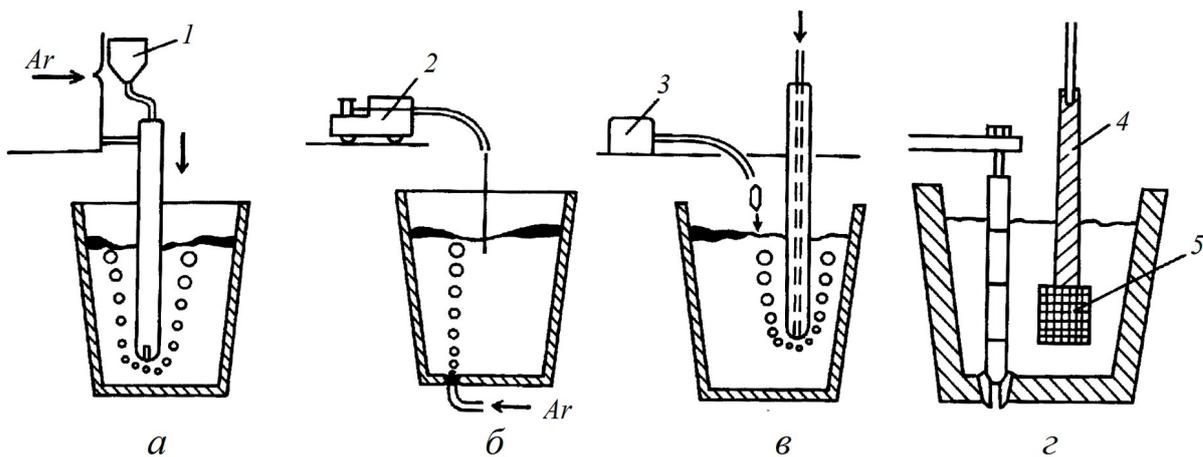


Рис. 10.2. Методы введения порошкообразных реагентов, раскислителей и микролегирующих добавок: а — вдувание порошков, б — введение полой проволоки, в — выстреливание пуль, г — погружение в жидкую сталь в контейнере;

1 — контейнер; 2 — трайб-аппарат; 3 — пневматическая пушка; 4 — штанга;  
5 — закрытый контейнер

эффективной десульфурации жидкую сталь под слоем низкоокисленного шлака продувают смесью  $\text{CaO-Al}_2\text{O}_3\text{-CaF}_2$  в струе аргона (рис. 10.2, а).

Перспективным способом введения порошкообразных материалов является введение их в жидкую сталь внутри тонкостенной трубки с помощью трайб-аппарата (рис. 10.2, б). Этот метод, называемый *CW (Cored Wire)* обладает следующими преимуществами по сравнению с вдуванием порошков в струе инертного газа: стальная оболочка защищает реагенты от окисления во время хранения и транспортировки, предохраняет их от окисления при прохождении через слой шлака, позволяет точно дозировать количество добавок и вводить их на определенную глубину. Одновременно с введением добавок сталь продувают аргоном снизу.

В качестве наполнителей для десульфурации используют не только кальцийсодержащие соединения, но и микролегирующие добавки, позволяющие с высокой точностью регулировать содержание в сталях алюминия, титана, бора, углерода и других элементов. Проволоку с добавками можно вводит не только во время внепечной обработки, но и в процессе непрерывной или сифонной разливки.

Несколько меньшее распространение в практике внепечной обработки сталей получил способ введения компонентов путем выстреливания капсул

пневматической пушкой в глубь жидкого металла (рис. 10.2, в). Подобный способ, разработанный в Японии, получил название *ABS (Aluminium Bullet Shooting)*.

Еще одним способом введения активных реагентов в жидкую сталь является погружение их в ковш в закрытом контейнере на футерованной штанге (рис. 10.2, з).

### **10.1.3. Вакуумная обработка**

Вакуумная обработка жидких сталей получает все большее распространение: только за последние 10 лет на металлургических заводах мира введено в действие более 80 новых установок для вакуумной обработки общей производительностью 62 млн т/год. По прогнозам в 2010 г до 30 % всех выплавляемых сталей в мире сталей будет подвергаться вакуумной обработке.

Вакуумная обработка при снижении давления в камере до 0,1...1,0 кПа обеспечивает глубокое обезуглероживание (до 0,01 %) и раскисление, снижение содержания водорода до 1 *ppm* (*ppm* — *part per million* — число атомов примеси на миллион атомов железа), уменьшение доли неметаллических включений, гомогенизацию по температуре и химическому составу, точное легирование при высокой степени усвоения вводимых компонентов.

Все методы вакуумирования можно разделить на три группы:

1) струйное вакуумирование при выпуске металла из сталеплавильного агрегата в ковш, при переливе из ковша в ковш, при разливке в изложницы или при непрерывной разливке;

2) вакуумирование в ковше с одновременным электромагнитным перемешиванием или продувкой инертным газом;

3) вакуумирование порций металла вне ковша в вакуум-камере.

*Струйное вакуумирование* (рис. 10.3) применяют при разливке в изложницы слитков большой массы (до 500 т и более) для поковок ответственного назначения (коленчатых и гребных валов океанских судов, роторов турбин, прокатных валков большого диаметра). Перспективным является разработанный в России метод поточного вакуумирования сталей при непрерывной разливке (рис. 10.4). Метод позволяет снижать содержание водорода, кислорода и долю неметаллических

включений в струе металла в вакуумной камере, расположенной над промежуточным ковшом установки непрерывной разливки сталей.

Вакуумирование сталей при выпуске из печи и при переливе из ковша в ковш не получило широкого распространения вследствие значительного охлаждения металла (на 40...90 °С).

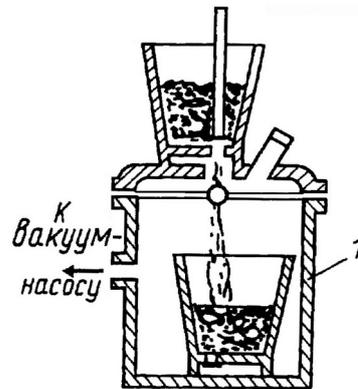


Рис. 10.3. Схема струйного вакуумирования: 1 — вакуумная камера

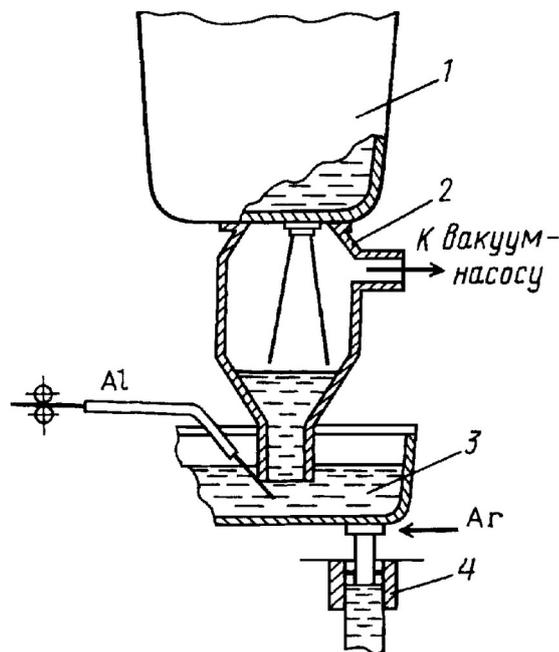


Рис. 10.4. Поточное вакуумирование стали при непрерывной разливке:

1 — сталеразливочный ковш; 2 — вакуум-камера; 3 — промежуточный ковш; 4 — кристаллизатор

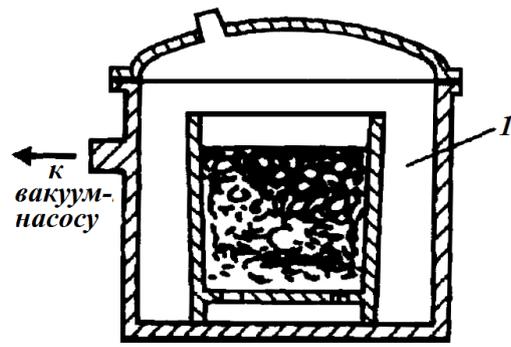


Рис. 10.5. Схема вакуумирования в ковше: 1 — вакуум-камера

Вакуумирование в ковше, помещенном в специальную вакуумную камеру или закрытом герметичной крышкой, является наиболее простым способом вакуумной обработки жидкого металла (рис. 10.5). Такой обработке чаще подвергают нераскисленную сталь, в которой в результате интенсивного кипения, содержание водорода и кислорода может быть снижено до 3 ppm. Для повышения эффективности вакуумирования применяют электромагнитное перемешивание или продувку инертным газом. Причем продувка считается более эффективной, поскольку пузырьки аргона способствуют протеканию реакций обезуглероживания и процессов дегазации. Этот прием позволяет получать практически

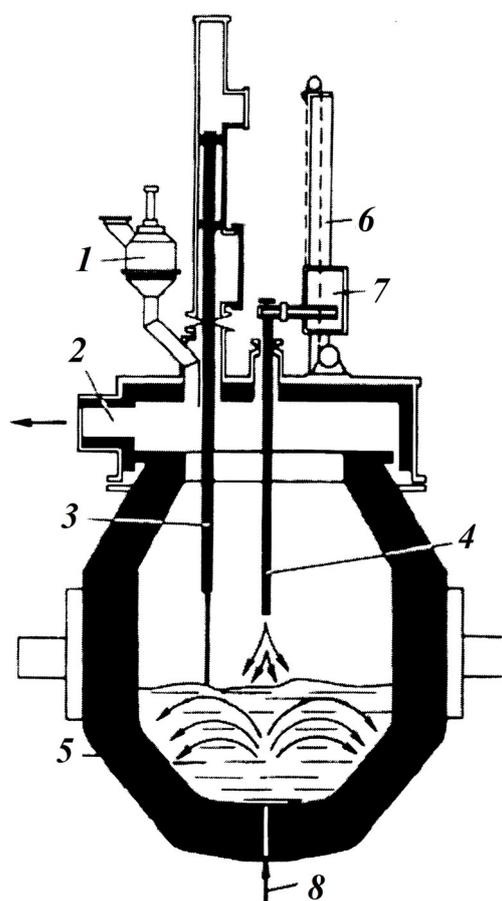


Рис. 10.6. Схема вакуумно-кислородного конвертера:

- 1 — шлюзовое устройство для ввода в вакуум-камеру легирующих добавок;
- 2 — откачка газов; 3 — вакуумная фурма для замера температуры и отбора проб; 4 — кислородная фурма в рабочем положении; 5 — корпус конвертера; 6 — направляющее устройство кислородной фурмы;
- 7 — тележка кислородной фурмы;
- 8 — подача аргона

безуглеродистую сталь (не более 0,01 % C) с содержанием водорода не более 2 ppm. К недостаткам вакуумирования в ковше следует отнести необходимость перегрева металла на 40...70 °С и низкую степень деазотизации.

Преодолеть эти недостатки позволяет способ вакуумно-кислородного обезуглероживания (*VOD* — *Vacuum-Oxygen Decarburization*): ковш с жидким металлом, находящийся в вакуумной камере, продувают сверху кислородом, а снизу — через пористую пробку в днище ковша подают аргон (рис. 10.6). Этот прием позволяет получать безуглеродистую сталь с содержанием азота не более 25—30 ppm без предварительного перегрева.

Кроме того, эта технология позволяет получать низкоуглеродистые коррозионностойкие стали с содержанием хрома более 12 %.

Процесс *VOD* делится на два периода: продувочный и послепродувочный. В период продувки сталь под вакуумом продувают кислородом в течение 60 – 80 мин. В условиях вакуума кислородная продувка приводит к смещению равновесия реакции окисления углерода  $[C] + [O] \rightarrow CO^{\uparrow}$  вправо, и содержание углерода снижается от 0,7...1,0 до 0,08...0,10 %. Температура во время продувочного периода повышается с 1550 до 1685 °С.

Во время послепродувочного периода кислородную продувку прекращают, вводят шлакообразующие вещества, раскислители и легирующие добавки и при вакууме, равном 130 Па (примерно 1 торр) продолжают подавать аргон. Происходит дальнейшее снижение содержания углерода до 0,03...0,04 %, содержание серы снижается до 0,006 %. Еще одной особенностью процесса *VOD* является высокая степень усвоения легирующих добавок: хром, никель и молибден усваиваются практически полностью (степень усвоения 99 %), марганец усваивается на 95 %, ниобий на 92...95 %, алюминий и титан на 80...90 %.

*Вакуумирование* порций металла в вакуум-камере вне ковша. Двумя основными способами вакуумирования отдельных порций металла являются разработанные в Германии способы порционного вакуумирования (способ *DH*) и циркуляционного вакуумирования (способ *RH*).

Установка *DH* (рис. 10.7) имеет вакуумную камеру 2, в нижней части которой расположен засасывающий патрубок. Камера может совершать движения вверх-вниз.

Перед обработкой жидкой стали камеру нагревают до 1550 °С графитовым нагревателем 4 или газокислородной горелкой. Когда камера находится в нижнем положении, включаются вакуумные насосы, создавая в камере вакуум около 100 Па. В результате разности давлений (давления в камере и атмосферного давления) металл из ковша 1 выдавливается в камеру, заполняя ее нижнюю часть. В металле, оказавшемся в камере, под действием разрежения активизируются реакции дегазации — происходит удаление кислорода, водорода и азота. Металл «кипит». Как только «кипение» прекращается, камеру поднимают, что приводит к уменьшению объема, занимаемого металлом в вакууматоре, и порция стали из вакуумной камеры перемещается обратно в ковш. Высота подъема стали, равная 1,4 м при этом не изменяется. Далее цикл повторяют. Обычно для достижения желаемой степени дегазации производят 30—40 циклов. При этом кратность циркуляции металла составляет 3—4, т.е. любая порция металла должна побывать в вакууматоре 3—4 раза. При обработке сталей по методу *DH* содержание углерода можно снизить до 0,005 %, содержание

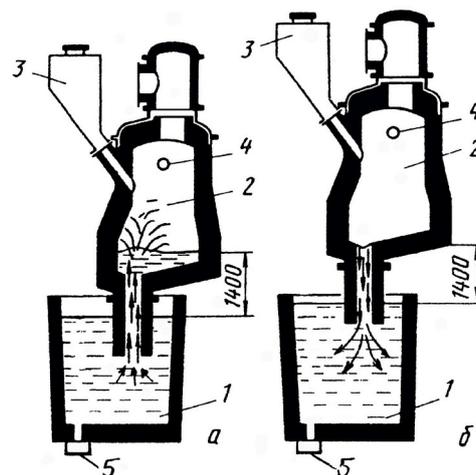


Рис. 10.7. Схема установки порционного вакуумирования (установка *DH*):  
 1 — ковш с металлом; 2 — вакууматор;  
 3 — бункер для присадки ферросплавов;  
 4 — графитовый стержень для подогрева вакууматора; 5 — шиберный затвор

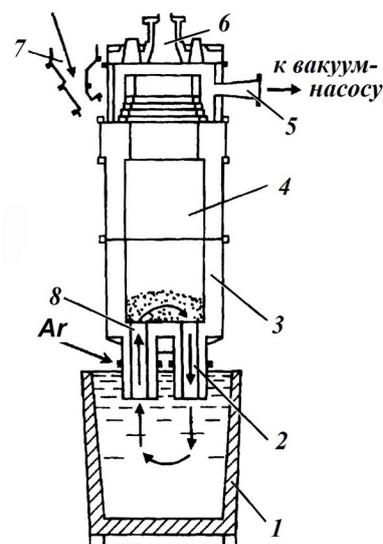


Рис. 10.8. Схема установки циркуляционного вакуумирования (установка *RH*): 1 — ковш с металлом; 2 — сливной патрубкок;  
 3 — нижняя съемная часть вакууматора;  
 4 — вакууматор; 5 — вакуум-провод;  
 6 — отверстие для горелки; 7 — загрузочный патрубкок; 8 — подъемный патрубкок

кислорода и водорода уменьшить в 2—3 раза, азота в 1,2—1,5 раза. Установка *DH* позволяет вакуумировать плавки массой до 400 т.

Установка *RH* (рис. 10.8) состоит из цилиндрического вакууматора 2, в нижней части которого имеются погружаемые в жидкий металл патрубки — подъемный 3 и сливной 4. При откачке воздуха металл поднимается в вакууматор на высоту 1,4 м. Одновременно с началом откачки воздуха в нижнюю часть подъемного патрубка подают холодный аргон. Поднимаясь по патрубку 3, аргон нагревается и резко увеличивается в объеме. Поэтому в вакууматор поступает смесь, которая состоит из десяти частей газа и одной части металла. Поскольку скорость газо-металлической смеси превышает 5 м/с, сталь на входе в вакууматор разбрызгивается, и вакуумной дегазации подвергается металл в объеме капли. Это резко увеличивает эффективность вакуумной обработки. Дегазированный металл по сливному патрубку стекает в ковш. Продолжительность обработки 20—30 мин, кратность циркуляции 3—4.

При *RH* вакуумировании содержание кислорода в стали уменьшается в 2—3 раза, водорода — в 1,5—2,5 раза, азота — в 1,2—1,3 раза.

Дальнейшим развитием *RH*-технологии является процесс *RH-OB*, при котором в процессе порционного вакуумирования сталь дополнительно продувают кислородом. Данный процесс позволяет получать коррозионностойкие хромоникелевые стали с содержанием углерода менее 0,02 %. Кроме того, с помощью процесса *RH-OB* получают кузовные стали, практически не содержащие углерода (не более 0,003 %) и азота (не более 0,004 %).

#### **10.1.4. Методы комплексной обработки на установках «ковш-печь»**

Первые агрегаты для комплексной обработки сталей представляли собой ковш и набор крышек. В самом простом случае крышек могло быть две: одна — для дугового подогрева, вторая — для вакуумной обработки. Такая конструкция реализована в широко распространенной технологии *ASEA-SKF* (Швеция): ковш в процессе обработки стали последовательно перемещают под различные крышки.

Другой разновидностью комбинированного процесса обработки стали шлаковыми смесями и вакуумом при одновременном электродуговом подогреве и продувке аргоном может служить процесс *VAD* (*Vacuum Arc Degazation*), при котором реализуют глубокую десульфурацию путем вдувания порошковых реагентов ( $\text{CaC}_2$ ,  $\text{SiCa}$ ,  $\text{Ca}$ ) через погруженную фурму.

В последние годы в мировой практике большое распространение получает новое поколение агрегатов «ковш-печь», конструкция которых обеспечивает проведение обработки всех сталей без исключения. За рубежом такие агрегаты получили название *LF* (*Ladle-Furnace*), в России эти агрегаты называют АКОС (агрегат комплексной обработки сталей). Для того чтобы обеспечить эффективную теплопередачу и одновременно — защитить футеровку ковша от излишнего теплового воздействия, нагрев металла в АКОС осуществляют заглубленными в толстый слой шлака электрическими дугами длиной 100...140 мм (рис. 10.9). Большинство агрегатов имеют две системы для перемешивания металла: систему электромагнитного перемешивания и систему продувки инертным газом. Кроме того, АКОС имеет систему точного легирования и корректировки состава жидкого металла, устройства для вдувания порошков и введения проволоки, отбора проб, контроля температуры расплава в пределах  $\pm 2$  °С и очистки отходящих газов.

Агрегаты «ковш-печь» позволяют решать широкий круг задач по повышению качества сталей, а именно, регулировать температуру металла за счет нагрева, вводить большие количества легирующих ферросплавов, осуществлять глубокую десульфурацию. Для проведения десульфурации наводят шлак, основность которого достигает 5—7, а содержание FeO (окисленность) не превышает 0,3...0,5 %. Низкая окисленность шлака обеспечивается благодаря нейтральной (аргоновой) атмосфере.

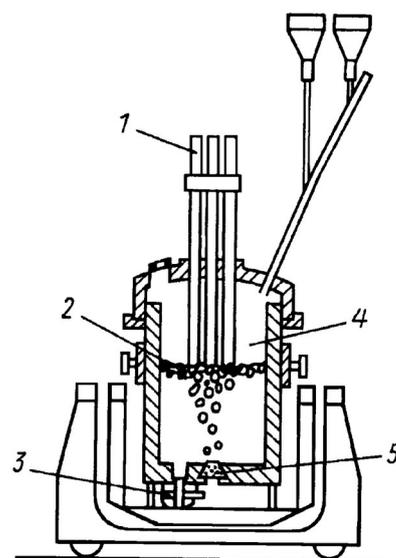
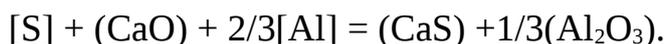


Рис. 10.9. Установка «ковш-печь»:

- 1 — электроды;
- 2 — рафинирующий шлак;
- 3 — шиберный затвор;
- 4 — инертная атмосфера;
- 5 — пористая пробка

Реакция десульфурации в присутствии небольших добавок алюминия запишется следующим образом:



При температуре 1600 °С и содержании в стали 0,05 % Al коэффициент

распределения серы достигает уровня  $\frac{(FeS)}{[s]} = 1500$ . Это означает, что при содержании серы в шлаке около 1 %, ее содержание в металле не будет превышать 0,0007 %.

## 10.2. Переплавные процессы

### 10.2.1. Плавка в вакуумно-индукционных печах

Установка для вакуумно-индукционной плавки (ВИП) представляет собой индукционную печь, помещенную в вакуумную камеру, из которой вакуумными

насосами откачивают газы. Емкость вакуумно-индукционных печей изменяется в пределах от нескольких килограммов до нескольких десятков тонн.

ВИП обладает следующими преимуществами перед другими вакуумными плавильными агрегатами:

1) имеется возможность длительной выдержки жидкого металла под вакуумом, благодаря чему происходит глубокая дегазация, раскисление и очищение от большей части неметаллических включений и примесей цветных металлов;

2) можно выплавлять самые сложные по химическому составу стали и сплавы из самых различных металлических шихтовых материалов.

К недостатками ВИП можно отнести невозможность уменьшения концентрации примесей, в процессах удаления которых принимает участие шлаковая фаза (серы и фосфора), а также — возможность загрязнения металла экзогенными неметаллическими включениями (кусочки футеровки тигля).

### **10.2.2. Вакуумная дуговая плавка (ВДП)**

В вакуумных дуговых установках (рис. 10.10) расплавление заготовки происходит под действием электрической дуги. Переплавленной заготовкой чаще всего является стальной слиток, полученный каким-либо традиционным способом (конвертер, электропечь или мартеновская печь).

Установка состоит из вакуумной камеры 6, с которой герметично состыкован медный водоохлаждаемый кристаллизатор 4.

В вакуумной камере может двигаться без нарушения герметичности стальная водоохлаждаемая штанга-электрододержатель. К концу штанги крепят переплавленную заготовку — электрод 5.

Перемещение электрододержателя вместе с электродом осуществляют электромеханическим приводом. Перед началом процесса на дно кристаллизатора укладывают так называемую «затравку» — шайбу из такого же материала, который сейчас собираются выплавлять. Включают в работу вакуумные насосы, получают необходимую степень разрежения (около  $10^{-2}$  Па) и затем подают питающее напряжение от источника питания 1. При подаче напряжения между электродом и

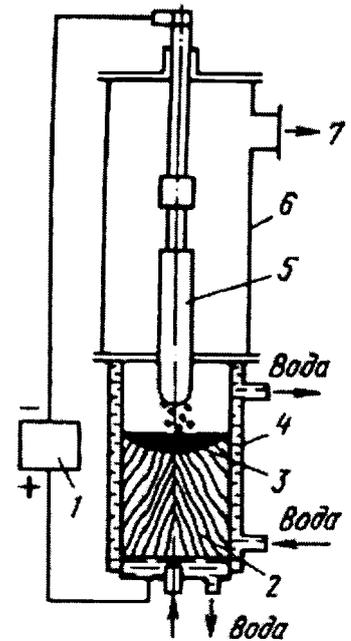


Рис. 10.10. Схема вакуумно-дугового переплава:

- 1 — источник питания;
- 2 — слиток;
- 3 — ванна расплава;
- 4 — кристаллизатор;
- 5 — электрод (переплавляемая заготовка);
- 6 — вакуум-камера,
- 7 — вакуум-провод

затравкой зажигается электрическая дуга. Под действием высокой температуры дуги головная часть электрода быстро нагревается и постепенно расплавляется. Капли жидкого металла падают в кристаллизатор, где образуется небольшая ванна жидкого металла. Наиболее эффективная обработка вакуумом происходит во время формирования капли и ее падения в кристаллизатор. По мере расплавления электрода в кристаллизаторе растет слиток рафинированного (очищенного) металла.

ВДП позволяет удалять газы, примеси цветных металлов, уменьшает долю неметаллических включений. Благодаря быстрой направленной кристаллизации стальной ВДП-слиток имеет более благоприятное строение, по сравнению с обычным слитком. Недостатком процесса является невозможность легирования металла по ходу плавки.

Для получения сталей особо высокой чистоты по газам проводят двойную ВДП-обработку или сначала производят ВИП, а затем — ВДП.

### **10.2.3. Электроннолучевая плавка (ЭЛП)**

Принцип нагрева металла в установках ЭЛП заключается в бомбардировке переплавляемой заготовки электронным пучком высокой энергии в глубоком вакууме (остаточное давление в вакуумной камере при ЭЛП не превышает  $10^{-2} \dots 10^{-3}$  Па). Таким образом, установка ЭЛП (рис. 10.11) отличается от установки ВДП источником энергии и более высоким разрежением в вакуумной камере; в остальном, эти установки весьма похожи.

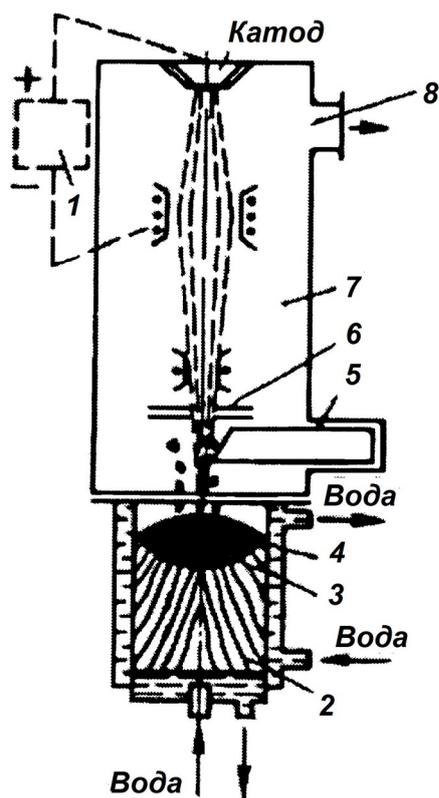


Рис. 10.11. Схема электроннолучевого

переплава: 1 — источник питания;

2 — слиток; 3 — ванна расплава;

4 — кристаллизатор; 5 — электрод  
(переплавляемая заготовка);

6 — фокусирующее устройство;

7 — вакуум-камера;

8 — вакуум-провод

Преимуществами установок ЭЛП являются: высокая степень рафинирования благодаря высокой степени разрежения и высокой температуре; отсутствие экзогенных неметаллических включений, поскольку медный водоохлаждаемый кристаллизатор ЭЛП не имеет футеровки; возможность расплавления самых тугоплавких металлов. К недостаткам ЭЛП можно отнести повышенный расход электроэнергии и высокую стоимость самих установок, а также — высокие затраты на их эксплуатацию.

#### 10.2.4. Электрошлаковый переплав (ЭШП)

Электроннолучевую плавку с успехом применяют для получения особо чистых по газам, неметаллическим включениям и примесям цветных металлов и сплавов, сталей и тугоплавких металлов — вольфрама, молибдена, тантала, титана и др. Остаточное содержание углерода, кислорода, водорода и азота в сталях и сплавах можно уменьшить до 0,001 %.

Процесс ЭШП был разработан в институте электросварки им. Е.О. Патона (г. Киев, Украина). Практическое использование ЭШП началось в 1958 г., когда на заводе «Днепроспецсталь» (г. Запорожье, Украина) вступила в строй первая в мире промышленная установка ЭШП.

Принципиальная схема ЭШП представлена на рис. 10.12. Электрическая цепь между переплавляемым электродом и наплавляемым слитком замыкается через слой жидкого синтетического шлака. Жидкий шлак электропроводен, но обладает высоким удельным электросопротивлением, и при прохождении электрического тока он разогревается до 1700...2000 °С. В результате головная часть переплавляемого электрода, погруженная в шлак, постепенно расплавляется. Металл, по каплям просачиваясь сквозь слой шлака, попадает в кристаллизатор. В кристаллизаторе постепенно формируется слиток рафинированного металла. Рафинирование происходит в то время, когда капля сочится сквозь слой шлака.

В качестве расходуемых электродов используют либо специальные слитки, полученные при кристаллизации в длинных изложницах, либо кованные (или катаные) заготовки, либо непрерывнолитые заготовки квадратного или круглого сечения.

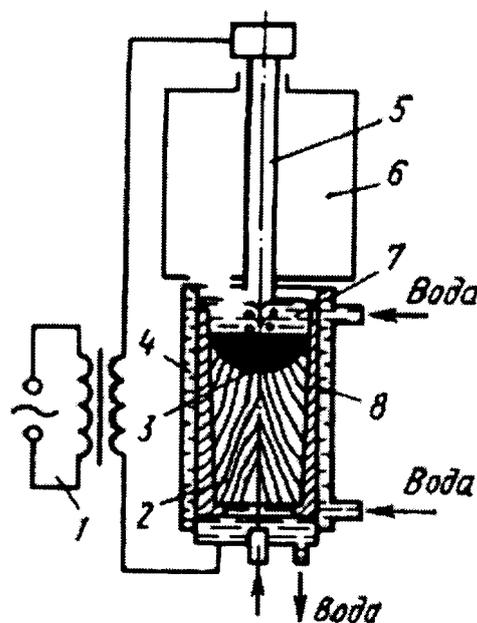


Рис. 10.12. Схема электрошлакового переплава:

- 1 — источник питания;
- 2 — слиток; 3 — ванна расплава;
- 4 — кристаллизатор; 5 — электрод (переплавляемая заготовка);
- 6 — герметизированная камера;
- 7 — слой синтетического шлака;
- 8 — шлаковая рубашка

Чаще всего данный способ рафинирования используют для снижения содержания серы (до 0,001 %). Кроме того, ЭШП можно использовать для глубокой дефосфорации и снижения доли оксидных включений.

Применение ЭШП позволило решить проблему повышения качества подшипниковых сталей, используемых для тяжелонагруженных авиационных подшипников. Методом ЭШП получают стали и сплавы для дисков и лопаток газотурбинных авиадвигателей, электрогенераторов, прокатных валков и других деталей, работающих в сложных условиях.

## Глава 11. Разливка сталей

Разливкой называют операцию распределения жидких сталей по чугунным (реже — стальным) емкостям-изложницам, в которых происходит процесс кристаллизации сталей и формирование стальных слитков.

Разливка является важнейшим этапом сталеплавильного производства. Технология и организация процесса разливки в значительной степени определяют количество отходов при дальнейшем переделе стальных слитков и качество металлопродукции. Совершенствование технологии разливки является значительным резервом увеличения производства сталей, поскольку в настоящее время от 5 до 15 %, а в некоторых случаях — до 25 % выплавленной стали возвращается в переплав из-за дефектов, возникающих в процессе разливки и кристаллизации слитков.

### **11.1. Сталеразливочные ковши**

Готовую сталь вначале выпускают из сталеплавильного агрегата в сталеразливочный ковш, который представляет собой стальной сосуд, имеющий изнутри огнеупорную футеровку (рис. 11.1). Емкость сталеразливочных ковшей изменяется от 5 до 500 т.

Стальной кожух ковша изготавливают сварным из листа толщиной до 30 мм. В центральной части кожух имеет массивное опорное кольцо с ребрами жесткости, в которых закреплены две цапфы, позволяющие перемещать ковш с помощью мостового крана, а также — опрокидывать ковш для слива остатков металла и шлака. Для предотвращения самопроизвольного опрокидывания ковша цапфы крепят немного выше его центра тяжести.

Ранее футеровку сталеразливочных ковшей чаще всего выполняли из шамотного кирпича. Стойкость такой футеровки была невысокой (12—15 плавов), и ковши приходилось часто ремонтировать. В настоящее время рабочий слой футеровки ковшей выкладывают из высокоогнеупорных кирпичей на основе периклаза ( $MgO \geq 95\%$ ). Стойкость такой футеровки 60—120 плавов.

В днище ковша устанавливают гнездовой кирпич, в который перед каждой

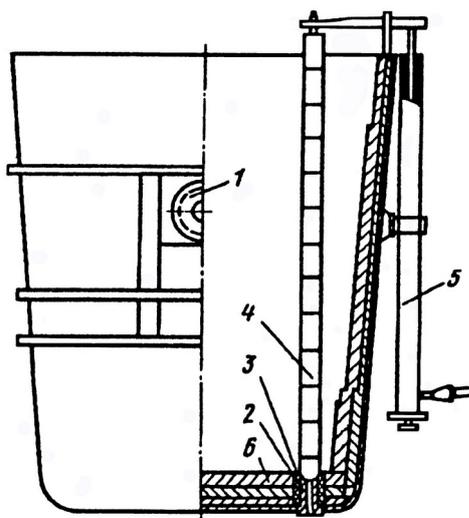


Рис. 11.1. Сталеразливочный ковш со стопором: 1 — цапфа; 2 — гнездо стакана; 3 — стакан; 4 — стопор;  
5 — стопорный механизм;  
6 — футеровка ковша

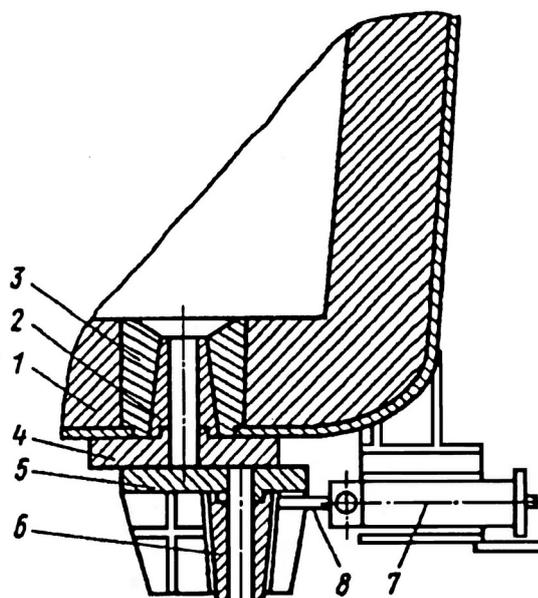


Рис. 11.2. Сталеразливочный ковш с шиберным затвором:

- 1 — футеровка ковша;
- 2 — разливочный стакан;
- 3 — гнездовой кирпич;
- 4 — неподвижная плита;
- 5 — подвижная плита;
- 6 — стакан-коллектор;
- 7 — гидроцилиндр; 8 — шток

плавкой вставляют периклазовый разливочный стакан (рис. 11.2). Для открывания и закрывания отверстия в разливочном стакане раньше использовали стопорные устройства, в настоящее время чаще используют шиберные затворы.

Шиберный затвор (рис. 11.2) состоит из двух притертых периклазовых плит: неподвижной 4 и подвижной 5. Подвижная плита со стаканом-коллектором 6 приводится в движение гидроцилиндром 7. Перемещая подвижную плиту, совмещают стакан-коллектор 6 с разливочным стаканом 2, тем самым, открывают отверстие для разливки металла.

Шиберный затвор работает в менее тяжелых условиях, чем стопор, поскольку стопор находится в объеме жидкой стали и поэтому значительно более долговечен и надежен в эксплуатации. В современных условиях это обстоятельство приобретает особую важность в связи с широким внедрением внепечной обработки сталей в ковше (ковшовой металлургии).

Далее жидкую сталь из ковша разливают в чугунные формы-изложницы. В результате кристаллизации стали в изложницах получают стальные слитки, которые в дальнейшем подвергают горячей обработке давлением (ковке, прокатке).

В настоящее время существуют два основных (традиционных) способа разливки сталей: разливка сверху и сифонная разливка.

## 11.2. Разливка сверху

При разливке сверху (рис. 11.3) сталь из сталеразливочного ковша сразу поступает в изложницы, установленные на чугунных поддонах. При заполнении изложницы шиберный затвор (или стопор) закрывают, ковш транспортируют к другой изложнице, заполняют ее и т.д. Иногда при разливке сверху используют двухстопорные ковши, что позволяет одновременно заполнять две изложницы и, тем самым, сократить длительность разливки. С целью уменьшения металлостатического напора струи и разбрызгивания металла на стенки изложницы в некоторых случаях разливку сверху ведут через промежуточные ковши (рис. 11.4, а) или через промежуточные воронки (рис. 11.4, б).

## 11.3. Сифонная разливка

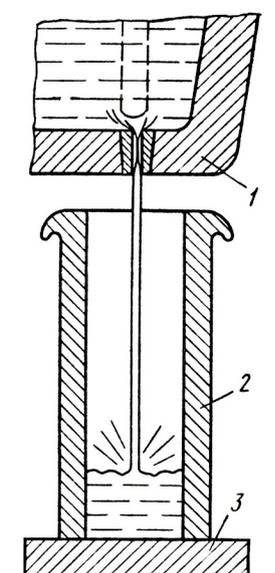


Рис. 11.3. Схема разливки сверху:  
1 — сталеразливочный ковш; 2 — изложница;  
3 — подставка

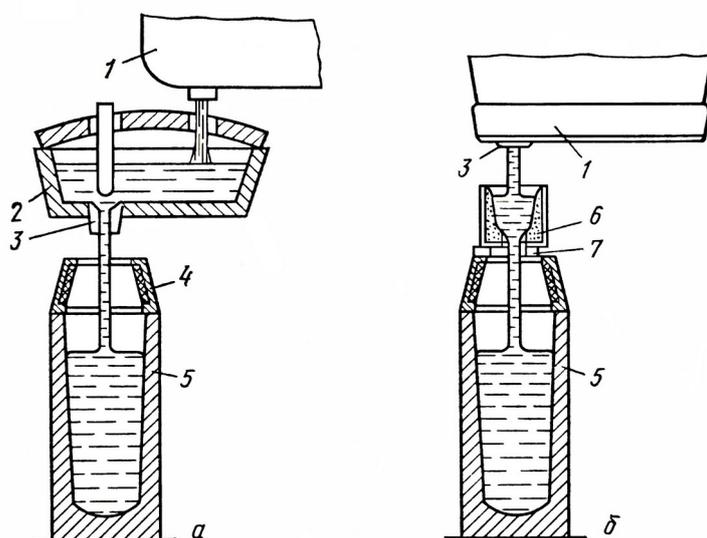


Рис. 11.4. Схема разливки стали сверху: через промежуточный ковш (а) и промежуточную воронку (б): 1 — сталеразливочный ковш; 2 — промежуточный ковш; 3 — стакан; 4 — прибыльная надставка; 5 — изложница; 6 — промежуточная воронка; 7 — подставка

Сифонная разливка (рис. 11.5) основана на принципе сообщающихся сосудов. Жидкая сталь из ковша 1 поступает в установленную на поддоне 5, футерованную изнутри центровую 2, а из нее по футерованным каналам в поддоне 6 — в изложницы 4.

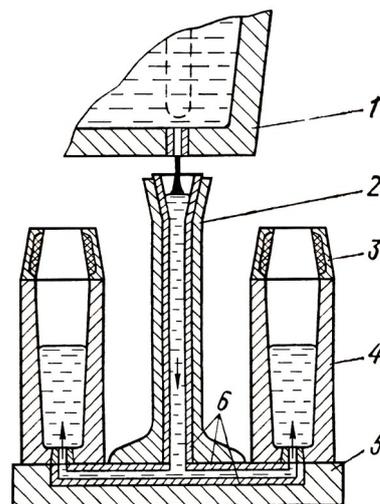


Рис. 11.5. Схема сифонной разливки:

- 1 — сталеразливочный ковш;
- 2 — центровая;
- 3 — прибыльная надставка;
- 4 — изложница; 5 — поддон;
- 6 — сифонный кирпич

При этом способе разливки жидкая сталь, поступая в изложницы снизу, заполняет одновременно все изложницы, установленные на поддоне (от 2 до 60 штук). После наполнения изложниц шиберный затвор закрывают, и ковш транспортируют к следующему поддону.

Оба эти способа разливки обладают рядом преимуществ и недостатков. Рассмотрим преимущества сифонной разливки:

1) длительность сифонной разливки за счет одновременного заполнения большого количества изложниц значительно меньше. Это позволяет разливать в мелкие слитки плавки большой массы;

2) сталь в изложницах поднимается спокойно, без разбрызгивания, поэтому поверхность слитка получается чистой, соответственно сокращается трудоемкость операции зачистки слитков;

3) облегчаются условия работы шиберного затвора или стопора сталеразливочного ковша вследствие меньшей длительности разливки и сокращения числа открываний и закрываний шибера или стопора;

4) во время разливки можно следить за поведением стали в изложнице и регулировать скорость разливки.

Недостатки сифонной разливки:

1) более сложная и более дорогая подготовка (дополнительные затраты на приобретение сифонного припаса и трудозатраты на сборку поддонов и центровых);

2) дополнительные потери металла в виде литников (0,7...2,5 % от массы разливаемой стали);

3) необходимость нагрева стали до более высокой температуры, т.к. в каналах сифонного припаса она дополнительно охлаждается;

4) вероятность загрязнения стали экзогенными неметаллическими включениями, попадающими в сталь из сифонного припаса.

Оба эти способа разливки широко используют. Вопрос о том, какой из способов лучше до сих пор не решен.

#### **11.4. Строение стальных слитков**

Впервые описание строения стального слитка было дано Д.К. Черновым в 1878 г. Основные характерные черты строения литого металла были отмечены именно тогда Д.К. Черновым, хотя многочисленные последующие исследования выявили много новых деталей.

Структура слитка спокойной стали, выявленная травлением его вертикального и горизонтального разрезов, представлена на рис. 11.6.

Структура слитка включает три основные металлографические зоны: первая зона — это наружная мелкозернистая корка. Она образуется в момент соприкосновения жидкой стали с холодными стенками изложницы. Толщина корковой зоны невелика — от 6 до 15 мм.

Вторая зона — зона крупных столбчатых кристаллов. Формирование корковой зоны изменяет условия теплоотвода, поскольку корка имеет температуру, близкую к температуре кристаллизации стали. Градиент температур резко уменьшается, в результате чего из небольшого числа центров кристаллизации начинают расти

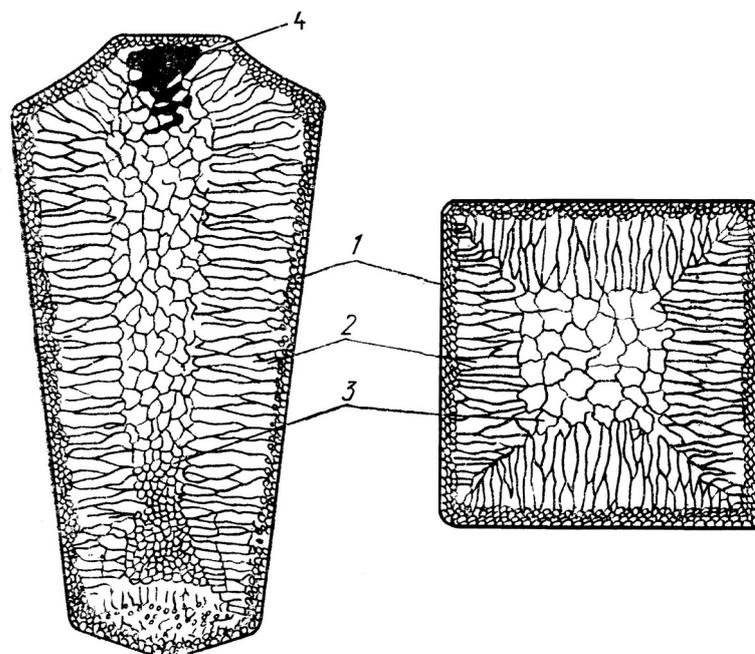


Рис. 11.6. Схема строения слитка спокойной стали: 1 — зона мелких равноосных кристаллов (корковая зона); 2 — зона крупных столбчатых кристаллов (зона направленного теплоотвода); 3 — зона крупных равноосных кристаллов; 4 — усадочная раковина

нормально ориентированные к поверхности корки (в направлении, противоположном направлению отвода тепла) столбчатые кристаллы.

Третья, центральная зона слитка — зона крупных равноосных кристаллов. В центре формирующегося слитка уже нет преимущественного направления отвода тепла, поэтому и образуются кристаллы, размеры которых в различных направлениях весьма близки. Более подробно закономерности формирования слитков и отливок обсуждаются в разделе 12.1.

В зоне столбчатых кристаллов металл более плотный, содержит меньшее количество мелких раковин и газовых пузырей. Места стыков столбчатых кристаллов имеют пониженную прочность. Увеличение скорости охлаждения слитка может привести к тому, что в слитке будет отсутствовать зона крупных равноосных кристаллов. Этот случай кристаллизации называют транскристаллизацией.

Жидкий металл имеет больший удельный объем, чем закристаллизовавшийся, поэтому залитая в изложницу сталь в процессе кристаллизации уменьшается в объеме, что приводит к формированию пустот, называемых усадочными

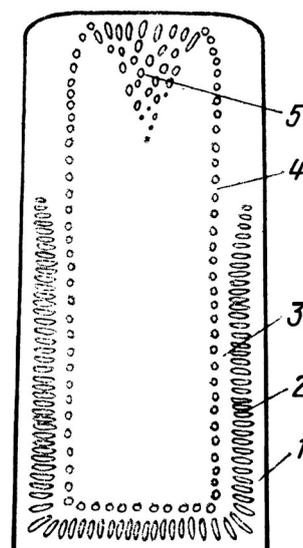


Рис. 11.7. Схема строения слитка кипящей стали:

- 1 — корковая зона;
- 2 — зона сотовых пузырей;
- 3 — промежуточная плотная зона;
- 4 — зона вторичных пузырей;
- 5 — скопление газовых пузырей и усадочных пор

раковинами. Усадочные раковины могут быть сконцентрированы в одном месте, а могут быть распределены по всему объему слитка.

В слитке спокойной стали, отлитой в изложницу с утепленной надставкой, усадочная раковина образуется в верхней части слитка, которая кристаллизуется в последнюю очередь. Недостаточно раскисленная кипящая сталь содержит раковины и пузыри во всем объеме (рис. 11.7).

### 11.5. Непрерывная разливка сталей

Непрерывную разливку или непрерывное литье заготовок в России (в те годы — в СССР) начали использовать в начале 60-х годов прошлого века. Этим способом разливают только спокойную сталь. Сущность этого способа разливки заключается в том, что жидкую сталь непрерывно заливают в водоохлаждаемую изложницу без днища — кристаллизатор, из противоположной части которого вытягивают

затвердевший с поверхности и жидкий в сердцевине слиток. Далее слиток поступает в зону вторичного охлаждения, где происходит его полная кристаллизация и частичная деформация. После этого обжатую непрерывнолитую заготовку разрезают на куски определенной длины. Разливку ведут до полного расходования стали в сталеразливочном ковше или же последовательно разливают сталь из нескольких ковшей (разливка методом «плавка на плавку»).

Основные преимущества непрерывной разливки:

1) существенно (на 10...15 %) увеличивается выход годного металла по сравнению с традиционными способами разливки. Связано это с тем, что верхнюю (прибыльную) часть каждого слитка, в которой при кристаллизации формируется усадочная раковина, перед прокаткой обрезают и пускают в переплав, тогда как при непрерывной прокатке формируется только одна усадочная раковина в конце разливки;

2) упрощается производство, поскольку отпадает необходимость в обжимных прокатных станах (блюмингах или слябингах). Обжатая непрерывнолитая заготовка сразу поступает на заготовительные станы;

3) благодаря ускоренной кристаллизации повышается качество литого металла (снижается химическая неоднородность);

4) резко сокращается доля ручного труда, и создаются условия для полной автоматизации всего процесса разливки.

Агрегаты для непрерывной разливки называют установками непрерывной разливки сталей (УНРС) или машинами непрерывного литья заготовок (МНЛЗ).

Существует несколько типов МНЛЗ. Наибольшее распространение получили вертикальные, криволинейные и радиальные, МНЛЗ с изгибом слитка и горизонтальные МНЛЗ. В зависимости от количества одновременно разливаемых слитков МНЛЗ могут быть одно-, двух- и многоручьевыми.

Вертикальные МНЛЗ (рис. 11.8) располагают частично в колодце, а частично — в надземном здании. Из сталеразливочного ковша сталь выпускают в

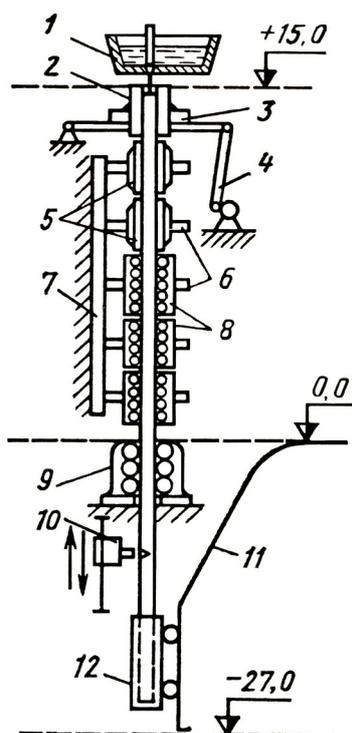


Рис. 11. 8. Схема вертикальной машины непрерывного литья заготовок: 1 — промежуточный ковш; 2 — кристаллизатор; 3 — опорная рама кристаллизатора; 4 — механизм качания кристаллизатора; 5 — секции опорных брусьев; 6 — механизм прижатия и перемещения брусьев и роликов; 7 — опорная колонна; 8 — секции опорных роликов; 9 — тянущая клеть; 10 — газовый резак; 11 — путь подъемной тележки; 12 — тележка для подъема разрезанной заготовки

промежуточный ковш 1, а из него — в кристаллизатор 2, совершающий возвратно-поступательное движение. После выхода из кристаллизатора твердый с поверхности и жидкий в сердцевине слиток попадает в зону вторичного охлаждения, где происходит его окончательная кристаллизация. Зона вторичного охлаждения включает систему водяных форсунок и опорные устройства, выполненные в виде роликов или брусьев и необходимые для предотвращения выпучивания корки слитка.

На рис. 11.8 верхние опорные устройства выполнены в виде расположенных вдоль слитка чугунных брусьев 5, нижние опорные устройства выполнены в виде опорных неприводных вращающихся роликов 8. За зоной вторичного охлаждения расположена одна или две тянущие клетки 9, которые обеспечивают вытягивание слитка, регулирование скорости его движения, а также предотвращают проскальзывание слитка вниз. Ниже тянущей клетки расположена газорезка 10 для разделения слитка на куски мерной длины. Отрезанные заготовки падают в тележку 12, которая, двигаясь по наклонным рельсам, поднимает заготовку до уровня пола цеха и поворачивает ее в горизонтальное положение.

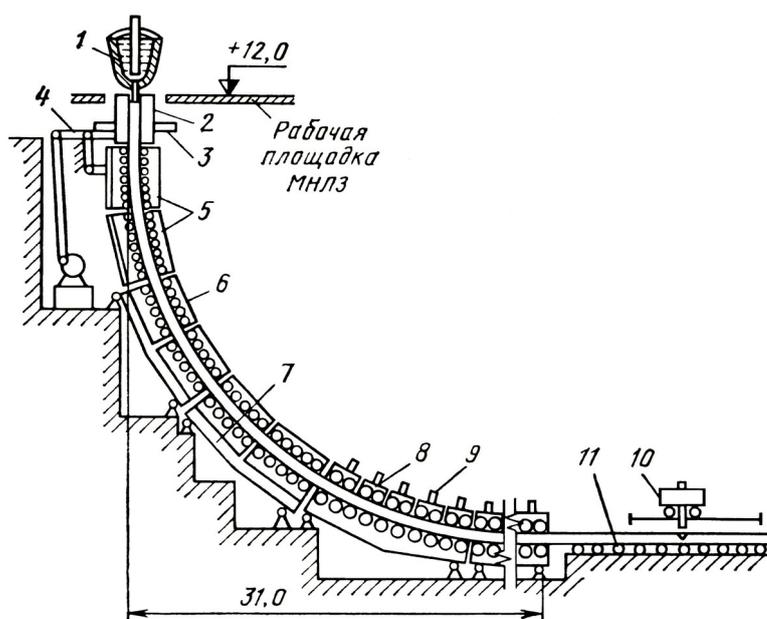


Рис. 11.9. Схема криволинейной машины непрерывного литья заготовок: 1 — промежуточный ковш;  
 2 — кристаллизатор; 3 — опорная рама кристаллизатора;  
 4 — механизм качания кристаллизатора;  
 5, 6, 8 — секции роликовой проводки; 7 — опорные балки; 9 — механизм прижатия и перемещения роликов;  
 10 — газовый резак; 11 — рольганг

Недостатки вертикальных МНЛЗ — большая высота и невысокая скорость разливки.

В криволинейных и радиальных МНЛЗ (рис. 11.9) в радиальном кристаллизаторе формируется изогнутый по определенному радиусу слиток. Чтобы при последующем разгибании в слитке не образовывались трещины, радиус изгиба должен в 30—40 раз превышать толщину слитка.

В радиальных МНЛЗ после выхода из кристаллизатора слиток движется по дуге с постоянным радиусом. После прохождения нижней точки полностью затвердевший слиток разгибают, переводя его в горизонтальное положение.

В криволинейных МНЛЗ слиток вначале движется по дуге, определяемой радиусом кривизны кристаллизатора, а затем, еще в зоне вторичного охлаждения, слиток с жидкой сердцевиной постепенно разгибают. Постепенная деформация

позволяет снизить возникающие напряжения и уменьшить вероятность образования трещин.

В криволинейных и радиальных МНЛЗ горизонтальное движение слитка осуществляется на уровне пола цеха. Основные преимущества этих машин по отношению к вертикальным МНЛЗ — меньшая высота и возможность повышения скорости разливки.

МНЛЗ с изгибом слитка бывают двух разновидностей. В машинах первой разновидности (рис. 11.10, *a*) кристаллизатор и система вторичного охлаждения расположены вертикально. За тянущей клетью расположен разгибающий валок, который изгибает слиток, переводя его в горизонтальное положение. Затем слиток поступает в выпрямляющие валки и далее — на разрезку. Машины этого типа используют для получения слитков небольшой толщины (до 150 мм), поскольку при большей толщине из-за необходимости иметь большой радиус изгиба не достигается заметного снижения высоты установки по сравнению с вертикальными МНЛЗ.

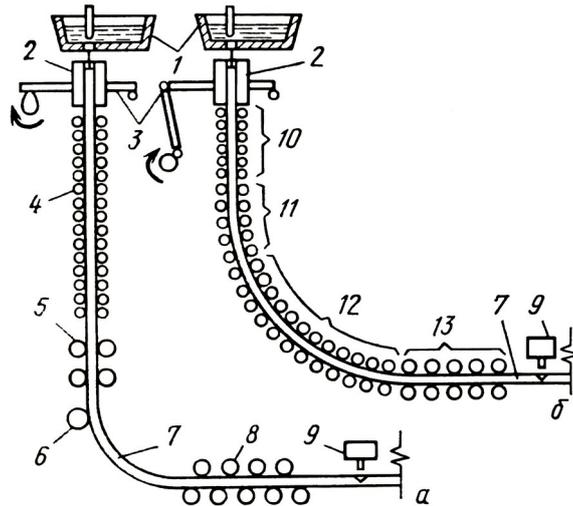


Рис. 11.10. Схема машины непрерывного литья заготовок с изгибом затвердевшего слитка (а) и вертикально-радиальной (б):

- 1 — промежуточный ковш;
- 2 — вертикальный кристаллизатор;
- 3 — механизм качания кристаллизатора;
- 4 — опорные ролики;
- 5 — тянущая клеть; 6 — изгибающий валок;
- 7 — слиток; 8 — тянуще-правильная клеть;
- 9 — газовый резак; 10—12 — роликовая проводка; 13 — правильная машина

Машины второго типа, называемые вертикально-радиальными (рис. 11.10, б) имеют вертикально расположенный кристаллизатор и небольшой по высоте (не более 3—4 м) вертикальный участок с опорными роликами, за которыми расположены секция изгибающих роликов и, далее — радиальная роликовая проводка. После прохождения нижней точки дуги слиток попадает в тянуще-правильные валки, которые переводят его в горизонтальное положение, в конце слиток разрезают на мерные длины.

МНЛЗ этого типа применяют реже, чем криволинейные из-за большей высоты. Основное преимущество этих машин — более простые в изготовлении и обслуживании, прямолинейный кристаллизатор и верхний участок зоны вторичного охлаждения.

Горизонтальные МНЛЗ. Технологическая ось этих машин расположена горизонтально или наклонена по отношению к горизонтали на угол не более  $15^\circ$  (рис. 11.11). Сталь из ковша поступает в металлоприемник 2, жестко соединенный с кристаллизатором 4 с помощью огнеупорного стакана 3. Зона вторичного охлаждения 5 представляет собой рольганг с системой водяных форсунок 6. Опорные устройства отсутствуют, так как вследствие малого металлостатического давления выпучивание корки слитка не происходит. Далее расположен механизм периодического вытягивания слитка, который перемещает слиток вперед на 25...50 мм, а затем возвращается назад. Слиток при этом остается неподвижным, затем цикл повторяется. Число циклов колеблется от 20 до 100 в минуту. Периодическое вытягивание слитка заменяет качание кристаллизатора, применяемое на вертикальных и криволинейных МНЛЗ для предотвращения зависания и разрывов корки слитка в кристаллизаторе.

Горизонтальные МНЛЗ применяют для получения слитков небольшого сечения толщиной не более 150...200 мм. Основные преимущества этих машин: малая высота и высокая скорость разливки — до 4 м/мин.

*Качество непрерывнолитых слитков.* Слитки и заготовки, полученные методом непрерывной разливки, благодаря ускоренной кристаллизации отличаются меньшей химической неоднородностью и более равномерным распределением неметаллических включений. Кроме того, от слитков, получаемых традиционными способами разливки, непрерывнолитые слитки отличаются более чистой и гладкой поверхностью.

Типичными дефектами непрерывнолитых слитков являются:

1) осевая пористость, что связано с наличием в кристаллизирующемся слитке очень глубокой и узкой лунки жидкого металла. Осевая пористость заметно увеличивается при увеличении перегрева металла и увеличении скорости разливки;

2) наиболее распространенным дефектом непрерывнолитых заготовок являются трещины. Продольные поверхностные трещины на гранях заготовки являются результатом действия усадочных напряжений и образуются при неравномерном прилегании формирующейся корки к стенкам кристаллизатора.

Поперечные поверхностные трещины (надрывы корки) возникают в кристаллизаторе вследствие увеличения сил трения при недостаточной смазке его стенок и зависания корки при наличии на стенках кристаллизатора царапин и вмятин. Поперечные трещины в углах слитка и внутренние трещины образуются в результате слишком интенсивного вторичного охлаждения.

С целью повышения качества непрерывнолитого металла организацию и технологию непрерывной разливки постоянно совершенствуют.

#### Вопросы для самоконтроля

1. Какова роль шлаков в процессе плавки сталей?
2. Укажите основные параметры сталеплавильных шлаков.
3. Что такое основность и окисленность сталеплавильного шлака?
4. Что происходит при протекании реакции окисления углерода?
5. Как изменяется вероятность протекания реакций окисления углерода с повышением температуры в сталеплавильном агрегате?
6. Как изменяется вероятность протекания реакций окисления примесей с повышением температуры в сталеплавильном агрегате?
7. Сравните условия, необходимые для проведения дефосфорации и десульфурации в сталеплавильном агрегате. Возможно ли эти процессы проводить одновременно?
8. Что такое раскисление?
9. Почему при осаждающем раскислении в стали неизбежно остаются оксидные включения?
10. Какое раскисление протекает быстрее: глубинное или диффузионное?
11. Для чего удаляют шлак в конце окислительного периода (периода плавания и окисления примесей)?
12. Какие процессы при плавке стали протекают с участием шлаков?
13. Какому закону подчиняется взаимодействие расплавленного металла и шлака?

14. Опишите принцип действия бессемеровского конвертера. Что является топливом конвертерных процессов?
15. Укажите периоды конвертерной плавки. Какие физико-химические процессы происходят в каждый из периодов?
16. В чем отличия кислородно-конвертерной плавки от бессемеровской?
17. Что является топливом в кислородно-конвертерном процессе?
18. Опишите современные разновидности кислородно-конвертерного процесса.
19. Из каких основных частей состоит мартеновская печь?
20. Назовите разновидности мартеновских процессов.
21. В чем заключаются технологические особенности мартеновского процесса?
22. Опишите периоды мартеновского скрап-процесса.
23. В чем сущность электрометаллургии сталей?
24. Опишите технологию выплавки сталей сложного состава в печах средней емкости.
25. Опишите технологические приемы получения сталей особо высокого качества.
26. Какие химические элементы являются вредными для сталей? Почему?
27. В чем сущность ВДП?
28. Опишите принцип процесса ЭШП.
29. Что называют разливкой сталей? Укажите виды разливки.
30. Опишите сущность непрерывной разливки сталей и виды МНЛЗ.
31. Устройство установки ковш-печь.
32. С какой целью производится дополнительная металлургическая обработка расплава?
33. Какие легирующие элементы обозначаются в сплавах буквами А, Б, В, Г, Д, М, Н, Р, С, Т, Ф, Х, Ю?

## **Часть III. Основы литейного производства**

Литейное производство — это отрасль машиностроения, занимающаяся изготовлением фасонных заготовок или деталей путем заливки расплавленного металла в специальную литейную форму, полость которой имеет конфигурацию заготовки или детали. В результате кристаллизации металла в форме получают готовую заготовку или деталь, которую называют отливкой.

Для изготовления литейных форм используют формовочные материалы, а также — инструменты и приспособления, называемые литейной оснасткой.

Литейную технологию используют в случаях, когда необходимо изготовить детали из материалов, которые плохо подвергаются обработке давлением и лезвийной обработке или когда нужно получить деталь очень сложной конфигурации.

Многие всемирно известные произведения искусства существуют благодаря этой технологии: «Царь-пушка» и «Царь-колокол» (Москва, Кремль); памятник Минину и Пожарскому (Москва, Красная площадь), памятник Петру I — знаменитый на весь мир «Медный всадник» (Санкт-Петербург) и многие другие.

Литейную технологию с успехом применяют для изготовления лопаток турбин, блоков цилиндров двигателей внутреннего сгорания, коленчатых валов крупных двигателей, гребных винтов океанских судов, станин, корпусов и т.д.

### **Глава 12. Металлургические основы литейного производства**

#### **12.1. Закономерности процесса кристаллизации металлов**

Жидкий металл, залитый в форму (или изложницу), в процессе охлаждения переходит из жидкого агрегатного состояния в твердое. Поскольку твердые металлы являются кристаллическими телами, переход металлов и сплавов из жидкого в твердое состояние называют кристаллизацией. В том случае, если переход «жидкость — твердое тело» совершается без образования кристаллической структуры, говорят об аморфизации или стекловании.

### 12.1.1. Термодинамика процесса кристаллизации

Если вещество может существовать в виде той или иной фазы, то устойчивой будет являться та фаза, которая при данных условиях (в нашем случае — при данной температуре) будет обладать меньшей энергией Гиббса  $G$ . Условием термодинамического равновесия между твердой и жидкой фазами является равенство энергий Гиббса в этих состояниях,  $G_{\text{ТВ}} = G_{\text{Ж}}$ . Температурная зависимость энергии Гиббса различна для разных фаз (рис. 12.1). В некоторой точке (при некоторой

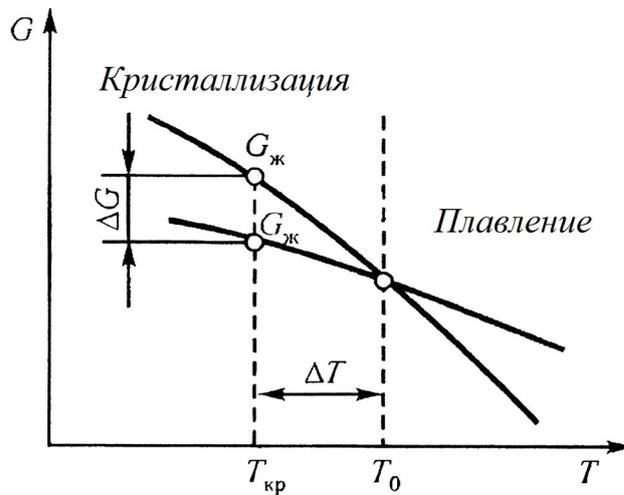


Рис. 12.1. Температурная зависимость свободной энергии для жидкой и твердой фаз (температура) кривые пересекаются. Эту температуру, при которой выполняется условие  $G_{\text{ТВ}} = G_{\text{Ж}}$ , называют теоретической температурой кристаллизации  $T_0$ . При температурах выше  $T_0$  выполняется неравенство  $G_{\text{Ж}} < G_{\text{ТВ}}$ , и устойчивой будет жидкая фаза. А при температурах ниже  $T_0$  —  $G_{\text{ТВ}} < G_{\text{Ж}}$ , и устойчивой будет твердая фаза.

Кристаллизация, как и любой другой самопроизвольный процесс, может протекать только при условии уменьшения энергии Гиббса, т.е. когда

$$\Delta G = G_{\text{ТВ}} - G_{\text{Ж}} < 0.$$

Другими словами, кристаллизация не может начаться и протекать при теоретической температуре кристаллизации  $T_0$ , поскольку в этом случае  $G_{\text{ТВ}} = G_{\text{Ж}}$  и  $\Delta G = 0$ .

Для протекания кристаллизации металл необходимо переохладить относительно  $T_0$  до некоторой температуры  $T_{кр}$  (рис. 14.1). Разность между  $T_{кр}$  и  $T_0$  называют степенью переохлаждения  $\Delta T = T_{кр} - T_0$ .

Как видно из графиков на рис. 14.1, с увеличением степени переохлаждения (или перегрева, если речь идет о плавлении) значения  $\Delta G$  становятся все более отрицательными, и вероятность протекания процесса кристаллизации увеличивается.

### 12.1.2. Кинетика процесса кристаллизации

Систематическое исследование кинетики кристаллизации первым провел Г. Тамман. Он развил идею Д.К. Чернова о том, что в процессе кристаллизации следует различать две стадии: стадию образования зародышей кристаллов, — так называемых центров кристаллизации и стадию роста этих зародышей. Тамман ввел количественные параметры для описания процесса кристаллизации — скорость зарождения центров кристаллизации  $n$  и скорость их роста  $S$ .

Первый параметр  $n$  характеризует число зародышей твердой фазы, способных к дальнейшему росту, появляющихся в единице объема жидкости за единицу времени. Второй параметр  $S$  показывает линейную скорость перемещения граней зародышей.

Как показывает термодинамический анализ, к дальнейшему росту способны не все зародыши, а только те, размер которых не меньше определенного, так называемого критического размера зародыша. Критический размер зародыша,  $r_{кр}$ , можно оценить по формуле

$$r_{кр} = 2\sigma \cdot \frac{T_0}{L} \cdot \Delta T,$$

где  $\sigma$  — удельная поверхностная энергия (поверхностное натяжение);  $T_0$  — теоретическая температура кристаллизации (плавления);  $L$  — скрытая теплота кристаллизации (плавления);  $\Delta T$  — степень переохлаждения.

Из данного выражения следует, что критический размер зародыша зависит только от степени переохлаждения, все остальные величины для данного расплава

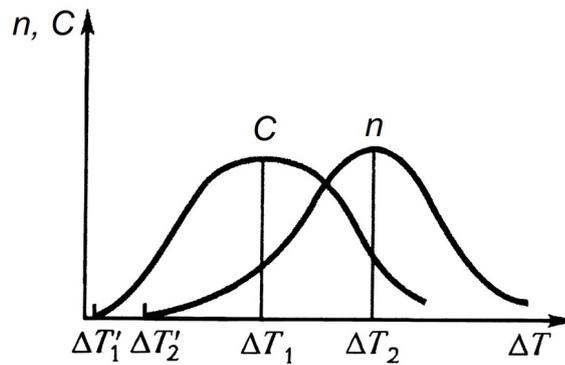


Рис. 12.2. Зависимость скорости роста кристаллов  $C$  и числа центров кристаллизации  $n$  от степени переохлаждения

являются постоянными. Кроме того, из этой формулы видно, что в отсутствии переохлаждения кристаллизация невозможна, так как при  $\Delta T = 0$  критический размер зародыша  $r_{кр} \rightarrow \infty$ , что соответствует условию, при котором критический размер зародыша должен быть равным всему объему, занимаемому расплавом.

Наблюдая за кристаллизацией прозрачных органических веществ, Тамман установил, что оба параметра ( $n$  и  $C$ ) зависят от степени переохлаждения  $\Delta T$  (рис. 12.2). Обе кривые имеют максимум, но при различных  $\Delta T$ . Максимум скорости роста центров  $C$  достигается при меньшей степени переохлаждения  $\Delta T = \Delta T_1$ , в то время как максимум числа центров  $n$  достигается при значительно более высокой степени переохлаждения  $\Delta T = \Delta T_2$ .

Эксперименты с металлическими расплавами показали, что кривые Таммана сохраняют свое значение и для теории кристаллизации металлов и металлических сплавов. Основное отличие заключается в том, что при кристаллизации металлов и сплавов обычно реализуются только восходящие ветви кривых. В последние годы применение сверхвысоких скоростей охлаждения ( $10^4$  °C/с и выше) позволило достичь таких степеней переохлаждения, при которых металлы затвердевают без образования кристаллической решетки, т.е. аморфизируются.

Анализ кривых Таммана показывает, как можно регулировать размер зерна в отливках. При малых скоростях охлаждения и, соответственно, малых  $\Delta T$  число возникающих центров кристаллизации  $n$  мало, а скорость их роста  $C$  велика. В результате в отливке формируется крупнозернистая структура. При больших  $\Delta T$

число зародышей, способных к росту, значительно больше, что приводит к формированию мелкозернистой структуры.

С этих позиций легко объясняется и строение стального слитка (см. раздел 11.4): при контакте жидкого металла с холодными стенками изложницы степень переохлаждения велика, и, следовательно, число центров кристаллизации  $n$  велико, а скорость их роста  $S$  мала. В таких условиях формируется мелкозернистая корковая зона. Зона столбчатых кристаллов формируется в условиях, когда разница температур между жидким металлом и только что закристаллизовавшимися кристаллами корковой зоны, другими словами — степень переохлаждения, — невелика, поэтому число центров мало, а скорость их роста значительно выше, чем в первом случае. В результате, размер столбчатых кристаллов значительно больше, чем кристаллов корковой зоны. Центральная зона равноосных кристаллов, также как и зона столбчатых кристаллов, формируется при небольших степенях переохлаждения, поэтому зерна в ней тоже крупные. Отличие заключается в том, что зона столбчатых кристаллов формируется в условиях преимущественного направления теплоотвода, в то время как в центральной части слитка такое направление отсутствует.

### **12.1.3. Дендритная схема роста кристаллов**

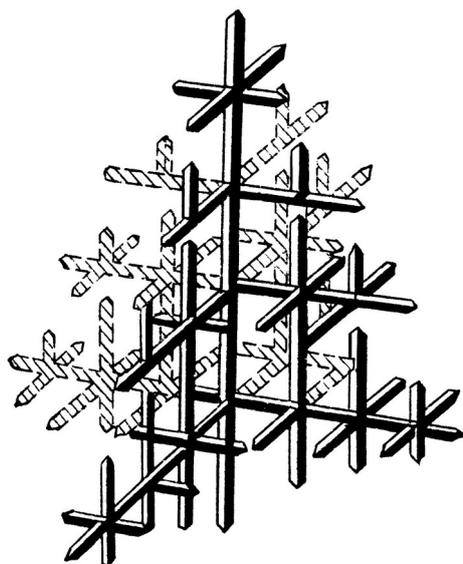


Рис. 12.3. Дендритная схема роста кристаллов (Д.К. Чернов)

Дендритная схема роста кристаллов в металлах и сплавах впервые была описана Д.К. Черновым еще в 1868 году. При росте кристаллов в идеальных условиях, т.е. без помех, в первую очередь образуются три длинные взаимно перпендикулярные оси первого порядка или главные оси дендрита. Их еще называют стволами дендрита.

Одновременно с ростом осей первого порядка на их поверхности происходит зарождение и рост перпендикулярных к ним осей второго порядка (ветвей). В свою очередь, на осях второго порядка зарождаются и растут оси третьего порядка и т.д. (рис.12.3). Направление роста главных осей дендритов совпадает с определенными кристаллографическими направлениями. У металлов с кубическими решетками образуются, как правило, ортогональные дендриты. Оси первого порядка начинают расти в направлениях ребер куба.

В заключение необходимо подчеркнуть, что различные зоны дендритных кристаллов кристаллизуются в разное время: в начальные моменты кристаллизации происходит активное формирование и рост осей первого порядка, а в конце процесса затвердевает расплав, оставшийся в межосевых промежутках.

## 12.2. Литейные свойства металлов и сплавов

Литейными свойствами называют технологические характеристики металлов и сплавов, оказывающие влияние на качество отливок. До настоящего времени нет единого мнения о том, какие характеристики сплавов необходимо относить к литейным свойствам. Тем не менее, все без исключения специалисты считают, что

наиболее важную роль в формировании качества отливок играют такие свойства как жидкотекучесть, усадка, ликвация и горячеломкость.

### **12.2.1. Жидкотекучесть**

Жидкотекучесть — это способность жидкого металла или сплава течь и заполнять литейную форму, точно воспроизводя очертания будущей отливки.

От уровня жидкотекучести зависят скорость заполнения формы, распределение температур в узлах фасонных отливок, создание условий для формирования усадочных раковин или пористости, удаления газов и неметаллических включений.

Если сплав обладает низкой жидкотекучестью, то движение расплава может прекратиться раньше, чем будет заполнена литейная форма. Следствием этого является неисправимый брак литой заготовки — так называемый «недолив». Встречные потоки расплава с низкой жидкотекучестью из-за малой скорости движения могут остыть, закристаллизоваться и не соединиться друг с другом. В результате в отливке образуется другой вид брака — «неслитина». «Недолив» и «неслитина» — наиболее характерные и простые виды брака, которые прямо связаны с жидкотекучестью.

Жидкотекучесть — сложное технологическое свойство, на которое оказывает влияние большое число факторов. Все факторы, влияющие на полноту заполнения формы можно разделить на три группы. К первой группе относят свойства металла или сплава: теплопроводность, теплоемкость, теплоту и интервал кристаллизации, вязкость, поверхностное натяжение, наличие включений, строение закристаллизовавшегося металла. Вторую группу составляют свойства литейной формы в зависимости от ее материала: теплоаккумулирующая способность, газопроницаемость, шероховатость стенок и др. Третья группа — это условия заливки: металлостатический напор, степень перегрева металлического расплава, температура подогрева формы и т.д.

Ниже кратко рассмотрено влияние некоторых из этих факторов на величину жидкотекучести:

1) величина температурного интервала кристаллизации. Чем шире интервал кристаллизации сплава, тем хуже его жидкотекучесть. Лучшей жидкотекучестью обладают чистые металлы и сплавы эвтектического состава, кристаллизующиеся при постоянных температурах;

2) вязкость жидкого сплава. Прямой связи вязкости с поверхностным натяжением, а также смачиваемостью сплавов не обнаружено. Более вязкий сплав, хотя и медленнее, но достигает тех же показателей жидкотекучести, что и сплав с меньшей вязкостью. Наиболее существенно жидкотекучесть возрастает при увеличении теплоты кристаллизации и резко снижается при окислении расплава и увеличении доли твердых неметаллических включений;

3) теплоаккумулирующая способность (ТАС) формы. Чем выше ТАС формы, тем меньше жидкотекучесть расплава. ТАС металлических форм выше, чем у песчаных форм, поэтому при литье в разовые песчаные формы, при прочих равных условиях, можно получать отливки с более тонкими стенками, чем при литье в кокили;

4) газопроницаемость формы. Недостаточная газопроницаемость материала формы затрудняет удаление находящегося в полости формы воздуха и образующихся газов. Это тормозит движение потока жидкого металла и снижает жидкотекучесть;

5) шероховатость стенок формы. Увеличение шероховатости стенок формы увеличивает поверхность контакта расплава с формой, ускоряет кристаллизацию и ухудшает жидкотекучесть;

6) температура заливаемого металла. Повышение температуры жидкого металла увеличивает запас тепла и благотворно влияет на жидкотекучесть. Кроме того, с ростом температуры уменьшается микронеоднородность жидкого расплава и облегчается удаление неметаллических включений и газов, что также улучшает жидкотекучесть. В то же время повышение температуры усиливает окисление и увеличивает газонасыщенность расплава, что ухудшает жидкотекучесть сплавов, склонных к окислению и газонасыщению;

7) температура формы перед заливкой. Подогрев формы является эффективным способом повышения жидкотекучести. Температура подогрева формы ограничивается технологическими возможностями, стойкостью оснастки и необходимостью обеспечения оптимального времени охлаждения полученной отливки. При литье в кокили без предварительного подогрева формы полное заполнение всех полостей формы практически невозможно;

8) влияние давления. Воздействие давления на жидкотекучесть определяется способом приложения давления. При всестороннем давлении (литье в автоклавах) усиливается интенсивность теплоотвода из-за более плотного контакта металла с формой, что приводит к уменьшению жидкотекучести. Если же повышенное давление используют как способ принудительного заполнения формы (литье под давлением), то жидкотекучесть в значительной степени возрастает.

Жидкотекучесть определяют при помощи технологических проб, представляющих собой литейные формы с каналами различного сечения. Жидкотекучесть тем больше, чем больше путь, пройденный жидким металлом в форме до полной остановки. Все пробы можно разделить на три группы: пробы с каналом постоянного сечения, пробы с каналом переменного сечения и комбинированные пробы. Наибольшее распространение получила спиральная проба (ГОСТ 16438-70), в соответствии с которой жидкотекучесть определяют путем заливки расплава в сухие или сырые песчаные формы или металлические формы (кокили).

Форма имеет канал трапециевидного сечения. Высота и ширина основания трапеции — 8 мм, а вершина скруглена, ее радиус равен 3 мм (рис. 12.4). Стандарт устанавливает и условия заливки пробы: она должна быть установлена строго горизонтально, температура заливки металла должна быть на  $5 \pm 0,5$  % выше температуры плавления, температура формы в момент заливки  $25 \pm 10$  °С.

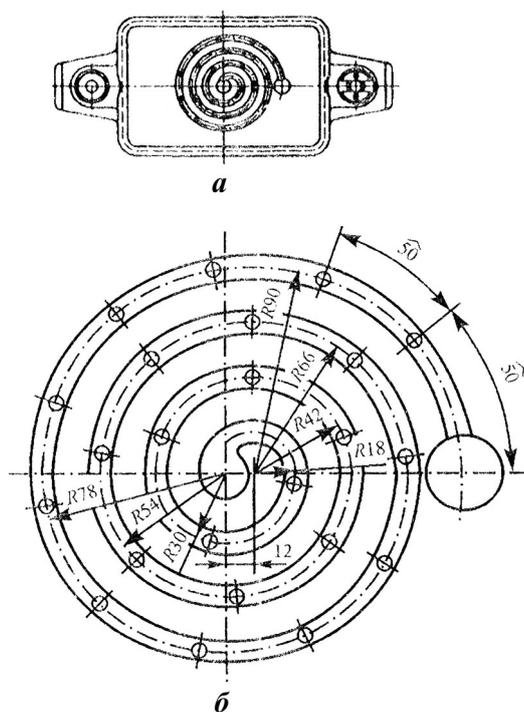


Рис. 12.4. Спиральная проба на жидкотекучесть по ГОСТ 16438-70:

*a* — схема песчаной формы,

*б* — схема построения измерительного канала

Проба имеет вместительную литниковую чашу с перегородкой для удержания шлака. Внутренний конец пробы заканчивается выпором для удаления газов из формы. Для обеспечения одинакового металлостатического напора стояк предварительно перекрывают пробкой.

Через каждые 50 мм в форме над каналом выполнены шаровидные углубления высотой 1 мм. На залитой спирали они образуют выступы, облегчающие определение ее длины.

### 12.2.2. Усадка

Усадкой называют уменьшение объема и, как следствие, — линейных размеров отливки в процессе кристаллизации и последующем охлаждении до температуры окружающей среды.

С усадкой связаны основные трудности в производстве фасонных отливок. От нее зависят геометрические размеры и плотность отливок, характер распределения усадочной раковины и усадочной пористости, появление горячих и холодных трещин.

Причиной появления усадки является изменение объема при нагреве и охлаждении любых тел. У большинства металлов объем увеличивается при нагреве и уменьшается при охлаждении. Исключение составляют такие металлы как галлий, сурьма, висмут, литий, германий, у которых наблюдается обратная зависимость (известно, что и вода при охлаждении и переходе в твердое состояние увеличивает свой объем).

Уменьшение объемов и линейных размеров тел при их охлаждении называют соответственно объемной ( $\epsilon_v$ ) и линейной ( $\epsilon_l$ ) усадкой.

Линейная усадка проявляется только после полного затвердевания сплава. Объемная усадка начинается еще в жидком состоянии, продолжается в твердо-жидком состоянии и заканчивается в твердом состоянии. В соответствии с этим полную объемную усадку можно представить как сумму усадки в жидком состоянии ( $\epsilon_{Vж}$ ), усадки в интервале кристаллизации ( $\epsilon_{Vкр}$ ) и усадки в твердом состоянии ( $\epsilon_{VТВ}$ ):

$$\epsilon_{Vполн} = \epsilon_{Vж} + \epsilon_{Vкр} + \epsilon_{VТВ}.$$

Усадка может быть положительной (уменьшение объема и линейных размеров) и отрицательной (увеличение объема и линейных размеров). Во всех промышленных сплавах усадка в целом положительная, несмотря на то, что в ходе фазовых превращений может происходить увеличение объема и размеров отливки. Это явление называют предусадочным расширением. В качестве примера можно привести графитизированные чугуны: формирование и рост графитовых включений приводят к смене знака усадки. Поэтому, с учетом предусадочного расширения, ( $\epsilon_{Vпур}$ ), полная объемная усадка запишется следующим образом

$$\epsilon_{Vполн} = \epsilon_{Vж} + \epsilon_{Vкр} + \epsilon_{VТВ} - \epsilon_{Vпур}.$$

Если кристаллизация происходит при постоянной температуре (чистые металлы и эвтектические сплавы), то величина кристаллизационной усадки  $\epsilon_{Vкр}$  зависит только от вида металла или сплава и составляет от 1 до 6 %.

Усадка в твердом состоянии может протекать без каких-либо препятствий со стороны литейной формы. В этом случае усадку называют свободной. Если же в ходе охлаждения отливки появляется механическое или термическое торможение, то усадку считают затрудненной. Механическое торможение усадки проявляется со

стороны выступающих частей формы, стержней, а также — вследствие трения отливки о стенки формы и стержни. Термическое торможение происходит в результате неодинаковых скоростей охлаждения различных частей отливки. Тонкие стенки, ребра, выступы затвердевают раньше, чем массивные части отливок и препятствуют их усадке. В некоторых случаях одновременно наблюдается и механическое и термическое торможение усадки.

Изменение линейных размеров при наличии любого торможения называют литейной усадкой. Литейной называют линейную усадку, определяемую по фактическим размерам модели и отливки

$$E_{\text{лит}} = \frac{(l_{\text{м}} - l_{\text{о}})}{l_{\text{о}}} \cdot 100\%$$

где  $l_{\text{м}}$  и  $l_{\text{о}}$  — соответствующие размеры модели и отливки.

Если усадка свободная, то линейная и литейная усадки совпадают.

Линейная усадка сталей в большинстве случаев составляет 1,2...2,5 %, чугунов — 0,8...1,5 %, цветных сплавов — 0,4...2,5 %. Величина линейной усадки для каждого сплава приведена в справочной литературе. Ее необходимо учитывать при проектировании литейной оснастки. При изготовлении моделей пользуются так называемыми «усадочными метрами», размеры которых уже увеличены на величину усадки данного металла или сплава.

**Литейными дефектами**, связанными с усадкой, являются усадочная раковина и усадочная пористость.

Усадочная раковина — это концентрированная пора, которая формируется в объеме расплава, кристаллизующегося в последнюю очередь.

В зависимости от условий охлаждения в одной и той же отливке усадочная раковина может быть открытой, закрытой, сосредоточенной и рассредоточенной (рис. 12.5). Кроме того, на глубину и место залегания усадочной раковины, оказывает влияние конфигурация литейной формы (рис. 12.6).

Объем усадочных раковин в отливках составляет (в % от начального объема жидкого металла): для стального литья — 3...10 %, для белых чугунов — 2,5...6 %, для серых чугунов — 1,5...2,5 %, для высокопрочных чугунов — 0...13 %.

Усадочная пористость — это скопления мелких пустот (пор), обычно неправильной формы, которые образовались в результате усадки без доступа жидкого металла.

В процессе кристаллизации после срастания нескольких равноосных зерен между ними остаются изолированные микрообъемы жидкого металла. Их кристаллизационная усадка не компенсируется подводом дополнительного количества жидкого металла, и на стыках зерен образуются микропустоты. На рис. 12.7 приведена схема образования усадочных микропор.

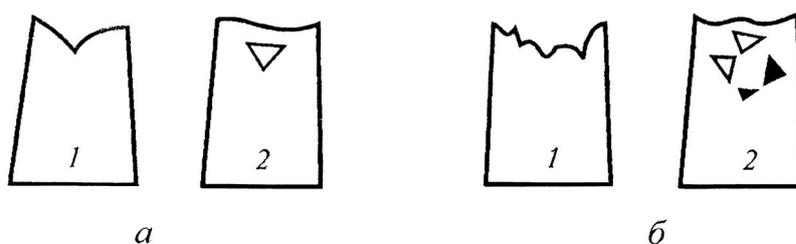


Рис. 12.5. Виды усадочных раковин в зависимости от условий охлаждения:  
*a* — сосредоточенные, *б* — рассредоточенные; 1 — открытые, 2 — закрытые



Рис. 12.6. Влияние размерных параметров литейной формы на конфигурацию и расположение усадочной раковины в отливке

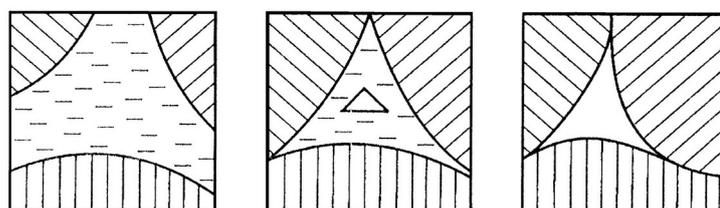


Рис. 12.7. Схема образования усадочных микропор на стыке равноосных кристаллов

Усадочная пористость наиболее характерна для сплавов с широким температурным интервалом кристаллизации. Различают рассеянную, осевую и местную усадочную пористость.

Рассеянная усадочная пористость — это мелкие поры, равномерно распределенные по объему отливки; осевая пористость — это скопление пор в осевой части слитка или отливки; местная пористость — это отдельные крупные поры в наиболее массивных частях отливки.

Основными средствами устранения усадочных дефектов в отливках являются установка прибылей и выполнение принципа последовательного затвердевания.

Прибыль — это технологический элемент отливки, составляющий с ней единое целое. В ходе кристаллизации вся усадка должна сосредотачиваться в прибыли. После того, как отливка будет извлечена из формы металл, закристаллизовавшийся в прибыли отделяют от готовой отливки. Прибыль, кроме того, может рассматриваться как средство ослабления усадочной пористости и как сборник загрязнений, попадающих в форму с расплавом.

Прибыли различают по расположению относительно узла питания: по способу формовки, а также — по конфигурации (рис. 12.8). По расположению относительно узла питания прибыли делят на прямые или верхние 1, отводные или боковые 2, групповые, питающие несколько отливок 3. По способу формовки прибыли бывают открытые (1, 4, 5, 7) и закрытые (2, 3, 6). По конфигурации прибыли могут быть конусные (1, 4), плоские (5), сферические (6) и фасонные (2, 3, 7).

Прибыль должна отвечать следующим требованиям:

запаса жидкого сплава в прибыли должно хватать на компенсацию усадки;

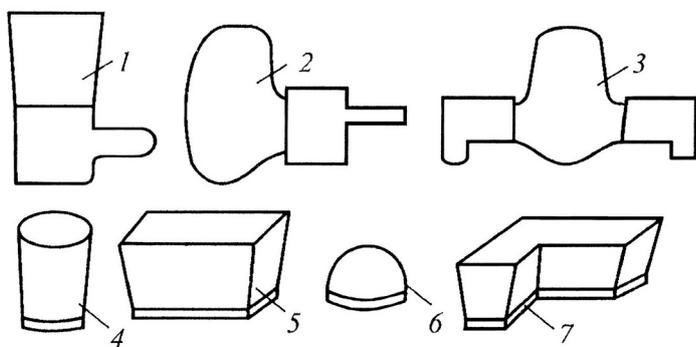


Рис. 12.8. Классификация прибылей

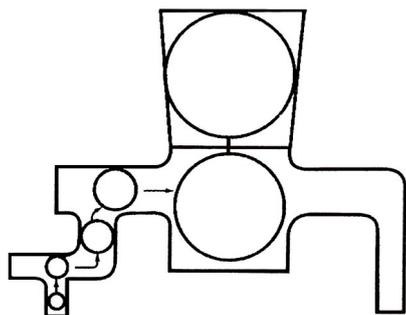


Рис. 12.9. Иллюстрация вписанных сфер

металл в прибыльной части должен кристаллизоваться после того, как закристаллизуется основное тело отливки;

прибыль нужно устанавливать так, чтобы обеспечить доступ жидкого металла в объемы отливки, затвердевающие в последнюю очередь, т.е. необходимо выполнять принцип последовательного затвердевания отливки. Проверка выполнения этого принципа осуществляется методом выкатывающегося шарика (рис. 12.9). Отливка должна быть спроектирована так, чтобы шарик, мысленно помещенный в самую тонкую часть, мог беспрепятственно выкатиться в прибыль. Для этого каждый последующий элемент отливки должен только расширяться. Для питания таких отливок достаточно установить одну прибыль.

Если отливка не может быть спроектирована по методу выкатывающегося шарика, то для выполнения принципа последовательного затвердевания необходимо устанавливать несколько прибылей или использовать холодильники. Холодильники устанавливают в районе наиболее массивных частей отливки для увеличения их скорости охлаждения. Холодильники бывают наружные и внутренние. Наружный холодильник, который, чаще всего, представляет собой объем материала с высокой теплопроводностью (стальная или чугунная болванка), запрессовывают в форме с внешней стороны. Внутренний холодильник, которым является болванка из материала, химический состав которого аналогичен химическому составу заливаемого сплава, устанавливают в полость формы. При заполнении формы жидким сплавом внутренний холодильник омывается им и частично расплавляется, а затем (при кристаллизации) сваривается с металлом отливки.

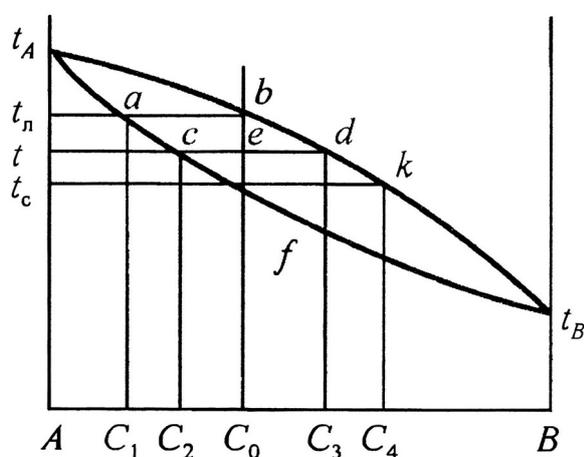
Использование холодильников позволяет регулировать скорость охлаждения отливки в очень широких пределах, и, тем самым, обеспечивать выполнение принципа последовательного затвердевания.

### **12.2.3. Ликвация**

Ликвацией называют неоднородность химического состава затвердевшего сплава. Ликвация может наблюдаться как в пределах одного зерна (дендрита), так и

в различных зонах отливки. В соответствии с этим различают дендритную (микроскопическую) и зональную (макроскопическую) ликвации.

**Дендритная ликвация** — это неоднородность химического состава в различных зонах одного дендрита (или зерна). Дендритная ликвация всегда имеет место при неравновесной кристаллизации сплавов, затвердевающих в интервале температур. В первую очередь дендритная ликвация наблюдается в сплавах, компоненты которых могут частично или полностью растворяться друг в друге в твердом состоянии.



Для  
 примера  
 рассмотрим  
 равновесную  
 кристаллизацию  
 сплава  $C_0$ ,  
 компоненты  
 которого A и B  
 неограниченно  
 растворяются

Рис. 12.10. Диаграмма состояния сплавов с неограниченной растворимостью

друг в друге как в жидком, так и в твердом состояниях (рис. 12.10). Кристаллизация этого сплава начинается при температуре ликвидуса — в точке  $b$ . Химический состав первых порций твердой фазы определится проекцией точки  $a$  на ось концентраций и будет равен  $C_1$ . Состав жидкой фазы при этом остается равным исходному —  $C_0$  (проекция точки  $b$  на ось концентраций). Таким образом, первые порции твердой фазы окажутся довольно сильно обогащенными атомами тугоплавкого компонента (в нашем случае — компонент A). Как следует из дендритной схемы роста кристаллов, в первую очередь появляются и растут оси первого порядка. Поэтому именно оси первого порядка и окажутся обогащенными атомами тугоплавкого компонента A.

В момент достижения сплавом температуры точки  $e$  состав твердой фазы определится проекцией точки  $c$ , т.е. будет равен  $C_2$ , а состав жидкости — проекцией

точки  $d$ , т.е. будет равен  $C_3$ . Наконец, при температуре солидуса (точка  $m$ ) кристаллизуются последние порции жидкости состава  $C_4$ . Таким образом, жидкость, кристаллизующаяся в последнюю очередь, будет обогащена атомами легкоплавкого компонента  $B$ . Поскольку в последнюю очередь жидкость кристаллизуется в межосевом пространстве, именно оно и будет обогащено атомами легкоплавкого компонента. Эти различия в химическом составе главных осей дендритов и межосевого пространства (от  $C_1$  до  $C_4$ ) и позволяют на качественном уровне оценить степень дендритной ликвации.

Средний состав твердой фазы к моменту окончания кристаллизации будет равен составу исходной жидкой фазы —  $C_0$  (проекция точки  $m$ ).

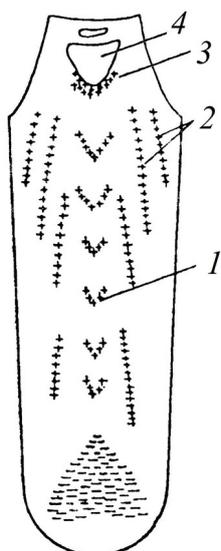
Дендритную ликвацию можно существенно уменьшить с помощью термической обработки — отжига. Температура нагрева при этом должна быть такой, чтобы обеспечить высокую скорость диффузии атомов для выравнивания химического состава в объеме зерна. Время выдержки зависит от размера дендритов. Если во время кристаллизации удастся уменьшить размер дендритов в 2 раза, то время выдержки при отжиге можно сократить в 4 раза. Данное обстоятельство демонстрирует преимущества ускоренной кристаллизации — при последующем отжиге ликвация в мелкозернистой структуре устраняется полнее и быстрее.

**Зональная ликвация.** При дендритной кристаллизации в расплаве всегда образуется легкоплавкий ликват, который, в силу различных причин, перемещается по объему будущей отливки и формирует в ней ликвационные зоны. В зависимости от месторасположения этих зон и причин перемещения ликвата зональную ликвацию подразделяют на прямую, обратную, гравитационную (ликвацию по плотности) и полосчатую.

**Прямая (или нормальная) зональная ликвация** проявляется в том, что центральные части слитков и отливок обогащаются легкоплавкими компонентами. Происходит это следующим образом: растворимость ликватов в жидком металле обычно во много раз больше, чем в твердом. Если скорость роста кристаллов оказывается меньше, чем скорость диффузии атомов ликвирующих элементов, то

они, оставаясь в жидком расплаве, оттесняются вместе с ним фронтами кристаллизации в центральную часть отливки или слитка и там концентрируются.

Наибольшее развитие прямой зональной ликвации можно наблюдать в крупных и высоких отливках, в частности, в стальных слитках. При затвердевании слитка двухфазная (жидкотвердая) область имеет большие размеры. Поэтому ликват в течение длительного времени может перемещаться в объеме слитка, образуя различные ликвационные зоны. Наиболее характерные зоны ликвации в стальном слитке показаны на рис. 12.11. На фоне осевой зоны, практически всегда обогащенной примесями, выделяются и особые ликвационные зоны, отличающиеся по форме. В верхней осевой части слитка виден ряд изогнутых полос 1, напоминающих латинскую букву V, поэтому этот вид ликвации получил название осевой V-образной. Справа и слева от этих полос располагаются зоны внеосевой или Λ-образной ликвации 2. Под усадочной раковиной 3 наблюдается ликвационное пятно 4, содержание примесей в котором в 3—4 раза выше среднего содержания. Такое разнообразие ликвационных зон в отливках и слитках связано со сложными перемещениями расплава и кристаллов в ходе затвердевания.



Анализ химического состава стальных слитков показывает, что в ликвационных зонах, по сравнению с исходным составом, содержание углерода увеличено на 10...30 %, фосфора — на 20...40 %, серы — на 30...50 %.

Рис. 12.11. Схема зональной ликвации в стальном слитке:  
 1 — V-ликвация;  
 2 — Λ-ликвация;  
 3 — подусадочное ликвационное пятно;  
 4 — усадочная раковина

**Обратная ликвация** — это повышение содержания ликвирующих примесей в поверхностных слоях отливок. К данному виду ликвации наиболее склонны цветные сплавы с широким интервалом

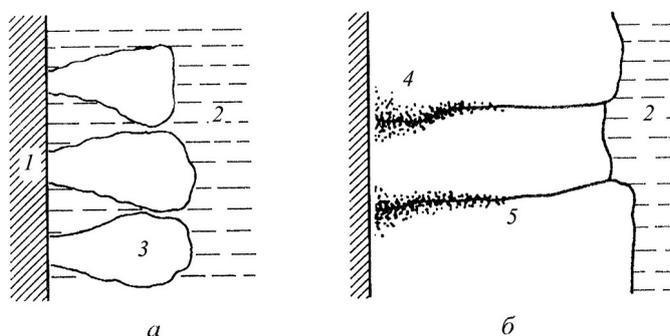


Рис. 12.12. Схема образования обратной ликвации в отливках: 1 — стенка формы; 2 — жидкий сплав; 3 — растущий кристалл; 4 — ликват; 5 — межзеренная граница

кристаллизации. Этот вид ликвации может проявляться, например, при производстве слитков алюминиевых сплавов системы «алюминий—медь». Исследования показали, что содержание меди в поверхностных слоях слитков существенно выше, чем в центральной зоне. При пластической деформации таких слитков в поверхностных слоях появлялись трещины.

Сущность обратной ликвации поясняет рис. 12.12. В начальные моменты кристаллизации на поверхности стенки формы образуются шейкообразные кристаллы (рис. 12.12, а). Расплав около их основания обогащается ликвирующими элементами. При срастании головных частей кристаллов атомы ликвата локализуются в междендритных пространствах (рис. 12.12, б).

**Гравитационная ликвация или ликвация по плотности** образуется вследствие больших различий в плотности твердой и жидкой фаз или двух несмешивающихся жидких фаз. Неоднородность химического состава проявляется в различных зонах по высоте отливки. Гравитационная ликвация сильнее проявляется при медленной кристаллизации, поскольку в этом случае процесс оседания кристаллов, плотность которых выше плотности расплава, протекает полнее.

**Полосчатая ликвация** обычно наблюдается в слитках и представляет собой несколько ликвационных полос, параллельных фронту кристаллизации. Поэтому данный вид зональной ликвации еще называют слоистой ликвацией.

Как уже отмечалось, перед фронтом кристаллизации всегда существует зона расплава, обогащенного вторым компонентом или примесью. Если в силу каких-либо причин (изменение условий теплоотвода, механическое воздействие) произойдет резкое увеличение скорости кристаллизации, этот обогащенный слой окажется затвердевшим. При восстановлении первоначальной скорости кристаллизации вновь возникнет зона, обогащенная ликватами и т.д. При таких периодических изменениях скорости кристаллизации и образуется полосчатая ликвация.

**Способы уменьшения зональной ликвации.** Зональную ликвацию в твердом сплаве устранить невозможно. Отжиг даже в течение нескольких десятков суток не оказывает заметного влияния на зональную ликвацию. В тех случаях, когда

зональная ликвация недопустима, необходимо принимать меры для ее предотвращения. К таким мерам можно отнести перемешивание расплава, ускорение кристаллизации и специальное легирование сплавов.

Перемешивание расплава (вибрация, продувка газами, электромагнитное перемешивание) способствует более равномерному распределению компонентов в расплаве и в значительной степени устраняет гравитационную ликвацию.

Наиболее действенным способом уменьшения всех видов зональной ликвации является ускоренная кристаллизация. Так, обратная ликвация оловянистых бронз частично или даже полностью устраняется при литье в водоохлаждаемые металлические формы (кокили). Степень зональной ликвации снижается и при увеличении скорости кристаллизации за счет введения модифицирующих добавок.

Специальное легирование заключается в добавке малых количеств таких компонентов, которые кристаллизуются первыми и образуют в расплаве разветвленный дендритный скелет, препятствующий перемещению расплава по сечению отливки и кристаллов в расплаве.

#### **12.2.4. Горячеломкость**

Горячеломкостью называют склонность металлов и сплавов к хрупкому межкристаллитному разрушению при наличии жидкой фазы по границам зерен.

Появление трещин в отливках представляет собой один из типичных видов брака. Трещины, обнаруживаемые в отливках, в зависимости от причин и момента их появления подразделяют на горячие и холодные.

Горячие трещины зарождаются и развиваются в так называемом эффективном интервале кристаллизации. Это интервал температур между температурой начала линейной усадки и температурой солидуса (температурой окончательного затвердевания сплава). В этом интервале температур растущие дендритные кристаллы срастаются между собой, и сплав приобретает основное свойство твердого тела — сохранять свою форму, несмотря на наличие жидкой фазы. Такое состояние сплава называют твердожидким. Совокупность свойств сплава в твердожидком состоянии и определяет его горячеломкость.

Механические свойства сплавов в твердожидком состоянии очень низки — так, предел прочности не превышает 1...2 МПа, а относительное удлинение — 0,1...0,5 %. Если линейная усадка сплава в этом интервале встретит механическое торможение, то возникающие напряжения могут сравнительно легко привести к разрушению отливки. Наиболее слабым местом в этот момент являются границы зерен, поэтому разрушение в этом случае чаще всего бывает межзеренным. Поскольку растущая горячая трещина граничит с жидкой фазой, то поверхность разрушения неровная, с заметными выступами обнаженных дендритных кристаллов. Поверхность горячей трещины — темная, вследствие окисления. Горячие трещины еще называют кристаллизационными трещинами.

Основными причинами торможения усадки, а, следовательно, и появления горячих трещин являются:

выступы формы и стержни, являющиеся главной причиной торможения усадки при фасонном литье;

термическое торможение, возникающее из-за различной скорости охлаждения тонких и массивных частей отливки;

большое металлостатическое давление на затвердевшую корочку (в крупных отливках);

шероховатость стенок формы, прилипание к ней металла, коробление формы.

Возникающие в твердожидком состоянии горячие трещины могут быть «залечены» жидким расплавом. Расплав заполняет трещины под действием металлостатического давления, капиллярных сил и других факторов.

Холодные трещины образуются при температурах ниже солидуса. Хотя абсолютная температура их образования может быть достаточно высокой (например, у сталей — вплоть до 1000 °С), эти трещины называют «холодными», чтобы отличить их от горячих — кристаллизационных трещин. Образованию холодных трещин способствуют низкая пластичность сплава при температурах ниже солидуса, а также — высокий уровень усадочных и термических напряжений, сформировавшийся к моменту окончания охлаждения отливки. Поверхность холодной трещины гладкая, чистая, светлая. В отличие от кристаллизационных

трещин холодные трещины распространяются в основном по телу, а не по границам зерен.

**Способы снижения горячеломкости.** Эти способы можно разделить на три группы: оптимизация состава сплава, модифицирование структуры отливки, регулирование технологических факторов.

Оптимизация состава сплава заключается в том, что, регулируя состав сплава в пределах допуска, можно увеличить долю эвтектической составляющей, понизить температуру начала линейной усадки, уменьшить или увеличить количество легкоплавкой составляющей. Так, увеличение содержания алюминия в магниевом сплаве МЛ5 с 7,5 до 9,0 % позволяет снизить брак литья по горячим трещинам в 2 раза. Это объясняется увеличением доли эвтектической составляющей и снижением температуры начала линейной усадки.

Модифицирование способствует измельчению зерна. Известно, что измельчение зерна и увеличение зоны равноосных кристаллов снижает температуру начала линейной усадки. Это, в свою очередь, приводит к уменьшению усадочных напряжений и повышению пластичности в твердожидком состоянии.

К технологическим факторам, способствующим снижению горячеломкости, относятся:

- сокращение времени от момента заполнения формы до момента извлечения отливки из формы;

- снижение температуры заливаемого в форму сплава;

- усиление слабых мест отливки ребрами жесткости, установка холодильников с целью уменьшения термических напряжений;

- увеличение податливости формы за счет использования соответствующих формовочных смесей.

## **Глава 13. Основы технологии литья в песчаные формы**

### **13.1. Формовочные материалы**

Формовочными называют материалы, которые используют для приготовления формовочных и стержневых смесей. Формовочные материалы подразделяются на исходные формовочные материалы и формовочные и стержневые смеси.

**Исходные формовочные материалы**, в свою очередь, разделяют на огнеупорную основу смеси, связующие и вспомогательные материалы.

**Огнеупорной основой смеси** чаще всего является кварцевые пески, содержащие 90...98 % чистого кварца ( $\text{SiO}_2$ ), не более 2 % глинистой составляющей и не более 8 % примесей (слюды, полевого шпата, оксидов железа, щелочных и щелочноземельных примесей).

Классификация формовочных кварцевых песков представлена в ГОСТ 2138-74.

Для повышения качества поверхности отливок в последнее время вместо кварцевых песков в качестве огнеупорной основы смеси применяют высокоогнеупорные формовочные материалы: цирконовый песок ( $\text{ZrSiO}_4$ ), оливинит ( $\text{Mg}_2\text{SiO}_4$ ), магнезит ( $\text{MgO}$ ), хромистый железняк ( $\text{FeO}\cdot\text{Cr}_2\text{O}_3$ ).

**Связующее** необходимо для связывания песчинок огнеупорной основы и придания прочности формовочным смесям как в сыром, так и в сухом состояниях.

В основу классификации формовочных связующих материалов положены 3 признака: природа материала (связующее органическое или неорганическое), способность растворяться в воде (связующие водные — водорастворимые и неводные — нерастворимые в воде), а также характер затвердевания (обратимый или необратимый).

Примером органического неводного связующего с необратимым характером затвердевания является олифа, а с обратимым характером затвердевания — канифоль. Органическими водными связующими с необратимым характером затвердевания являются фурановые и карбамидные смолы, например, пульвербакелит. В качестве типичного примера органического водного связующего с обратимым характером затвердевания можно привести патоку — отход сахарного производства.

К неорганическим связующим (они бывают только водными) относят формовочную глину, цемент, гипс, жидкое стекло. В литейном производстве наиболее широко используют формовочную глину. В зависимости от состава формовочные глины делят на 4 вида (ГОСТ 3226-77): бентонитовые — М, каолинитовые — К, гидрослюдистые — Г, полиминеральные — П. Глины видов М и К обладают более высокой термохимической устойчивостью и поэтому используются чаще.

К **вспомогательным формовочным материалам** относят противопригарные добавки; материалы, снижающие прилипаемость смеси к стенкам ящика или модели; материалы, увеличивающие податливость стержней и формы, повышающие прочность, текучесть, теплопроводность смесей и т.д. Из противопригарных материалов чаще всего используют графит, циркон, пылевидный кварц и порошок каменного угля. Противопригарные добавки вводят в смеси для уменьшения образования пригара на отливках. Пригаром называют прочное соединение частиц смеси с металлом поверхности отливки. Пригар затрудняет очистку отливок и является причиной быстрого износа режущего инструмента на станках при обработке отливок.

Защитные присадки в формовочные смеси вводят при литье металлов и сплавов, которые могут воспламениться в процессе заливки в форму, например, сплавов на основе магния. Для предотвращения самовозгорания магния и его сплавов в формовочную смесь добавляют борную кислоту или фтористую присадку.

Для увеличения податливости и газопроницаемости стержней в стержневые смеси вводят древесные опилки. При сушке форм и стержней опилки выгорают, и в стержне образуется множество пор, которые способствуют удалению газов и передвижению зерен песка под воздействием металла, уменьшающегося в объеме при охлаждении.

**Формовочные и стержневые смеси.** Формовочная (стержневая) смесь — это многокомпонентная смесь исходных формовочных материалов, из которой изготавливают форму (или стержень).

Состав формовочных и стержневых смесей разнообразен. Он зависит от химического состава заливаемого в форму сплава, массы, толщины стенки и конфигурации отливки, предъявляемых к ней требований, характера производства.

Для получения качественных отливок как формовочные, так и стержневые смеси должны обладать следующими свойствами: пластичностью, прочностью, податливостью, газопроницаемостью, огнеупорностью, химической устойчивостью по отношению к жидкому металлу, малыми объемными изменениями под действием высоких температур, малой осыпаемостью, хорошей выбиваемостью.

Формовочные смеси подразделяют:

1) по характеру использования — на единые, облицовочные и наполнительные;

2) в зависимости от того, заливается форма жидким металлом в сыром состоянии или после сушки, — на смеси для форм, заливаемых в сыром состоянии или смеси для форм, заливаемых в сухом состоянии;

3) в зависимости от применяемого песка — на естественные (природные) и синтетические.

Если всю форму изготовляют из одной смеси, то такая смесь называется единой. Ее применяют для машинной формовки при серийном и массовом производствах отливок.

Облицовочную смесь наносят на модель, уплотняют, после чего она образует рабочий слой формы толщиной 15...50 мм, соприкасающийся с жидким металлом. Облицовочная смесь содержит максимальное количество свежих компонентов. Облицовочную смесь всегда применяют вместе с наполнительной, которая заполняет остальной объем опоки.

Единая и облицовочная смеси должны обладать достаточной пластичностью, чтобы получить четкий отпечаток модели, обеспечить точные размеры и достаточную прочность формы. Наполнительная смесь должна иметь газопроницаемость больше, чем облицовочная, чтобы не препятствовать прохождению газов и паров воды, образующихся в поверхностном слое облицовочной смеси в начальный момент заливки.

**Стержневые смеси** — это смесь формовочных материалов для изготовления литейных стержней. При заливке жидкого металла стержни испытывают значительно более высокие по сравнению с формой, термические и механические воздействия. Поэтому физико-химические и механические свойства стержневых смесей должны быть более высокими, чем у формовочных смесей.

Стержневые смеси должны иметь более высокую прочность, в том числе и поверхностную, огнеупорность, газопроницаемость и податливость (не препятствовать усадке отливки), но иметь меньшую гигроскопичность и газотворную способность.

Стержневые смеси в зависимости от способа изготовления подразделяют:

смеси с отверждением стержней тепловой сушкой;

смеси с отверждением в нагреваемой оснастке;

жидкие самотвердеющие смеси;

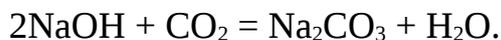
жидкостекольные смеси;

холоднотвердеющие смеси.

Для изготовления мелких стержней в массовом количестве наиболее прогрессивной технологией является их производство из горячетвердеющих смесей. Основой этих смесей служат быстротвердеющие органические связующие, которые затвердевают в ящиках, нагреваемых до 200...250 °С. Для изготовления средних и крупных стержней все чаще применяется технология их изготовления из стержневых смесей с холоднотвердеющими связующими: синтетическими смолами, жидким стеклом (с продувкой их углекислым газом) и др.

Компонентами жидких самотвердеющих смесей (ЖСС) являются кварцевые пески, отвердители (шлаки производства феррохрома), связующее (жидкое стекло), поверхностно-активные вещества (ПАВы). При интенсивном перемешивании компонентов образуется пена, которая разделяет зерна песка и, тем самым, придает смеси свойство текучести. Смесь сохраняет текучесть около 10 мин, и за это время должна быть разлита по стержневым ящикам. Через 20...30 мин смесь отверждается.

Жидкостекольные смеси (ЖС) содержат: кварцевый песок, жидкое стекло в качестве связующего и добавка 10 %-го раствора NaOH. Отверждение ЖС осуществляют, продувая ее углекислым газом. При этом в смеси происходит химическая реакция



Превращение натриевой щелочи в соду приводит к тому, что смесь теряет текучесть и происходит ее твердение.

Холоднотвердеющие смеси (ХТС) готовят из кварцевых песков и фенолформальдегидных смол. В качестве отвердителя используют ортофосфорную ( $\text{H}_3\text{PO}_4$ ) или азотную ( $\text{HNO}_3$ ) кислоту. Время твердения около 20 мин.

### **Технология приготовления формовочных и стержневых смесей**

Приготовление формовочных смесей складывается из следующих этапов:

- подготовка исходных формовочных материалов;
- подготовка отработанной формовочной смеси;
- приготовление смеси.

Подготовка исходных формовочных материалов заключается в сушке и просеивании (классификации) кварцевого песка, дроблении и измельчении глины.

Подготовка отработанной смеси включает следующие операции: охлаждение смеси, ее измельчение, магнитная сепарация для отделения металлических частиц, просеивание, увлажнение, продувка сжатым воздухом для удаления пыли.

Приготовление смеси заключается в перемешивании подготовленных компонентов в бегунах-смесителях: подают исходные материалы, предварительно перемешивают в течение 1...3 мин, смесь увлажняют, повторно перемешивают. Если связующее представляет собой жидкость, то его подают в последнюю очередь и окончательно перемешивают смесь.

Стержневые смеси типа ЖСС и ХТС готовят в шнековых смесителях, размещенных непосредственно в формовочном отделении, поскольку время их затвердевания невелико.

## **13.2. Литейная оснастка**

Все инструменты и приспособления, используемые для изготовления отливок, называют литейной оснасткой. Полный комплект оснастки, необходимый для изготовления разовой формы, называют формовочным комплектом. Часть формовочного комплекта, необходимую для получения в форме отпечатка модели, называют модельным комплектом. В модельный комплект входят модельные плиты с моделями и элементами моделей литниковой системы, а также — стержневые ящики. В формовочный комплект кроме модельного комплекта входят опоки, подопочные и сушильные плиты, приспособления для формовки (наполнительные рамки, штыри, скобы, шаблоны и др.) и формовочный инструмент.

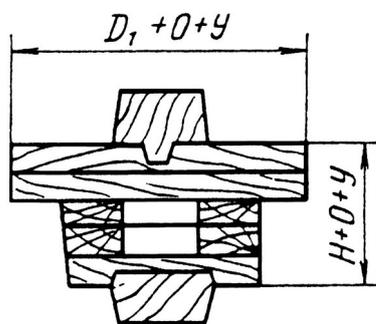


Рис. 13.1. Эскиз модели:

$D_1$  — диаметр отливки;

$H$  — высота отливки;

$O$  — припуск на механическую обработку;

$Y$  — припуск на величину усадки

Модель — это приспособление для получения в форме отпечатка, соответствующего конфигурации отливки. В зависимости от формы отливки модель может быть цельной или разъемной. Модель может иметь специальные выступающие части — модельные знаки, с помощью которых в форме получают углубления для установки стержней. Размеры модели должны иметь припуски на механическую обработку отливки и на усадку металла при кристаллизации (рис. 13.1).

Для единичного и мелкосерийного производства модели делают из дерева: крупные модели — из сосны, средние и мелкие — из ольхи; бук и ясень применяют для моделей с повышенной прочностью. Готовую модель окрашивают масляной краской и покрывают лаком. Модели для чугунного литья окрашивают в красный цвет, для стального — в серый, для литья из сплавов цветных металлов — в желтый.

Металлические модели используют при массовом производстве. Их делают из чугуна, сталей, бронзы, реже — из алюминиевых сплавов. По сравнению с деревянными моделями металлические модели более долговечны, имеют гладкую рабочую поверхность.

В последние десятилетия для изготовления моделей широко используют различные пластмассы: эпоксидные и формальдегидные смолы, пенополистирол. Для изготовления такой модели сначала изготавливают гипсовую форму, в которую отливают пластмассовую модель. Пластмассовые модели обладают высокой точностью, гладкой поверхностью и не подвержены коррозии.

Как правило, формовку производят в опоках. Опока (рис. 13.2) — чаще литая или сварная металлическая рама, выполненная из чугуна, стали или алюминиевых сплавов.

Опока предназначена для восприятия нагрузки от формовочной смеси, возникающей при уплотнении литейной формы, удержания смеси при кантовании и транспортировке, предотвращения разрушения формы при заливке жидкого металла. Стенки опоки имеют отверстия для уменьшения веса и для облегчения выхода газов. Для лучшего удерживания смеси в крупных опоках предусмотрены ребра или крестовины, не доходящие до модели минимум на 50 мм. Чаще формовку

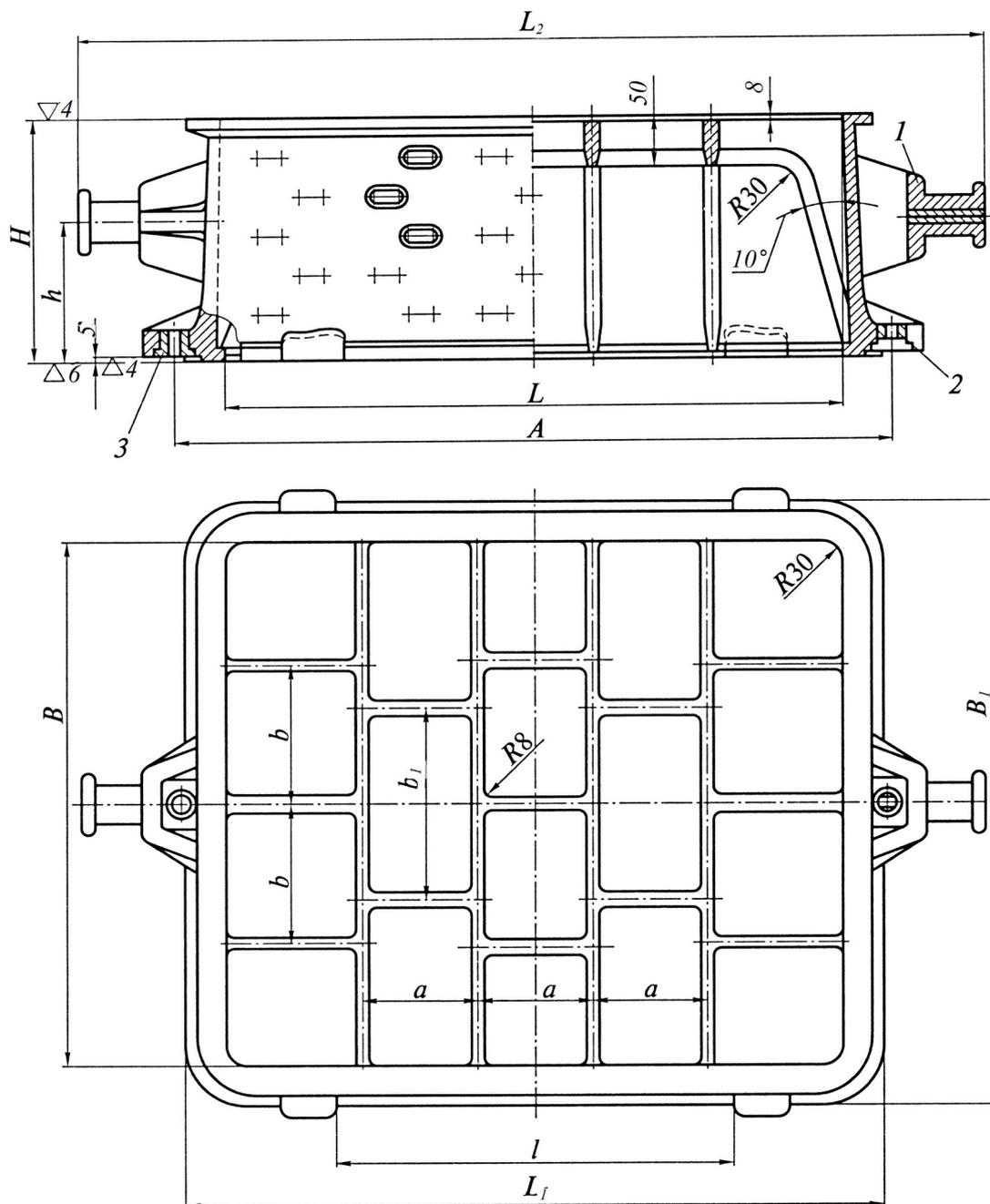


Рис. 13.2. Опока для машинной формовки:

1 — цапфа; 2 — направляющая втулка; 3 — центрирующая втулка;

$L, B, H, A, L_1, B_1, l, a, b, b_1, h$  — размеры опоки

производят в двух, так называемых парных опоках. Поэтому парные опоки соединяют друг с другом центрирующими штырями и скрепляют скобами, или сверху на опоку ставят груз, чтобы предотвратить возможный подъем опоки заливаемым жидким металлом.

В тех случаях, когда отливка имеет внутренние отверстия или полости, которые невозможно сформировать с помощью модели, эти полости оформляют с помощью стержней (см. рис. 13.7). Стержень удерживается в форме с помощью стержневых знаков, которые в форме занимают объем, сформированный знаками модели. Стержни изготавливают отдельно из специальных стержневых смесей и устанавливают в форму при ее сборке.

Изготовление (набивку) стержней осуществляют в специальных стержневых ящиках. Размеры полости ящика (размеры под стержень) выполняют больше на величину усадки. Чаще всего стержневые ящики бывают деревянными. Ящики могут быть неразъемными и разъемными. Набивку стержней проводят вручную или на машинах — встряхивающих или пескострельных.

Инструмент для ручных формовочных работ можно разделить на две группы: инструмент, применяемый при набивке формовочной смеси и удалении модели из формы, и инструмент, используемый при отделке формы.

Для набивки формовочной смеси используют ручные и пневматические трамбовки. Для мелких форм применяют ручные трамбовки (рис. 13.3). Один конец трамбовки делают клиновидным, и он служит для набивки смеси по краям опоки, в узких местах, у крестовин, между моделями и у стенок высоких моделей. Другой конец, плоский, служит для набивки плоских и верхних слоев формовочной смеси. Для средних и крупных форм применяют пневматические трамбовки.

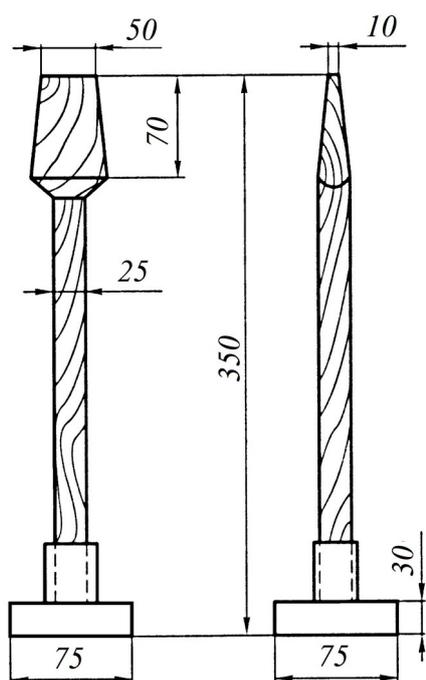


Рис. 13.3. Эскиз ручной трамбовки

Кроме трамбовок каждый формовщик должен иметь лопату для засыпки смеси в опоки и откапывания ямы при формовке в почву, прямые и изогнутые иглы для накалывания вентиляционных каналов (рис. 13.4, *а*); крючки для извлечения моделей из форм (рис. 13.4, *б*), кисть, помазок для смачивания смеси по кромке модели, щетки для протирки моделей, мешок для припыла, уровень, молоток для расталкивания небольших моделей при выемке из формы, мехи для выдувания сора, пульверизатор, сито с ячейками 2...6 мм для засеивания модели облицовочной смесью и ведро для воды емкостью 5 л.

Для отделки поверхности и исправления повреждений форм применяют отделочный инструмент, основные виды которого показаны на рис. 13.4, *в—з*. Гладилки различной формы применяют для выглаживания плоскостей и прорезания углублений; ланцеты — для выглаживания небольших поверхностей в местах, не доступных для работы гладилками; ложечки — для отделки криволинейных поверхностей, углублений и переходов.

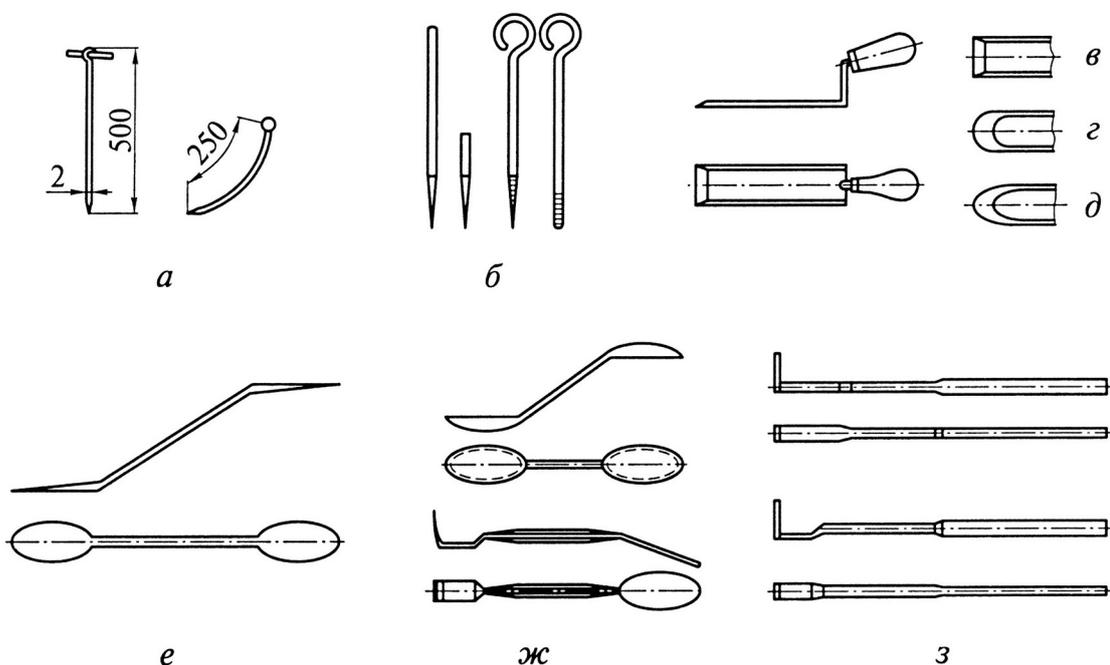


Рис. 13.4 Формовочный и отделочный инструмент.

- а* — иглы для накалывания вентиляционных каналов; *б* — крючки для извлечения моделей; *в*, *г*, *д* — гладилки плоские с прямоугольным; закругленным и заостренным лезвием соответственно; *е* — ланцеты; *ж* — ложечки; *з* — формовочные крючки

**Литниковые системы и прибыли.** Жидкий металл заливают в форму через литниковую систему. Литниковая система представляет собой совокупность каналов, по которым расплав поступает из ковша в полость формы. Назначение литниковой системы — обеспечить непрерывное питание расплавом полости формы, а также - предотвратить попадание в полость формы шлака и воздуха.

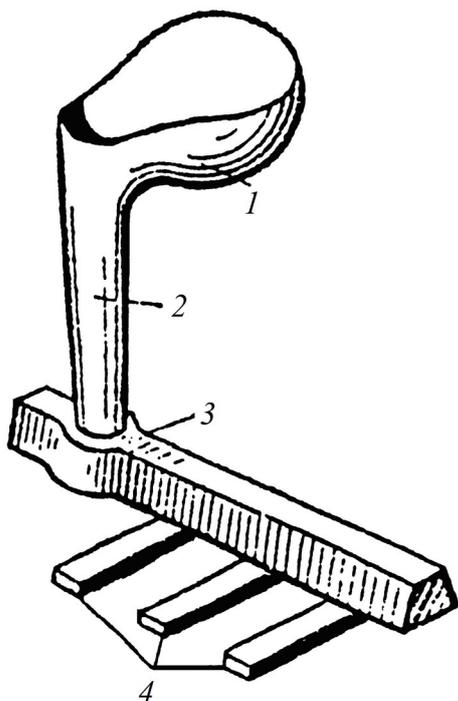


Рис. 13.5. Схема литниковой системы:

- 1 — литниковая чаша;
- 2 — стояк; 3 — шлакоуловитель; 4 — питатели

Полости литниковой системы формируют так же, как и полость формы. Для этого предварительно изготавливают модели всех элементов литниковой системы.

Для вывода усадочной раковины и усадочной пористости за пределы отливки в наиболее массивных частях располагают прибыли. Прибыли бывают открытые и закрытые. Открытую прибыль выполняют в виде полости в теле формы: с одной стороны она сообщается с полостью формы, с другой — открыта в атмосферу. Закрытая прибыль не сообщается с атмосферой. При заливке формы, жидкий металл заполняет объем прибыли. Форму конструируют и выполняют таким образом, чтобы металл в прибыли кристаллизовался в последнюю очередь и его с запасом хватало на компенсацию усадки.

### 13.3. Получение форм (формовка)

Формовкой называют технологический процесс изготовления литейных форм. В зависимости от степени механизации различают три вида формовки: ручную, машинную и автоматическую.

При ручной формовке большинство операций не механизированы. Несмотря на то, что ручной труд является тяжелым, малопроизводительным и требует приобретения навыков в течение довольно длительного времени, ручную формовку до сегодняшнего времени применяют в литейных цехах, особенно, когда возникает необходимость изготовить одну или несколько отливок. Таким образом, ручную формовку используют в условиях мелкосерийного или опытно-экспериментального производства, а также для изготовления каких-либо уникальных отливок. Машинную формовку применяют в условиях средне- и крупносерийного производства, а автоматическую — при массовом производстве.

#### 13.3.1. Ручная формовка

Наиболее распространенными методами ручной формовки являются: формовка в опоках; в почве (кессонах), по шаблонам, формовка в стержнях, по газифицируемым моделям.

**Формовка в опоках.** Существует большое количество разновидностей формовки в опоках: формовка в опоках по неразъемной модели, формовка в опоках по разъемной модели, формовка с подрезкой, формовка в трех опоках, формовка с фальшивой опокой и многие другие. Наиболее широкое распространение получил способ формовки в двух опоках по разъемной модели, который и рассматривается ниже.

В данном случае модель (рис. 13.6, б) должна иметь плоскость разъема. Для центрирования в верхней половине модели имеются центрирующие штифты, а в нижней — отверстия.

Отливка и модель имеют несколько отличающиеся размеры (рис. 13.6, а, б) — размеры разъемной модели больше размеров отливки на величину усадки, поэтому

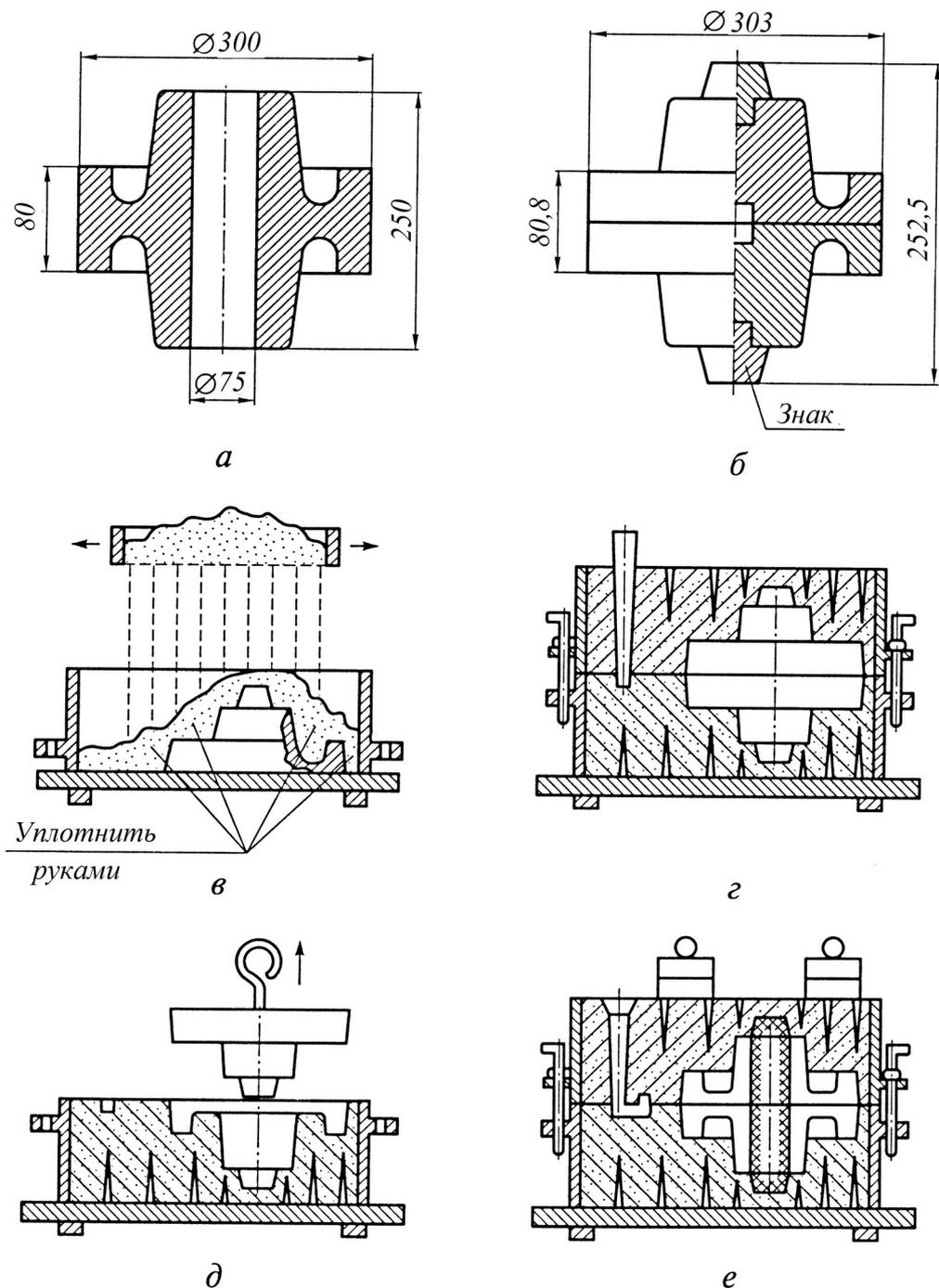


Рис. 13.6. Формовка в опоках по разъемной модели:

*a* — эскиз отливки; *б* — разъемная модель; *в—e* — операции формовки

при изготовлении деревянных моделей используют специальные усадочные метры, в которых учтено увеличение размеров модели.

Устанавливают нижнюю половинку модели и нижнюю опоку на подпочную плиту (рис. 13.6, *в*), при этом оставляют место для моделей литниковой системы. Модель покрывают разделительным составом для предотвращения прилипания

формовочной смеси и наполняют опоку облицовочной смесью, которую просеивают через сито. В глубоких местах и углах, образованных моделью и модельной плитой, смесь уплотняют руками. Оставшийся объем засыпают наполнительной смесью и все утрамбовывают. После трамбовки излишки смеси срезают металлической линейкой, вентиляционной иглой накалывают вентиляционные каналы. Сверху опоку накрывают другой подопочной плитой, вместе с которой переворачивают уплотненную полуформу.

Убирают подопочную плиту, оказавшуюся сверху. На нижнюю половину модели устанавливают верхнюю половину, центрируют половинки модели, устанавливают верхнюю опоку и модели элементов литниковой системы. Плоскость разъема посыпают мелким разделительным песком и производят формовку верхней полуформы (рис. 13.6, з).

Вырезают литниковую чашу, извлекают модель стояка, снимают верхнюю полуформу, извлекают половинки модели и модели элементов литниковой системы (рис. 13.6, д). Далее выполняют отделку формы, в нижнюю полуформу устанавливают стержень и окончательно накрывают нижнюю полуформу верхней (рис. 13.6, е). На ребра верхней опоки устанавливают грузы, скрепляют опоки штырями, струбцинами или втулками. Форма готова к заливке жидкого металла.

**Формовка в почве (кессонах).** Кессон — это большая яма, выложенная кирпичом или бетонированная, имеющая хорошую гидроизоляцию от грунтовых вод. Перед изготовлением формы на литейном плацу готовится так называемая «постель»: мягкая или твердая. Мягкую постель используют при изготовлении относительно небольших и невысоких отливок, твердую постель — при изготовлении крупных массивных отливок, имеющих большую высоту.

**Формовка в мягкой постели.** В полу литейного цеха выкапывают яму заведомо большего размера, чем размеры модели на 150...200 мм. Дно и стенки ямы тщательно утрамбовывают и заполняют наполнительной формовочной смесью (рис. 13.7). По краям ямы устанавливают два металлических бруска 3, на которые укладывают деревянные или металлические рейки 1 (рис. 13.7, а). Образовавшийся объем засыпают облицовочной смесью 2 и убирают рейки.

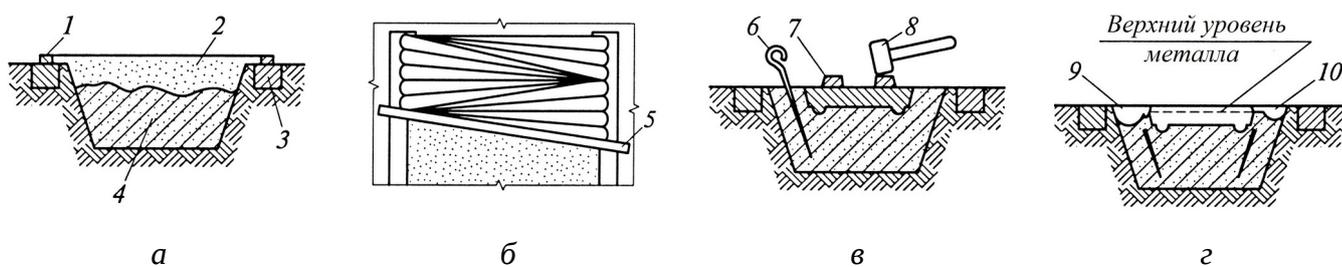


Рис. 13.7. Формовка в мягкой постели:

а, б — изготовление формы; в — осадка модели; г — готовая форма;

1 — деревянная рейка; 2 — облицовочная смесь; 3 — металлический брусок;

4 — формовочная смесь; 5 — деревянная планка; 6 — вентиляционная игла; 7 — модель;

8 — молоток; 9 — приемная литниковая чаша; 10 — сливной резервуар

Далее производят уплотнение облицовочной смеси с помощью планки 5. При этом попеременно один ее конец оставляют на месте, а другим придавливают смесь, одновременно передвигая ее по бруску, как показано на рис. 13.7, б. Срезают излишки смеси, для чего по брускам перемещают специальную металлическую линейку.

Затем в подготовленную «постель» осаживают модель, ударяя по ней деревянным молотком (рис. 13.7, в). Модели, применяемые для формовки по мягкой постели, имеют, как правило, небольшую высоту и плоскую поверхность. Это позволяет легко контролировать процесс их осадки и осуществить полное погружение в облицовочную смесь.

В уплотненной постели для увеличения газопроницаемости формы по периметру модели вентиляционной иглой 6 накалывают вентиляционные отверстия. Вырезают приемную литниковую чашу 9 и сливной резервуар 10 (рис. 13.7, г). Появление в процессе заливки жидкого металла в резервуаре является сигналом того, что форма наполнена жидким металлом и заливку нужно прекращать.

Модель извлекают из формы, предварительно смочив формовочную смесь по периметру модели для предотвращения разрушения краев формы при извлечении модели, полость формы припыливают графитовым порошком или окрашивают графитовой краской.

Этот способ используют для получения таких деталей как каркасы для стержней, печные и строительные плиты и т.д.

**Формовка в твердой постели.** Технология формовки в мягкой постели исключает получение крупных и высоких отливок из-за высокой вероятности образования газовых раковин. Для изготовления таких отливок применяют

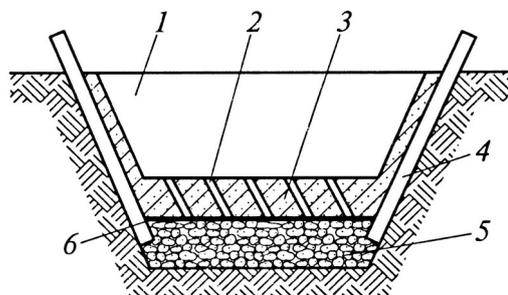


Рис. 13.8. Твердая постель, подготовленная к формовке:

- 1 — яма; 2 — вентиляционный канал;
- 3 — формовочная смесь; 4 — труба;
- 5 — слой кокса; 6 — мешковина

формовку в твердой постели.

В полу литейного цеха отрывают яму 1 (рис. 13.8), глубина которой на 300... 500 мм больше высоты модели. Дно и стенки ямы тщательно утрамбовывают, на дно засыпают слой кокса 5 фракцией 50...70 мм и утрамбовывают его. Этот слой и называют твердой постелью. По стенкам ямы укладывают трубы 4. Укладку проводят таким образом, чтобы нижний конец труб находился в слое кокса, а верхний — несколько выше уровня пола. На слой кокса настилают мешковину 6, которую засыпают слоем формовочной смеси 3. Формовочную смесь утрамбовывают и вентиляционными иглами накалывают вентиляционные каналы 2.

Вентиляционные каналы, слой кокса и трубы служат для отвода газов, образующихся при нагреве формы расплавленным металлом.

В подготовленной твердой постели осуществляют формовку: устанавливают модель, слегка осаживают ее в формовочную смесь, оставшийся объем заполняют дополнительным количеством формовочной смеси, которую уплотняют. Обычно формовку в твердой постели выполняют с верхней опокой (рис. 13.9). Поверхность раздела (поверхность лада) посыпают разделительным песком, устанавливают

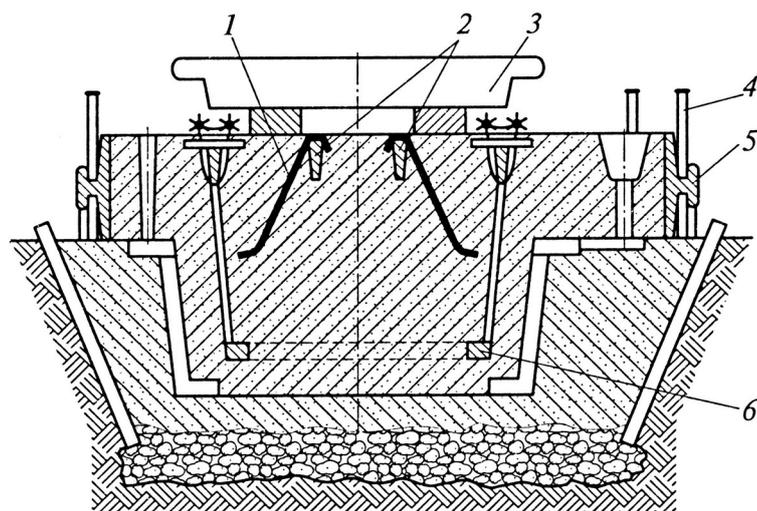


Рис. 13.9. Формовка в твердой постели:

1 — проволочный крючок; 2 — крестовины опоки; 3 — груз; 4 — клинья; 5 — опока; 6 — каркас

опоку, центрируют ее с помощью клиньев. Затем устанавливают в опоку модели литниковой системы, засыпают в опоку формовочную смесь и заформовывают опоку. Далее заформованную опоку поднимают, извлекают модели литниковой системы, отделяют и окрашивают полость формы и окончательно устанавливают опоку на место. После установки опоки на нее накладывают груз для предотвращения ее подъема при заливке жидкого металла.

К достоинствам данного способа можно отнести возможность получения крупных и высоких отливок удовлетворительного качества, доступность материалов и простоту технологии. В настоящее время этот способ применяют в ремонтно-литейных цехах и на ремонтных участках.

**Формовка по шаблонам.** Формовку по шаблонам применяют в случае изготовления крупных отливок с постоянным сечением. Различают формовку вращающимися шаблонами и формовку протяжными шаблонами.

В качестве примера рассмотрим формовку вращающимся шаблоном. Этот способ формовки удобен при изготовлении крупных отливок, имеющих форму тел вращения. При этом используют приспособление, показанное на рис. 13.10. В подпятник 6 устанавливают ось 7 с коническим хвостовиком. Подпятник имеет массивное основание с отверстиями, необходимыми для его крепления в полу литейного цеха. На ось 7 насаживают поперечину 2, которую можно перемещать по оси и фиксировать на нужной высоте при помощи кольца 1 со стопорным винтом. Шаблон 4 крепится к поперечине 2 при помощи крепежных элементов 3. Для увеличения срока службы шаблона и повышения качества формы его рабочую поверхность выполняют из металлической пластины 5, прикрепленной к шаблону болтами.

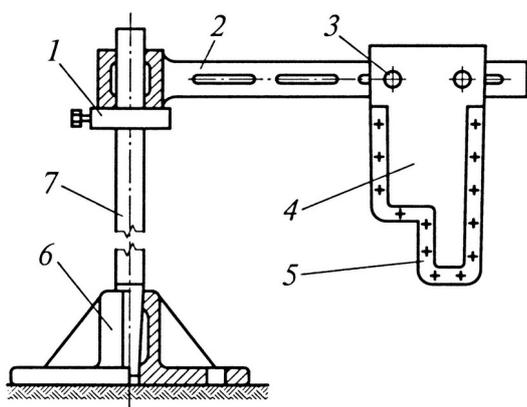


Рис. 13.10. Приспособление для формовки вращающимся шаблоном:

- 1 — кольцо; 2 — поперечина;
- 3 — крепежный элемент; 4 — шаблон;
- 5 — металлическая пластина;
- 6 — подпятник; 7 — ось.

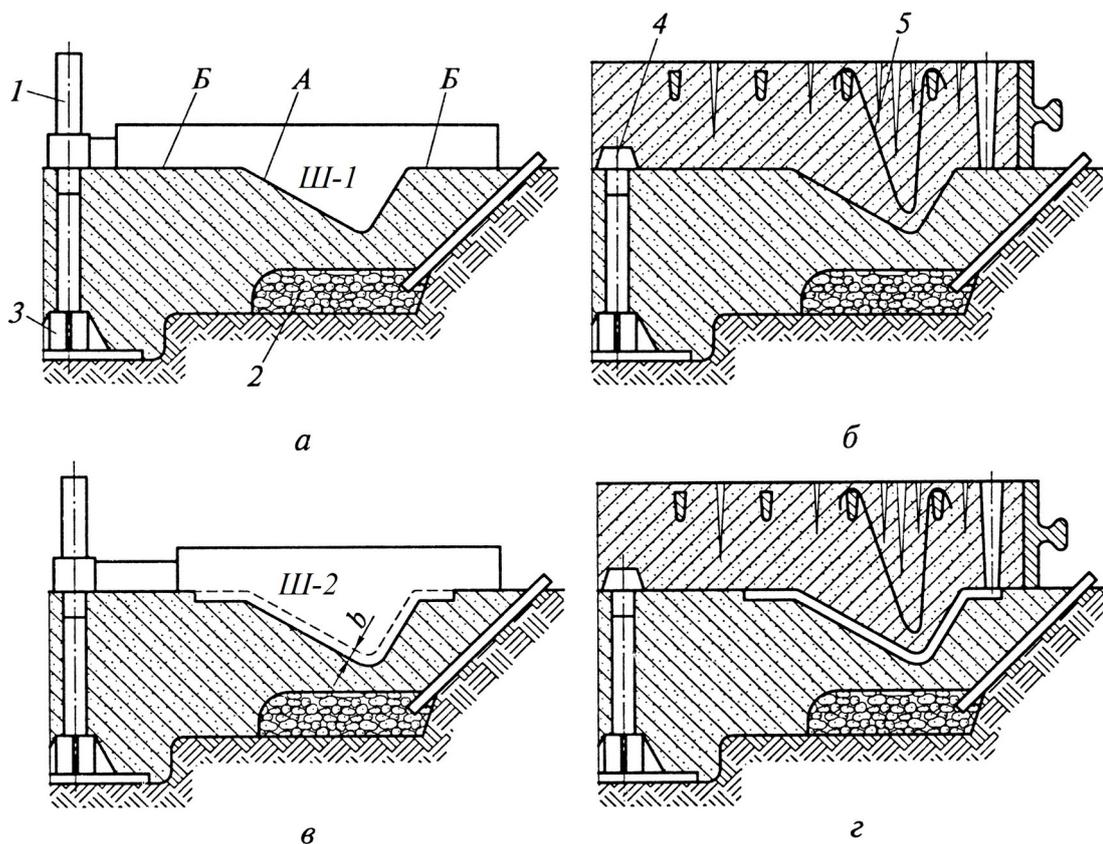


Рис. 13.11. Формовка вращающимися шаблонами:

а — формовка шаблоном Ш-1;

б — формовка верхней опоки;

в — формовка шаблоном Ш-2;

г — форма в сборе; 1 — ось; 2 — слой кокса; 3 — подпятник; 4 — пробка;

5 — крючок; А, Б — части шаблона Ш-1 соответственно для поверхности полости формы и поверхности разъема; б — толщина стенки отливки

В полу литейного цеха откапывают яму (рис. 13.11). На дно ямы устанавливают подпятник 3, в котором крепят ось 1. На дне ямы, под будущей отливкой выкладывают слой кокса 2. Яму заполняют формовочной смесью и производят уплотнение смеси. После уплотнения смеси шаблоном Ш-1 формируют полость (рис. 13.11, а). Перед формовкой опоки верх ось вынимают из подпятника, образовавшееся отверстие закрывают пробкой 4. Полость формы посыпают разделительным песком и заформовывают опоку верх (рис. 13.11, б), перенося на нее очертания поверхности отливки, полученной по шаблону Ш-1. Заформованную опоку снимают, извлекают пробку 4, вновь устанавливают ось 1. Шаблоном Ш-2

вырезают слой формовочной смеси на толщину стенки будущей отливки (рис. 13.11, в). Окончательно собирают готовую форму под заливку металла (рис. 13.11, г).

При использовании этого способа отпадает необходимость в изготовлении дорогих моделей. Формовка по шаблонам наиболее выгодна при штучном производстве, когда надо изготовить одну или несколько отливок.

**Формовка в стержнях.** При использовании этого способа формовки полость формы оформляют стержнями. Получение формы, полностью состоящей из стержней, дает возможность делить ее на простые элементы, изготовление которых по отдельности не представляет особых сложностей. Технология данного способа формовки предусматривает параллельное изготовление стержней и сборку форм.

На рис. 13.12 показана форма для получения отливки ротора. Стержни предварительно собирают в кондукторе и скрепляют специальной шпилькой 2. Последовательность сборки стержней соответствует их номерам, т.е. первым в кондукторе устанавливают стержень *Ст-1*, а последним — стержень *Ст-6*. Собранный пакет стержней устанавливают в нижнюю полуформу 3 и накрывают верхней полуформой 1. Форма в данном случае нужна только для размещения в ней литниковой системы.

Лучшая газопроницаемость и более высокая прочность стержневой смеси по сравнению с формовочной позволяет получать более качественные отливки при меньшем браке. Однако более высокая стоимость стержней приводит к увеличению стоимости отливок. Поэтому данный способ применяют для производства ответственных отливок сложной конфигурации, изготовление которых по моделям требует большого числа отъемных частей. Этим способом изготавливают отливки блоков цилиндров двигателей внутреннего сгорания, блоки головок цилиндров и т.д.

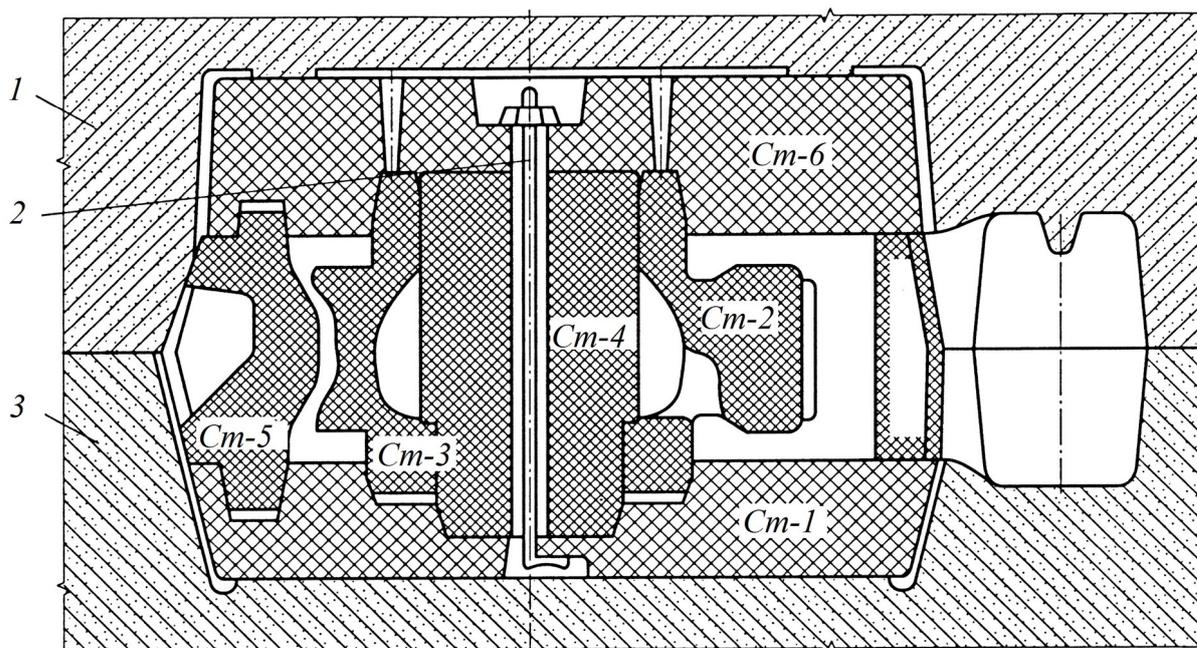


Рис. 13.12. Формовка в стержнях:

1 — верхняя полуформа; 2 — шпилька; 3 — нижняя полуформа;  
Cm-1—Cm-6 — стержни

**Формовка по газифицируемым моделям (Policast-процесс).** Суть способа заключается в использовании моделей, изготовленных из материала, обладающего свойством возгонки, т.е. способностью, минуя жидкое состояние, сразу переходить из твердого состояния в газообразное. В настоящее время в качестве модельного материала чаще используют пенополистирол. Модели изготавливают методом прессования при высокой температуре и давлении.

В опоку-контейнер устанавливают модель и засыпают сухой песок без связующего, затем песок уплотняют на вибрационном или вакуумном стенде. Далее производят термическую деструкцию моделей, используя свойство возгонки модельного материала. Продукты термодеструкции моделей направляют в установку каталитического дожигания газов.

Данную технологию широко используют как в единичном, так и в серийном и крупносерийном производствах для получения отливок из серого, ковкого и высокопрочного чугунов, сталей и алюминиевых сплавов массой до 50 кг.

К преимуществам данной технологии можно отнести:

исключение из производственного процесса стержневого, формовочного и смесеприготовительного оборудования;

уменьшение затрат на оборудование, оснастку и материалы;

возможность комплексной автоматизации процесса;

высокие точность размеров и чистота поверхности.

### 13.3.2. Заливка форм и завершающие операции

Перед заливкой производят сборку формы: сжатым воздухом выдувают пыль и сор, устанавливают стержни, нижнюю полуформу накрывают верхней, полуформы скрепляют или на верхнюю полуформу устанавливают груз. При необходимости форму подогревают.

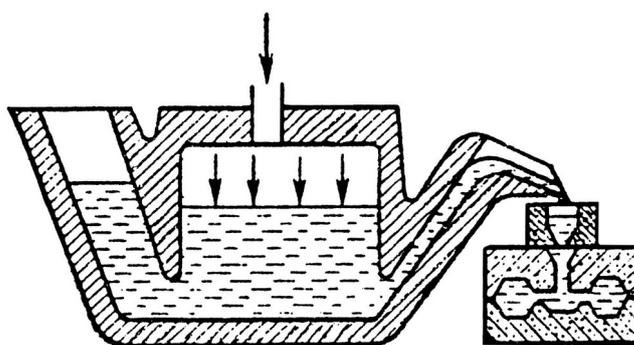


Рис. 13.13. Разливочно-дозировочный агрегат с пневматическим дозирующим устройством

Жидкий металл в собранную форму заливают из ковшей стопорного или чайникового типа или с помощью разливочно-дозировочных агрегатов (ЗДА). В электромеханических ЗДА дозирование жидкого металла выполняют наклоном ковша или открыванием стопора или шибера. В пневматических ЗДА порцию расплава вытесняют из промежуточного ковша сжатым воздухом. Изменяя давление, регулируют объем заливаемого в форму металла (рис. 13.13).

При заливке решающее значение имеет температура заливаемого металла, который должен быть перегрет относительно температуры начала кристаллизации. При выборе степени перегрева руководствуются обычно следующими соображениями — главное, чтобы жидкий металл заполнил все полости формы. При малых степенях перегрева возрастает опасность незаполнения формы, при больших

степенях перегрева увеличивается жидкотекучесть расплава, но одновременно возрастает и его газонасыщенность, увеличивается угар металла, на поверхности отливок появляется пригар. В большинстве случаев степень перегрева составляет 100...200 °С.

После завершения заливки отливки охлаждаются в формах. Время охлаждения зависит от ряда факторов, в первую очередь, от типа формы и вида сплава, массы и толщины стенок отливок и может изменяться от нескольких минут до сотен часов. Для сокращения длительности охлаждения формы могут обдувать воздухом или охлаждать водой, циркулирующей по змеевикам, заделанным в форму при формовке. Стальные отливки охлаждают в формах до 500...700°С, чугуны — до 400...500°С, отливки из цветных сплавов охлаждают до более низких температур.

После охлаждения проводят операцию выбивки отливок, т.е. отливки извлекают из формы путем ее разрушения. Чаще всего используют вибрационно-пневматические выбивные устройства. Форму устанавливают на выбивную решетку, которая совершает движения «вверх-вниз». При движении решетки вверх, форма подбрасывается и затем падает на решетку. При ударе форма постепенно разрушается, и отливка освобождается от формовочной массы. Остатки стержней либо вырубают пневматическими зубилами, либо удаляют на специальных вибрационных машинах.

За выбивкой следует операция обрубки отливок. Цель обрубки — отделить от отливки металл, закристаллизовавшийся в прибылях, литниках, выпорах. Обрубку производят пневматическими зубилами, дисковыми и ленточными пилами, газовыми резаками. Обрубленные места зачищают переносными или стационарными шлифовальными кругами.

Для очистки поверхности отливок от остатков формовочной массы чаще всего используют метод барабанной очистки. В цилиндрический барабан загружают отливки. При вращении барабана отливки трутся друг о друга, при этом прилипшая к поверхности отливок формовочная масса удаляется. Широко используют и методы дробеструйной и дробеметной очистки. Отливки помещают в специальную камеру, где их обдувают струей воздуха вместе с чугунной дробью.

Для получения окончательной структуры и свойств отливки подвергают различным видам термической обработки: отжигу, нормализации, закалке с последующим отпуском.

### **13.3.3. Машинная формовка**

При машинной формовке механизмируются следующие операции: подача формовочной смеси (обычно - единой) в бункеры, установка модельных плит и опок на стол машины, заполнение опоки формовочной смесью, уплотнение смеси, удаление моделей из формы, съём формы или полуформы с машины, отделка и сушка форм, сборка форм и подготовка к заливке.

Отметим следующие особенности машинной формовки:

при ручной формовке все основные технологические операции по изготовлению формы выполняет один высококвалифицированный рабочий. При машинной формовке эти операции разделены, поэтому имеется возможность использовать менее квалифицированных рабочих;

использование при машинной формовке металлической оснастки обеспечивает существенное повышение геометрической и размерной точности отливок, а также — качества поверхности;

при машинной формовке модели литниковых систем изготавливают в модельном цехе и монтируют на модельной плите, этим достигается стабильность качества отливок.

Наиболее ответственной операцией формовки является уплотнение смеси, поэтому ниже рассмотрим некоторые, наиболее распространенные типы формовочных машин.

*Встряхивающие машины.* Это наиболее распространенные формовочные машины. Схема такой машины показана на рис. 13.14. На стол машины 3 устанавливают плиту с укрепленной на ней моделью 2. На плиту устанавливают опоку 1 и заполняют ее единой формовочной смесью. В пневматический цилиндр с поршнем 4 впускают сжатый воздух под давлением 4...5 атм. Под действием воздуха стол с полуформой поднимается на 30...80 мм. Затем воздух из цилиндра

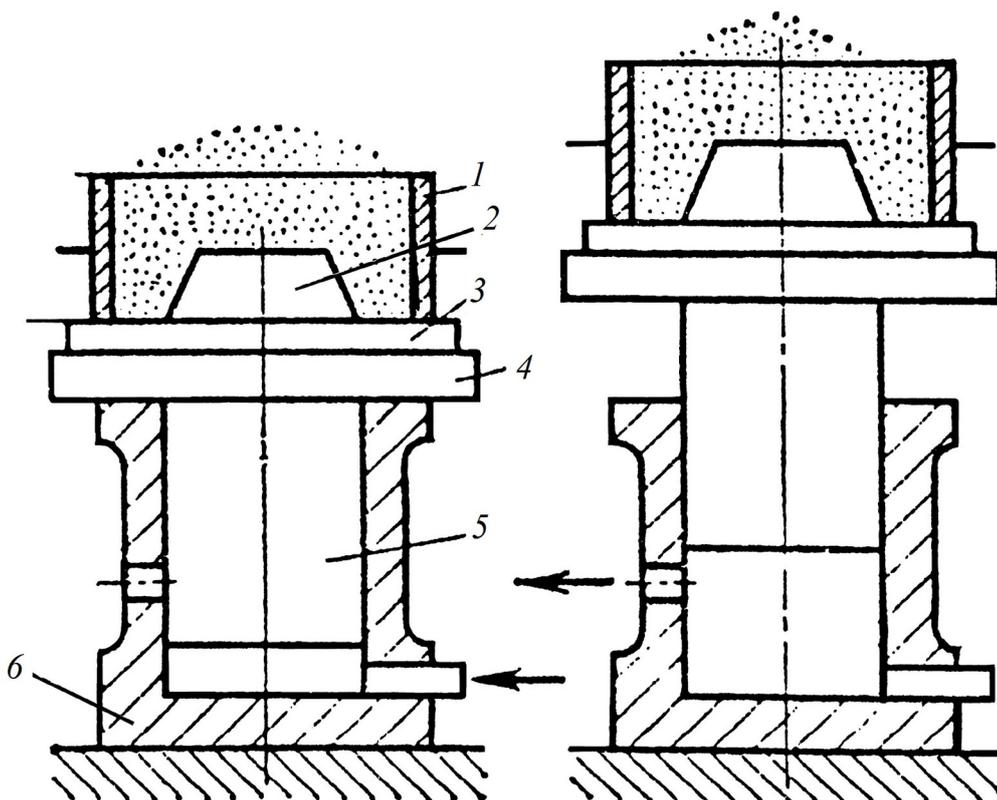


Рис. 13.14. Схема работы встряхивающей машины:

1 — опока; 2 — модель; 3 — подмодельная плита; 4 — стол машины;  
5 — поршень пневмоцилиндра; 6 — пневмоцилиндр

выпускают, стол падает, под действием силы тяжести и инерции смесь уплотняется. Частота встряхиваний 30—50 раз в минуту.

*Пескометные машины* применяются для уплотнения смеси в крупных формах. Основной элемент такой машины — это пескометная головка, в которой с большой скоростью (до 1500 об/мин) вращается ротор. Внутри головки подают формовочную смесь, и вращающийся ротор выбрасывает струю смеси на модель. Для уплотнения смеси по всей поверхности модели предусмотрено либо перемещение пескомета относительно опоки, либо перемещение опоки при неподвижном пескомете.

*Пескодувные и пескострельные машины* используют в основном для изготовления стержней. Стержневую смесь вдувают в опоку воздухом под высоким давлением. Под действием давления происходит уплотнение смеси. Стержневые ящики в этом случае выполняют закрытыми, в них имеются только входы для подачи смеси и каналы для выхода воздуха.

#### 13.3.4. Автоматическая формовка

Для производства сотен отливок в смену, например, на автомобильных заводах, строят автоматизированные формовочные линии (АФЛ), на которых отсутствуют ручные операции.

На рис. 13.15 показана АФЛ среднего и мелкого литья, работающая на ОАО «Волжский автомобильный завод».

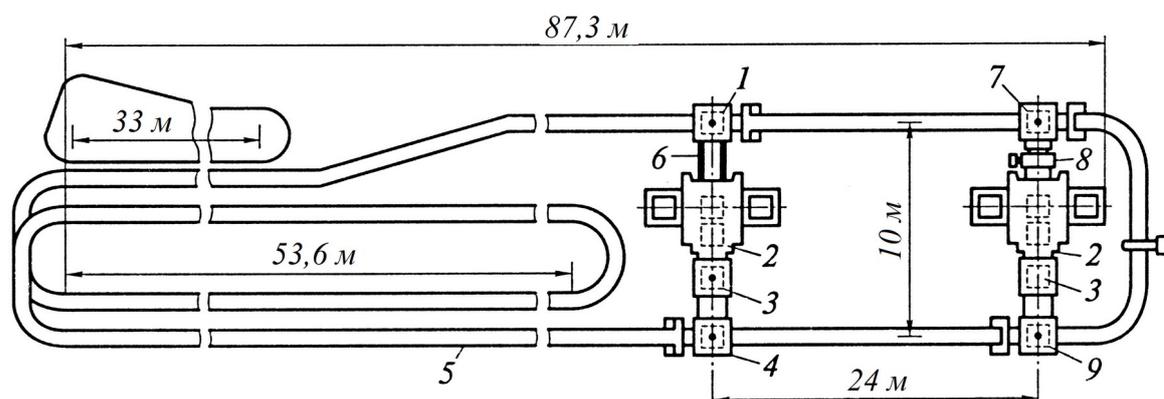


Рис. 13.15. Схема автоматизированной формовочной линии среднего и мелкого литья: 1 — сборщик форм; 2 — автомат изготовления верхней (нижней) полуформы; 3 — выбивное устройство; 4 — распаровщик; 5 — литейный конвейер; 6 — рольганг; 7 — установка форм на конвейер; 8 — кантователь; 9 — перестановщик форм

Форма с отливками после охлаждения по конвейеру 5 поступает в распаровщик 4, который снимает верхнюю полуформу и передает ее в выбивное устройство 3. Далее пустая опока поступает в автомат изготовления верхней полуформы 2. Заформованная опока выходит из автомата на рольганг 6, который доставляет ее к автомату сборки форм 1.

Нижняя полуформа вместе с отливками и остатками формовочной массы по конвейеру движется до перестановщика форм 9, который переставляет ее в выбивное устройство 3'. Остатки смеси вместе с отливками проваливаются на вибрлотки, расположенные этажом ниже. Там происходит отделение отливок от смеси и накопление их в специальных коробах.

Пустая опока поступает в автомат изготовления нижней полуформы 2'. Готовая нижняя полуформа поступает в кантователь 8, а затем — в установщик форм 7, который опускает ее на конвейер 5, по которому она через участок

установки стержней попадает к сборщику форм 1, который накрывает нижнюю полуформу верхней. Далее без установки грузов и дополнительного крепления форма по конвейеру поступает на заливочный участок. После заливки металла, непрерывно двигаясь по конвейеру, форма охлаждается до необходимой температуры и в конце попадает к распаровщику 4. Далее цикл повторяется. Производительность линии 270—280 форм в час.

## **Глава 14. Получение отливок специальными способами литья**

Качество отливок, получаемых в песчано-глинистых формах по многим параметрам не удовлетворяет требованиям современного машиностроения. Поэтому в последние десятилетия получили развитие специальные высокопроизводительные способы литья, позволяющие получать плотные высокоточные отливки с высоким уровнем характеристик механических свойств, низкой шероховатостью поверхности и т.д. Основными видами специального литья являются: литье в кокиль, центробежное литье, литье в оболочковые формы, литье под давлением, литье по выплавляемым моделям.

### **14.1. Литье в кокиль**

Кокилем называют разъемную многократно используемую металлическую форму, заполняемую жидким металлом под действием гравитационных сил. Материалами для изготовления кокилей служат чугун, сталь, сплавы на основе алюминия. В зависимости от материала получаемых отливок, их массы и габаритов, кратность использования кокилей колеблется от 300 до 6000 отливок.

Основные технологические операции литья в кокили:

- 1) подготовка кокиля, которая включает: очистку от загрязнений, проверку центровки полуформ; нанесение теплозащитного покрытия (ТЗП);
- 2) предварительный подогрев кокиля;
- 3) сборка кокиля: установка стержней, соединение и закрепление полуформ;
- 4) окончательный нагрев кокиля;

- 5) заливка жидкого металла;
- 6) разборка (раскрытие) кокиля и извлечение отливки.

Разновидностью кокильного литья является литье в облицованные кокили. Облицовка кокиля заключается в следующем. Половинку модели закрепляют на подмодельной плите и нагревают до 200...220 °С. Затем на половинку модели с зазором 3...5 мм устанавливают кокиль, предварительно нагретый до такой же температуры. В зазор с помощью пескодувной головки вдувают формовочную смесь с термореактивным связующим. В результате на поверхности кокиля формируется облицовочный слой толщиной 3...5 мм, который упрочняется под действием температуры разогретого кокиля и модели. Нанесение облицовочного слоя позволяет существенно увеличить срок службы кокилей.

Преимуществами литья в кокиль, по сравнению с традиционными способами литья, являются: снижение трудоемкости (в 2—3 раза) и себестоимости отливок (на 25...30 %), повышение производительности и широкие возможности механизации, автоматизации и роботизации процесса получения отливок, более высокая точность геометрических размеров и низкая шероховатость поверхности отливок.

Недостатками кокильного литья являются:

- 1) высокая стоимость кокиля — в связи с этим кокильное литье эффективно только при массовом производстве;
- 2) высокие скорости охлаждения получаемых отливок вследствие более высокой теплопроводности металлической формы — это создает трудности при получении тонкостенных отливок сложной формы;
- 3) кокиль в отличие от земляной формы неподатлив — сопротивляется усадке, что затрудняет извлечение отливки из формы и способствует возникновению трещин в отливке.

## 14.2. Центробежное литье

При центробежном литье жидкий металл заливают во вращающуюся форму. В результате формирование отливки происходит под действием центробежных сил, что обеспечивает повышение плотности отливки.

Металлические формы (изложницы) для центробежного литья изготавливают из чугуна или стали, толщина стенки формы должна быть в 1,5—2 раза больше толщины стенки отливки. В процессе литья форму снаружи охлаждают водой или сжатым воздухом. Перед заливкой жидкого металла на внутреннюю поверхность формы наносят ТЗП и подогревают форму до 200 °С.

Машины центробежного литья бывают двух типов — с горизонтальной и вертикальной осью вращения (рис. 14.1). На машинах с горизонтальной осью вращения получают отливки без дна: втулки, трубы, кольца. Машины с вертикальной осью вращения предназначены для получения отливок типа «стакан» — с дном.

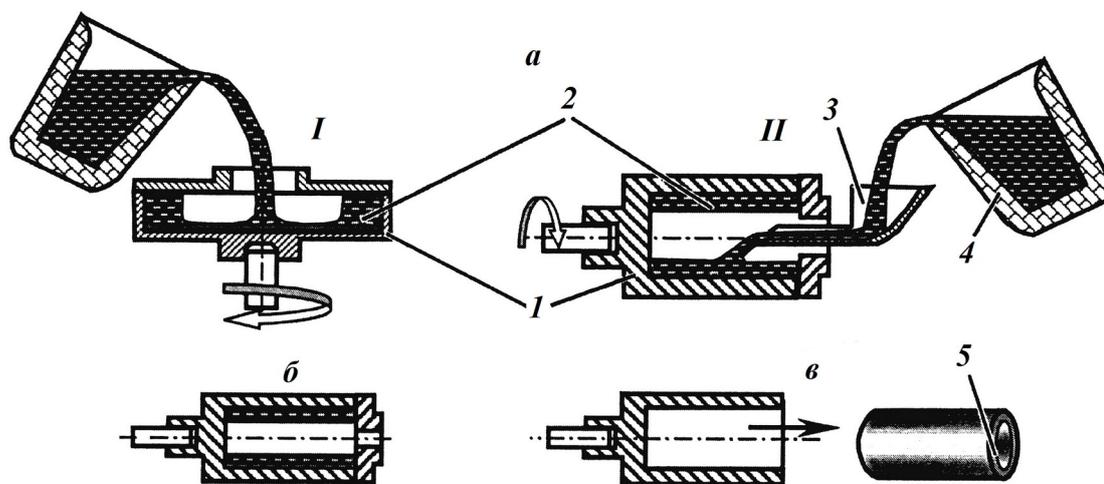


Рис. 14.1. Схемы центробежного литья на машинах с вертикальной (I) и горизонтальной (II) осью вращения:

*а* — вращение формы до затвердевания отливки; *б* — остановка формы;

*в* — удаление отливки из формы; 1 — форма; 2 — металл; 3 — желоб;

4 — разливочный ковш; 5 — отливка

Этот способ позволяет получать достаточно плотные отливки без применения формовочных смесей.

Формирование внутренних полостей при центробежном литье происходит без использования стержней. Отсутствие литниковой системы позволяет упростить технологию, а, кроме того, — существенно экономит металл.

Уникальным преимуществом данного способа литья является возможность получения многослойных отливок. В этом случае необходимо во вращающуюся форму последовательно залить сталь и чугун или чугун и бронзу (или латунь).

### **14.3. Литье под давлением (жидкая штамповка)**

Принципиальное отличие литья под давлением от литья в кокиль заключается в том, что заливку жидкого сплава в металлическую форму и кристаллизацию отливки осуществляют под давлением много больше атмосферного — от 0,1 до 50 МПа (10...500 атм).

Машины литья под давлением делят на два типа:

- 1) машины с холодной камерой прессования;
- 2) машины с горячей камерой прессования.

В машинах первого типа камера прессования находится в нормальных условиях — на воздухе, в машинах второго типа камера прессования находится внутри подогреваемого тигля с расплавленным металлом для будущих отливок.

На рис. 14.2 представлена схема машины литья под давлением с холодной камерой прессования. Порцию расплавленного металла заливают в камеру прессования (рис. 14.2, а). Затем под действием прессующего поршня жидкий металл через литниковые каналы заполняет полость пресс-формы, быстро затвердевает при избыточном давлении и образует отливку (рис. 14.2, б).

После окончания кристаллизации подвижная часть пресс-формы 3 отходит в сторону и отливка специальными толкателями 5 выталкивается из неподвижной части пресс-формы 1 (рис. 14.2, в). Пресс-форму осматривают, очищают продувкой сжатым воздухом, наносят защитное покрытие и закрывают. Одновременно с подготовкой пресс-формы готовят камеру прессования: поднимают прессующий поршень, извлекают пресс-остаток 4, осматривают камеру, наносят защитное покрытие. Далее цикл повторяют.

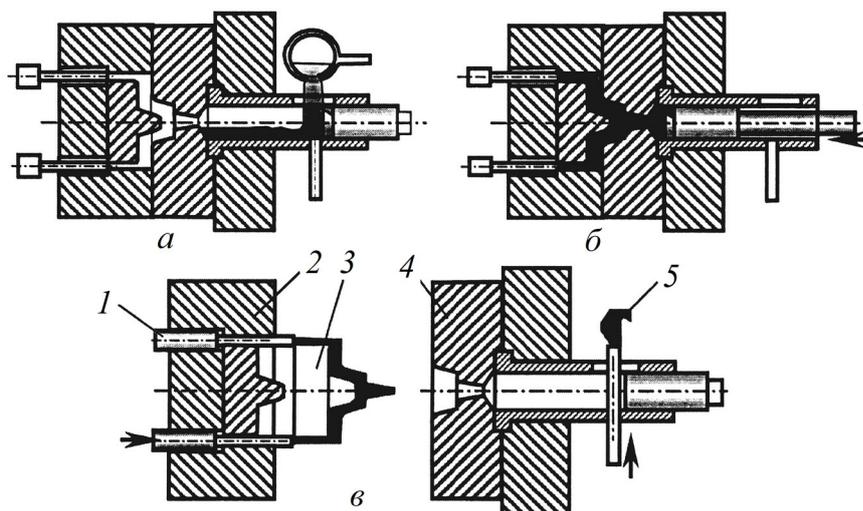


Рис. 14.2. Схема получения отливок способом литья под давлением:  
 а — заливка металла в камеру прессования; б — запрессовка металла;  
 в — открывание пресс-формы и удаление отливки;  
 1 — толкатель; 2 — неподвижная часть пресс-формы; 3 — отливка;  
 4 — подвижная часть пресс-формы; 5 — пресс-остаток

Литье под давлением позволяет получать плотные отливки с благоприятной структурой, обеспечивающей высокий комплекс характеристик механических свойств. Точность геометрических размеров и чистота поверхности такова, что последующая механическая обработка не требуется. Данный способ позволяет получать отливки с толщиной стенки менее 1 мм, а также — готовые резьбы.

Недостатки данного способа такие же, как и при литье в кокиль. Кроме того, литье под давлением не позволяет получать крупные отливки.

Литье под давлением применяют в крупносерийном и массовом производствах точных малогабаритных отливок из сплавов на основе алюминия, магния, меди.

#### 14. 4. Литье в оболочковые формы

Этим методом получают тонкие, толщиной не более 15...20 мм, но довольно прочные разъемные формы. Формовочная смесь, из которой изготавливают оболочковые формы состоит из 90 % мелкозернистого кварцевого песка и 10 % связующего. Связующим в данном случае является термореактивная смола с добавкой уротропина — пульвербакелит. При нагреве до 120...140 °С смола

плавится, и смесь приобретает свойство текучести, а при последующем нагреве выше 250°C смола необратимо затвердевает и смесь упрочняется.

Смесь готовят холодным или горячим способом. Приготовление смеси холодным способом заключается в том, что смолу растворяют в спирте или ацетоне и перемешивают с песком. Затем при непрерывном перемешивании смесь продувают сжатым воздухом для испарения спирта или ацетона и разминают до получения однородной массы. При горячем приготовлении смеси песок, нагретый до 150 °С, перемешивают со смолой, добавляют уротропин, вновь перемешивают и разминают смесь до получения однородной массы.

Технология изготовления оболочковой формы состоит из следующих основных операций (рис. 14.3):

1) половинку металлической модели закрепляют на подмодельной плите, нагревают до 120...150 °С и устанавливают на бункер с формовочной смесью (рис. 14.3, а);

2) бункер поворачивают вокруг горизонтальной оси и выдерживают в таком положении 20...30 с. Под действием температуры нагретой модели связующее смеси расплавляется, смесь обволакивает модель, образуя оболочку толщиной 15... 20 мм, которая при охлаждении ниже 120 °С, обратимо затвердевает (рис. 14.3, б);

3) бункер поворачивают в исходное положение. Не расплавившаяся смесь осыпается, а корочка — оболочка остается на поверхности модели (рис. 14.3, в);

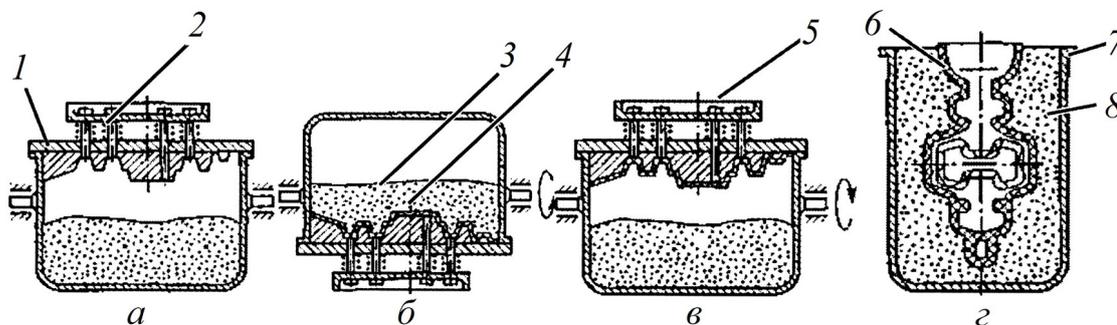


Рис. 14.3. Схема получения оболочковых форм:

- 1 — модельная плита; 2 — металлическая модель; 3 — формовочная смесь;  
4 — оболочковая полуформа; 5 — толкатель; 6 — оболочковая форма;  
7 — опока-контейнер; 8 — кварцевый песок

4) подмодельную плиту вместе с половинкой модели и оболочкой снимают с бункера и помещают в печь с температурой 300 °С, где происходит окончательное (необратимое) упрочнение оболочки.

Аналогичным образом готовят вторую половину литейной формы и оболочки литниковой системы. Готовые оболочковые полуформы склеивают быстротвердеющим клеем или соединяют с помощью струбцин. При необходимости предварительно в форму устанавливают стержни. Форму помещают в контейнер. Оставшийся объем засыпают песком для придания дополнительной механической прочности и предохранения оболочковой формы от преждевременного разрушения (рис. 14.3, з). Подогревают готовую форму и заливают жидкий металл.

Этим способом получают тонкостенные отливки сложной формы массой от 0,5 до 200 кг из чугунов, сталей и цветных сплавов. Способ литья в оболочковые формы широко применяется в автотракторной промышленности.

#### **14.5. Литье по выплавляемым моделям**

Особенность данного способа в том, что модели изготавливают из легкоплавких материалов и после изготовления формы модели из формы не извлекают, а выплавляют.

Модели изготавливают методом прессования из парафино-стеариновой смеси (50 % парафина и 50 % стеарина). После прессования готовая модель выталкивается в чан с холодной водой. Поскольку детали, получаемые этим методом, достаточно мелкие, готовые модели при помощи паяльника объединяют в блоки моделью литниковой системы, которую готовят так же, как и модели отливок. В одном блоке может быть от 2 до 100 моделей отливок (рис. 14.4, а).

Технология изготовления отливок этим способом складывается из следующих основных операций:

1) формирование корки на поверхности блока моделей (облицовка) — блок окунают в керамическую суспензию (рис. 14.4, б), после окунания посыпают **цирконовым песком** (рис. 14.4, в), затем просушивают (рис. 14.4, г). Длительность сушки на воздухе составляет 2 часа, в среде аммиака — 40 мин. Эти операции

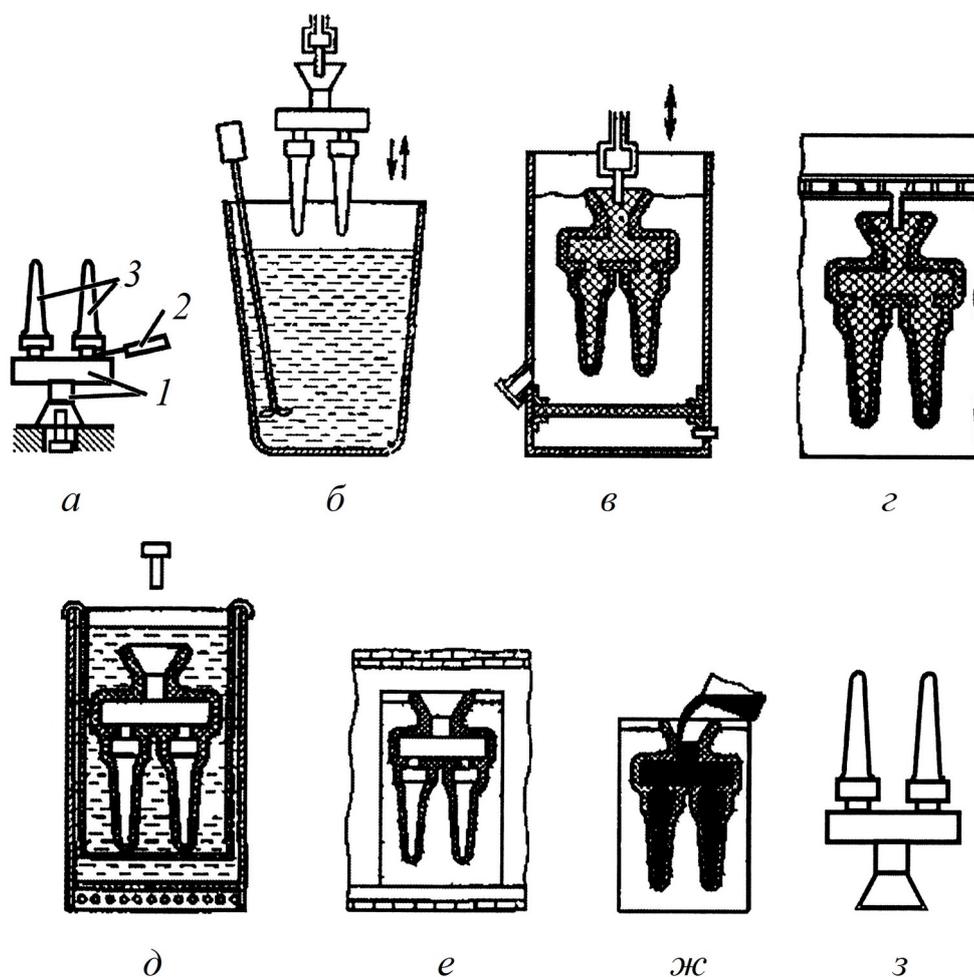


Рис. 14.4. Схема процесса изготовления отливок по выплавляемым моделям:

1 — литниково-питающая система; 2 — паяльник; 3 — модели

повторяют несколько раз (от 3 до 20 раз, чаще всего — от 3 до 6 раз). Керамическая суспензия частично растворяет песок, и на поверхности блока моделей формируется и с каждым окунанием нарастает плотная корочка. Окончательная толщина корочки составляет от 2 до 4 мм;

2) облицованный блок моделей помещают в контейнер, который засыпают кварцевым песком (рис. 14.4, д);

3) выплавление моделей — контейнер переворачивают и в таком положении помещают в печь с температурой примерно 200 °С или в бак с горячей водой. Модельный состав плавится и вытекает из формы;

4) прокаливание форм — контейнер с формой помещают в печь с температурой 900...950 °С (рис. 14.4, е). Под действием высокой температуры

происходит спекание смеси и упрочнение формы, удаление влаги, выгорание остатков модельного состава;

5) сразу же после прокаливания в готовые формы заливают жидкий металл (рис. 14.4, ж).

После полного затвердевания отливок форму разрушают и извлекают отливки (рис. 14.4, з).

Этот метод позволяет практически из любых сплавов получать тонкостенные отливки сложной формы с высоким качеством поверхности, массой от нескольких граммов до нескольких десятков килограммов.

Литье по выплавляемым моделям широко используют в авиастроительной промышленности для изготовления турбинных и компрессорных лопаток из жаропрочных сталей и сплавов, сплавов на основе титана. Этим способом получают также насосные колеса сложной конфигурации из коррозионностойких сталей.

## **Глава 15. Литейные сплавы**

В отечественном машиностроении около 70 % всех отливок изготавливается из чугуна, около 17 % — из стали, остальное — из цветных сплавов.

### **15.1. Производство отливок из чугуна**

Плавку чугунных чушек на машиностроительных заводах ведут в вагранках или электропечах. Вагранка — это печь шахтного типа, по принципу работы похожая на доменную печь. Стальной кожух изнутри футеруют шамотным кирпичом. Загрузка шихты сверху осуществляется порциями (колошами) с помощью подъемника. Шихта состоит из металлической и топливной частей, кроме того, в шихту входит флюс. В состав металлической части шихты могут входить доменный чушковый чугун, чугунный и стальной лом, возврат (литники и брак), брикетированная стружка, природнолегированные чугуны и ферросплавы. Вагранка обычно работает на коксе, а в качестве флюса используют известняк. Топливо (кокс) сгорает в струе воздуха, вдуваемого через фурмы в нижней части вагранки. Шихта

расплавляется, и происходят химические реакции, необходимые, прежде всего, для удаления вредных примесей. Переплавленный жидкий чугун вытекает в копильник, установленный перед вагранкой, откуда раздаточными ковшами подается на участок заливки форм. Плавильные электропечи — дуговые и индукционные, широко используемые в современных литейных цехах, — позволяют повысить технико-экономические и экологические показатели плавки по сравнению с вагранками.

Чугун, в котором основная часть углерода находится в виде графита, называют серым. Если же углерод в чугуне связан в химическое соединение — карбид железа (цементит —  $\text{Fe}_3\text{C}$ ), то такой чугун называют белым. Цементит обладает очень высокой твердостью, но при этом — весьма хрупок, поэтому его стараются получать в виде тонкого поверхностного слоя только в тех случаях, когда требуется обеспечить отливке высокую износостойкость.

В качестве конструкционного сплава используют серый чугун, причем в зависимости от формы графита серые чугуны делят на собственно серые — чугуны с графитом в виде пластинок, ковкие чугуны — с графитом в форме хлопьев и высокопрочные чугуны — в них графит имеет форму близкую к сферической.

Серый чугун является самым дешевым и наиболее распространенным материалом для изготовления разного рода отливок. Он обладает хорошими литейными свойствами — высокой жидкотекучестью и низкой (около 1 %) усадкой, что позволяет получать из него отливки самой сложной конфигурации. Механические свойства серого чугуна повышаются путем модифицирования. При модифицировании в жидкий чугун за 5—10 мин до разливки вводят в измельченном виде небольшое количество (до 1 %) модификатора — ферросилиция, силикокальция и др. Мелкие частицы модификатора увеличивают число центров кристаллизации (зародышей) и тем самым приводят к измельчению зерен в структуре отливки, а, следовательно, и к увеличению ее прочности.

В высокопрочном чугуне графит имеет наиболее компактную шаровидную форму. Для получения графита шаровидной формы чугун модифицируют магнием, церием, иттрием. Чугун, подвергаемый модифицированию, должен быть

низкосернистым, так как повышенное содержание серы приводит к увеличению расхода дорогого модификатора и к образованию дефектов структуры. Жидкотекучесть высокопрочного чугуна почти такая же, как у серого чугуна, при одном и том же химическом составе и прочих равных условиях (температуре заливки, скорости охлаждения и др.). Однако линейная усадка высокопрочного чугуна выше, чем серого чугуна, что затрудняет изготовление отливок без усадочных дефектов. Часто эта проблема решается применением прибылей. По этим причинам высокопрочный чугун используется только для изготовления отливок ответственного назначения (коленчатые и распределительные валы автомобилей, детали прокатного, кузнечно-прессового и горнорудного оборудования, дизели, паровые, газовые, гидравлические турбины и т.д.). Отливки из высокопрочного чугуна изготавливают всеми рассмотренными ранее методами литья, кроме литья под давлением.

Ковкий чугун используют для изготовления ответственных деталей, работающих при динамических и знакопеременных нагрузках. Из ковких чугунов изготавливают фланцы, кронштейны рессор, картеры редукторов, ступицы, пробки системы охлаждения. Из более прочных ковких чугунов — вилки карданных валов, втулки, муфты, тормозные колодки, звенья и ролики цепей конвейеров.

Из легированных чугунов изготавливают детали, работающие в условиях значительного изнашивания и больших механических нагрузок. Хромистые чугуны ЖЧХ1—ЖЧХ30 применяют для изготовления жаростойких и износостойких отливок, никелевые ЧНХТ, ЧН15ДЗШ (нирезист), ЧН20Д2Ш (никросилал) и др. — для износостойких и коррозионно-стойких отливок.

## **15.2. Производство стальных отливок**

Стали, применяемые для изготовления отливок, по ГОСТ 977-88 делят на углеродистые и легированные. Углеродистые стали — качественные, с содержанием 0,15...0,55 % С (ГОСТ 977-88), в их маркировке 15Л—55Л буква «Л» указывает на принадлежность к литейным сталям.

Отливки из низкоуглеродистых сталей обладают невысокой прочностью. С увеличением содержания углерода прочность стальных отливок возрастает, а пластичность снижается.

Литейные стали имеют более низкие литейные свойства по сравнению с чугунами. Усадка углеродистой стали значительно больше, чем усадка в отливке из серого чугуна. Для борьбы с усадочными дефектами используют прибыли, питающие бобышки и холодильники на стадии литья. Жидкотекучесть сталей меньше, чем чугуна. Поэтому требуются более высокие температуры заливки, повышенная суммарная площадь сечения питателей и применение прибылей.

Для подготовки литейных сталей к разливке обычно используют плавильные электропечи. В качестве шихтовых материалов применяют стальной лом, отходы собственного производства, передельный чугун, флюсы и др. Отливки из сталей чаще всего получают методами литья в песчаные формы, по выплавляемым моделям, под давлением. Литая сталь после затвердевания имеет крупнозернистую структуру и низкие механические свойства. Для измельчения структуры, снятия внутренних напряжений и повышения физико-механических свойств стальные отливки подвергают отжигу, нормализации и другим видам термической обработки.

Области применения литейных углеродистых сталей разнообразны:

сталь 15Л — отливки неответственных деталей;

сталь 25Л — корпусные детали;

сталь 30Л — станины, ступицы колес;

сталь 35Л — балки задних мостов;

сталь 45Л — зубчатые колеса, тормозные диски;

сталь 55Л — валки горячей прокатки.

Потребителями легированных сталей являются отрасли энергетического машиностроения, химической и нефтегазовой промышленности, металлургии и др. Из них изготавливают турбинные лопатки, клапаны гидропрессов, арматуру химической промышленности и др. Высоколегированная сталь 110Г13Л (сталь Гатфильда), содержащая около 1,1 % углерода и около 13 % марганца, применяется для производства особо износостойких деталей.

### **15.3. Производство отливок из цветных сплавов**

#### **15.3.1. Производство отливок из медных сплавов**

Медные сплавы обладают достаточно высокими прочностью, пластичностью, коррозионной стойкостью и антифрикционными свойствами. Наиболее широкое применение в качестве литейных сплавов на основе меди получили латуни и бронзы.

Латунями называют сплавы меди с цинком (4...40 %). Дополнительно латуни могут содержать небольшие количества Al, Mn, Ni, Si и других элементов.

Литейные латуни отличаются довольно высокими прочностью ( $\sigma_b = 705$  МПа), пластичностью ( $\delta = 20$  %), антикоррозионными и антифрикционными свойствами. Латуни имеют удовлетворительную жидкотекучесть, но высокую (до 2,2 %) усадку. Поэтому в отливках часто имеются как усадочные раковины, так и пористость. Все медные сплавы склонны к образованию трещин.

Латуни применяют для изготовления разного рода арматуры для морского судостроения, втулок и сепараторов подшипников, деталей прокатных станов.

Бронзы могут быть оловянными и безоловянными. В оловянных бронзах содержание олова составляет 9...11 %, либо от 2 до 6 % с добавками 3...6 % свинца и цинка до 15 %. Безоловянные бронзы содержат 8...11 % алюминия и дополнительно могут быть легированы Fe, Mn, Ni и другими элементами.

Оловянные бронзы имеют хорошую жидкотекучесть, относительно высокую усадку (до 1,6 %). В отливках оловянных бронз из-за большого интервала кристаллизации часто образуется пористость. Безоловянные бронзы также обладают высокой жидкотекучестью, но усадка у них выше, чем у оловянных (до 2...2,4 %), что вызывает опасность образования усадочных раковин.

Из оловянных бронз изготавливают литые арматуру, шестерни, подшипники, втулки и др. Безоловянные бронзы при литье используют как заменители более дорогих оловянных — их применяют для изготовления гребных винтов крупных судов, шестерен и зубчатых колес, корпусов насосов, деталей химической аппаратуры.

Для ведения литейных работ медные сплавы плавят в индукционных канальных низкочастотных печах, дуговых печах с горизонтальным расположением электродов под слоем древесного угля, либо в среде защитных газов или в вакууме.

Для получения отливок из медных сплавов применяют методы литья в песчаные и оболочковые формы, реже — в кокили, центробежное и литье под давлением. Для предупреждения образования усадочных раковин и пористости в форме необходимо предусмотреть наличие прибылей и холодильников. Для предупреждения появления трещин в отливках используют формовочные смеси с высокой податливостью. Способы борьбы с неметаллическими включениями те же, что и при литье других цветных сплавов, — применение фильтров, расширяющихся литниковых систем и др.

### **15.3.2. Производство отливок из алюминиевых сплавов**

Для производства отливок применяют алюминиевые сплавы на основе систем Al—Si, Al—Cu, Al—Mg и др. по ГОСТ 1583-93.

Литейные алюминиевые сплавы отличаются высокой удельной прочностью, пластичностью, обрабатываемостью резанием, стойкостью к окислению. Наиболее распространенные сплавы — силумины (сплавы на основе системы Al—Si) имеют высокую жидкотекучесть и небольшую усадку. Большинство других литейных алюминиевых сплавов имеют более низкую жидкотекучесть и более высокую усадку, в расплавленном состоянии сильно поглощают водород, что ухудшает их свойства.

Для получения жидких алюминиевых сплавов обычно используют плавильные электропечи сопротивления и индукционные печи. Для защиты расплава от окисления и газонасыщения плавку ведут под слоем покровного флюса в виде смеси хлористых солей натрия и калия. Перед разливкой алюминиевые сплавы подвергают рафинированию с целью очищения жидкого сплава от газов, оксидов и неметаллических включений. Рафинирование проводят, например, пропусканием через ванну жидкого металла газообразного хлора, который захватывает растворенные газы и неметаллические включения. Для повышения

механических свойств силуминов улучшают их структуру путем модифицирования хлористыми и фтористыми солями натрия и калия.

Основными методами получения отливок из алюминиевых сплавов являются литье в кокиль, литье под давлением. Для повышения качества алюминиевого литья применяют фильтрацию расплава через сетчатые фильтры в литниковой системе (для удаления неметаллических включений), расширяющиеся литниковые системы (для плавного заполнения литейных форм и уменьшения окисления) и т.д.

Отливки из алюминиевых сплавов широко используются в авиационной и ракетной технике, автомобильной, приборостроительной, машиностроительной, судостроительной и электротехнической отраслях промышленности. Из алюминиевых сплавов изготавливают блоки цилиндров, головки блоков, корпуса насосов, судовые винты, авиационные детали и др.

### **15.3.3. Производство отливок из магниевых сплавов**

Магниевые сплавы имеют малую плотность и, соответственно, высокую удельную прочность  $\sigma_b/\rho$  при  $\sigma_b$  около 450 МПа, приемлемую пластичность ( $\delta$  около 9 %). Они хорошо работают при динамических нагрузках, имеют удовлетворительную коррозионную стойкость, хорошо обрабатываются резанием. Упрочняющая термическая обработка значительно повышает механические свойства магниевых сплавов. Магниевые сплавы легко окисляются, хорошо растворяют водород и склонны к самовозгоранию, что следует учитывать как при их плавке, так и при заливке форм. Плавку магниевых сплавов проводят в тигельных электрических печах сопротивления и индукционных печах под слоем хлористых флюсов или в среде защитных газов. Для измельчения зерна сплавы модифицируют, например, введением углеродсодержащих веществ (мела, мрамора и др.). Для предотвращения возгорания сплава при заливке форм струю расплавленного магниевого сплава припыляют порошком серы, связывающей кислород воздуха.

Магниевые сплавы имеют низкие литейные свойства — пониженную жидкотекучесть, повышенную усадку, склонны к образованию трещин. Для

получения отливок из магниевых сплавов применяют методы литья в песчаные формы, в кокиль и др.

Для предупреждения образования усадочных раковин и пористости в формах предусматривают прибыли и холодильники, в формовочные смеси добавляют серу и борную кислоту, обеспечивают плавный подвод расплава через расширяющиеся литниковые системы, сам расплав фильтруют для очистки от неметаллических включений.

Для изготовления отливок наибольшее применение нашли сплавы систем Mg—Al—Zn и Mg—Zn. Из них изготавливают корпуса приборов, детали двигателей — крышки головок блоков цилиндров, картеры, бензомасляную аппаратуру и др.

#### Вопросы для самоконтроля

1. Охарактеризуйте каждый из двух этапов кристаллизации.
2. Происходит ли кристаллизация при  $T_0$ ?
3. Какие критерии определяют размер зерна?
4. От чего зависит уровень параметров  $n$  и  $C$ ?
5. Объясните схему строения слитка.
6. Каким образом можно регулировать размер литого зерна?
7. В чем заключается дендритная схема роста кристаллов?
8. Какие факторы определяют жидкотекучесть литейного сплава?
9. Каким образом можно оценить жидкотекучесть?
10. Какие литейные дефекты, связанные с усадкой, вы знаете?
11. Объясните, почему в отливках образуются усадочные раковины.
12. Укажите основные средства устранения усадочных дефектов.
13. Объясните процесс образования в отливке газовой пористости.
14. Что является причиной образования в отливках холодных и горячих трещин?
15. Что такое ликвация? Виды ликвации.
16. Укажите способы уменьшения различных видов ликвации.
17. Что используется в качестве огнеупорной основы смесей?
18. Виды формовки. Чем они отличаются?

- 19.Какие вы знаете литейные сплавы?
- 20.Назовите важнейшие технологические свойства, которыми должен обладать литейный сплав.
- 21.В чём состоит основное отличие разовых литейных форм от многократно используемых?
- 22.Какие признаки лежат в основе классификации литейных форм?
- 23.В чём состоит основное отличие постоянных многократно используемых литейных форм от полупостоянных?
- 24.Какие виды стержней различают по назначению?
- 25.Назовите основные элементы литниковой системы литейной формы.
- 26.Для чего предназначена питающая система литейной формы?
- 27.Охарактеризуйте способ литья в песчано-глинистые формы (технологические особенности, область применения, коэффициент использования материала, точность размеров отливки, шероховатость её поверхностей и др.).
- 28.Охарактеризуйте способ литья в оболочковые формы (технологические особенности, область применения, коэффициент использования материала, точность размеров отливки, шероховатость её поверхностей и др.).
- 29.Охарактеризуйте способ литья по выплавляемым моделям (технологические особенности, область применения, коэффициент использования материала, точность размеров отливки, шероховатость её поверхностей и др.).
- 30.Охарактеризуйте способ литья в кокиль (технологические особенности, область применения, коэффициент использования материала, точность размеров отливки, шероховатость её поверхностей и др.).
- 31.Охарактеризуйте способ литья под давлением (технологические особенности, область применения, коэффициент использования материала, точность размеров отливки, шероховатость её поверхностей и др.).
- 32.Охарактеризуйте способ центробежного литья (технологические особенности, область применения, коэффициент использования материала, точность размеров отливки, шероховатость её поверхностей и др.).
- 33.Изложите общую последовательность проектирования литой заготовки.

34. Как в технических условиях обозначается точность отливок?
35. Дайте общую характеристику свойств и области применения алюминиевых литейных сплавов.
36. Магниевого сплавы какой системы получили наибольшее распространение в литейном производстве?
37. Охарактеризуйте область применения латунных отливок.
38. Охарактеризуйте область применения отливок из оловянных бронз.
39. Охарактеризуйте область применения отливок из серых чугунов.
40. Какие исходные материалы применяются для приготовления шихты?
41. Как на литейные свойства чугунов влияют углерод, кремний, марганец, сера и фосфор?
42. В чём особенность получения отливок из ковких чугунов?
43. С какой целью проводят модифицирование чугунов?

## Часть IV. Технологии обработки металлов давлением

Под обработкой металлов давлением (ОМД) понимают способ изготовления деталей и полуфабрикатов заданной формы и размеров с помощью пластической деформации. Основными видами ОМД являются: прессование, прокатка, ковка, объемная и листовая штамповка и волочение.

Известны три вида реакции твердого тела на нагружение (приложение внешнего усилия): упругая деформация, пластическая деформация и разрушение.

Упругая деформация — это обратимое изменение формы и размеров тела, которое является следствием обратимого смещения атомов из положения равновесия. Упругая деформация существует только во время приложения внешнего усилия. При снятии внешнего усилия исчезает и упругая деформация.

Упругая деформация в чистом виде проявляется в эластичных материалах, когда силы взаимодействия, определяющие целостность материала, сохраняются при значительном изменении расстояния между частицами (атомами или молекулами) и пропорциональны этому расстоянию.

Пластическая деформация — это необратимое изменение формы и размеров тела. Пластическая деформация, в отличие от упругой, сохраняется после снятия внешней нагрузки и является следствием необратимого смещения атомов (или точнее, групп атомов). Известно, что пластическая деформация — это результат движения в металлах специфических дефектов кристаллического строения — так называемых дислокаций.

Разрушение — это разделение металлического объекта (образца, детали или конструкции) как минимум на две части. Разрушение является следствием зарождения и распространения трещины.

Упругая и пластическая деформация являются обязательными следствиями нагружения. Более того, при ОМД пластическая деформация является целью обработки. Разрушение при ОМД недопустимо.

## Глава 16. Теоретические основы обработки металлов давлением

### 16.1. Силы и напряжения

В состоянии равновесия, например, при статическом нагружении, внешние силы уравниваются реакцией материала — силами межатомного взаимодействия. Эти внутренние силы и определяют уровень сопротивления материала деформации. Для количественной оценки сопротивления материала деформации при нагружении удобнее использовать не величину внутренних сил, а их интенсивность, или напряжение. Напряжение подобно усилию (силе) является векторной величиной.

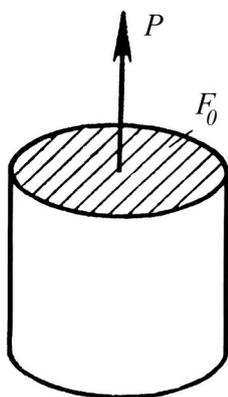


Рис. 16.1. Схема для определения напряжения

Рассмотрим стержень с площадью поперечного сечения  $F_0$ , на который действует усилие, равное  $P$ , ориентированное вдоль продольной оси стержня — перпендикулярно площадке  $F_0$  (рис. 16.1). В этом случае напряжение  $S_0$ , будет равно отношению усилия к площади поперечного сечения:  $S_0 = P/F_0$ . В общем случае, усилие может быть ориентировано

произвольно к площадке. Пусть имеем площадку ( $F_\alpha$ ), нормаль к которой составляет угол  $\alpha$  с направлением действия осевого усилия  $P$  (рис. 16.2). Тогда площадь этой площадки будет равна:  $F_\alpha = F_0/\cos\alpha$ . В этом случае усилие  $P$  можно разложить на две составляющие:  $P_s$ , которая ориентирована перпендикулярно (нормально) площадке и  $P_t$ , которая лежит в плоскости площадки.

Напряжение, обозначим его как  $S$ , соответствующее составляющей  $P_s$ , определится как отношение  $P_s$  к  $F_\alpha$ :

$$S = \frac{P_s}{F_\alpha} = P \cdot \frac{\cos^2 \alpha}{F_0} = S_0 \cdot \cos^2 \alpha$$

Подобные напряжения, действующие по нормали к площадке, называют нормальными напряжениями.

Другую составляющую напряжения, соответствующую  $P_t$ , обозначим ее как  $t$ , можно рассчитать как отношение  $P_t$  к  $F_\alpha$ :

$$t = \frac{P_t}{F_\alpha} = \frac{P \cdot \sin \alpha \cdot \cos \alpha}{F_0} = S_0 \cdot \sin \alpha \cdot \cos \alpha$$

Такие напряжения, действующие в плоскости площадки или параллельно ей, называют касательными напряжениями.

Из анализа данных выражений следует, что максимальное нормальное напряжение  $S_{max} = S_0$  реализуется в том случае, если нормаль к площадке составляет с направлением действия усилия угол равный  $0^\circ$  (при  $\alpha = 0^\circ \cos \alpha = 1$ ). Максимальное касательное напряжение  $t_{max} = 0,5 \cdot S_0$  наблюдается в том случае, если нормаль к площадке составляет с направлением действия усилия угол равный  $45^\circ$  (при  $\alpha = 45^\circ$

$\cos \alpha = \sin \alpha = \frac{\sqrt{2}}{2}$ ). Таким образом, при одноосном растяжении максимальное

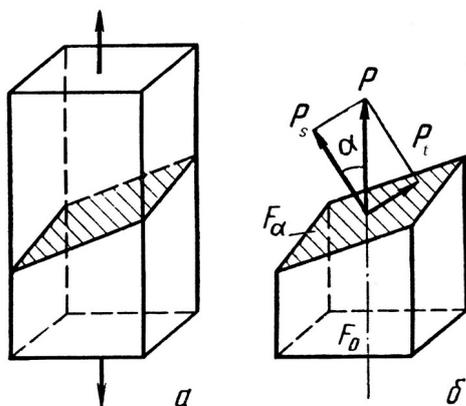


Рис. 16.2. Схемы для определения касательных и нормальных напряжений

касательное напряжение в 2 раза меньше максимального нормального напряжения

$$\frac{t_{max}}{s_{max}} = \frac{0,5 \cdot S_0}{S_0} = 0,5$$

Напряжения, которыми оперируют в механике, в том числе и в ОМД, могут быть истинными и условными. Известно, что в процессе нагружения величина площадки, на которую действуют напряжения меняется. Если эти изменения не учитывают и напряжение рассчитывают как отношение нагрузки в данный момент времени  $P_i$  к исходной площади поперечного сечения

$$\sigma_i = \frac{P_i}{F_0},$$

то такое напряжение называют условным. Если же усилие  $P_i$  относят к величине фактического сечения в данный момент времени  $F_i$ , то получают значение истинного напряжения

$$S_i = \frac{P_i}{F_i}.$$

Физический смысл имеют только истинные напряжения, однако на практике часто более удобно пользоваться условными напряжениями. Это особенно оправдано при малых степенях деформации (в пределах упругого участка), когда изменение площади поперечного сечения невелико. Истинные напряжения обычно обозначают латинскими буквами —  $S$  (нормальные напряжения),  $t$  (касательные напряжения). Условные напряжения принято обозначать греческими аналогами латинских букв —  $\sigma$  (нормальные напряжения) и  $\tau$  (касательные напряжения).

## 16.2. Напряженное состояние

Для оценки напряжений, создаваемых в материале действием внешней нагрузки (силы, усилия) необходимо знать величину и направление этой силы, а также — величину площадки, на которую действует эта сила и ее ориентацию к вектору силы.

Напряженное состояние в некоторой точке тела (и в любой площадке, проходящей через эту точку) считается определенным, если известны напряжения на трех взаимно перпендикулярных площадках в этой точке. Для описания напряженного состояния в точке используют разложение результирующих напряжений на трех гранях бесконечно малого параллелепипеда (куба) по трем координатным осям. Легко показать, что действие произвольно ориентированного вектора напряжения на какую-либо площадку эквивалентно действию одного нормального и двух касательных напряжений (рис. 16.3). Тогда действие трех напряжений можно представить как совокупность трех нормальных и шести касательных напряжений (рис. 16.4.).

Математически напряженное состояние в точке описывают с помощью тензора напряжений, включающего девять членов. При этом, из условия неподвижности кубика (условия равновесия) следует, что  $t_{xy} = t_{yx}$ ,  $t_{xz} = t_{zx}$ ,  $t_{yz} = t_{zy}$ . Тогда, для определения напряженного состояния в точке достаточно знать три нормальных и три касательных напряжения

$$S = \begin{pmatrix} S_x & t_{xy} & t_{xz} \\ t_{yx} & S_y & t_{yz} \\ t_{zx} & t_{zy} & S_z \end{pmatrix}$$

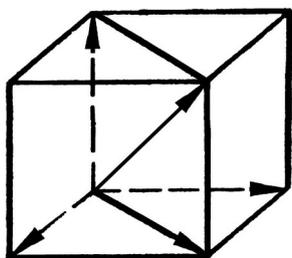


Рис. 16.3. Схема разложения произвольно ориентированного вектора напряжения на один вектор нормального напряжения и два вектора касательных напряжений

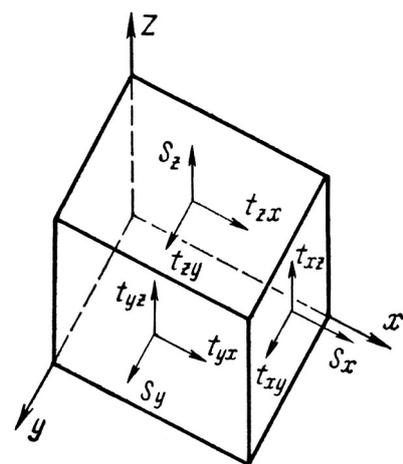


Рис. 16.4. Система взаимно уравновешенных напряжений, действующих на грани параллелепипеда

Для трех взаимно перпендикулярных векторов  $S_x, S_y, S_z$  всегда можно выбрать систему координат, в которой они будут параллельны осям (перпендикулярны граням кубика). В этом случае все касательные напряжения обратятся в нуль, а все нормальные примут максимальные значения:  $S_{x \max}, S_{y \max}, S_{z \max}$ . Если принять, что  $S_{x \max} = S_1, S_{y \max} = S_2$ , а  $S_{z \max} = S_3$ , и выполнить условие  $S_1 > S_2 > S_3$ , то тогда тензор напряжений примет следующий вид

$$S = \begin{pmatrix} S_1 & 0 & 0 \\ 0 & S_2 & 0 \\ 0 & 0 & S_3 \end{pmatrix}$$

Такой тензор называют главным тензором напряжений, а напряжения  $S_1, S_2$  и  $S_3$  — главными напряжениями.

Зная главные напряжения и ориентировку главных осей можно определить нормальные и касательные напряжения на любой произвольно ориентированной площадке.

### 16.3. Коэффициент мягкости напряженного состояния

Напряженное состояние, возникающее в образце, заготовке или изделии, существенным образом влияет на процессы деформации и разрушения. Важнейшей характеристикой любого напряженного состояния является коэффициент мягкости  $\alpha$ , который находится как отношение максимального касательного напряжения, которое реализуется при данном напряженном состоянии, к максимальному

нормальному напряжению  $\alpha = \frac{t_{max}}{S_{max}}$ .

Результатом действия нормальных напряжений является разрыв межатомных связей — разрушение, а действие касательных напряжений вызывает в металлах необратимый сдвиг — пластическую деформацию. Вот почему при хрупком разрушении поверхность излома расположена нормально к вектору внешнего усилия, а при вязком разрушении, которому предшествует пластическая деформация, поверхность излома расположена под углом в  $45^\circ$  по отношению к направлению действия внешнего усилия.

Поскольку касательные напряжения способствуют развитию пластической деформации, а нормальные — хрупкому разрушению, с увеличением  $\alpha$  материал проявляет все более высокую пластичность (табл. 16.1).

Таблица 16.1

Значения коэффициента мягкости при различных видах напряженного состояния

Вид напряженного состояния	Значение коэффициента мягкости напряженного состояния, $\alpha$
Трехосное сжатие	4
Одноосное сжатие	2
Кручение	4/5
Одноосное растяжение	1/2
Двухосное растяжение	2/3
Трехосное растяжение	2/5

Таким образом, при ОМД касательные напряжения являются весьма полезными, а нормальные — крайне нежелательными. Другими словами, для успешной реализации ОМД необходимо использовать такие виды напряженного состояния, в которых доля касательных напряжений максимальна, а доля нормальных — минимальна. Из табл. 16.1 следует, что наиболее желательным при ОМД является трехосное сжатие.

#### 16.4. Схемы напряженного состояния

При анализе процессов ОМД полезно пользоваться схемами напряженного состояния. Схема напряженного состояния — это графическое изображение сочетания напряжений. Схемы напряженного состояния дают представление о величине и знаке преобладающих напряжений на главных площадках. Схемы, имеющие напряжения одного знака называют одноименными, напряжения разных знаков — разноименными. Всего возможных схем главных напряжений девять: две линейные — Л1 и Л2, три плоские — П1, П2 и П3 и четыре объемные — О1, О2, О3 и О4 (рис. 16. 5).

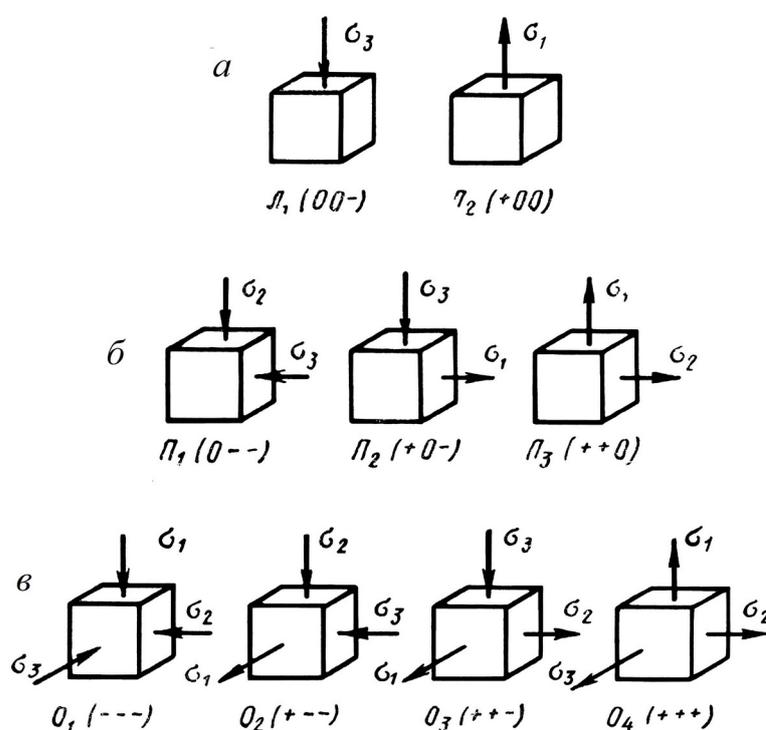


Рис. 18.5. Схемы напряженных состояний:

*a* — линейных, *б* — плоских, *в* — объемных

Линейные схемы — это одноосное сжатие (Л1) и одноосное растяжение (Л2). Л1 реализуется при свободной ковке, прокатке узких заготовок без трения; Л2 — при растяжении проволоки и канатов, а также разрывных образцов до момента образования шейки.

Плоские схемы: П1 — двухосное сжатие, П2 — сжатие по одной оси и растяжение по другой, П3 — двухосное растяжение. П1 реализуется при прокатке широкой полосы или при деформации в закрытом инструменте. П2 имеет место при

кручении цилиндрического стержня. Напряженное состояние ПЗ испытывает обечайка емкости, нагруженной внутренним давлением (цилиндрический баллон с газом). Такое же напряженное состояние возникает в туго затянутом ремне.

Схемы объемного напряженного состояния: О1 — трехосное сжатие, имеет место при прессовании, прокатке листов, осадке. О2 — сжатие по двум осям и растяжение по третьей оси, реализуется при волочении. О3 — сжатие по одной оси и растяжение по двум другим осям, в ОМД не используется. О4 — растяжение по всем трем осям. Это самый жесткий (наименее мягкий) вид напряженного состояния. Возникает, например, в обечайке сферической емкости, нагруженной внутренним давлением, в ОМД не используется.

В заключение отметим, что при расчетах растягивающие напряжения записываются в формулы со знаком «плюс», а сжимающие напряжения — со знаком «минус». Так, главный тензор напряжений для трехосного сжатия запишется в общем виде следующим образом

$$\sigma = \begin{pmatrix} -\sigma_1 & 0 & 0 \\ 0 & -\sigma_2 & 0 \\ 0 & 0 & -\sigma_3 \end{pmatrix}$$

### 16.5. Деформации. Деформированное состояние

Деформацией называют изменение формы и размеров тела под действием напряжений от внешних нагрузок. Деформации, исчезающие после снятия напряжений, называют упругими, а сохраняющиеся после снятия напряжений — пластическими или остаточными.

Наиболее широко используют следующие характеристики деформации: удлинение (укорочение), сдвиг и сужение (уширение).

Если образец, имеющий начальную длину  $l_0$ , под действием напряжения увеличил свою длину до некоторой конечной длины  $l_k$ , то абсолютное удлинение или абсолютную деформацию  $\Delta l$ , можно определить как разность конечной и начальной длины:  $\Delta l = l_k - l_0$ . Для инженерных расчетов чаще используют относительную деформацию (или относительное удлинение),  $\epsilon$  (или  $\delta$ ), которая позволяет сравнивать деформацию образцов с различной начальной длиной:

$$\varepsilon = \frac{l_k - l_0}{l_0} = \frac{\Delta l}{l_0}$$

или

$$\varepsilon = \frac{\Delta l}{l_0} \cdot 100\%$$

Величина  $\varepsilon$  является условной характеристикой, поскольку деформация с самого начала развивается на непрерывно изменяющейся длине  $l$  и, следовательно,

отношение  $\frac{\Delta l}{l_0}$  лишено физического смысла и не обладает свойством аддитивности (простого сложения).

Приведем пример: допустим, образец длиной  $l_0 = 10$  мм сначала продеформировали до  $l_1 = 11$  мм, а затем — до  $l_2 = 12$  мм.

$$\text{Тогда } \varepsilon_1 = \frac{11-10}{10} \cdot 100\% = 10\%, \text{ а } \varepsilon_2 = \frac{12-11}{11} \cdot 100\% = 9,1\%$$

Сумма составит  $10\% + 9,1\% = 19,1\%$ . Если же сразу продеформировать образец с  $l_0 = 10$  мм до  $l_2 = 12$  мм, то общая деформация составит

$$\varepsilon_{\text{общ}} = \frac{12-10}{10} \cdot 100\% = 20\%, \text{ то есть } \varepsilon_{\text{общ}} \neq \varepsilon_1 + \varepsilon_2.$$

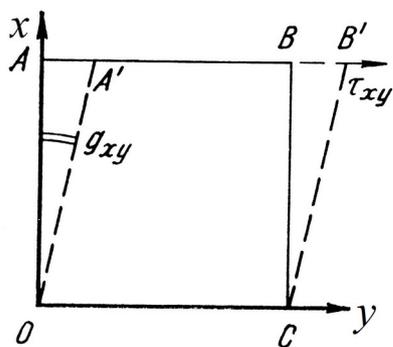
Свойством аддитивности обладает истинная деформация  $e$ , которая рассчитывается следующим образом. При устремлении величины абсолютной деформации  $\Delta l$  к нулю необходимо взять интеграл от  $dl$  по  $l$  на участке от  $l_0$  до  $l_k$

$$e = \int \frac{dl}{l} = \ln \left( \frac{l_k}{l_0} \right)$$

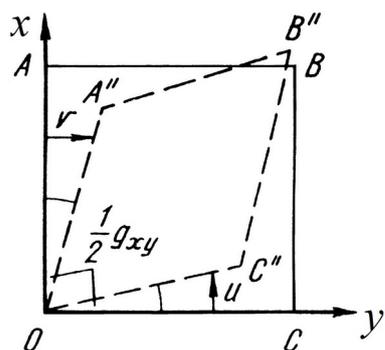
Между условной и истинной деформацией существует простая связь

$$e = \ln (\varepsilon + 1).$$

В области малых деформаций, например, на упругом участке можно считать, что  $e \approx \varepsilon$ .



а



б

Рис. 16.6. Схемы сдвиговых деформаций:

а — простой сдвиг,

б — чистый сдвиг

Деформации удлинения и укорочения обычно происходят под действием нормальных напряжений. Касательные напряжения вызывают сдвиговые деформации, которые оценивают по углу сдвига,  $\alpha$ , или по величине относительного сдвига  $g = \operatorname{tg} \alpha$ . Различают сдвиговые деформации простого сдвига (рис. 16.6, а) и чистого сдвига (рис. 16.6, б). Величина деформации при простом сдвиге равна  $g = \operatorname{tg} \alpha$ , при чистом сдвиге деформация составляет половину деформации простого сдвига —  $g_{xy} = 0,5 \cdot g$ .

Совокупность удлинений и сдвигов ( $e$  и  $g$ ) по аналогии с тензором напряжений составляют тензор деформаций, который позволяет определить  $e$  в любом направлении и  $g$  в любой плоскости

$$g = \begin{pmatrix} e_x & 1/2 g_{xy} & 1/2 g_{xz} \\ 1/2 g_{yx} & e_y & 1/2 g_{yz} \\ 1/2 g_{zx} & 1/2 g_{zy} & e_z \end{pmatrix}.$$

В случае, если три главных направления деформации (в которых все сдвиги равны 0) заранее известны и их можно совместить с координатными осями, тензор деформации характеризуется совокупностью трех главных удлинений

$$e = \begin{pmatrix} e_x & 0 & 0 \\ 0 & e_y & 0 \\ 0 & 0 & e_z \end{pmatrix}$$

При пластической деформации в процессе ОМД выполняется принцип постоянства объема деформируемого материала. Важным следствием постоянства объема является равенство нулю суммы трех главных удлинений:

$$e_1 + e_2 + e_3 = 0.$$

Отсюда становится ясно, что главные деформации не могут быть все одного знака. Таким образом, при объемной деформации в процессе ОМД возможны лишь три схемы главных деформаций в отличие от схем объемного напряженного состояния (как было показано, при ОМД возможны 4 схемы объемного напряженного состояния)

1) одна деформация положительная (деформация удлинения), а две других — отрицательные (деформации укорочения):  $e_1 = - (e_2 + e_3)$ . Обозначим эту схему деформированного состояния Д1;

2) одна деформация положительная, другая — отрицательная, а третья равна нулю  $e_1 = - e_2, e_3 = 0$ . Эту схему деформированного состояния обозначим как Д2;

3) две деформации положительные и одна — отрицательная:  $e_1 + e_2 = - e_3$ . Данную схему обозначим как Д3.

Графически эти случаи объемного деформированного состояния показаны на рис. 16.7.

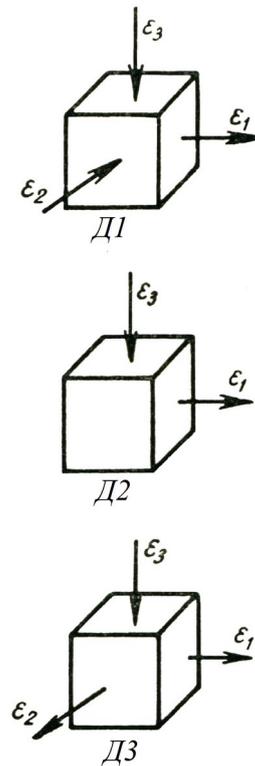


Рис. 16.7. Схемы деформированного состояния

## 16.6. Пластичность металлов.

### Механические схемы деформации при ОМД

Под пластичностью понимают способность металлов и сплавов к пластической деформации без разрушения. Пластичность характеризуют величиной максимальной пластической деформации в данных условиях до появления признаков разрушения (трещин). Пластичность зависит, во-первых, от свойств металла или сплава, определяемых его химическим составом и структурой, а также температурой, скоростью и степенью деформации — от природной пластичности металла. Во-вторых, пластичность зависит от механической схемы деформации, которая может повысить или понизить уровень природной пластичности металла.

Условием перехода металлического материала из упругого состояния в пластичное, то есть условием пластичности, является достижение в материале уровня напряжений (например, главных напряжений), при котором максимальное касательное напряжение достигает критического уровня. Для случая одноосного растяжения условие пластичности запишется следующим образом:

$$\sigma_1 = \sigma_T = 2\tau_{max},$$

откуда

$$\tau_{max} = \frac{\sigma_T}{2},$$

где  $\sigma_1$  — растягивающее напряжение,  $\sigma_T$  — предел текучести материала,  $\tau_{max}$  — максимальное касательное напряжение.

Другими словами, пластическая деформация металла при одноосном растяжении начнется в тот момент, когда растягивающее напряжение достигнет предела текучести или максимальное касательное напряжение достигнет величины, равной половине предела текучести металла.

Для объемного напряженного состояния условие пластичности записывается так (условие пластичности Мизеса)

$$(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2 = 2\sigma_T^2.$$

В практике часто используют упрощенное условие пластичности, которое называют условием пластичности Лоде

$$\sigma_1 - \sigma_3 = \beta\sigma_T,$$

где  $\beta$  — коэффициент Лоде, который изменяется от 1 до 1,15 в зависимости от величины  $\sigma_2$ .

Из условия пластичности Лоде следует, что при одноименных схемах напряженного состояния, например, при трехосном сжатии, максимальное деформирующее напряжение  $\sigma_1$  оказывается больше предела текучести материала ( $\sigma_1 = \beta\sigma_T + \sigma_3$ ), а при разноименных схемах главное деформирующее напряжение может оказаться даже меньше предела текучести ( $\sigma_1 = \beta\sigma_T - \sigma_3$ ).

Обобщенное представление о технологических процессах ОМД могут дать механические схемы деформации. Механическая схема деформации (МСД) — это возможная совокупность схем напряженного и деформированного состояний. Всего возможны 23 механические схемы. МСД определяет величину главного усилия, необходимого для реализации процесса, а также — технологическую пластичность деформируемого материала. В табл. 16.2 приведены механические схемы основных технологических процессов ОМД.

Таким образом, прессование является наиболее безопасным видом ОМД с точки зрения пластичности материала, однако для него требуются самые высокие усилия. Волочение требует минимальных усилий, но при данном виде ОМД значительно возрастает опасность разрушения заготовки (обрыва проволоки, например).

Таблица 16.2

Механические схемы деформации основных технологических процессов ОМД

Вид ОМД	Схема напряженного состояния	Схема деформации	Деформирующее усилие	Технологическая пластичность
Прессование	O1	Д1	Максимальное	Отличная
Прокатка	O1	Д2	Высокое	Хорошая
Ковка	O1	Д3	Среднее	Удовл.
Волочение	O2	Д1	Минимальное	Пониженная

## Глава 17. Технология ОМД

### 17.1. Технологические параметры ОМД

К технологическим параметрам, определяющим пластичность материала и его сопротивление деформации при конкретном виде ОМД, относят: температуру деформации (точнее — температурный интервал деформации), степень, скорость и дробность деформации.

#### 17.1.1. Температура деформации

Для того, чтобы представить классификацию видов ОМД в зависимости от температуры деформации, необходимо ввести понятия «наклеп» и «рекристаллизация» и описать их.

Вначале следует отметить, что кристаллические тела не обладают идеальной кристаллической структурой, а содержат различного рода «дефекты» — несовершенства кристаллической структуры (вакансии, межузельные атомы, дислокации, границы зерен), возникающие в результате смещения или удаления

атомов со своих мест в решетке. Если бы все реальные материалы имели совершенную структуру, они не обладали бы пластичностью и не поддавались обработке, необходимой для изготовления деталей.

По геометрическому признаку все дефекты кристаллического строения можно разбить на 4 группы:

1) нольмерные (точечные) дефекты. Это такие несовершенства кристаллического строения, размер которых по всем трем непараллельным направлениям сравним с размером атомов. К ним относят вакансии, межузельные атомы, атомы примесей;

2) одномерные (линейные) дефекты. Размер этих дефектов в двух направлениях сравним с размером атомов, а в третьем — много больше размера атомов. К таким дефектам относят дислокации (рис. 17.1). Дислокации считают наиболее важным видом несовершенств, определяющим механические свойства металлов, и в первую очередь — их прочность и пластичность;

3) двумерные (плоские) дефекты. Примером таких дефектов могут служить границы зерен;

4) трехмерные (объемные) дефекты. Их размер во всех трех направлениях значительно больше размера атомов. Такими дефектами являются чрезвычайно

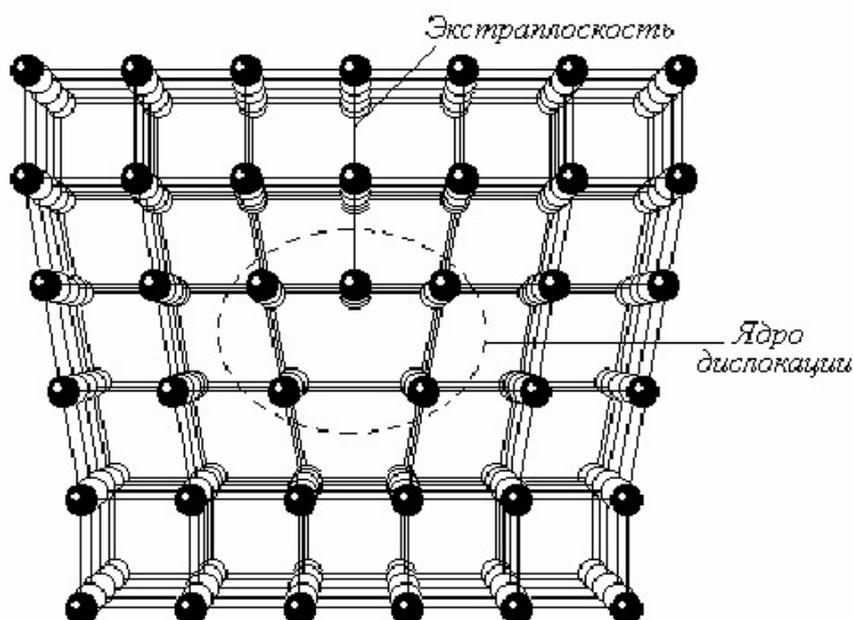


Рис. 17.1. Схема дислокации в кристаллической решетке

мелкие (дисперсные) частички вторых фаз: карбидов, нитридов, карбонитридов, интерметаллидов.

При наличии дислокаций сдвиг одной части металлического кристалла относительно другой не сопровождается разрывом межатомных связей, как это происходит в бездефектном идеальном кристалле, а происходит путем движения (скольжения) дислокаций. Гипотеза об участии дислокаций в пластической деформации кристаллов была выдвинута в середине 30-х годов прошлого века и лишь через 15—20 лет (после создания трансмиссионного электронного микроскопа) подтверждена экспериментально. Механизм пластической деформации, основанный на скольжении дислокаций, может быть сопоставлен с перемещением по полу ковра, на котором специально сделана складка (рис. 17.2).

Перемещение складки, требующее сравнительно небольших усилий, приводит к перемещению всего ковра в том же направлении. Функцию складки в металлических кристаллах выполняют дислокации. Перемещение дислокации на одно межатомное расстояние происходит без разрыва атомных связей и требует лишь небольшого смещения атомов вблизи ядра дислокации (на расстояние меньше межатомного).

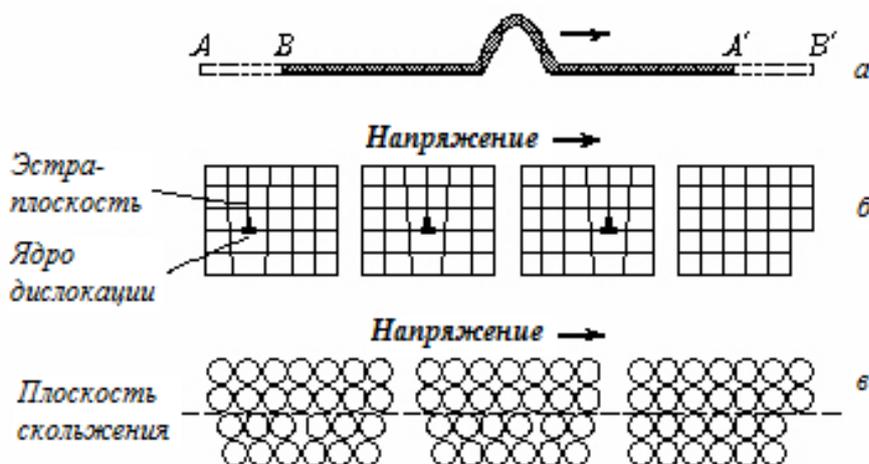


Рис. 17.2. Схема пластической деформации скольжением дислокаций:

*a* — складка ковра в качестве модели скольжения:

*AA'* — начальное положение, *BB'* — конечное положение;

*б* — перемещение дислокаций при скольжении;

*в* — схема смещений атомов вблизи ядра дислокации при скольжении

Таким образом, пластичность металлов (возможность сдвига) обусловлена наличием в них дислокаций и зависит от подвижности последних. В пластичных металлах дислокации легко подвижны. Затруднение движения дислокаций любыми методами приводит к упрочнению металлов и сплавов. Движение дислокаций затрудняют границы зерен и субзерен, упругие искажения кристаллической решетки (например, при увеличении концентрации инородных атомов), дисперсные включения (частицы второй фазы), а также другие дислокации. Другими словами, четырем основным группам дефектов кристаллического строения можно поставить в соответствие 4 основных механизма упрочнения металлов и сплавов. Упрочнение за счет повышения плотности точечных дефектов называют твердорастворным упрочнением. Упрочнение, происходящее в результате повышения плотности линейных дефектов — дислокационное (или деформационное) упрочнение.

Повышение прочности, наблюдаемое при повышении плотности межзеренных границ (при измельчении зерен) — зернограничное упрочнение. Наконец, упрочнение за счет образования дисперсных частиц второй фазы — это дисперсионное упрочнение.

Зная механизм пластической деформации и факторы, влияющие на подвижность дислокаций, можно предвидеть поведение металлов при различных внешних воздействиях и разрабатывать способы управления свойствами. Так, большинство применяемых на практике способов упрочнения металлов и их сплавов основано на увеличении плотности дислокаций. Чем больше механизмов торможения дислокаций реализовано в одном материале, тем выше будет его прочность и ниже пластичность.

Таким образом, любая пластическая деформация является результатом движения и одновременного генерирования новых дислокаций. У отожженных металлов плотность дислокаций, то есть суммарная длина всех линий дислокаций в единице объема, равна  $10^6 \dots 10^7$  см<sup>-2</sup>. Дислокации, как и другие несовершенства кристаллического строения, появляются в металлах в процессе кристаллизации, а при последующей обработке давлением и термической обработке их плотность и характер распределения могут существенно меняться.

**Наклепом** называют упрочнение металлов, происходящее в результате пластической деформации во время так называемой холодной обработки давлением (холодная прокатка и листовая штамповка, протяжка, волочение). При холодной пластической деформации изменяются не только механические, но и физико-химические свойства, а также и структура металла — зерна вытягиваются в направлении главной деформации, вследствие чего металл приобретает волокнистое строение.

Поскольку пластическая деформация осуществляется путем скольжения дислокаций, то, очевидно, что прочность и пластичность должны зависеть от количества дислокаций (рис. 17.3).

Наибольшая пластичность (и наименьшая прочность) достигается при равновесной плотности дислокаций  $\rho = 10^6 \dots 10^7 \text{ см}^{-2}$ . В процессе холодной пластической деформации происходит значительное увеличение плотности дислокаций (до  $10^{10} \dots 10^{12} \text{ см}^{-2}$ ) и, как следствие, упрочнение (наклеп). Это явление

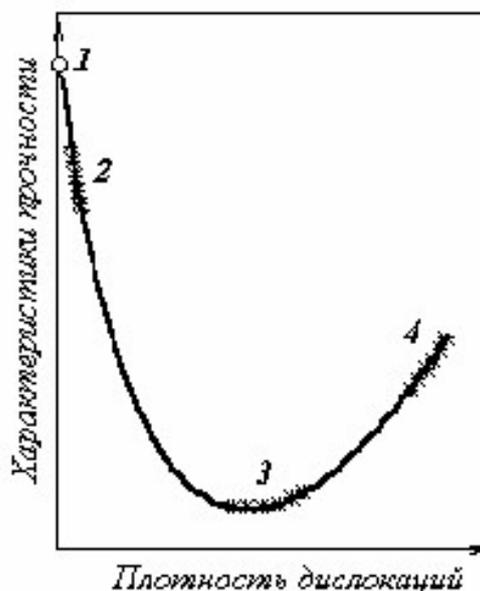


Рис. 17.3. Зависимость прочности металлов от плотности дислокаций (кривая Одингга):

1 — идеальный кристалл без дефектов;

2 — нитевидные кристаллы («усы»);

3 — отожженные металлы;

4 — металлы, упрочненные холодной пластической деформацией и другими способами, обеспечивающими высокую плотность дислокаций

широко применяют на практике для повышения прочности металлов. Во многих случаях для увеличения твердости, предела прочности, выносливости достаточно поверхностного наклепа (обкатка роликами, обработка стальной дробью). Однако при холодной обработке давлением (прокатка, волочение, штамповка) следует учитывать и отрицательное влияние наклепа, так как упрочнение металла в процессе деформирования затрудняет его дальнейшую обработку.

Для снятия наклепа и возвращения металлу способности деформироваться холоднодеформированный металл необходимо нагреть. При нагреве металла атомы приобретают повышенную подвижность, уменьшается плотность дефектов кристаллического строения, снимаются внутренние напряжения, образуются новые равноосные зерна. Это приводит к уменьшению твердости и прочности и к увеличению пластичности (рис. 17.4).

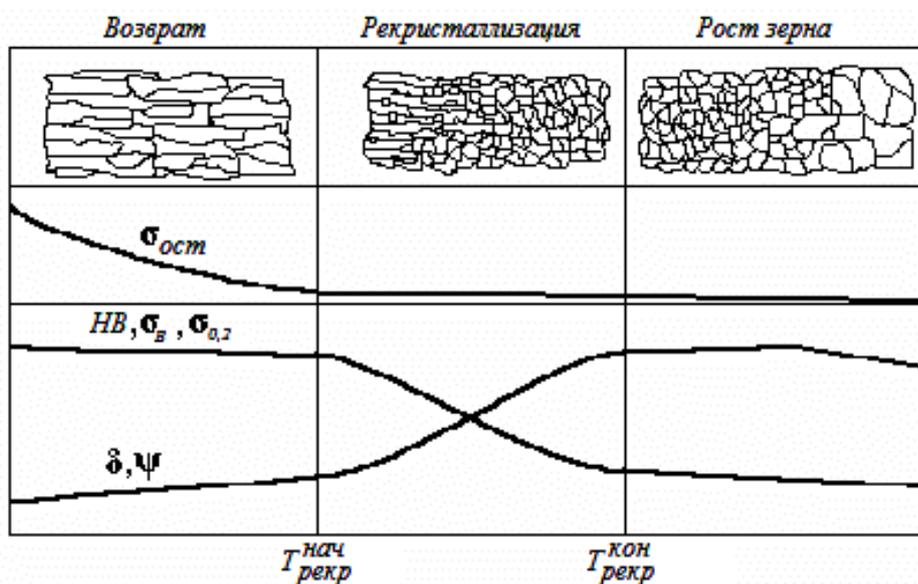


Рис. 17.4. Изменение структуры и свойств деформированных металлов при нагреве

Изменения в структуре и свойствах металла зависят от температуры нагрева. При этом, в процессе нагрева холоднодеформированного металла можно выделить три основных этапа.

1) **возврат**. Температура нагрева составляет 0,2—0,4 от температуры плавления. При таком нагреве инициируется движение точечных и линейных дефектов. Частично снимаются искажения решетки, что приводит к уменьшению

остаточных напряжений. Волокнистая структура металла, приобретенная в результате холодной пластической деформации, сохраняется. Механические свойства изменяются мало, а физико-химические свойства восстанавливаются, или другими словами, возвращаются к тому уровню, который был характерен для металла до холодной пластической деформации.

2) **рекристаллизация**. Температура нагрева несколько выше, чем 0,4 от температуры плавления. При таком нагреве инициируется перемещение не только точечных и линейных, но и плоских дефектов. Волокнистое строение постепенно исчезает и формируется новый комплекс мелких равноосных зерен.

Характеристики прочности при этом снижаются, а характеристики пластичности повышаются до уровня исходного недеформированного металла. В результате появляется возможность дальнейшей пластической деформации металла.

Величина рекристаллизованного зерна зависит от степени предшествующей деформации. Степень деформации, при которой получается наиболее крупное зерно, называется критической (для большинства металлов критическая деформация составляет 2...8 %). Крупнозернистый металл имеет, как правило, худшие механические свойства по сравнению с мелкозернистым. Если по сечению детали деформация различна, то после рекристаллизации будет наблюдаться разностепенность, которая отрицательно сказывается на механических свойствах.

3) **рост зерна (собираетельная рекристаллизация)**. Температура нагрева значительно выше, чем 0,4 от температуры плавления. Значительное увеличение температуры нагрева относительно температурного интервала рекристаллизации нежелательно, так как это приводит к значительному росту зерна (перегреву). При таком нагреве снижаются не только характеристик прочности, но и характеристики пластичности.

Температуру рекристаллизации (температурный порог рекристаллизации) для различных металлов можно оценить по формуле Бочвара

$$T_{\text{рекр}} = \alpha T_{\text{пл}},$$

где  $\alpha$  — коэффициент, зависящий от чистоты металла и структуры. Для металлов технической чистоты  $\alpha = 0,4$ ; для сплавов —  $\alpha = 0,5...0,85$  в зависимости от структуры.

Итак, рекристаллизация — это изменение структуры и свойств холоднодеформированного металла (снятие наклепа) при его последующем нагреве на температуру выше температурного порога рекристаллизации.

На практике для снятия наклепа применяют рекристаллизационный отжиг, который заключается в нагреве до температуры выше температуры рекристаллизации, выдержке при этой температуре и последующем охлаждении.

Таким образом, в самом простом случае ОМД в зависимости от температуры деформации можно разделить на холодную и горячую деформацию.

**Холодной деформацией** называют обработку давлением при температурах ниже температуры начала рекристаллизации. При холодной деформации рекристаллизация не происходит. Металл упрочняется, приобретает волокнистое строение. Зерна вытягиваются в направлении главного действующего усилия.

**Горячей деформацией** называют обработку давлением при температурах выше температуры начала рекристаллизации. В этом случае одновременно с деформацией происходит рекристаллизация металла: деформированные зерна практически мгновенно заменяются новыми равноосными. Высокая пластичность и низкая твердость и прочность сохраняются в течение всего процесса деформации. Наклепа не происходит.

Например, деформация свинца при комнатной температуре является горячей деформацией:  $T_{\text{рекр}} = 0,4 (327 + 273) = 240 \text{ K}$ , тогда  $T_{\text{рекр}} = (240 - 273) = -33 \text{ }^\circ\text{C}$ . Для железа деформирование при  $t = 300...400 \text{ }^\circ\text{C}$  является холодной обработкой давлением, так как температура начала рекристаллизации железа равна  $450 \text{ }^\circ\text{C}$ .

Чем больше превышение температуры обработки над температурой рекристаллизации, тем легче происходит горячая пластическая деформация металла или сплава. Наилучшей обрабатываемостью давлением обладают сплавы с однородной структурой. Например, доэвтектоидные стали подвергают горячей обработке давлением только в аустенитном состоянии ( $\gamma\text{-Fe}$ ). При более низких

температурах гетерогенная структура не обеспечивает однородность деформации (аустенит и феррит различаются по свойствам), что может привести к большим остаточным напряжениям и растрескиванию.

### 17.1.2. Степень деформации

В практике ОМД под степенью деформации обычно понимают условную относительную деформацию  $\varepsilon = \frac{\Delta l}{l_0}$  или  $\varepsilon = \frac{\Delta l}{l_0} \cdot 100\%$ , вдоль соответствующей оси.

Для более точной оценки степени деформации используют истинную деформацию по соответствующей оси  $e = \ln\left(\frac{l_k}{l_0}\right)$ . В инженерных расчетах при величине относительной деформации менее 0,1 (менее 1,0 %) принимают  $\varepsilon = e$ .

Для количественной оценки величины деформации часто используют коэффициенты деформации:

коэффициент осадки (или коэффициент обжатия),  $\eta = \frac{h_1}{h_0}$ , где  $h_1$  — конечная высота заготовки,  $h_0$  — начальная высота заготовки;

коэффициент уширения  $\beta = \frac{b_1}{b_0}$ , где  $b_1$  и  $b_0$ , соответственно конечная и начальная ширина заготовки;

коэффициент вытяжки  $\lambda = \frac{l_1}{l_0}$ , где  $l_1$  и  $l_0$  — соответственно конечная и начальная длина заготовки.

Как правило, при заданной температуре с повышением степени деформации сопротивление деформации увеличивается. Поскольку в ходе деформации температура заготовки будет неизбежно снижаться, начинают деформирование заготовки с максимальными степенями деформации, а по мере процесса степень деформации постепенно снижают.

### 17.1.3. Скорость и дробность деформации

Скоростью деформации  $w_x$  называют изменение степени деформации в единицу времени. В случае малых деформаций —  $w_x = \frac{de_x}{d\tau} = \frac{d\varepsilon_x}{d\tau}, c^{-1}$ .

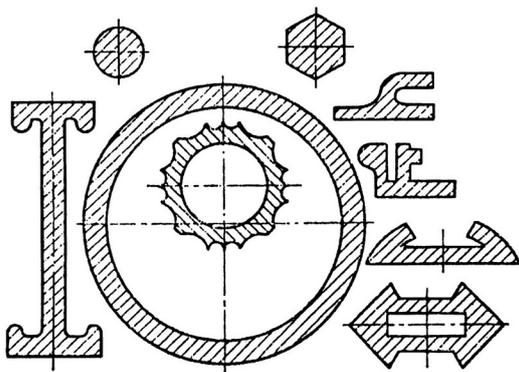
При осадке  $w_h = \frac{dh/h}{d\tau}$  величина  $\frac{dh}{d\tau} = V_h$  — это скорость хода инструмента (молота или бойка прессы). Этот параметр еще называют скоростью деформирования. Поэтому скорость деформации в данный момент времени в процессе осадки

$w_h = \frac{V_h}{h}$ . Следовательно, скорость деформации зависит от скорости деформирования и размера заготовки в направлении главной деформации.

Повышение скорости деформации приводит к увеличению сопротивления деформации материала, поэтому при чрезмерном увеличении скорости деформации возможно разрушение или неоднородность деформации заготовки, снижение стойкости или разрушение инструмента. С другой стороны, чрезмерное снижение скорости деформации приведет к существенному охлаждению заготовки, и, как следствие, — к повышению ее прочности и снижению пластичности, что грозит теми же последствиями. В связи со всем сказанным, скорость деформации должна быть оптимальной или приходится использовать дробную деформацию с остановками и промежуточными подогревами заготовки.

## 17.2. Виды ОМД

### 17.2.1. Прессование



Прессование — это процесс выдавливания металлической заготовки из замкнутого контейнера через отверстие в матрице. Механическая схема деформации для прессования: напряженное состояние  $O_1$  (трехосное сжатие), деформированное состояние  $D_1$

Рис. 17.5. Некоторые виды прессованных изделий

(сжатие по двум осям и растяжение по третьей оси). Это наиболее мягкая схема, позволяющая деформировать не только пластичные, но и весьма хрупкие металлы, такие как вольфрам, ниобий, молибден, хром и т.п.

В результате прессования можно получать изделия в виде прутков разнообразного сечения диаметром до 400 мм, труб диаметром до 800 мм, профилей сложного сечения площадью до 500 мм<sup>2</sup> и другие изделия, которые невозможно получить другими видами ОМД (рис. 17.5).

Различают два вида прессования: с прямым истечением металла, когда направление движения изделия совпадает с направлением движения пуансона (рис. 17.6, а), и с обратным истечением металла, когда направления движения изделия и пуансона противоположны (рис. 17.6, б).

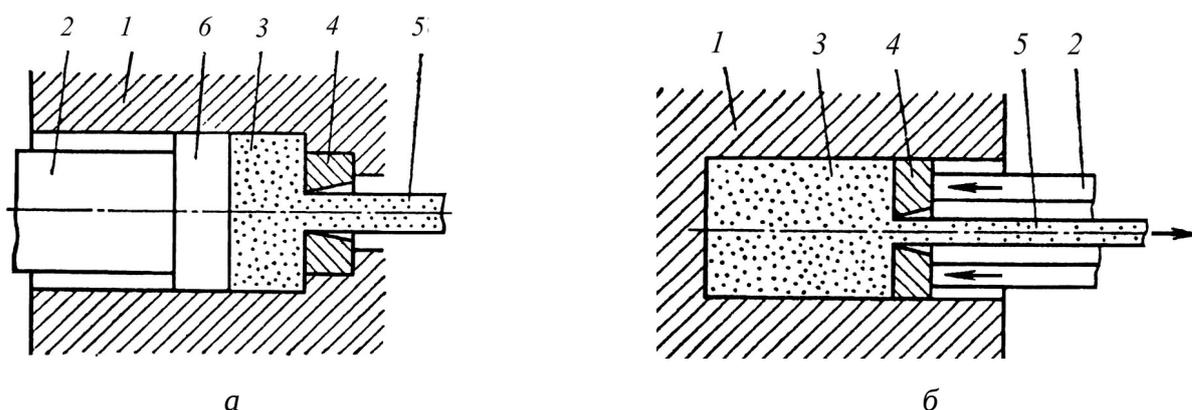


Рис. 17.6. Схемы прямого (а) и обратного (б) прессования:

1 — контейнер; 2 — пуансон; 3 — прессуемая заготовка; 4 — матрица; 5 — прессованное изделие;  
6 — пресс-шайба

Прессование осуществляют следующим образом: предварительно подогретую заготовку или слиток помещают в подготовленный (проверенный, смазанный и нагретый) контейнер. Производят распрессовку заготовки: при небольших усилиях деформируют заготовку до момента ее соприкосновения со стенками контейнера. Затем проводят собственно прессование. При этом деформируемый металл истекает через отверстие в матрице, приобретая форму изделия. Скорость истечения металла при прессовании весьма велика — примерно 1250 мм/с для изделий из алюминия и примерно 2500 мм/с для медных изделий. В общем случае нетрудно показать, что

скорость истечения изделия во столько раз больше скорости прессования (скорости перемещения пуансона), во сколько раз площадь поперечного сечения контейнера больше площади сечения изделия.

Силовыми установками для прессования являются гидравлические прессы, которые могут быть вертикальными и горизонтальными. Развиваемые прессами усилия весьма велики и могут достигать 250 МН.

Прямое и обратное прессование различаются величиной усилия прессования — при обратном прессовании отсутствуют силы трения между контейнером и деформируемой заготовкой, как следствие, усилие прессования при обратной схеме примерно на 30 % ниже, чем при прямом прессовании.

Преимущества прессования перед другими видами ОМД:

наиболее мягкая механическая схема деформации позволяет деформировать материалы с низкой природной пластичностью;

возможность получения сплошных и полых профилей сложной формы;

высокая точность размеров получаемых профилей;

возможность быстрого перехода от производства профиля одного типоразмера к другому за счет замены матрицы.

К основным недостаткам процесса прессования следует отнести высокий уровень деформирующего усилия, а также высокий процент отходов — масса металла, остающегося в контейнере после завершения прессования (так называемого пресс-остатка) может достигать до 18...20 %. Правда, следует отметить, что при обратном прессовании доля пресс-остатка уменьшается до 5...7 %.

### **17.2.2. Волочение**

Волочение — это вид ОМД, который заключается в протягивании заготовки через отверстие в инструменте — волоке (фильере).

Волочение применяют при производстве изделий малых сечений и относительно большой длины: проволоки, прутков, тонкостенных труб малого диаметра. Волочение с небольшими степенями деформации с целью придания изделию повышенной точности размеров и получения гладкой поверхности

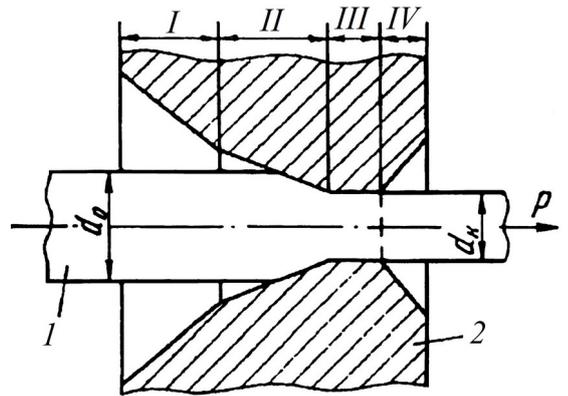


Рис. 17.7. Схема процесса волочения:  
 1 — заготовка; 2 — волока;  
 I — входная зона; II — рабочая зона;  
 III — калибровочная зона;  
 IV — выходная зона

называют калибровкой. Как правило, волочение осуществляют в холодном состоянии.

При волочении реализуется схема напряженного состояния О2 (сжатие по двум осям и растяжение по третьей оси). В связи с этим волочению можно подвергать только материалы, обладающие высокой природной пластичностью: алюминий и его сплавы, медь и ее сплавы, низкоуглеродистые стали.

Инструментом для волочения является воло́ка или фильера (рис. 17.7), которую изготавливают из материала, обладающего высокой износостойкостью, чаще всего — твердого сплава типа ВК2.

Профиль рабочего отверстия волоки состоит из 4-х зон: I — входная зона (входная воронка), которая служит для подвода смазки и деформируемой заготовки к следующей зоне; II — рабочая зона (рабочий конус), в которой собственно и происходит основная деформация заготовки; III — калибровочная зона (калибрующий пояс), который необходим для формирования окончательных размеров изделия; IV — выходная зона (выходная воронка), которая служит для предотвращения задира поверхности готового изделия о торец волоки.

Передний конец заготовки 1 заостряют и вставляют в коническое отверстие волоки 2. Тянущим усилием  $P$  заготовка протягивается через волоку, в рабочей зоне

которой происходит ее пластическая деформация. В результате площадь поперечного сечения заготовки уменьшается, а ее длина увеличивается.

Обычно окончательное изделие получают в результате протягивания заготовки последовательно через несколько фильер. При этом деформацию заготовки на какой-либо одной фильере называют переходом. При волочении проволоки за несколько переходов, суммарное относительное обжатие  $\psi$

$$\Psi = \frac{F_0 - F_k}{F_0} \cdot 100\%$$

где  $F_0$  и  $F_k$  — соответственно начальная и конечная площадь поперечного сечения заготовки), может достигать 90 % и более.

Степень деформации при волочении ограничивается прочностью переднего конца заготовки, к которому приложено тянущее усилие (усилие волочения). При достижении в переднем конце заготовки напряжений, превышающих предел прочности материала заготовки, происходит ее обрыв. Усилие волочения зависит от химического состава и структуры материала заготовки, коэффициента трения, геометрии осевого канала волокна, величины относительного обжатия заготовки при данном переходе.

**Оборудование и общая технология волочения.** При производстве проволоки применяют волочильные машины однократного и многократного волочения. Волочильные машины называют барабанными, если проволока наматывается на барабан, или шпульными, если проволоку наматывают на катушки.

Однократные барабанные волочильные машины используют при производстве проволоки диаметром 6 мм и более. Для производства проволоки диаметром менее 6 мм применяют многократные барабанные волочильные машины.

По диаметру готовой проволоки различают машины толстого (1,5...6 мм), среднего (0,8...1,5 мм) и тонкого (менее 0,8 мм) волочения. По кинематике процесса волочения различают машины со скольжением проволоки относительно поверхности тяговых барабанов и без скольжения.

Исходной заготовкой для однократных машин является катанка диаметром 8...20 мм. Катанку укладывают на свободно вращающийся конус. Конец катанки

заостряют и пропускают через рабочее отверстие волокни. Заостренный конец катанки захватывают клещами и осуществляют процесс волочения. После намотки двух—трех витков процесс волочения осуществляется за счет сил трения, возникающих между поверхностью тягового барабана и проволокой.

На машинах многократного волочения (рис. 17.8) проволоочная заготовка 1 протягивается одновременно через несколько волок 2. Современные машины многократного волочения имеют индивидуальный привод на каждый тяговый барабан 3 через редукторы 4. Это позволяет регулировать скоростной режим движения проволоки между соседними барабанами для обеспечения условия постоянства секундных объемов деформируемого металла, обязательное для непрерывных процессов.

Широкое применение для производства проволоки получили машины многократного волочения, работающие без скольжения. Эти машины называют машинами многократного волочения магазинной конструкции (рис. 17.9).

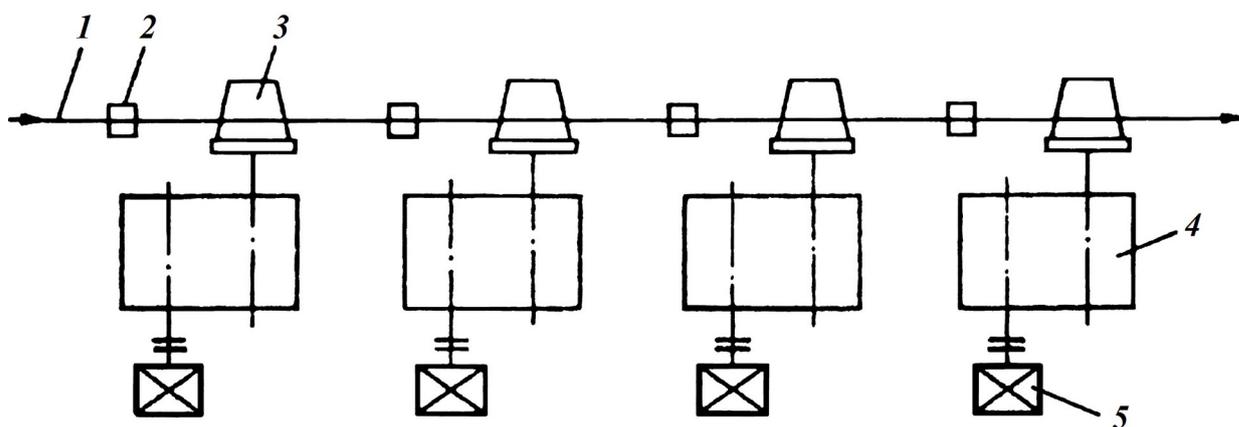


Рис. 17.8. Схема машины многократного волочения:

1 — проволока; 2 — фильера (волока); 3 — тяговый барабан;

4 — редуктор; 5 — электродвигатель

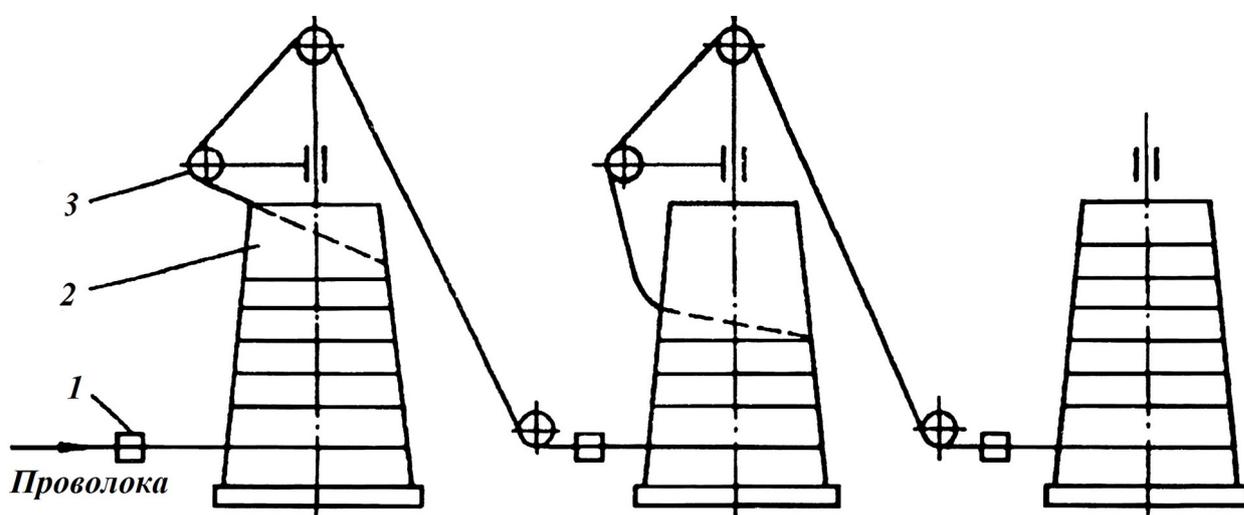


Рис. 17.9. Схема машины многократного волочения магазинного типа:

1 — волока; 2 — барабан; 3 — поводковое устройство

Частичное рассогласование условия постоянства секундных объемов металла компенсируется на этих машинах изменением количества витков проволоки на соседних барабанах 2. В зависимости от соотношения скорости выхода проволоки из предыдущей волоки 1 и скорости втягивания проволоки в последующую волоку поводковым устройством 3 с промежуточного барабана снимается (или добавляется) определенное число витков проволоки.

Как правило, степень обжатия металла в волоках подбирается таким образом, чтобы в процессе волочения запас проволоки на промежуточных тяговых барабанах постоянно увеличивался. При недостаточном числе витков тяговое усилие барабана

может оказаться недостаточным для протягивания проволоки через соответствующую волоку.

Машины многократного волочения без скольжения обладают следующими преимуществами: во-первых, обеспечивается более широкий сортамент производимой проволоки; во-вторых, благодаря большому числу волок (до 15) обеспечивается большая суммарная степень деформации.

Для производства прутков и труб используют машины с прямолинейным движением заготовки, на которых усилие волочения обеспечивается тяговым устройством клещевого типа.

Технологический процесс волочения, как правило, включает следующие операции: отжиг заготовки для повышения природной пластичности материала, кислотное или щелочное травление для удаления окалины с поверхности заготовки, острение концов заготовки, проводку заготовки через одну или несколько волок, собственно волочение и пр.

В процессе волочения силы трения в рабочем канале волоки приводят к увеличению усилия волочения, интенсивному изнашиванию рабочего канала волоки, увеличению расхода энергии. С целью снижения вредного влияния трения поверхность заготовки часто подвергают меднению, фосфатированию, известкованию и др. Кроме того, практически всегда в рабочую зону волоки подают жидкие смазочные составы.

Проволока общего назначения — воздушные токоведущие линии, полиграфическая и бердная проволока и др., — производится из низкоуглеродистых сталей с содержанием углерода не более 0,15 %. Исходной заготовкой для производства проволоки общего назначения диаметром 0,8...10 мм является катанка диаметром 6...10 мм. Катанку подвергают травлению и протягивают, в зависимости от диаметра на однократных или многократных волочильных машинах. При изготовлении тонкой проволоки предусматривают промежуточный рекристаллизационный отжиг с целью восстановления природной пластичности материала. Готовая проволока поставляется потребителям в упрочненном — холоднодеформированном или мягком — отожженном состоянии. Проволока для

холодной высадки на станках-автоматах проходит калибровку. Полиграфическая и кабельная проволока подвергается цинкованию.

### 17.2.3. Прокатка

Сущность прокатки заключается в том, что слиток или заготовка за счет сил трения втягивается вращающимися валками в зазор между ними, где и происходит деформация. Различают три вида прокатки:

продольная прокатка (наиболее распространенный вид прокатки);

поперечная прокатка;

косая прокатка.

При продольной прокатке валки вращаются в противоположные стороны, а деталь совершает поступательное движение, последовательно деформируясь. При поперечной прокатке валки вращаются в одну сторону и заставляют заготовку вращаться. Обжатие происходит в результате принудительного уменьшения зазора между вращающимися валками. При косой прокатке заготовку перемещают вдоль оси валков.

Механическая схема деформации при прокатке:  $O_1$ ,  $D_2$  (см. табл. 16.2). Прокатку осуществляют как в горячем, так и в холодном состоянии заготовки.

**Оборудование для прокатки.** Оборудованием для осуществления прокатки являются прокатные станы. Прокатный стан — это комплекс машин и орудий, обеспечивающих прокатку. Прокатный стан состоит из основного и вспомогательного оборудования. К основному оборудованию относят деформирующий агрегат с приводом — рабочую клетку. К вспомогательному оборудованию относят машины для перемещения проката, его резки на мерные части, правки, маркировки и др.

Основное оборудование, составляющее главную линию прокатного стана, состоит из рабочей клетки, шпинделей, шестеренной клетки, редуктора, главного электродвигателя (рис. 17.10). Деформирующим агрегатом является рабочая клетка, остальное оборудование необходимо для привода прокатных валков рабочей клетки.

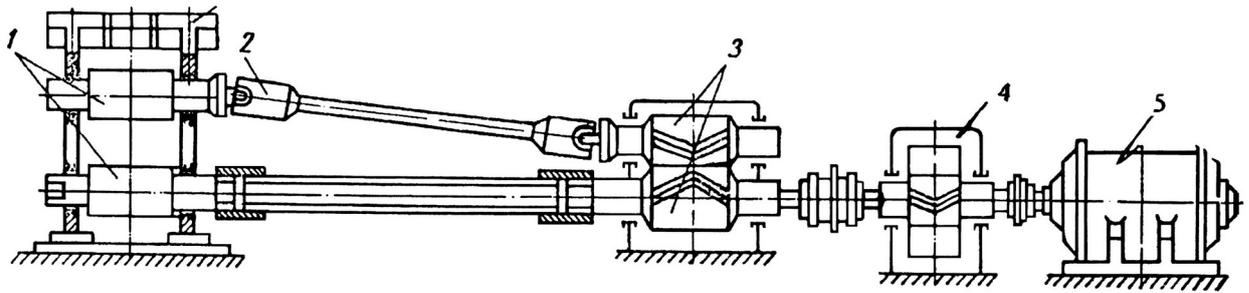


Рис. 17.10. Схема главной линии прокатного стана:

1 — рабочая клетка с валками; 2 — универсальный шпиндель; 3 — шестеренная клетка;  
4 — редуктор; 5 — электродвигатель

**Классификация прокатных станов.** Прокатные станы делят по количеству рабочих клеток на одноклетевые (рис. 17.11, а) и многоклетевые. Многоклетевые прокатные станы по расположению рабочих клеток могут быть: с линейным, последовательным, полунепрерывным и непрерывным расположением рабочих клеток (рис. 17.11, б—д).

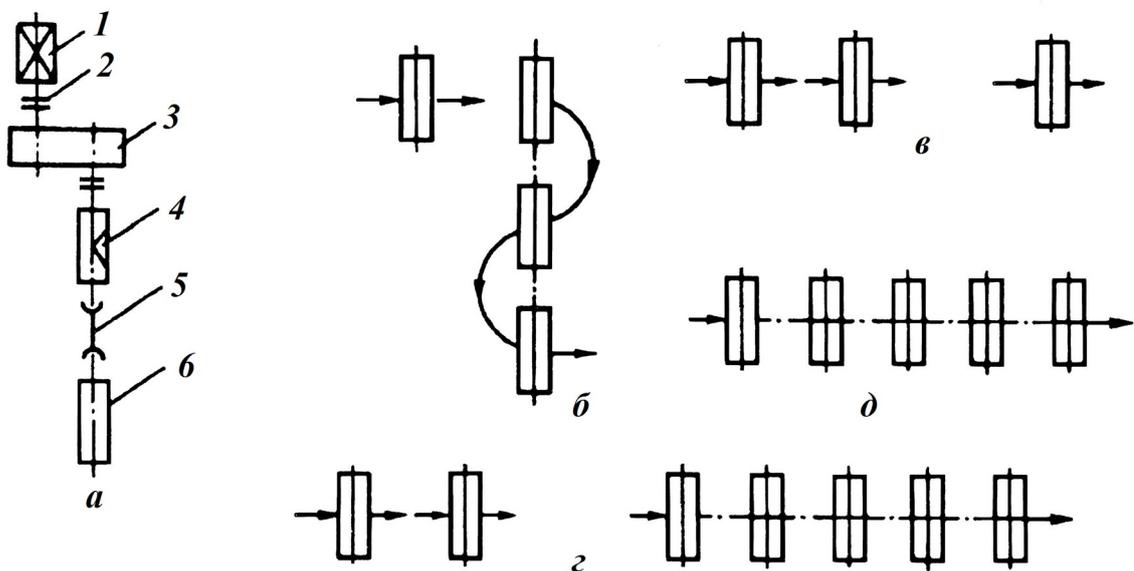


Рис. 17.11. Схемы расположения рабочих клеток прокатных станов:

а — одноклетевый прокатный стан: 1 — главный электродвигатель; 2 — соединительные муфты;  
3 — редуктор; 4 — шестеренная клетка; 5 — универсальные шпиндели; 6 — рабочая клетка;  
б — прокатный стан с линейным расположением рабочих клеток;  
в — прокатный стан с последовательным расположением рабочих клеток;  
г — прокатный стан с полунепрерывным расположением рабочих клеток;  
д — прокатный стан с непрерывным расположением рабочих клеток

По назначению прокатные станы делят на обжимные (блужинги и слябинги), заготовительные, листовые, сортовые прокатные станы, а также прокатные станы специального назначения. К специальным прокатным станам относят колесопркатные станы, станы для получения периодического проката (например, арматуры), станы для прокатки заготовок зубчатых колес и др.

По конструкции рабочих клеток (по числу и расположению рабочих валков) прокатные станы бывают двухвалковые, трехвалковые, четырехвалковые, шестивалковые и т.д. По расположению рабочих валков в клетке станы бывают: с горизонтальным расположением валков (рис. 17.12, а—д), с вертикальным расположением валков (рис. 17.12, е), с горизонтальными и вертикальными валками – универсальные прокатные станы (рис. 17.12, ж), с расположением валков под определенным углом к горизонту (рис. 17.12, з).

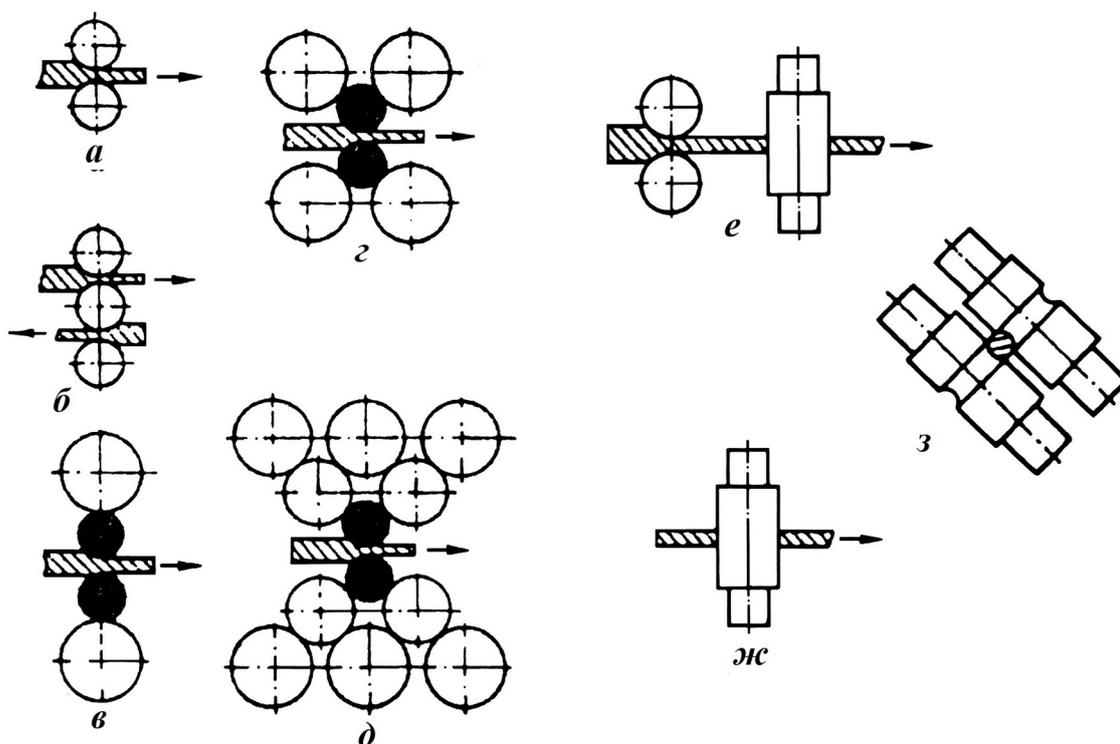


Рис. 17.12. Классификация рабочих клеток в зависимости от числа и расположения валков:

- а — двухвалковая клетка; б — трехвалковая; в — четырехвалковая; г — шестивалковая; д — двенадцативалковая; е — универсальная; ж — с вертикальным расположением валков; з — с расположением валков под углом  $45^\circ$

В большинстве случаев деформацию заготовки осуществляют двумя рабочими валками, а остальные валки — опорные, необходимы для придания жесткости и прочности всей системе.

Инструментом при прокатке является рабочий валок, который состоит из рабочей части 1 (бочки), шеек 2 (мест для подшипников) и тремов 3 (рис. 17.13). Валки изготавливают из чугуна, литой и ковanej стали марок 55Х, 60ХН, 9Х и др. Диаметр и длина бочки валка — основные параметры рабочей клетки, которые определяют название сортовых (диаметр валка) и листовых (длина бочки валка) прокатных станов. Так, например, диаметр валка чистовой клетки среднесортного стана «550» равен 550 мм, а длина бочки валка листопрокатного стана «1840» составляет 1840 мм.

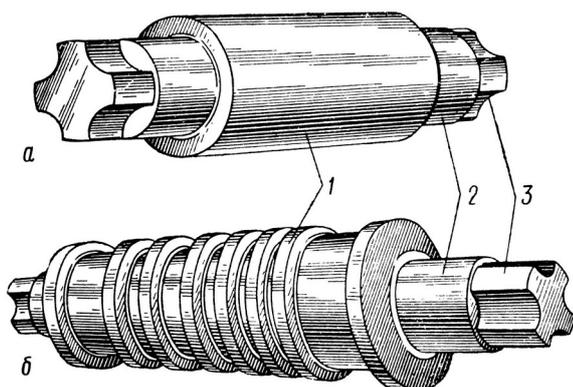


Рис. 17.13. Прокатные валки с гладкой бочкой (а) и калиброванные (б):

1 — бочки; 2 — шейки; 3 — тремы

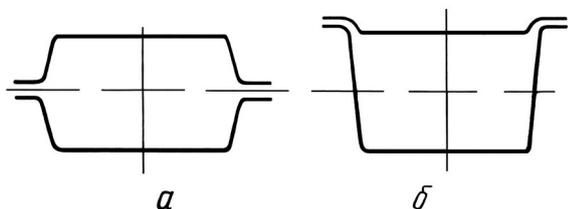


Рис. 17.14. Схема открытого (а) и закрытого (б) калибров

Бочка валка может быть гладкой (рис. 17.13, а), а может иметь выточки — ручки (рис. 17.13, б). Два соответствующих друг другу ручья верхнего и нижнего валков составляют

калибр. Калибры бывают открытые, если ось симметрии калибра не имеет изломов, и закрытые, если на оси симметрии калибра имеются изломы (рис. 17.14). Калибровкой прокатчики называют разработку системы калибров, необходимых для получения изделия заданной формы и размеров.

**Сортамент прокатной продукции.** Сортаментом называют перечень всех изделий, получаемых прокаткой. Сортамент проката делят на 5 основных видов: сортовой, листовой, трубный, специальный и периодический прокат.

Сортовой прокат подразделяют на сортовой прокат простого профиля — круг, квадрат, прямоугольник, шестигранник и т.д., и сортовой прокат фасонного профиля (фасонный сортовой прокат) — уголок, швеллер, тавр, двутавр и т.д. Кроме того, дополнительно выделяют фасонный сортовой прокат специального назначения, например, железнодорожные рельсы, профиль автомобильного обода.

Листовой прокат подразделяют на толстолистовой, толщиной 4-60 мм и тонколистовой толщиной до 4 мм.

Трубы (трубный прокат) делят на бесшовные диаметром от 50 до 650 мм и сварные диаметром до 2200 мм. Сварные трубы, кроме того, по форме сварного шва подразделяют на прямошовные и спиральношовные.

К специальному прокату относят шарики для шарикоподшипников, колеса железнодорожных вагонов и локомотивов, заготовки для зубчатых колес.

Периодический прокат — это катаные заготовки и изделия с сечением, периодически изменяющимся по длине изделия. Типичным примером периодического проката является строительная арматура.

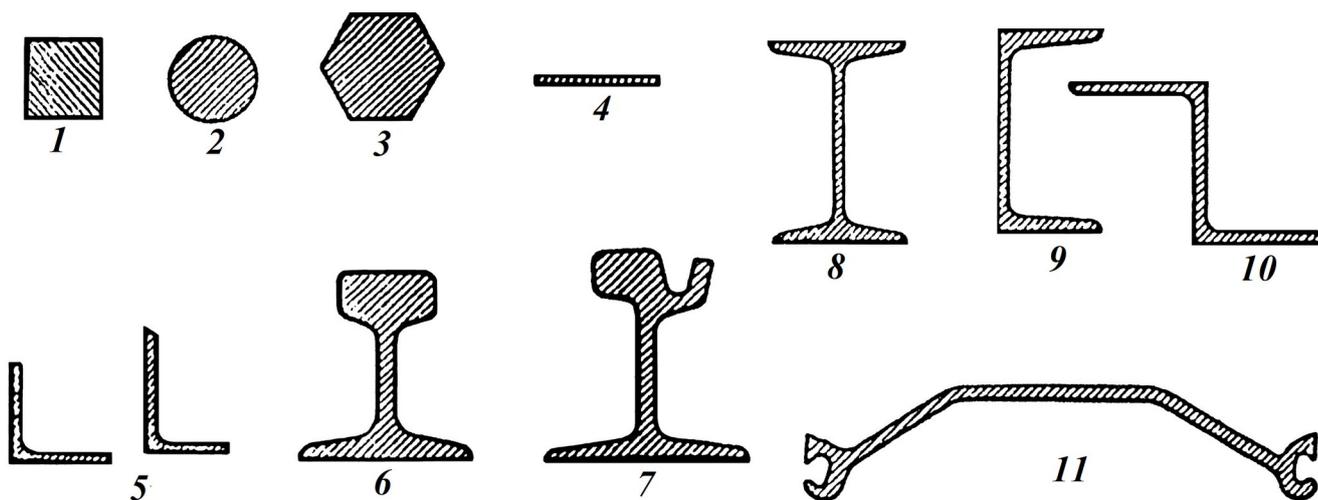


Рис. 17.15. Некоторые виды прокатной продукции:

- 1 — квадрат; 2 — круг; 3 — шестигранник; 4 — лист; 5 — уголки;  
6 — железнодорожный рельс; 7 — трамвайный рельс; 8 — двутавровая балка;  
9 — швеллер; 10 — зетовый профиль; 11 — шпунт

Некоторые виды прокатной продукции приведены на рис. 17.15.

**Технологические схемы прокатного производства на металлургических заводах.** В настоящее время на металлургических заводах применяют две основные технологические схемы производства проката.

Традиционная схема заключается в том, что слитки, полученные методом сифонной разливки, нагревают в печах и прокатывают на мощных обжимных прокатных станах — блюмингах и слябингах. Продукцией блюминга является блюм — заготовка квадратного сечения, продукция слябинга — сляб — заготовка прямоугольного сечения.

Блюмы поступают на непрерывные заготовительные станы, на которых получают заготовки различного поперечного сечения. Затем эти заготовки прокатывают на сортовых прокатных станах для получения сортового проката или на специальных станах, продукцией которых является фасонный сортовой прокат специального назначения.

Слябы прокатывают на непрерывных широкополосных станах для получения полосовой заготовки, которую затем прокатывают на листопрокатных станах холодной прокатки для получения листа.

Все более широкое использование непрерывной разливки сталей позволяет применить и более прогрессивную технологическую схему получения проката — полученная непрерывнолитая заготовка, минуя обжимные станы (блюминги и слябинги), сразу передается на непрерывные заготовительные или широкополосные станы. Данная схема позволяет исключить из технологического цикла трудоемкие операции получения слитков, их нагрев и прокатку на обжимных станах.

#### **17.2.4. Ковка и штамповка**

**Ковка** — это вид ОМД, при котором формообразование изделий (поковок) происходит под действием удара бойка молота или нажима бойка прессы на заготовку, лежащую на опоре. При ковке металл заготовки имеет возможность свободно деформироваться в горизонтальной плоскости, поэтому ковку часто называют свободной ковкой.

Свободная ковка бывает ручной и машинной. Ручная ковка — это древнейший вид ОМД. Ручную ковку осуществляют с помощью ударов ручного молота (кувалды) по поверхности заготовки, лежащей на наковальне. В процессе ручнойковки участвуют два человека: молотобоец, который ударами двуручного молота деформирует заготовку, и кузнец, который ударами маленького молоточка на длинной ручке указывает место, куда должен быть нанесен следующий удар молота или клещами переворачивает (кантует) заготовку.

Ручную ковку в настоящее время используют для изготовления художественных изделий из металла, а также — для мелких ремонтных работ.

В промышленном производстве используют машинную ковку, которую осуществляют на пневматических или паровоздушных молотах, а также — на гидравлических прессах.

Исходной заготовкой для машиннойковки являются стальные слитки или горячекатаный сортовой прокат. Масса исходной заготовки может составлять от нескольких килограммов до 300 тонн.

Для получения поковок массой до 1 т обычно используют пневматические молоты, для поковок массой 1...3 т паровоздушные молоты, а для крупных поковок массой 3 т и более — гидравлические прессы.

Принципиальная схема пневматического молота для изготовления поковок массой до 250 кг показана на рис. 17.16.

Основными узлами молота являются баба 1 и шабот 3, на которых закреплены бойки — верхний 2 и нижний 4.

Массивный стальной шабот установлен на независимом от станины молота фундаменте. С целью увеличения КПД установки и уменьшения вибрации масса шабота должна быть в 10—15 раз больше подвижной массы. Подвижную (ударную) массу составляют баба и верхний боек. Рабочий 5 и компрессорный 7 цилиндры выполняются заодно со станиной молота 6. Поршень компрессорного цилиндра приводится в движение кривошипно-шатунным механизмом 8.

Поршень компрессора, совершая возвратно-поступательное движение, нагнетает сжатый воздух в верхнюю часть рабочего цилиндра, сообщая бабе

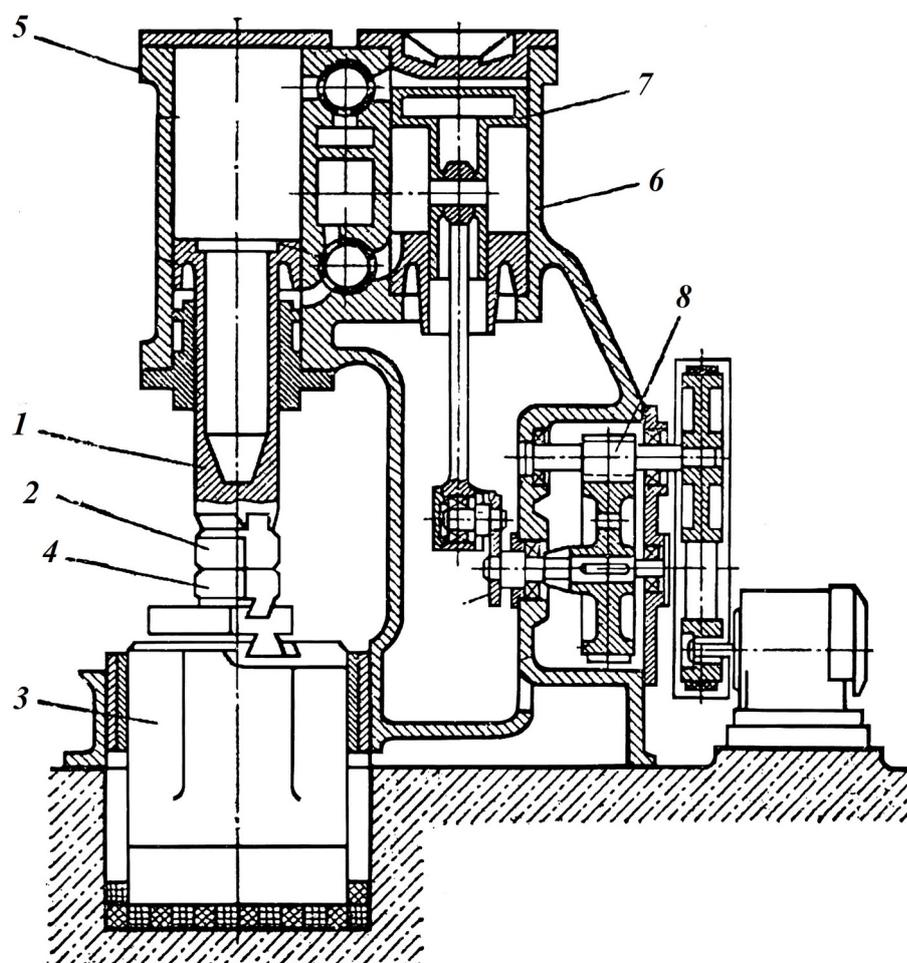


Рис. 17.16. Принципиальная схема пневматического молота для свободнойковки:  
 1 — баба; 2 — верхний боек; 3 — шабот; 4 — нижний боек; 5 — рабочий цилиндр;  
 6 — станина; 7 — компрессорный цилиндр; 8 — кривошипно-шатунный механизм

дополнительное ускорение. Подъем бабы осуществляют, подавая воздух в нижнюю часть рабочего цилиндра. Величину дополнительного ускорения бабы с бойком регулируют с помощью крана.

При падении ударная масса приобретает кинетическую энергию, которая и позволяет деформировать заготовку.

Основными технологическими операциями при машинной ковке являются:

1) осадка — увеличение поперечного сечения заготовки за счет уменьшения ее высоты;

2) высадка — это осадка части заготовки. Высадку применяют, например, для формирования головок очень крупных болтов;

3) вытяжка (или протяжка) — увеличение длины заготовки за счет уменьшения ее поперечного сечения — операция, обратная осадке;

4) прошивка — формирование сквозных и глухих (несквозных) отверстий;

5) раскатка — утонение стенок трубных заготовок;

6) рубка — разделение исходной заготовки на части;

Кроме перечисленных операций в процессековки могут применять и другие, более сложные операции: гибку, скручивание, раскатку, разгонку, правку, кузнечную сварку и др.

**Особенности технологииковки.** Ковка является горячей обработкой. Температурный интервалковки, в первую очередь, зависит от химического состава материала. Для различных металлов и сплавов его определяют по соответствующим диаграммам состояния. В табл. 17.1 приведены температурные интервалыковки для углеродистых и легированных сталей.

Таблица 17.1

Температурный интервалковки для различных сталей

Вид стали	Химический состав	Температурный интервалковки	
		Началоковки, °С	Окончаниековки, °С
Углеродистые стали	менее 0,30 % С	1150...1200	800...850
	0,30...0,50 % С	1100...1150	800...850
	0,50...0,90 % С	1050...1100	800...850
	более 0,90 % С	1000...1050	800...850
Легированные стали	низколегированные	1100	825...850
	среднелегированные	1100...1150	850...875
	высоколегированные	1150	875...900

Размеры поковки. Линейный размер поковки должен быть больше соответствующего номинального размера (размера в чертеже) на величину припуска и величину напуска, а, кроме того, — учитывать допуск на размер

$$L_{\text{пок}} = L_{\text{ном}} + \Delta L_{\text{прип}} + \Delta L_{\text{нап}} \pm \Delta L_{\text{доп}}$$

Припуск — это превышение номинального размера поковки, учитывающее наличие дефектного поверхностного слоя и неровности поверхности. Величина припуска зависит от размеров поковки — на мелких поковках припуск не превышает 3 мм, на средних припуск составляет 5...7 мм, а на крупных поковках припуск может изменяться от 15 до 40 мм.

Напуском называют слой металла сверх припуска, необходимый для упрощения конфигурации поковки. Допуск — допустимое отклонение размеров поковки от номинального.

Масса заготовки должна превышать массу готовой поковки на величину угара (окисления) и величину металла под припуски. Угар составляет 2...3 % от массы поковки, масса металла под припуски колеблется от 5 до 20 % от массы поковки, поэтому масса заготовки должна быть больше массы готовой поковки на величину угара и величину массы металла под припуски

$$m_{\text{заг}} = m_{\text{пок}} + m_{\text{угар}} + m_{\text{прип}}$$

Режим охлаждения послековки. Ускоренное охлаждение послековки может привести к образованию трещин, особенно в сталях с высоким содержанием углерода и легирующих элементов, поэтому охлаждению на воздухе подвергают только нелегированные или низколегированные стали с содержанием углерода не выше 0,50 %. Высокоуглеродистые нелегированные, а также – среднеуглеродистые среднелегированные стали охлаждают в специальных подогреваемых ямах (копильниках). Высоколегированные стали и сплавы охлаждают вместе с печью.

**Штамповка.** Следует различать объемную и листовую штамповку. Объемную штамповку можно считать разновидностьюковки с той лишь разницей, что при штамповке пластическое течение металла в горизонтальной плоскости ограничено стенками инструмента (штампа). Штамп состоит из двух половин: верхней и нижней. В каждой из половин штампа вырезан контур половины получаемой детали — так называемый ручей. В завершающий момент штамповки ручки верхней и нижней половин штампа образуют замкнутый объем, по форме и размерам соответствующий получаемой детали.

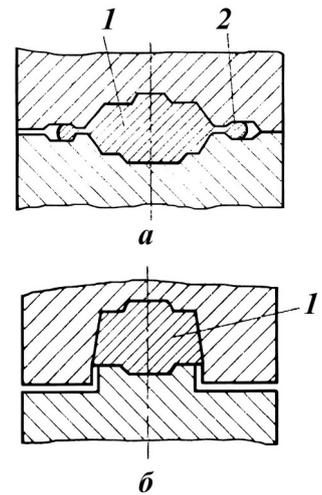


Рис. 17.17. Схема  
штамповки в открытом (а)  
и закрытом (б) штампах:  
1 — ручей штампа,  
2 — облой

**Объемная штамповка** бывает двух видов: в открытых и закрытых штампах. Открытый штамп по внешнему контуру ручьев имеет небольшой дополнительный объем — облойную канавку, в которую вытекает избыток металла (рис. 17.17, а). В связи с этим при открытой (облойной) штамповке объем заготовки несколько больше объема готовой детали (штамповки). Закрытый штамп выполнен так, что верхняя и нижняя половины штампа точно сопрягаются друг с другом, т.е. облойная канавка в закрытых штампах отсутствует (рис. 17.17, б). Объем заготовки при закрытой штамповке равен объему готовой детали.

Оборудованием для объемной штамповки являются штамповочные молоты. В отличие от молотов для свободнойковки, в штамповочных молотах должно обеспечиваться точное совпадение ручьев верхней и нижней половин штампа. Для этого шабот штамповочного молота жестко связан с его станиной, а для фиксированного перемещения бабы молота предусмотрены специальные направляющие. Кроме штамповочных молотов для штамповки применяют кривошипные прессы, горизонтально-ковочные машины, гидравлические прессы.

**Листовая штамповка** — это процесс получения пространственных тонкостенных изделий из листовой заготовки. Листовая штамповка, как правило, является холодной деформацией.

Основными технологическими операциями листовой штамповки являются: отрезка, вырубка, гибка, свертка, вытяжка, формовка и др. (рис. 17.18).

*Отрезка* — отделение части листа требуемых размеров. Выполняется на ножницах с параллельными или наклонными режущими кромками.

*Вырубка* — отделение части листа по замкнутому контуру. Осуществляют в штампах с помощью пуансона и матрицы.

*Гибка* — придание листовой заготовке криволинейной формы или формирование углов.

*Свертка* — придание исходной листовой заготовке в форме диска определенного диаметра формы стакана.

*Вытяжка без утонения* — увеличение высоты стакана и уменьшение его диаметра без изменения толщины стенки.

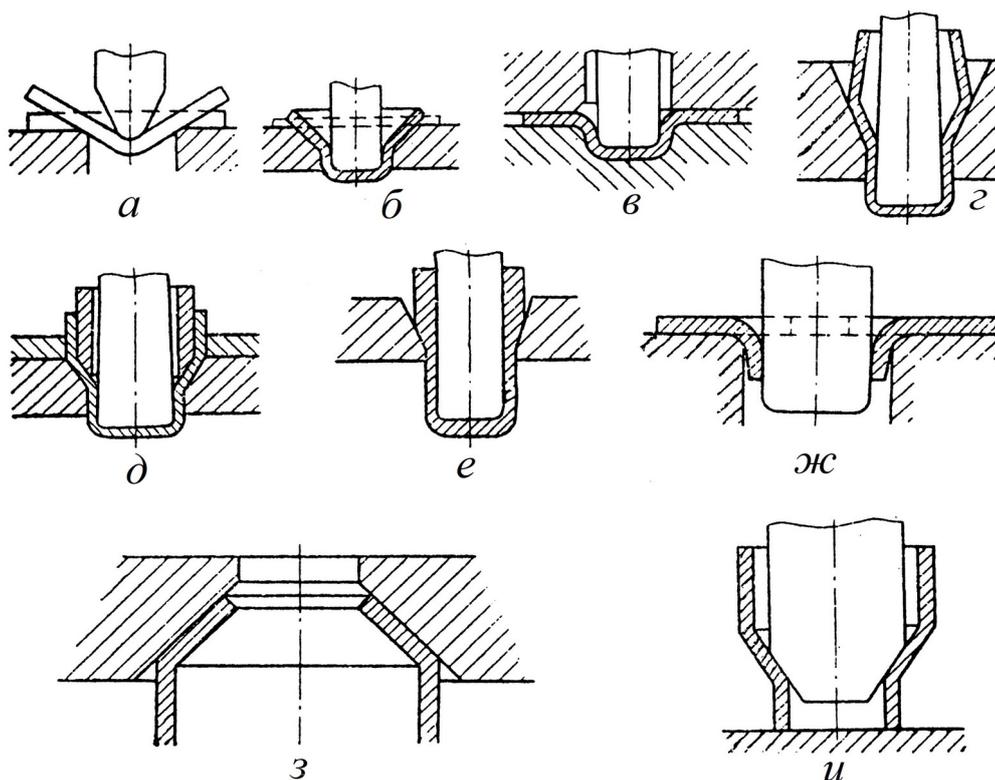


Рис. 17.18. Схемы основных операций холодной листовой штамповки:

- а — гибка; б — свертка; в — свертка с прижимом; г — вытяжка без утонения стенки;  
 д — вытяжка без утонения стенки с прижимом; е — вытяжка с утонением стенки;  
 ж — отбортовка; з — обжим; и — раздача

*Вытяжка с утонением* — увеличение высоты стакана с одновременным уменьшением толщины его стенки при постоянно внутреннем диаметре.

*Отбортовка* — формирование бортика по внешнему или внутреннему контуру предварительно пробитой заготовки.

*Обжим* — операция уменьшения диаметра полой заготовки на определенном участке по длине заготовки.

*Раздача* — увеличение диаметра полой заготовки на определенной ее длине.

Листовую штамповку осуществляют на листоштамповочных прессах. Гидравлические прессы применяют для горячей и холодной штамповки крупногабаритных толстолистовых изделий.

### Вопросы для самоконтроля

1. Назовите известные Вам способы обработки металлов давлением.
2. Что такое нормальные и касательные напряжения?
3. Что такое коэффициент мягкости напряженного состояния?
4. Дайте характеристику схем объемного напряженного состояния.
5. Сколько вы знаете схем деформированного состояния?
6. Что такое наклеп и рекристаллизация?
7. Объясните различие между холодной и горячей деформацией.
8. При каких температурах осуществляются холодная и горячая обработка давлением?
9. Как изменяют степень деформации в процессе ОМД?
10. Дайте характеристику двум основным технологическим схемам производства проката.
11. Назовите основные виды прокатки.
12. Какие виды прокатной продукции вы знаете?
13. Какой прокат называют сортовым, фасонным?
14. Какие способы разделки проката на штучные заготовки Вам известны?
15. Какой способ обработки металлов давлением называют прессованием?
16. Какие виды прессования вам известны и в чем их отличия?
17. В чем принципиальное отличие волочения от прессования?
18. В каких случаях для получения заготовок целесообразно использовать ковку, в каких горячую объемную штамповку?
19. С какой целью исходная заготовка подвергается предварительному нагреву при ковке и горячей объемной штамповке?
20. Укажите известные вам виды объемной штамповки.
21. Какие способы охлаждения поковок Вам известны?
22. Назовите основные ковочные операции.
23. Какие типы молотов используются в кузнечном производстве?
24. В чём состоит принципиальная разница в процессах формообразования поковки на ковочных молотах и прессах?

25. Объясните разницу между закрытыми и открытыми штампами, подкладными и закреплёнными.
26. В чём заключается главная отличительная черта штампов горизонтально-ковочных машин?
27. Изложите общую последовательность проектирования штампованной поковки.
28. Какие способы очистки поверхностей поковок Вам известны?
29. Какие физико-химические процессы происходят на поверхности нагретого металла при его взаимодействии с окружающей атмосферой?
30. К появлению каких неисправимых дефектов это приводит?

## Список литературы

1. Воскобойников В.Г. Общая металлургия: учебник для вузов / В.Г. Воскобойников, В.А. Кудрин, А.М. Якушев. — М.: Металлургия, 1985. — 480 с.
2. Воскобойников В.Г. Общая металлургия: учебник для вузов / В.Г. Воскобойников, В.А. Кудрин, А.М. Якушев. — М.: ИКЦ «Академкнига», 2005. — 768 с.
3. Грачев В.А. Металлургия литейного производства: учеб. пособие / В.А. Грачев, С.А.Расулов. — **Казань.**: Укитувчи, 1987. — 304 с.
4. Гуляев А.П. Металловедение / А.П. Гуляев. — М.: Металлургия, 1977. — 646 с.
5. Дриц М.Е. Технология конструкционных материалов и материаловедение: учебник для вузов / М.Е. Дриц, М.А. Москалев – М.: Высш. шк., 1990. — 447 с.
6. Еланский Г.Н. Основы производства и обработки металлов: учебник / Г.Н. Еланский, Б.В. Линчевский, А.А.Кальменев. — М.: МГВМИ, 2005. — 416 с.
7. Краткий справочник химика / В.И.Перельман. — М.; Л.: Химия, 1964 .— 620 с.
8. Кудрин В.А. Металлургия стали: учебник для вузов / В.А. Кудрин. — М.: Металлургия, 1989. — 560 с.
9. Курдюмов А.В. Литейное производство цветных и редких металлов / А.В. Курдюмов, М.В. Пикунов, В.М. Чурсин. — М.: Металлургия, 1972, — 496 с.
10. Ладыгичев М.Г. Сырье для черной металлургии: справ. издание: в 2 т. / М.Г. Ладыгичев, В.М. Чижикова. — М.: Теплоэнергетик, 2002. — **Ч. 1. — с.; Ч. 2. — с.**
11. Либенсон Г.А. Процессы порошковой металлургии: учебник для вузов: в 2 ч. / Г.А. Либенсон, В.Ю. Лопатин, Г.В. Комарницкий. — М.: МИСИС, 2001, 2002. — Ч.1. — 336 с.; Ч. 2. — 320 с.
12. Литейное производство: учебник / **под ред. Курдюмова А.В.** — М.: Машиностроение, 1987. — 256 с.
13. Мастеров В.А. Теория пластической деформации и обработка металлов давлением / В.А. Мастеров, В.С. Берковский. — М.: Металлургия, 1976. — 352 с.

14. *Материаловедение и технология конструкционных материалов: учебник* / [В.Б. Арзамасов, А.Н. Волчков, В.А. Головин и др.; под ред. В.Б.Арзамасова, А.А.Черепихина]. — М.: Издательский центр «Академия», 2007. — 448 с.
15. *Медовар Б.И. Металлургия вчера, сегодня, завтра* / Б.И. Медовар; отв. ред. Г.А. Бойко. — Киев: Наук. думка, 1990. — 192 с.
16. *Металлургия черных и цветных металлов: учебник* / [Е.В. Челищев, П.П. Арсентьев, В.В. Яковлев, Д.И. Рыжонков]. — М.: Metallurgy, 1993. — 447 с.
17. *Митрохович Н.Н. Материаловедение: учеб. пособие* / Н.Н. Митрохович, С.С. Югай. — Пермь: Перм.гос.техн.ун-т, 2004. — 112 с.
18. *Основы теории обработки металлов давлением: учебник* / [И.И. Иванов, А.В. Соколов, В.С. Соколов и др.] — М.: ФОРУМ: ИНФРА-М, 2007. —144 с.
19. *Пикунов М.В. Плавка металлов, кристаллизация сплавов, затвердевание отливок: учебное пособие* / М.В. Пикунов. — М.: МИСиС, 2005. — 416 с.
20. *Салтыков В.А. Технологии машиностроения. Технологии заготовительных производств: учебное пособие* / В.А. Салтыков, Ю.М. Аносов, В.К. Федюкин. — СПб.: Изд-во Михайлова В.А., 2004. — 336 с.
21. *Смирнов М.А. Основы термической обработки стали: учебное пособие* / М.А. Смирнов, В.М. Счастливец, Л.Г. Журавлев. — М.: Наука и технологии, 2002. — 519 с.
22. *Солнцев Ю.П. Материаловедение: учебник для вузов* / Ю.П. Солнцев, Е.И. Пряхин. — СПб.: ХИМИЗДАТ, 2007. — 784 с.
23. *Сталь на рубеже столетий* / колл. авторов; под науч. ред. Ю.С. Карабасова. — М.: МИСИС, 2001. — 664 с.
24. *Схиртладзе А.Г. Проектирование и производство заготовок: учебник* / А.Г. Схиртладзе, В.П. Борискин, А.В. Макаров. — Старый Оскол: ООО «ТНТ», 2006. — 448 с.
25. *Схиртладзе А.Г. Технологические процессы в машиностроении: учебник* / А.Г. Схиртладзе, С.Г. Ярушин. — Пермь, Перм. гос. техн. ун-т, 2006. — 496 с.

26. Технология литейного производства: литье в песчаные формы: учебник / А.П. Трухов, Ю.А. Сорокин, М.Ю. Ершов и др.; под ред. А.П. Трухова. — М.: Издательский центр «Академия», 2005. — 528 с.
27. Технология литейного производства: специальные виды литья: учебник / Э.Ч. Гини, А.М. Зарубин, В.А. Рыбкин; под ред. В.А. Рыбкина. — М.: Издательский центр «Академия», 2005. — 352 с.
28. Технология литейного производства: учебник / [Б.С. Чуркин, Э.Б. Гофман, С.Г. Майзель, А.В. Афонаскин, В.М. Миляев, А.Б. Чуркин, А.А. Филиппенков; под ред. Б.С. Чуркина]. — Екатеринбург: Изд-во Урал. гос. проф.-пед. ун-та, 2000. — 662 с.
29. Технология металлов и материаловедение / Б.В. Кнорозов, Л.Ф. Усова, Третьяков А.В. и др. — М.: Metallurgia, 1987. — 800 с.
30. Толковый металлургический словарь. Основные термины / Г.А. Лопухов, В.А. Цирульников, В.И. Куманин и др.; под редакцией В.И. Куманина. — М.: Рус. яз., 1989. — 466 с.
31. Физические основы пластической деформации: учебное пособие для вузов / П.И. Полухин, С.С. Горелик, В.К. Воронцов. — М.: Metallurgia, 1982. — 584 с.
32. Филиппов С.И. Теория металлургических процессов / С.И. Филиппов. — М.: Metallurgia, 1967. — 278 с.
33. Циммерман Р. Металлургия и материаловедение: справ. изд. [пер с нем.] / Р. Циммерман, К. Гюнтер. — М.: Metallurgia, 1982. — 480 с.
34. Шишляев В.Н. Железоуглеродистые литейные сплавы: учеб. пособие / В.Н. Шишляев. — Пермь: изд-во Перм. гос. техн.ун –та, 2005. — 162 с.
35. Шишляев В.Н. Кристаллизация и литейные свойства сплавов: учеб. пособие / В.Н. Шишляев. – Пермь: изд-во Перм. гос. техн. ун-та, 2008. — 260 с.
36. Энциклопедический словарь-справочник по металлургии / под ред. Г.В. Коршикова. — Липецкое издательство Госкомпечати РФ, 1998. — 779 с.